

Некоммерческое акционерное общество  
Карагандинский технический университет

«Допущен к защите»  
Зав. кафедрой ТОМиС  
Юрченко В.В.  
(подпись) (инициалы, фамилия)  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2020 г.

# ***ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ***

**на тему:** Расчет и выбор дробильно-сортировочного оборудования в  
условиях ТОО «Алтай Полиметаллы»

по специальности – 5В072400 «Технологические  
машины и оборудование (по отраслям)»

Выполнил студент  
группы ТМО-18зВВ

Д.Ж.Ахметов  
(инициалы, фамилия)  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2020 г.

Руководитель  
старший преподаватель  
(ученая степень, занимаемая должность)

И.В.Телиман  
(инициалы, фамилия)  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2020г.

Караганда 2020

Некоммерческое акционерное общество  
Карагандинский технический университет

Д.Ж.Ахметов

Расчет и выбор дробильно-сортировочного оборудования в условиях ТОО  
«Алтай Полиметаллы»

# ***ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ***

Специальность – 5В072400 «Технологические  
машины и оборудование (по отраслям)»

## Караганда 2020

### Андатпа

Дипломдық жобаға 100 бет, 10 кесте, 14 сурет және қосымшалар кіреді. Дипломдық жоба 7 графикалық сызбалар мен презентацияны қамтиды.

ДЖ-ның негізгі міндеті мен мақсаты дұрыс таңдалған ұсақтау-сұрыптау жабдығы және экономикалық тиімді туралы айтылады.

ДЖ келесі негізгі бөлімдерден тұрады:

▶ Бірінші бөлімде кен орны мен жабдықтар паркінің жалпы сипаттамалары туралы айтылады.

▶ Дипломдық жобаның екінші бөлімі өндірістегі жұмыс процесінің сипаттамасын сипаттайтын арнайы бөлімнен тұрады.

▶ Үшінші бөлімде машина жасау технологиясы және ұсақтау-сұрыптау жабдықтарының параметрлерін есептеуі қарастырылған.

▶ Дипломдық жобаның төртінші бөлімі ЖШС "Алтай Полиметалл" шарттары үшін ұсақтау-сұрыптау жабдықтарын таңдауды қарастырады.

▶ Бесінші бөлім таңдалған ұсақтау және сұрыптау жабдықтарының параметрлік деректерінің негізгі есептеулерін қамтиды.

▶ 6 және 7-бөлімдерде еңбекті қорғау және өнеркәсіптік экология мәселелері қарастырылады.

▶ 8-бөлімде ЖШС "Алтай Полиметалл" жағдайында ұнтақтау-сұрыптау жабдығын және өндірістік процесі таңдаудың экономикалық тиімділігі қарастырылған.

## Содержание

Введение	5
1 Общая часть	6
1.1 Общая характеристика ТОО «Алтай Полиметаллы»	6
1.2 Анализ производственно-хозяйственной деятельности предприятия	10
1.3 Технология и инновации месторождения «Коктасжал»	13
2. Специальная часть	14
2.1 Виды и принцип работы дробильно-сортировочного оборудования	14
2.2 Сравнительный расчет режима работы и производительность дробильно-сортировочного комплекса для условия ТОО «Алтай Полиметаллы»	16
3 Технология горного машиностроения	27
3.1 Подбор и расчет работы дробильного оборудования	27
3.2 Подбор сортировочного оборудования	34
3.3 Обоснование и описание выбранной технологической схемы производства	35
3.4 Анализ конструкции и принципа действия щековой дробилки	38
4 Расчет основных параметров щековой дробилки с простым движением щеки	43
4.1 Расчет производительности дробилки	43
4.2 Расчет параметров предохранительного устройства	46
4.3 Расчет деталей предохранительного устройства на прочность	56
4.4 Расчет эксцентрикового вала	57
5 Эксплуатация и ремонт щековой дробилки ЩДП 1500×2100	65
5.1 Основные направления развития технологии ремонта оборудования	65
5.2 Основные быстроизнашивающиеся узлы и детали	68
5.3 Виды и содержание ремонта	69
5.4 Расчет трудоемкости ремонта	70
6 Охрана труда и окружающей среды	72
6.1 Анализ условий труда	72
6.2 План мероприятий по улучшению условий труда рабочего места и оценка их эффективности	74
6.3 Мероприятия, исключающие производственный травматизм	74
6.4 Меры безопасности при работе с установкой	77
6.5 Противопожарная безопасность	77
6.6 Охрана окружающей среды	79
7 Экономическая часть	72
7.1 Техничко-экономическое обоснование	80
7.2 Расчет дополнительных капитальных вложений (инвестиций)	80
7.3 Изменение текущих расходов	82

Заключение	90
Список использованных источников	91
Введение	

Увеличение производственного процесса на карьерных и строительных промышленных требует огромного внимания для разработки материала и изготовление конструкции.

Важным аспектом качественного покрытия и добычи является определенный размер слоя и тем самым обеспечивает срок службы на долгий период.

Качество дробилки полностью соответствует данному выпуску оборудования для качественного и долговечного рабочего процесса в целом.

Применение более высококачественного и долговечного оборудования будет поднимать уровень производства тем самым повышать производственный процесс с аналогическим процессом дробления.

В производстве добычи полезных ископаемых, строительных материалов, строительных деталей и дорожно-строительной промышленности в целом применяют различные дробильно-помольные машины от машин для грубого предварительного дробления до машин, весьма тонко измельчающих материал.

Измельчение можно проводить раздавливанием, ударом, истиранием, раскалыванием, изломом или совместным действием указанных усилий. Способ измельчения выбирают в зависимости от физических свойств материала, начальной величины измельченных кусков и требуемой степени измельчения.

Наибольшее применение в дорожно-строительной промышленности при производстве щебня получили щековые и конусные дробилки крупного, среднего и мелкого дробления. Размер поступающего куска зависит от типоразмера дробилки и размер колеблется от 30 мм до 1,5 м.

Процессы дробления присутствуют во многих отраслях народного хозяйства, и каждая отрасль накладывает свою специфику на сами процессы и на конструкции используемых дробилок.

Целью дипломного проекта является на основе сравнительного расчета выбрать и модернизировать дробильно-сортировочное оборудование с простым движением, применяемой для крупного дробления в условиях ТОО «Алтай Полиметаллы».

## **1. Общая часть**

### **1.1 Общая характеристика ТОО «Алтай Полиметаллы»**

ТОО «Алтай Полиметаллы» одна из не многих частных компаний в Казахстане, которая инвестирует значительные денежные средства в геологоразведку, в частности, ведёт геологоразведочные работы на Хантауской площади в Мойынкумском районе Жамбылской области на разведку золота, меди и попутных металлов [1].

ТОО «Алтай Полиметаллы» в ноябре 2009 г признано победителем конкурса на право недропользования на месторождение меди «Коктасжал» в Карагандинской области, и с этого времени компания начала геологоразведку также и на этом месторождении с одновременным изучением технологических свойств руд [1].

ТОО «Алтай Полиметаллы» инвестирует, и с привлечением зарубежных фирм и отечественных организаций выполнен большой объём НИР по разработке рациональных технологий переработки медных руд месторождения «Коктасжал», а в настоящее время осуществляет проект строительства ГОКа. Завершение и пуск в эксплуатацию комбината планируется на 2015 год. Управленческий и технический персонал ТОО «Алтай Полиметаллы» обладает опытом строительства и эксплуатации всех видов горных производств, в том числе по строительству и эксплуатации рудников и обогатительных фабрик в Республике Казахстан.

Первостепенной задачей проекта является эффективное освоение месторождений. Впервые в истории рудной промышленности не только СНГ, но и мира, при осуществлении отработки месторождения открытым способом будет применена циклично-поточная система в объеме 100%. Запатентованная технология, не имеющая аналогов, позволяет опускаться циклично-поточному транспорту на глубину карьера. Её достоинства очевидны [2]:

- Низкая себестоимость добычи по сравнению с традиционными способами (экономический эффект до 50%);
- Отсутствие источников загрязнения (ГСМ, масла, выхлопные газы) окружающей среды – процесс полностью электрифицирован;
- Возможность вовлечение в промышленное освоение бедных (низкорентабельных) месторождений;
- Безопасность ведения работ по причине отсутствия движущегося оборудования.

Основными поставщиками оборудования являются иностранные партнеры: TAKRAF (Германия), METSO (Финляндия), ATLAS COPCO (Швеция), HITACHI (Япония). На данный момент заключены контракты на сумму, превышающую 240 млн. долларов США [2].

Специально для использования на месторождении «Коктасжал» компания METSO сконструировала самую большую в мире дробильную установку LT-200. Крупногабаритная установка на базе щековой дробилки является безопасной для окружающей среды и помогает сохранить затраты за счет снижения перевозок автотранспортом на открытом медном руднике. Общая масса мобильной системы составляет свыше 800 тонн и при этом установка может легко перемещаться по руднику. Эта машина является ключевым элементом системы и позволяет дробить медную руду с номинальной производительностью 3200 тонн в час, или 19700000 тонн горной массы в год [2].

Помимо этого, две мельницы VTM-4500-C, выбранные для выполнения данного проекта, являются самыми большими в своем классе и сочетают в себе высокую энергоэффективность и низкое потребление мелющей среды, а также позволяют значительно увеличить объём конечного продукта. Именно эти факторы сыграли важную роль для заказчика при принятии окончательного решения. Извлечение металлов, достигает 97% (медь), 82% (золото), 90% (серебро). Готовой продукцией является медно-, золото-, серебросодержащий концентрат. Новая технология, которая уже запатентована на территории Казахстана (Патент № 25579), также подана заявка на патент в Европе.

По содержанию меди руды месторождения являются меднопорфировым среднего качества (содержание меди более 0,4%). Руды, содержащие медь в оксидной форме более 50%, относятся к оксидному сорту, до 10% - к сульфидному и в пределах 11-50% - к смешанному (Инструкция по применению Классификации запасов цветных металлов. Кокшетау, 2004).

Границы между сортами руд определяются только фазовым анализом, который проводился по большей части скважин.

Зона окисления развита по всему месторождению на глубину 20-60м, в среднем - 37,0м. Установлено, что с повышением на поверхности карбонатов меди повышается и количество сульфидов меди на глубине.

Минералы зоны окисления: малахит ( $\text{Cu}_3[(\text{OH})\text{CO}_3]_2$ ), азурит ( $\text{Cu}_2[(\text{OH})_2 \text{CO}_3]$ ), хризоколла ( $\text{CuSiO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ), кирпичная медная руда, самородная медь, гетит ( $\text{FeOOH}$ ); иногда халькопирит ( $\text{CuFeS}_2$ ), борнит ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ), ковеллин ( $\text{CuS}$ ) и халькозин ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ). По данным 22 скважин, пробуренных в 2010- 2012гг. и опробованных фазовым анализом на полную мощность, коэффициент оксидности меди составляет 72,5%.

Зона вторичного сульфидного обогащения практически отсутствует, она представлена маломощными интервалами смешанных руд из халькозина ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ), ковеллина ( $\text{CuS}$ ), халькопирита ( $\text{CuFeS}_2$ ), и борнита ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ). Вторичные сульфиды меди (халькозин, ковеллин, борнит) развиваются по гипогенным сульфидам. [3]

Первичные сульфидные руды состоят из халькопирита ( $\text{CuFeS}_2$ ) и борнита ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ) и в меньшей степени из пирита ( $\text{FeS}_2$ ), молибденита

(MoS<sub>2</sub>), гематита (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), блеклой руды, магнетита (Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>), ильменита (FeTiO<sub>3</sub>).

Текстура руд: вкрапленная, прожилковидная, сланцеватая, структура милонитовая, гипидиоморфнозернистая, аллотриоморфнозернистая, идиоморфная.

Рудные тела характеризуются довольно равномерным распределением полезных компонентов. Основным полезным ископаемым является медь, содержание ее в рудных телах варьирует в пределах: 0,15 – 0,55 (67,4%); 0,1 - 0,15 (13,9%); 0,55 - 0,95 % (12,8%), менее 0,1% (3,7%) и более 0,95% (2,2%).

Коэффициент вариации меди в оксидных рудах составляет 41,87%, в сульфидных – 36,82%. Попутными полезными компонентами являются золото, серебро и молибден, они характеризуются неравномерным распределением. Для золота коэффициент вариации составляет 89,21% и 74,16%, для серебра 75,92% и 42,32% соответственно в оксидных и сульфидных рудах. Коэффициент вариации молибдена 86,18% в сульфидных рудах.

Корреляционная связь мощности рудного тела с содержанием меди отсутствует, а с содержанием попутных компонентов положительная в оксидных и отрицательная – в сульфидных рудах. Корреляционная связь меди с золотом, серебром, молибденом и последних друг с другом положительная, за исключением золота с молибденом.

Руды месторождения Коктасжал, в зависимости от преобладания той или иной минерализации, подразделяются на следующие минеральные типы руд:

-кварцево-халькопиритовые, кварцево-халькопирит-борнитовые, халько-пиритовые, халькопирит-борнитовые, борнит-малахитовые, халькопирит-малахитовые.

Текстуры руд: прожилковые, вкрапленные и прожилково-вкрапленные. По технологическим особенностям руды подразделяются на оксидные и сульфидные, смешанные руды имеют не большую мощность и залегают среди оксидных руд. Поэтому на месторождении выделяется один промышленный тип руд – медный, который подразделяется на два промышленных сорта: оксидный и сульфидный. Границы между промышленными сортами руд можно выделить только рациональным и (или) фазовым анализами.

По данным химического и спектрального анализов технологических проб ценными компонентами в рудах являются медь, золото и серебро, прочие компоненты, в том числе и редкие элементы по содержанию практическую ценность не представляют. Скальным фундаментом, участками перекрытым маломощным чехлом (10-30 см) делювиально-пролювиальных отложений.

Делювиально-пролювиальные суглинки с включением дресвы и щебня и плиоцен-нижнечетвертичные глины, и суглинки маловлажные, полутвердой консистенции, слабопросадочные ( $e=0,04$ ). Коэффициент



крепости этих пород 0,1. По гранулометрическому составу рыхлый грунт представлен щебнем классом 20-70мм (92%).

Скальные породы представлены крепкими окварцованными туфами, плагиогранит-порфирами и порфиритами, окварцованными кислыми интрузивными породами, монокварцевыми и кварцслюдисто-хлоритовыми породами. Минеральный состав: кварц 43 - 45%, кислый плагиоклаз 31 - 33%, хлорит 9 - 11%, гидрослюда 8 - 10%, доломит 2 - 3%. Физико-механические исследования, проведенные в испытательном центре ТОО «Центргеоаналит», показали, что скальные грунты различной глубины залегания и литологической принадлежности имеют близкие физико-механические свойства и не подвержены размоканию.

Оруденение не имеет четких границ с вмещающими породами, поэтому руды и породы имеют одинаковыми коэффициентами крепости (10 - 15) по шкале проф. М.М. Протодяконова. Категория скальных грунтов по буримости изменяется от VII до XI, средняя - около IX. Коэффициент разрыхления находится в пределах 2,0 - 2,2.

Объёмная масса сульфидных руд равна 2,64 т/м<sup>3</sup>, вмещающих пород и оксидных руд – 2,60 т/м<sup>3</sup>.

Тектонические трещины и зоны дробления обычно залечены кварцевыми прожилками различной ориентировки, что является весьма благоприятным фактором увеличения устойчивости пород и руд. Подземные воды в районе строительства в рыхлых отложениях практически не имеют распространения.

В скальных отложениях они находятся достаточно глубоко (10-30 м) не оказывают влияния на изменение инженерно-геологических свойств пород.

По сложности инженерно-геологических условий разработки месторождение Коктасжал, согласно «Инструкции по изучению инженерно-геологических условий месторождений твердых полезных ископаемых» относится к простым [3]. На контрактной территории преобладают крепкие разности: окварцованные плагиогранит-порфиры и порфириты. Руды и породы не склонны к самовозгоранию, вспучиванию, не радиоактивны. Руда и породы относятся к классу скальных грунтов с жесткими структурными связями и с точки зрения использования их в строительстве имеют много общего. Общность их физико-механических свойств обусловлена наличием структурных кристаллизационных связей между минеральными зёрнами. Все скальные грунты имеют высокую прочность, значительно превосходящую нагрузки, известные в инженерной практике, не растворяются в воде и практически водонепроницаемы, если они монолитны (без трещин). В то же время трещиноватостью и склонность массивов к выветриванию ухудшают их строительные свойства [3].

В заключение следует отметить, что условия наземного строительства в целом несложные и не требуют специальной инженерной подготовки и правильного выбора оборудования, в том числе и универсально - компактной, высоко проходимой техники на пневмоходу или гусенице, предназначенная для работы в ограниченных пространствах. В дипломном

проекте будет разработан мини-погрузчик для работы в условиях данного месторождения.

## **1.2 Анализ производственно-хозяйственной деятельности предприятия**

ТОО «Алтай полиметаллы» оказывают минимальное негативное влияние на компоненты окружающей среды и здоровье населения за счёт: [4]

- отопления всех объектов электрическими нагревателями;
- исключение движения техники по территории карьера за счёт строительства линий конвейеров;
- исключение розливов нефтепродуктов и выбросов загрязняющих веществ от хранения горюче-смазочных материалов путем заключения договоров со сторонними организациями на замену масел, заправку автомобилей;
- исключение выбросов загрязняющих веществ при разработке и добычи, путем использования электрических приводов на всем оборудовании;
- исключение сброса сточных вод в водоемы и на рельеф местности путем сброса в выгребные ямы с последующей откачкой ассенизационными машинами и вывоза на очистные сооружения п. Егиндыбулак.

ТОО «Алтай Полиметаллы» в целях социального и экономического развития ближайших поселков запроектировал строительство в п. Теректы жилого массива для обеспечения работников жильём, административного здания с бассейном, спортзалом, столовой и парка культуры и отдыха, предполагается предоставление 200 рабочих мест местному населению. Таким образом, на месторождении «Коктасжал» будут созданы все условия для безопасной и комфортной работы, выбросы загрязняющих веществ в атмосферу сведены к минимальным значениям благодаря использованию иностранной техники и технологическим решениям, сбросы в водные объекты осуществляться не будут, отходы производства и потребления в полном объеме будут передаваться сторонним организациям на основании договора для последующей утилизации или захоронения.

В рамках правительственной стратегии индустриально-инновационного развития Казахстана до 2015 года, которая утверждена Указом Президента РК от 17 мая 2003 года № 1096 и разрабатываемой в связи с этим специальной государственной Программы по развитию отечественной медной промышленности, весьма значительным событием

является реализация компанией ТОО «Алтай Полиметаллы» проекта по строительству в Каркаралинском районе ГОКа по производству медного концентрата из окисленных и сульфидных руд [4].

ТОО «Алтай полиметаллы» - победитель конкурса на право недропользования по месторождению меди «Коктасжал» в Карагандинской области, проведенного Министерством Энергетики и Минеральных Ресурсов Республики Казахстан в ноябре 2009 года. С точки зрения развития и диверсификации казахстанской экономики, данный проект для Республики представляет собой начало создания отдельной индустрии и позволит Казахстану выйти на этот динамично развивающийся рынок сбыта и укрепить государственную независимость.

В настоящее время ТОО «Алтай полиметаллы» оценивает технические, экономические, экологические и социальные аспекты проекта разработки месторождения «Коктасжал». Данный проект будет разработан и представлен на Государственную экологическую экспертизу (ГЭЭ) в установленном порядке, в том числе, будет проведена оценка воздействия на окружающую среду (ОВОС). ТОО «Алтай полиметаллы» обратилась к Европейскому банку реконструкции и развития (ЕБРР) с просьбой о предоставлении займа для проекта. В соответствии с требованиями ЕБРР, предъявляемым к проектам, предложенным на финансирование ЕБРР, должна быть проведена экологическая и социальная политика (ЭСП), чтобы убедиться, что этот проект экологически и социально приемлем [4].

Медно – порфиоровое месторождение Коктасжал расположено на территории Каркаралинского района Карагандинской области. От п.Егендыбулак оно находится в 47 км к северо-западу, 14 км от п.Теректі южнее. От г.Караганда месторождение расположено на расстоянии 350 км к северо-востоку. С промышленными и административными центрами объект связан грунтовыми дорогами, пригодными для передвижения автотранспорта. Рельеф месторождения и окружающей местности характеризуется типичным мелкосопочником с абсолютными отметками 550-700 м.

Относительные превышения колеблются от 40 до 50 м. Отдельные возвышенности (г.Каражал, Тунанжал и др.) имеют абсолютные отметки 750-860 м. Почти широтно вытянутые мелкогорные участки сильно расчленены поперечными и продольными долинами и логами, по которым проходят грунтовые дороги. Гидрографическая сеть развита слабо. В районе месторождения имеются долины рек Бала-Тундык и УзекБуирлю, которые питаются за счет талых вод. В летнее время они полностью пересыхают, участками с сохранением мелких плесов. Имеется несколько родников и безымянных временных потоков, которые также высыхают летом. Имеется озеро Сау-Молколь площадью около 4 км с горько-соленой водой. Климат района континентальный с холодной продолжительной зимой и коротким знойным летом.

По данным Каркаралинской метеорологической станции среднегодовая температура равна +1,6С, при колебаниях летом (июль) до 33,6С и зимой (февраль) до – 44,4С.

Самый жаркий месяц – июль, самый холодный – февраль. Количество выпадаемых осадков в году не превышает 300 мм, что характеризует климат района как типично засушливый, характерный для Центрального Казахстана.

Сильные, иногда продолжительное время дующие ветры сносят снег с водоразделов и накапливают его в долинах и оврагах, где толщина его достигает 2,0 м. Преобладающее направление ветра – северо-западное.

Энергообеспеченность района осуществляется через ЛЭП Карагайлинского ГОКа, связывающей последний с г.Караганда. Водоснабжение оцениваемого объекта возможно за счет подземных вод, аккумулирующихся в песчано-галечных отложениях рек Балта-Тундык и Узек-Буирлю, где мощность отложений достигает 25,0 м. Строительные материалы (глина, песок, строительный камень) в районе имеются в достаточном количестве.

Разведочное бурение на месторождении Коктасжал проводилось в три этапа, соответственно Коктасжалской ГРП (1953-58гг), Компанией СП «Алтын Майджер Компани» (1995-99гг) и ТОО «Алтай Полиметаллы» (2010-2012г.).

Основной задачей разведочного бурения было:

- в период 1953-58гг. установление наличия и глубины распространения оксидных и сульфидных руд;
- в период 1975-77гг. оценка прилегающей территории и соседних с месторождением Коктасжал проявлений;
- в период 1995-99гг. поиски на флангах и разведка центральной части месторождения;
- в период 2010-2013гг. заверка качества предыдущих буровых работ, отбор технологических проб, гидрогеологические и инженерно-геологические изыскания.

Запасы месторождения утверждены Протокол №1368-13-У от 13.12.2013 заседания государственной комиссии по запасам полезных ископаемых.

Современные отложения на месторождении практически отсутствуют, верхние горизонты коренных пород в основном устойчивые. Это позволило максимально упростить конструкции разведочных скважин. Все скважины забуривались и углублялись на 5-10 метров диаметром 131 мм, иногда 151 мм и обсаживались трубами 127 мм или 146 мм соответственно, дальнейшая проходка проводилась колонковыми трубами диаметром 108-110 мм и диаметром 89 мм - при технических осложнениях и (или) после пересечения рудного тела [4].

Соблюдение заданных углов наклона осуществлялось путем изменения технологии бурения (длина колонковой трубы, тяжелый низ, изменение осевого давления на забой, применение чугунной дроби или стальной сечки).

Фактические отклонения скважин от проектной траектории незначительны, так зенитные углы отличаются не более чем 1-2°, азимутальные – на 5-8°, в редких случаях - 15-20°. С увеличением глубины скважин, их зенитные искривления резко возрастают, что учитывалось при составлении проектных разрезов.

В зависимости от глубины скважин, зенитные углы изменились от 20° до 50°; если скважины задавались под углами 80-85°, то конечные их углы наклона были 35-40°, иногда даже 25°.

### **1.3 Технология и инновации месторождения «Коктасжал»**

Первостепенной задачей проекта является эффективное освоение месторождения «Коктасжал». Впервые в истории рудной промышленности не только СНГ, но и мира, при осуществлении отработки месторождения открытым способом будет применена циклично-поточная система в объеме 100%. Запатентованная технология, не имеющая аналогов, позволяет опускаться циклично-поточному транспорту на глубину карьера.

Её достоинства очевидны:

- ▶ Низкая себестоимость добычи по сравнению с традиционными способами (экономический эффект до 50%);
- ▶ Отсутствие источников загрязнения (ГСМ, масла, выхлопные газы) окружающей среды – процесс полностью электрифицирован;
- ▶ Возможность вовлечение в промышленное освоение бедных (низкорентабельных) месторождений;
- ▶ Безопасность ведения работ по причине отсутствия движущегося оборудования.

Основными поставщиками оборудования являются иностранные партнеры: TAKRAF (Германия), METSO (Финляндия), ATLAS COPCO (Швеция), HITACHI (Япония). На данный момент заключены контракты на сумму, превышающую 240 млн. долларов США.

Специально для использования на месторождении «Коктасжал» компания METSO сконструировала самую большую в мире дробильную установку LT-200.

Крупногабаритная установка на базе щековой дробилки является безопасной для окружающей среды и помогает сохранить затраты за счет снижения перевозок автотранспортом на открытом медном руднике. Общая масса мобильной системы составляет свыше 800 тонн и при этом установка может легко перемещаться по руднику.

Эта машина является ключевым элементом системы и позволяет дробить медную руду с номинальной производительностью 3200 тонн в час, или 19700000 тонн горной массы в год.

Помимо этого, две мельницы VTM-4500-C, выбранные для выполнения данного проекта, являются самыми большими в своем классе и сочетают в себе высокую энергоэффективность и низкое потребление мелющей среды, а также позволяют значительно увеличить объем конечного продукта.

Именно эти факторы сыграли важную роль для заказчика при принятии окончательного решения.

## **2 Специальная часть**

### **2.1 Виды и принцип работы дробильно-сортировочного оборудования**

Сортировочные или дробильно-сортировочные установки (ДСУ) и комплексы (ДСК) применяются для обработки добытой карьерным способом горной массы. Они обеспечивают подготовку сырья, которая предполагает дробление, измельчение и сортировку щебня, песчаного гравия, рудных материалов, горных пород. Преимуществом оборудования является автоматическое управление. Его применяют как в районах карьерной выработки (открытая местность), так и на производственных площадках.

Сфера применения сортировочной техники.

Основная сфера применения дробильно-сортировочной техники - горнодобывающая промышленность. Без этого оборудования невозможно обеспечить выполнение поточной технологии переработки и подготовки сырья.

Агрегаты незаменимы при разработке карьеров. Они также необходимы:

- ▶ в дорожно-ремонтном строительстве;
- ▶ на бетонных заводах;
- ▶ на заводах по переработке попутно добываемых вскрышных, вмещающих и других пород;
- ▶ в водном хозяйстве;
- ▶ на предприятиях, занимающихся рециклингом изделий из бетона, железобетона;
- ▶ в гражданском строительстве.

Отдельные виды дробильно-сортировочных комплексов эффективно применяются в самых различных областях. Они увеличивают

производительность, повышают качество, снижают стоимость конечного продукта, сокращают сроки работ.

Конструкция сортировочной установки.

Некоторые конструктивные особенности оборудования зависят от типа агрегата. Но в большинстве своем комплексы состоят из следующих элементов:

▶ узел первичной обработки (выполняет дробление крупных кусков горной массы);

▶ узел вторичной обработки (проводит измельчение до заданной фракции дробленого материала):

▶ пластинчатый питатель;

▶ опора питателя;

▶ колосниковая решетка;

▶ щековая дробилка;

▶ вибросито;

▶ площадка;

▶ загрузочный транспортер;

▶ загрузочный лоток;

▶ тормозная система;

▶ бункер;

▶ возвратный и классический конвейер;

▶ конусная дробилка;

▶ загрузочная воронка;

▶ вибрационный грохот;

▶ блок управления.

Если производственный процесс требует приготовления мытого сырья, ДСУ дополняют спиральным классификатором. Еще одно преимущество сортировочных установок — простая модифицируемость. Оборудование снабжается несколькими электроприводами.

Таблица 2.1 - Технические характеристики ДСУ и ДСК.

Технические характеристики ДСУ и ДСК	
производительность	50-120 т/ч
суммарная мощность	150-825 кВт
крупность питания	200-800 мм
масса агрегата	54-73 т и более
размер выходного сырья	0-40 мм
размер подаваемого сырья	0-800 мм
содержание пыли в готовом продукте	3.5-15%

При изготовлении оборудования применяются высокопрочные виды стали, которые от коррозии защищают специальными полимерными

покрытиями. Характеристики одной и той же модели ДСУ могут различаться в зависимости от обрабатываемой горной массы.

Принцип действия дробильно-сортировочной установки.

Каждый узел оборудования выполняет свою часть работы. На первом этапе экскаватор загружает в приемный бункер горную массу или строительные отходы. Пластинчатый питатель передает материал в дробилку.

Далее процесс проходит следующие этапы:

- ▶ дробленый продукт попадает на ленточный конвейер;
- ▶ доставляется к воронке;
- ▶ падает на подающий конвейер;
- ▶ загружается в вибрационный грохот;
- ▶ попадает на вибросито, где сортируется;
- ▶ подходящая фракция ссыпается в бункер;
- ▶ оставшиеся над решеткой крупные части передаются в конусную дробилку;
- ▶ передача измельченного материала на конвейер;
- ▶ подача продукта в воронку;
- ▶ загружается в вибрационный грохот;
- ▶ процедура отсева повторяется.

Готовый продукт может сгружаться при помощи отвальных конвейеров прямо на площадке склада или отгружаться в кузов автотранспорта. Если необходима отмывка сырьевой массы, то после ее измельчения она по конвейерам поступает в классификатор.

Виды дробильно-сортировочной техники.

Сортировочные комплексы подразделяют на стационарные и мобильные.

Стационарные установки – это крупные многофункциональные агрегаты. Монтируются на опорную раму и фундамент на складе, производственной площадке. Могут доукомплектовываться узлами. Выполняют одну или несколько стадий дробления.

Если стационарная установка рассчитана на первичное измельчение, тогда в 8 из 10 случаев используется щековая дробилка. Для повторных этапов используют молотковые, конусные, валковые или роторные агрегаты. Сортировку выполняют вибрационные грохоты. Стационарное оборудование используется в горнодобывающей промышленности. Нередко его применяют и компании по утилизации, переработке строительных отходов. Именно эти машины называют комплексами.

Мобильные ДСУ устанавливаются на карьерах с небольшими запасами, где годовая производительность готового продукта не превышает 100 000 м<sup>3</sup> материала.

Главное условие эксплуатации — близость автотрассы. Машины различаются по степени производительности: малая, большая, средняя. Мобильные агрегаты могут быть электрическими, дизельными, комбинированными. Выполнять одну и более функций. Вместо опорной



рамы у них предусмотрено шасси. Используются передвижные установки для обработки скальных масс и гравийных материалов.

## 2.2 Сравнительный расчет режима работы и производительность дробильно-сортировочного комплекса для условия ТОО «Алтай Полиметаллы»

Режим работы и производительность дробильно-сортировочного комплекса

$$Q_{ДСК} = \frac{Q_{год}}{T} = \frac{1000000}{4380} = 228,3 \text{ т/час} \quad (2.1)$$

Где  $Q_{год}$  - годовая производительность, тыс. т/год,

$T$  - время работы в год, час (определяется на основании задания на проектирование),

### Расчет технологической схемы и выбор дробильного оборудования

Расчет узла 1 стадии дробления.

Расчет операции грохочения.

Гранулометрический состав исходной горной породы.

Таблица 2.2 – Крупность плавов.

Крупность плавов, мм								
0-5	5-10	10-20	20-40	40-70	70-100	100-200	200-300	300-500
Содержание, % числитель - по классам/ знаменатель - суммарное								
6/6	3/9	4/13	3/16	4/20	6/26	25/51	24/75	25/100

В операцию грохочения I поступает исходная горная порода. Выход исходной породы

$$\gamma_1 = 100\%.$$

Объем исходной горной породы  $Q_1 = Q_{ДСК}$ .

Выход фракций крупности в исходной горной породе определяется по таблице №1 «Гранулометрический состав исходной горной породы» для заданного типа горной породы»:

- Выход фракции 0-5 мм -  $\gamma_{1(0-5)} = 6\%$
- Выход фракции 5-10 мм  $\gamma_{1(5-10)} = 3\%$
- Выход фракции 10-20 мм  $\gamma_{1(10-20)} = 4\%$

- Выход фракции 20-40 мм  $\gamma_1(20-40) = 3\%$
- Выход фракции 40-70 мм  $\gamma_1(40-70) = 4\%$
- Выход фракции 70-100 мм  $\gamma_1(70-100) = 6\%$
- Выход фракции 100-500 мм  $\gamma_1(100-500) = 74\%$

Объемы фракций крупности в исходной горной массе:

- $Q_{1(0-5)} = Q_1 \times \gamma_{1(0-5)} = 228,3 \times 0,06 = 13,698$  т/час
- $Q_{1(5-10)} = Q_1 \times \gamma_{1(5-10)} = 228,3 \times 0,03 = 6,84$  т/час
- $Q_{1(10-20)} = Q_1 \times \gamma_{1(10-20)} = 228,3 \times 0,04 = 9,132$  т/час
- $Q_{1(20-40)} = Q_1 \times \gamma_{1(20-40)} = 228,3 \times 0,03 = 6,84$  т/час
- $Q_{1(40-70)} = Q_1 \times \gamma_{1(40-70)} = 228,3 \times 0,04 = 9,132$  т/час
- $Q_{1(70-100)} = Q_1 \times \gamma_{1(70-100)} = 228,3 \times 0,06 = 13,698$  т/час
- $Q_{1(100-500)} = Q_1 \times \gamma_{1(100-500)} = 228,3 \times 0,74 = 168,942$  т/час

В результате грохочения I получается два продукта - подрешетный 2 крупностью 0-100 мм и надрешетный крупностью более 100 мм.

Выход подрешетного продукта  $\gamma_2 = 26\%$  - определяется по данным таблицы №1

Объем подрешетного продукта рассчитывается по формуле:

$$Q_2 = \gamma_2 \times Q_1 = 0,26 \times 228,3 = 59,358 \text{ т/час} \quad (2.2)$$

Выход и объем надрешетного продукта рассчитывается по уравнению баланса:

$$\begin{aligned} \gamma_3 &= \gamma_1 - \gamma_2 = 100 - 26 = 74\% \\ Q_3 &= Q_1 - Q_2 = 228,3 - 59,358 = 168,942 \text{ т/час} \end{aligned}$$

Проверка

$$\begin{aligned} \gamma_1 &= \gamma_2 + \gamma_3 = 26 + 74 = 100\% \\ Q_1 &= Q_2 + Q_3 = 59,358 + 168,942 = 228,3 = Q_{\text{ДСК}} \end{aligned}$$

Расчет операции грохочения 2.

В операцию грохочения 2 поступает под решётный продукт грохочения 1, выход которого равен  $\gamma_2 = 26\%$ , объем -  $Q_2 = 59,358$  т/час.

Выходят продукты: под решётный 4 и над решётный 5.

Выход под решетного продукта  $\gamma_4 = 13\%$  определяется по данным гранулометрического состава исходной горной породы (табл.1).

Объем под решётным продуктом определяется по формуле:

$$Q_4 = \gamma_4 \times Q_1 = 0.13 \times 228,3 = 29,679 \text{ т/час}$$

Выход над решётного продукта  $\gamma_5$  и его объем  $Q_5$  рассчитываются по уравнению баланса:

$$\begin{aligned} \gamma_5 &= \gamma_2 - \gamma_4 = 26 - 13 = 13\% \\ Q_5 &= Q_2 - Q_4 = 59,358 - 29,679 = 29,679 \text{ т/час} \end{aligned}$$

Расчет операции дробления I стадии.

В первой стадии дробления всегда устанавливается одна щековая дробилка.

### **Выбор типоразмера дробилки.**

1. Рассчитывается необходимый размер ширины загрузочного отверстия дробилки:

$$B = \frac{D_{\max}}{(0.8 \dots 0.85)} = \frac{500}{0.85} = 588,236 \text{ мм}$$

Где  $B$  - размер загрузочного отверстия дробилки,

$D_{\max}$  - максимальный размер куска в питании дробилки (в исходной горной массе).

Выбираем щековую дробилку JAWMASTER 1206HD фирмы Sandvik, с шириной разгрузочной щели  $1,2 \times 0,60$  и производительностью 220 т/час.

Сравниваются паспортные значения производительности дробилки выбранного типоразмера с фактической производительностью  $Q_3 = 168,94$  т/час. При этом коэффициент загрузки дробилки  $k_{\text{загр}}$  (отношение фактической производительности к паспортной) не должен превышать 0.75-0.8

Для загрузочного отверстия:

$$\text{JAWMASTER 1206HD} \quad k_{\text{загр}} = \frac{168,94}{220} = 0.76$$

### **Определение размера максимального куска в дробленом продукте.**

Для выбранного типоразмера дробилки и необходимого значения производительности определяется размер разгрузочной щели -  $b_{\text{разг}} = 125$  мм.

Размер максимального куска в дробленом продукте  $d_{\max} = 187,5$  мм определяется по характеристике крупности дробленого продукта для выбранной величины разгрузочной щели (приложение 2).

### 3. Расчет фракционного состава дробленого продукта 1 стадии.

В дробилку поступает над решётный продукт грохочения 1, выход которого  $\gamma_3 = 74\%$ , объем -  $Q_3 = 168,94$  т/час.

Из дробилки выходит продукт 6.

Выход и объем продукта 6:

$$\begin{aligned}\gamma_6 &= \gamma_3 = 74\%, \\ Q_6 &= Q_3 = 168,94 \text{ т/час}.\end{aligned}$$

Выход фракции крупности в дробленом материале (продукте 6) определяется по типовым характеристикам крупности продуктов дробления для выбранного типоразмера щековой дробилки и выбранного размера разгрузочной щели:

Выход фракции крупности  $(d_1 - d_2) = \Delta\gamma$

Объемы фракций крупности в дробленом продукте определяются по формуле:

$$Q_{6(n-m)} = Q_1 \times \gamma_{6(n-m)} \quad (2.3)$$

Где (n-m)-размер фракции.

- Для фракции 0-5 мм в продукте 6

Выход -  $\gamma_{6(0-5)} = 6\%$

Объем -  $Q_{6(0-5)} = Q_1 \times \gamma_{6(0-5)} = 13,698 \text{ т/час}$

- Для фракции 5-10 мм в продукте 6

Выход -  $\gamma_{6(5-10)} = 3\%$

Объем -  $Q_{6(5-10)} = Q_1 \times \gamma_{6(5-10)} = 6,849 \text{ т/час}$

- Для фракции 10-20 мм в продукте 6

Выход -  $\gamma_{6(10-20)} = 6\%$

Объем -  $Q_{6(10-20)} = Q_1 \times \gamma_{6(10-20)} = 13,698 \text{ т/час}$

- Для фракции 20-40 мм в продукте 6

Выход -  $\gamma_{6(20-40)} = 15\%$

Объем -  $Q_{6(20-40)} = Q_1 \times \gamma_{6(20-40)} = 34,245 \text{ т/час}$

- Для фракции 40-70 мм в продукте 6

Выход -  $\gamma_{6(40-70)} = 20\%$

$$\text{Объем} - Q_{6(40-70)} = Q_1 \times \gamma_{6(40-70)} = 45,66 \text{ т/час}$$

- Для фракции 70-100 мм в продукте 6

$$\text{Выход} - \gamma_{6(70-100)} = 19\%$$

$$\text{Объем} - Q_{6(70-100)} = Q_1 \times \gamma_{6(70-100)} = 43,377 \text{ т/час}$$

Объем фракции 100-... мм в продукте 6 -  $Q_{6(100-...)}$  определяется по разнице между объемом материала, поступившего на дробление, и рассчитанными объемами фракций в дробленом продукте:

$$Q_{6(100-...)} = Q_1 - Q_{6(0-5)} - Q_{6(10-20)} - Q_{6(20-40)} - Q_{6(40-70)} - Q_{6(70-100)} = 70,733 \text{ т/час}$$

$$\gamma_{6(100-...)} = \frac{Q_{6(100-...)}}{Q_1} \times 100\% = 31\%$$

Расчет узла II стадии дробления.

Расчет операции дробления 2.

В дробилку 2 стадии поступает продукт 7, который складывается из продукта 5 и продукта 6.

$$\gamma_7 = \gamma_5 + \gamma_6 = 13 + 74 = 87\%$$

$$Q_7 = Q_5 + Q_6 = 29,679 + 168,94 = 198,619 \text{ т/час}$$

Из дробилки выходит продукт 8:

$$\gamma_8 = \gamma_7 = 87\%$$

$$Q_8 = Q_7 = 198,619 \text{ т/час}$$

### 3. Выбор типоразмера конусной дробилки 2 стадии дробления.

Во второй стадии дробления устанавливается конусная дробилка Hydrocone S 3800 EC фирмы Sandvic.

Мах размер куска, попадающего в дробилку равен 187,5 мм.

Принимаем дробилку с размером загрузочного отверстия равного 360мм.

Для выбранного типоразмера дробилки и необходимого значения производительности определяется размер разгрузочной щели -  $b_{разг} = 51\text{мм}$ .

Выбираем производительность для разгрузочной щели 51 мм - 205-295 т/час.

Коэффициент загрузки дробилки  $k_{загр}$  (отношение фактической производительности к паспортной) не должен превышать 0.75-0.8

Для загрузочного отверстия:

$$S\ 3800 - k_{загр} = \frac{198,619}{295} = 0,67$$

#### 4. Расчет фракционного состава дробленого продукта II стадии.

Выход фракций крупности в дробленном материале определяется по типовым характеристикам крупности продуктов дробления для выбранного типоразмера конусной дробилки и выбранном размере разгрузочной щели:

- Для фракции 0-5 мм в продукте 8

Выход -  $\gamma_{8(0-5)} = 6\%$

Объем -  $Q_{8(0-5)} = Q_1 \times \gamma_{8(0-5)} = 13,698 \text{ т/час}$

- Для фракции 5-10 мм в продукте 8

Выход -  $\gamma_{8(5-10)} = 7\%$

Объем -  $Q_{8(5-10)} = Q_1 \times \gamma_{8(5-10)} = 15,981 \text{ т/час}$

- Для фракции 10-20 мм в продукте 8

Выход -  $\gamma_{8(10-20)} = 11\%$

Объем -  $Q_{8(10-20)} = Q_8 \times \gamma_{8(10-20)} = 25,113 \text{ т/час}$

- Для фракции 20-40 мм в продукте 8

Выход -  $\gamma_{8(20-40)} = 29\%$

Объем -  $Q_{8(20-40)} = Q_1 \times \gamma_{8(20-40)} = 66,207 \text{ т/час}$

- Для фракции 40-70 мм в продукте 8

Выход -  $\gamma_{8(40-70)} = 32\%$

Объем -  $Q_{8(40-70)} = Q_1 \times \gamma_{8(40-70)} = 73,056 \text{ т/час}$

- Для фракции >70 мм в продукте 8

Выход -  $\gamma_{8(>70)} = 2\%$

Объем -  $Q_{8(>70)} = Q_1 \times \gamma_{8(>70)} = 4,564 \text{ т/час}$

#### Расчет операции грохочение 3.

На грохочение 3 поступает продукт 8 с выходом  $\gamma_8 = 87\%$  и объемом  $Q_8 = 198,619 \text{ т/час}$ .

Значения выходов под решётных и над решётными продуктами грохочения 3 для различных схем дробления определяются:

№ продукта грохочения	Схема 3
3	
Значения	
9	$\gamma_9 = \gamma_{8(0-5)} = 6\%$
10	$\gamma_{10} = \gamma_{8(5-10)} + \gamma_{8(10-20)} + \gamma_{8(20-40)} = 47\%$
11	$\gamma_{11} = \gamma_{8(40-70)} = 32\%$
12	$\gamma_{12} = \gamma_{8(>70)} = 2\%$

Расчет узла III стадии дробления.

Расчет узла 3 стадии дробления начинается с предварительного выбора типоразмера дробилки.

В 3 стадии устанавливается конусная дробилка. Типоразмер дробилки предварительно выбирается в зависимости от максимального размера куска, поступающего на дробление.

Мах размер куска, попадающего в дробилку равен 90мм.

В третьей стадии дробления устанавливается конусная дробилка Hydroscone H6800 фирмы Sandvic.

Ширина загрузочного отверстия = 100 мм.

Ширина разгрузочной щели = 32 мм.

Производительность составляет 285-520т/час.

Коэффициент загрузки дробилки  $k_{загр}$  (отношение фактической производительности к паспортной) не должен превышать 0.75-0.8

Для загрузочного отверстия:

$$N_{7800MF} - k_{загр} = \frac{184,921}{520} = 0,35$$

На дробление 3 стадии поступает:

► Продукт 13, который складывается из продуктов 10, 11 и 12 (фракции 5-40 мм, 40-70 мм и >70 мм. грохочения 3);

► Продукт 19 - циркулирующая нагрузка - продукт > 40 мм грохочения 4).

Расчет выходов и объемов промежуточного продукта 13.

$$\gamma_{13} = \gamma_{10} + \gamma_{11} + \gamma_{12} = 47 + 32 + 2 = 81 \%$$

$$Q_{13} = Q_{10} + Q_{11} + Q_{12} = 107,301 + 73,056 + 4,564 = 184,921 \text{ т/час}$$

Расчет циркулирующей нагрузки.

Циркулирующая нагрузка - над решётный продукт грохочения 4.

Для расчета частного выхода циркулирующей нагрузки, необходимо знать продукт 15.

Фракционный состав продукта 15 определяется по типовым кривым фракционного состава дробленного продукта 3 стадии:

• Выход фракции 0-5 мм в продукте 15 -  $\beta_{15(0-5)} = 16\%$

• Выход фракции 5-20 мм в продукте 15 -  $\beta_{15(5-20)} = 32 \%$

• Выход фракции 20-40 мм в продукте 15 -  $\beta_{15(20-40)} = 44 \%$

Выход над решётным продуктом > 40 мм определяется по уравнению баланса:

$$\beta_{15(>40)} = 100 - (\beta_{15(0-5)} + \beta_{15(5-20)} + \beta_{15(20-40)}) = 8\%; \quad (2.4)$$

Выражаем объемы продуктов 16, 17 и 18 через частные выходы.

$$Q_{16} = Q_{15} \times \beta_{15(0-5)};$$

$$Q_{17} = Q_{15} \times \beta_{15(5-20)};$$

$$Q_{18} = Q_{15} \times \beta_{15(20-40)};$$

Сумма объемов продуктов 16,17 и 18 равна объему продукта 13:

$$Q_{13} = Q_{16} + Q_{17} + Q_{18}, = 184,921 \text{ m/час}$$

Рассчитываем объем продукта 15:

$$Q_{15} = \frac{Q_{13}}{\beta_{15(0-5)} + \beta_{15(5-20)} + \beta_{15(20-40)}} = \frac{184,921}{16+32+44} \times 100\% = 201,0 \text{ m/час};$$

Рассчитываем объем циркулирующей нагрузки:

$$Q_{19} = Q_{15} - (Q_{16} + Q_{17} + Q_{18}) = 201,0 - 184,921 = 16,08 \text{ m/час}$$

Выход циркулирующей нагрузки:

$$\gamma_{19} = \frac{Q_{19} \times 100}{Q_1} = \frac{16,08 \times 100}{228,3} = 7,04\%$$

Рассчитываем объемы продуктов, т/час:

$$Q_{14} = Q_{15} = 201,0 \text{ m/час};$$

$$Q_{16} = Q_{15} \times \beta_{15(0-5)} = 201,0 \times 0,16 = 32,16 \text{ m/час};$$

$$Q_{17} = Q_{15} \times \beta_{15(5-10)} = 201,0 \times 0,32 = 64,32 \text{ m/час};$$

$$Q_{18} = Q_{15} \times \beta_{15(10-20)} = 201,0 \times 0,44 = 88,44 \text{ m/час};$$

При расчете значений Q частные выхода выражаются в долях единицы.

Проверка:

$$Q_{16} + Q_{17} + Q_{18} = 32,16 + 64,32 + 88,44 = 184,921 = Q_{13}$$

$$\gamma_{13} = \frac{Q_{13}}{Q_1} = 81\%$$

Рассчитываем выхода  $\gamma$  продуктов:



$$\gamma_{16} = \frac{Q_{16}}{Q_1} = \frac{32,1}{228,3} \times 100\% = 14,06\%$$

$$\gamma_{17} = \frac{Q_{17}}{Q_1} = \frac{64,32}{228,3} \times 100\% = 28,17\%$$

$$\gamma_{18} = \frac{Q_{18}}{Q_1} = \frac{88,44}{228,3} \times 100\% = 38,72\%$$

Проверка:

$$\gamma_{16} + \gamma_{17} + \gamma_{18} = 14,06 + 28,17 + 38,72 = 81\%$$

$$\gamma_{15} = \gamma_{14} = \frac{Q_{15}}{Q_1} = \frac{201,0}{228,3} = 88\%$$

Рассчитываем количество дробилок 3 стадии:

$$N = \frac{Q_{14}}{Q_{насн}} = \frac{201,0}{285} \Rightarrow 0,70$$

Где N-число дробилок;

$Q_{14}$ -объем материала поступающего на дробление;

$Q_{насн}$  -производительность дробилки по техническим характеристикам.

Таблица 2.3 – Результаты расчета технологической схемы.

№	Операция	Продукт, номер продукта по схеме	Выход $\gamma$ %	Объем, Q, т/час
1	2	3	4	5
1.	Грохочение 1	Поступает: 1. Исходная горная масса, в т.ч. по фракциям: $\Rightarrow$ 0-5 мм $\Rightarrow$ 5-10 мм $\Rightarrow$ 10-20 мм $\Rightarrow$ 20-40 мм $\Rightarrow$ 40-70 мм $\Rightarrow$ 70-100 мм $\Rightarrow$ 100-1000 мм Выходит: 2. Подрешетный продукт 3. Надрешетный продукт Итого выходит:	100	228,3
2.	Грохочение 2	Поступает: 2. Подрешетный продукт грохочения 1 Выходит: 4. Подрешетный продукт 5. Надрешетный продукт Итого выходит:	26	59,358
3.	Дробление 1 стадии	Поступает: 3. Надрешетный продукт грохочения 1. Выходит: 6. Дробленый продукт, в т.ч. по фракциям: $\Rightarrow$ 0-5мм $\Rightarrow$ 5-10мм $\Rightarrow$ 10-20мм $\Rightarrow$ 20-40мм $\Rightarrow$ 40-70мм $\Rightarrow$ 70-100мм $\Rightarrow$ >100мм	74	168,942
4.	Дробление 2 стадии	Поступает: 5. Надрешетный продукт 6. Дробленый продукт 1 стадии дробления Выходит: 8. Дробленый продукт, в т.ч. по фракциям: $\Rightarrow$ 0-5 мм $\Rightarrow$ 5-10 мм $\Rightarrow$ 10-20 мм $\Rightarrow$ 20-40 мм	13	29,679

		⇒ 40-70 мм ⇒ >70 мм		
5.	Грохочение 3	Поступает: 8. Дробленый продукт Выходит: 9. Песок-отсев 0-5 мм 10. Фракция 5-40 мм 11. Фракция 40-70 мм 12. Фракция >70мм	87	198,621
6.	Дробление 3 стадии	Поступает: 13. Продукт 13 19. Продукт 19 14. Итого поступает Выходит: 15. Дробленый продукт, в т.ч. по фракциям: ⇒ 0-5 мм ⇒ 5-20 мм ⇒ 20- 40 мм ⇒ >40 мм	81	4,783
7.	Грохочение 4	Поступает: 15. Дробленый продукт Выходит: ⇒ Песок-отсев 0-5 мм ⇒ Щебень фракции 5-20 мм ⇒ Щебень фракции 20-40 мм ⇒ Циркулирующая нагрузка >40мм Итого выходит:	88	201

### **Описание технологии производства.**

Исходная горная масса (крупностью 0-500мм) подаётся питателем на колосниковый грохот, расстояние между колосниками которого равно 100 мм.

На колосниковом грохоте происходит разделение горной массы на два продукта: над решётный продукт (3) крупностью 100-500мм, который поступает на дробление I стадии; под решётный продукт (2) крупностью 0-100 мм поступает на вибрационный грохот ( $a = 20$  мм). В процессе грохочения II происходит выделение первичного отсева (4) крупностью 0-20 мм (под решётный продукт).

На первой стадии дробления устанавливается щёковая дробилка Sandvic Jawmaster 1200HD фирмы Sandvic ( $1,2 \times 0,6$ ) с паспортной производительностью 220 т/час и шириной разгрузочной щели  $b_{разгр.} = 125$  мм. После дробления I стадии выходит продукт крупностью 0-198мм (6). Этот продукт, а также надрешетный продукт грохочения II, крупностью 20-100 мм (5) поступают на дробление II стадии.

На II стадии дробления устанавливается конусная дробилка Hydrasone S 3800 EC фирмы Sandvic, паспортная производительность 205-295 т/час, ширина разгрузочной щели  $b_{разгр.} = 51$  мм.

После дробления II стадии выходит продукт крупностью 0-100 мм (8), который поступает на трёх ситный вибрационный грохот ( $a_1 = 70$ ;  $a_2 = 40$ ;  $a_3 = 5$  мм).

В процессе грохочения III происходит выделения четырёх продуктов. Выделяют как готовый продукт- песок из отсевов дробления 0-5 мм (9). Продукт крупностью 5-40 мм (10) и продукт крупностью 40-70 мм (11) и >70мм (12) поступают на дробление III стадии. Так же на дробление III стадии поступает циркулирующая нагрузка - надрешетный продукт товарного грохочения IV (19) крупностью >40 мм.

На III стадии дробления устанавливается конусная дробилка Hedrasone H 6800, фирмы Sandvic с шириной разгрузочной щели  $b_{разгр.} = 32$  мм и производительностью 285-520 т/час.

Из дробилки III стадии выходит продукт крупностью 0 - 45мм (15), который поступает на товарное грохочение IV. В процессе товарного грохочения происходит выделение четырёх продуктов: циркулирующая нагрузка >40 мм (19), щебень фракции 5-20 мм (18), щебень фракции 20-40 мм (17), песок из отсевов дробления 0-5 мм (16).

### 3 Технология горного машиностроения

#### 3.1 Подбор и расчет работы дробильного оборудования

Необходимо произвести подбор оборудования дробильно-сортировочного завода и расчет режимов его работы по следующим данным:

- ▶ производительность - 250 м<sup>3</sup>/ч;
- ▶ дробимый материал - гранит;
- ▶ наибольший размер куска материала,  $D = 1000$  мм;
- ▶ щебень фракций - 3...10, 10...20, 20...40, 40...60, 60... 80, 80...120

мм.

По производительности данный завод относится к предприятиям средней мощности, для которых характерна двух стадийная схема производства.

Общая степень измельчения материала:

$$i = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} \quad (3.1)$$

где  $D_{\max}$  - наибольший размер куска подаваемого материала;  
 $d_{\max}$  - наибольший размер куска получаемого материала.

$$i = \frac{1000}{120} = 12,5 \quad (3.2)$$

Такую степень дробления в одной дробилке осуществлять не рационально, так как дробилки, предназначенные для крупного дробления, при уменьшенной выходной щели теряют производительность и недоиспользуются по мощности.

Учитывая заданный состав щебня ( $d_{\max} = 120$  мм) и требуемую степень дробления, предварительно принимаем двух стадийную схему дробления. В дальнейшем эта схема может быть уточнена.

### Подбор дробилок для первой стадии дробления.

Для дробления гранита ( $D_{\max} = 1000$  мм) определяем расчётную производительность:

$$Q_{\text{рас}} = \frac{Q_{\text{зад}} \times k_n}{k_v} \quad (3.3)$$

где  $k_n$  – коэффициент неравномерности использования подачи материала, ( $k_n = 1,0 \dots 1,12$ );

$k_v$  – коэффициент неравномерности использования по времени.

$$Q_{\text{рас}} = \frac{250 \times 1,1}{0,9} = 295 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Для ведения процесса дробления могут будем использовать щековую дробилку СМД – 60 А с размером загрузочного отверстия  $1500 \times 2100$  мм.

Таблица 3.1 – Техническая характеристика дробилки СМД – 60А.

Показатель	Единица измерения	Величина параметра
Размер загрузочного отверстия	мм	$1500 \times 2100$
Максимальный размер загружаемых кусков	мм	1200
Диапазон регулирования выходной щели	мм	180 – 300
Диапазон производительности	м <sup>3</sup> /ч	300 – 550
Мощность двигателя	кВт	250
Масса	т	250,2

**Расчет размера выходной щели и зернового состава продукта после первой стадии дробления.**

Выходная щель дробилок 1-й стадии должна быть минимально возможной для обеспечения расчетной производительности. Определение размера выходной щели производится по графику (рис. 3.1).

Исходя из потребной расчетной производительности будем иметь:

$$Q_{рас} = 295 \text{ м}^3/\text{ч}, \text{ выходная щель } e = 180 \text{ мм.}$$

Расчет зернового состава щебня производим по графикам типовых характеристик щебня для соответствующих машин (рис. 3.2). На этих графиках размер частиц щебня выражен в долях выходной щели (табл. 3.3).

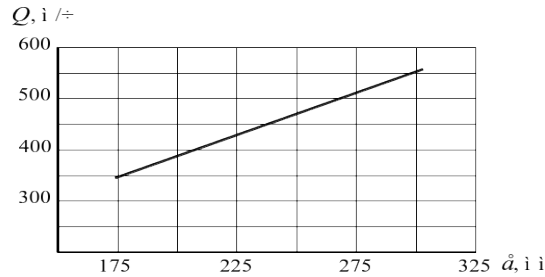


Рисунок 3.1 Зависимость производительности от величины выходной щели.

Таблица 3.2 – Расчет соотношения размера щебня и размера выходного отверстия.

Отношение $d/e$	Значение коэффициента
3/180	0,017
10/180	0,056
20/180	0,111
40/180	0,222
60/180	0,333
80/180	0,444
120/180	0,667

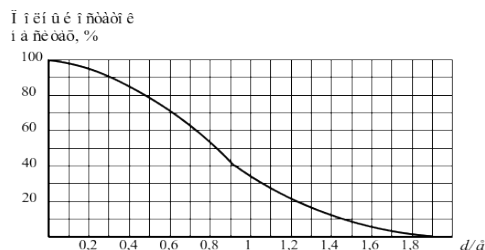


Рисунок 3.2 - Зерновой состав щековой дробилки СМД – 60А.

Техника определения зернового состава видна из графика: на горизонтальной оси берется отношение  $d/e$ , соответствующее определяемой фракции, из этой точки восстанавливается перпендикуляр до пересечения с кривой и на вертикальной оси определяется "остаток" (процент щебня, не прошедшего сквозь соответствующее контрольное сито). Расчет зернового состава щебня щековой дробилки СМД – 60 А приведен в табл. 3.3.

Таблица 3.3 – Расчет соотношения фракций щебня.

Фракции мм	Щебня,	Процентное содержание разных фракций
0 - 3		$100 - 99,7 = 0,3 \%$
3 - 10		$99,7 - 98,4 = 1,3 \%$
10 - 20		$98,4 - 96,8 = 1,6 \%$
20 - 40		$96,8 - 94,9 = 1,9 \%$
40 - 60		$94,9 - 86,5 = 8,4 \%$
60 - 80		$86,5 - 76,8 = 9,7 \%$
Продолжение таблицы 3.3.		
80 - 120		$76,8 - 56,2 = 20,6 \%$
более 120		$56,2 \%$
всего		$100 \%$

Содержание фракции будет равно разности "остатков" соответствующих границ фракции.

**Подбор дробилок для второй стадии дробления.**

Подбор дробилок для 2-й стадии производится по крупности загружаемого куска материала и производительности.

Максимальный размер камня, выходящего из дробилки первой стадии, будет предельной крупностью по загрузке для последующей дробилки. Этот размер определяется по формуле:

$$d_{2\max} = e_1 \cdot \phi \quad (3.4)$$

где  $\phi$  - коэффициент равен координате точки пересечения кривой зернового состава с горизонтальной осью (рис 3.2).

$$d_{2\max} = 180 \cdot 1,85 = 330 \text{ мм.}$$

С учетом допуска 5 % негабарита имеем:

$$d_{2\max} = 180 \cdot 1,64 = 295 \text{ мм.}$$

Потребная производительность для выбора дробилок второй стадии равна той доле потока материала, выходящего из дробилки первой стадии, крупность которого больше максимального размера щебня по заданию, т.е.

$$Q_2 = c \cdot Q_{\text{рас.}} \quad (3.5)$$

где  $c$  - доля продукта, требующая повторного дробления.

$$Q_2 = 0,652 \cdot 295 = 165,8 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Анализируя данные справочной литературы, выбираем конусную дробилку ККД - 500/60 ГРЦ, данные которой в табл. 3.4.

Таблица 3.4 – Техническая характеристика дробилки ККД - 500/60 ГРЦ

Показатель	Единица измерения	Величина параметра
Размер загрузочного отверстия	мм	500
Максимальный размер загружаемых кусков	мм	400

Диапазон регулирования выходной щели	мм	60 – 100
Диапазон производительности	м <sup>3</sup> /ч	150 – 250
Мощность двигателя	кВт	210
Масса	т	92

Определение выходной щели дробилки второй стадии дробления и зернового состава щебня.

Принимаем такую выходную щель, чтобы из дробилки не выходил щебень размером крупнее заданного. Тогда не потребуется третья стадия или до дробливания щебня во вторичной дробилке (т.е. избежим замкнутого цикла). Из графика (рис. 3.3) видим, что кривая зернового состава пересекается с горизонтальной осью в точке  $\varphi_2$  - 1,8. Тогда размер выходной щели равен:

$$e_2 = d_{\max} / \varphi_2 \quad (3.6)$$

$$e_2 = 120 / 1,8 = 67 \text{ мм.}$$

Если производить щебень с допустимым 5 % сверхгабаритном, то  $\varphi_2$  - 1,55, а следовательно:

$$e_2 = 120 / 1,55 = 77 \text{ мм.}$$

Содержание на выходе дробилки зерен размером от 0 до 3 мм при этом не превышает допустимых 5 %.

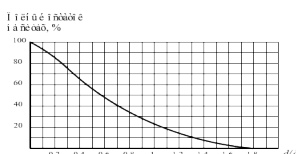


Рисунок 3.3 - Зависимость производительности от величины выходной щели конусной дробилки ККД - 500/60 ГРЦ.

Расчет зернового состава щебня на выходе из конусной дробилки ККД -500/60 ГРЦ производится аналогично предыдущему расчету и окончательные результаты приведены в табл. 3.5.

Таблица 3.5 – Расчет соотношения фракций щебня.

Фракции щебня, мм	Процентное содержание разных фракций
-------------------	--------------------------------------



0 - 3	$100 - 97,2 = 2,8 \%$
3 - 10	$97,2 - 91,9 = 5,3 \%$
10 - 20	$91,9 - 74,8 = 17,1 \%$
20 - 40	$74,8 - 54,3 = 20,5 \%$
40 - 60	$54,3 - 33,2 = 21,1 \%$
60 - 80	$33,2 - 17,4 = 15,8 \%$
80 - 120	$17,4 - 2,3 = 15,1 \%$
более 120	2,3 %
всего	100 %

В получаемом продукте дробления имеется 2,3 % материала, имеющего размер свыше 120 мм, однако это не превышает допустимых 5 %.

**Расчет суммарного зернового состава щебня, полученного при дроблении.**

В цехе сортировки все потоки щебня сходятся, и зерновой состав щебня будет определяться суммой частных зерновых составов с учетом доли потоков из дробилок первой и второй стадий, приведенных к исходному потоку.

Суммарный зерновой состав одной фракции (%) может быть рассчитан, если дробилка второй стадии работает в открытом цикле по формуле:

$$f_{\Sigma} = a \cdot f_1 + c \cdot f_2, \quad (3.7)$$

где  $a$  - исходный поток материала ( $a = 1$ );

$c$  - поток материала, направляющийся на дробилку второй стадии из дробилки первой стадии ( $c = 0,562$ );

$f_1$  - зерновой состав щебня из дробилки первой стадии, %;

$f_2$  - зерновой состав щебня из дробилки второй стадии, %.

Результаты расчета по формуле 3.7 сведены в таблицу 3.7.

Таблица 3.7 – Зерновой состав щебня

Размер фракции щебня, мм	$f_{\Sigma} = a \cdot f_1 + c \cdot f_2,$
0 - 3	$0,3 + 0,562 \cdot 2,8 = 1,87 \%$
3 - 10	$1,3 + 0,562 \cdot 5,3 = 3,87 \%$

10 - 20	$1,6 + 0,562 \cdot 17,1 = 11,4 \%$
20 - 40	$1,9 + 0,562 \cdot 20,5 = 13,42 \%$
40 - 60	$8,4 + 0,562 \cdot 21,5 = 20,48 \%$
60 - 80	$9,7 + 0,562 \cdot 15,8 = 18,58 \%$
80 - 120	$20,6 + 0,562 \cdot 15,1 = 29,09$
	%
более 120	$0,562 \cdot 2,3 = 1,29\%$
всего	100 %

Проверка состояния долей фракции щебня требованиям ТУ.

Вычерченный график (штриховая линия) попадает в пространство, ограниченное многоугольником (рис. 3.4), следовательно, гранулометрический состав щебня соответствует требованиям ТУ.

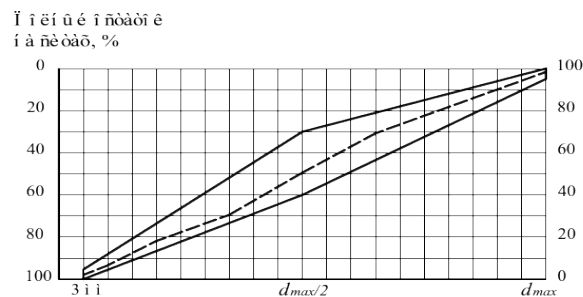


Рисунок 3.4 - Желательные пределы соотношений размеров щебня.

### 3.2 Подбор сортировочного оборудования

#### Расчет первого промежуточного грохота.

Количество сит в грохоте - 1 (так как материал делится на две фракции). Размер ячеек сит (приближенно) принимаем равным границе разде-

ления. Выделяем щебень 120 мм (и менее), поэтому принимаем сито с ячейками 120 мм.

Рассчитываем необходимую площадь сит ( $m^2$ ) по формуле:

$$F = \frac{Q_1}{\delta \cdot q \cdot k_1 \cdot k_2}, \quad (3.8)$$

где  $Q_1$  - поток материала, поступающий на грохот,  $Q_1 = 295 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;

$q$  - удельная производительность сита,  $q = 100 \text{ м}^3/\text{час}$  - для сита с ячейками 120 мм;

$k_1 = 0,85$  - при 43,8% зерен нижнего класса,  $k_2$  определяется исходя из зернового состава щебня после первой стадии.

Для расчета  $k_2$  надо продукт В (нижнего класса) принять за 100% и определить, сколько в нем содержится зерен размером меньше 60 мм, методом пропорции:

$$43,8\% - 100$$

$$13,4\% - X$$

$$\text{При } X = 13,4 \cdot 100/43,8 = 30,6\% \text{ находим } k_2 = 0,74.$$

$$F = \frac{295}{0,4 \cdot 100 \cdot 0,85 \cdot 0,74} = 11,72 \text{ м}^2$$

При выборе грохота, устанавливаемого после первичной дробилки, следует обратить внимание на максимально допустимую крупность кусков, поступающих на грохот, иначе он быстро выйдет из строя. В нашем примере максимальная крупность камней, выпадающих из дробилки СМД – 60 А, составляет 330 мм.

Принимаем по справочным данным один грохот ГИТ – 52 с суммарной полезной площадью сит  $F_{\Sigma} = 12,24 \text{ м}^2$ .

#### **Расчет грохотов окончательной сортировки.**

При окончательной сортировке необходимо разделить щебень на шесть фракций. Поэтому будем рассчитывать три двух ситовых грохота с размерами ячеек 80 мм и 60 мм; 40 мм и 20 мм; 10 мм и 3 мм.

1 Расчет верхнего сита первого грохота (ячейки 80 мм). Нагрузка на верхнее сито  $Q_{80} = Q_{\text{рас}} = 295 \text{ м}^3/\text{ч}$ . Удельная производительность 1 м сита  $q = 90 \text{ м}^3/\text{час}$ .

Исходя из окончательного гран состава щебня (в смеси имеется 69,62 % зерен нижнего класса) значение  $k_1 = 1,07$ ;  $k_2 = 0,96$ .

Потребная площадь сита.

$$F = \frac{295}{0,4 \cdot 90 \cdot 1,07 \cdot 0,96} = 7,9 \text{ м}^2$$

Расчет нижнего сита (ячейки 60 мм). Нагрузка на нижнее сито:

$$Q_{60} = 0,6962 \cdot 295 = 205,4 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Удельная производительность 1 м<sup>2</sup> сита  $q_{60} = 78 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $k_1 = 0,91$ ;  $k_2 = 0,97$ .  
Потребная площадь сита.

$$F = \frac{205,4}{0,4 \cdot 78 \cdot 0,91 \cdot 0,97} = 7,5 \text{ м}^2$$

Принимаем один ситовой инерционный грохот марки ГИЛ - 52 с полезной площадью каждого сита 7,9 м<sup>2</sup>.

Расчеты второго и третьего грохота аналогичны расчету предыдущего грохота, выбираем также два инерционных грохота с размерами ячеек сит соответственно для первого 40 и 20 мм, для второго 10 и 3 мм.

Таким образом; рассчитаны потоки всех фракций щебня и осуществлен выбор дробильно-сортировочного оборудования, после чего студент может перейти к расчету и проектированию конкретной дробильной или сортировочной машины, в соответствии с заданием на проектирование руководителя проекта.

Причем исходными данными для расчета и проектирования конкретной дробильной или сортировочной машины из технологической линии являются результаты расчета, проведенные выше.

В результате расчетов и подбора оборудования для дробильно-сортировочного завода производительностью 250 м<sup>3</sup>/час, в качестве дробилки первой стадии принята дробилка СМД – 60 А, имеющая для приема на дробление кусков материала исходной крупности, размеры входного отверстия 1500×2100 мм. Данная дробилка и является предметом модернизации в проекте.

### **3.3 Обоснование и описание выбранной технологической схемы производства**

В горнорудной промышленности дробление является подготовительным процессом, так как получаемый продукт направляется на дальнейшую переработку. В промышленности дорожно-строительных материалов при производстве щебня после дробилок получается конечный продукт, т.е. процесс дробления имеет самостоятельное значение.

В зависимости от характеристики перерабатываемых каменных пород и получаемой продукции предприятия промышленности нерудных дорожно-строительных материалов различаются различными технологическими схемами и разной мощностью.

Они подразделяются:

а) на дробильно-сортировочные заводы, перерабатывающие каменные породы в щебень;

б) на гравийно-сортировочные заводы, выпускающие сортированный гравий, щебень из валунов и крупного гравия;

в) на цехи по обогащению песка.

Выбор схемы дробления материалов (одностадийная, двух, трех - и реже четырех стадийная) зависит от производственной мощности предприятия, размеров кусков исходного материала и размеров кусков готовой продукции.

Остановим свой выбор на двух стадийной последовательной схеме дробления, которая получила наибольшее распространение на заводах по производству щебня большой производительности.

Это вызвано тем, что из исходного материала размером до 1000 мм практически трудно за одну стадию дробления получить готовый продукт требуемой крупности. Учтем также, что для нужд дорожно-строительной промышленности понадобится щебень разной фракции. Производительность данного завода примерно 1,4 млн. м<sup>3</sup> в год.

Щебень получают из естественного камня дроблением взорванных скальных пород. Щебень разделяют на следующие группы (фракции) по размерам гранитных зёрен: 3-10; 10-20; 20-40; 40-60; 60-80; 80-120 мм. Зёрна щебня в зависимости от соотношения от соотношения между длиной (а) и толщиной (с) или шириной (в), разделяют на кубовидные, пластинчатые (лещадные) и игловатые.

К пластинчатым (лещадным) и игловатым зёрнам относятся такие, у которых толщина или ширина меньше длины более чем в 3 раза.

Так щебень высшей категории качества должен иметь марку прочности не ниже 40 МПа для осадочных пород и не ниже 80 МПа для изверженных и метаморфических пород. Содержание в таком щебне пылевидных и глинистых частиц

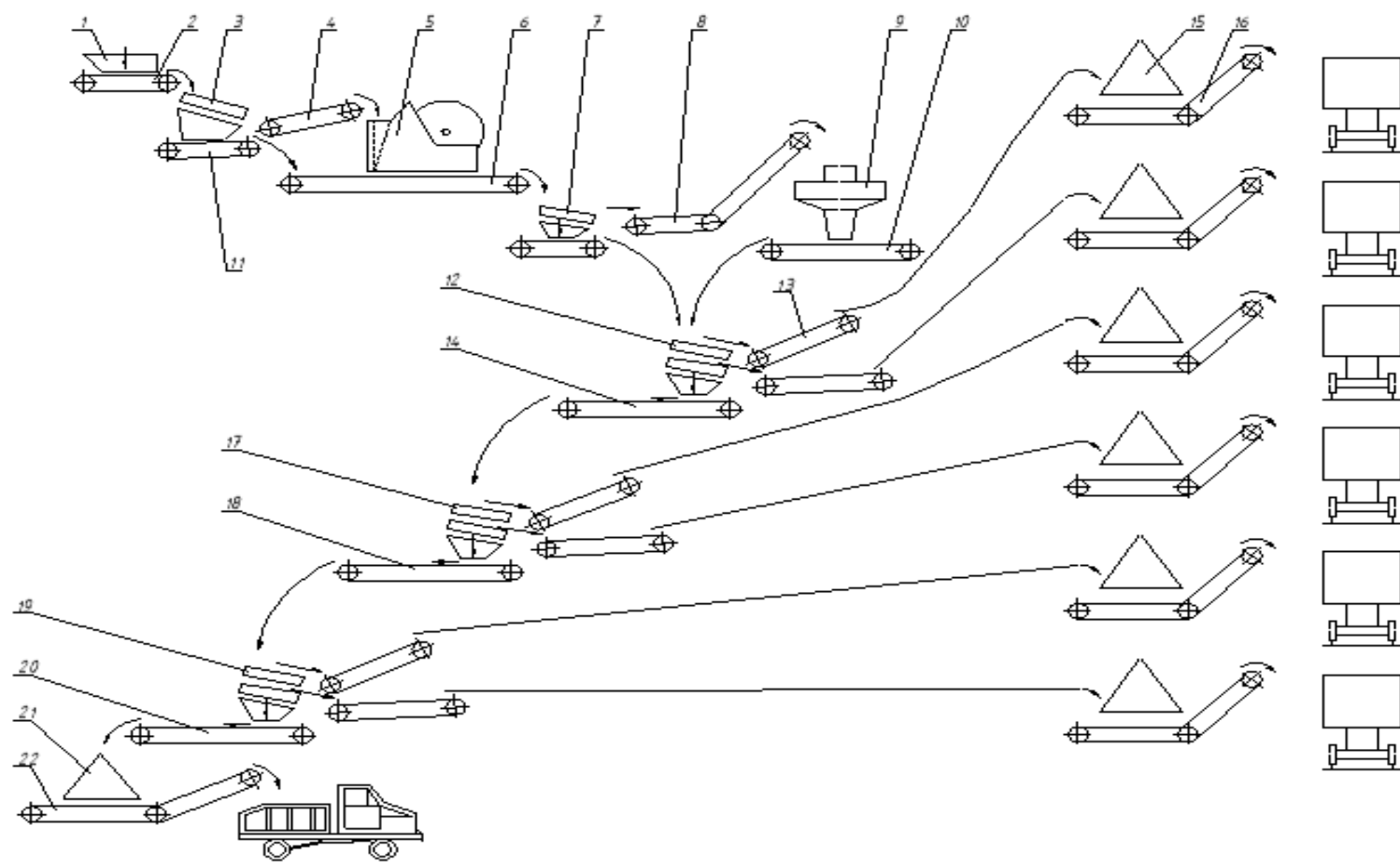


Рисунок 3.5 - Технологическая схема производства щебня для метаморфических и изверженных пород не должно превышать 0,7%, для осадочных 1,5% по массе.

В определённой товарной фракции, например, 20-4 мм, содержание зёрен крупнее максимального размера (более 40 мм.) и зёрен мельче минимального размера (менее 20мм) не должно превышать 5%. На рисунке 3.5 представлена технологическая схема производства щебня.

Материал в кусках крупностью 0-1000 мм подается из карьера автосамосвалами думпкарами и разгружаются в приемный бункер (1), который сверху имеет колосниковую решетку для задержки кусков камня более 1000 мм. негабаритный камень снимается с решетки тельфером или другими подъемно-транспортными средствами.

Пластинчатый питатель (2), направляет материалы на наклонный инерционный грохот (3). Камень размером 0-300 мм, не требующий дробления в машинах стадии крупного дробления просыпается между колосниками и наступают на ленточный конвейер (11), а камень свыше 300 мм ленточным конвейером (4) подается в дробилку крупного дробления ЩДП 1500×2100.

На первой стадии дробления материал дробится до размера 0-300 мм и также поступает на конвейер (6), которым направляется одно ситный грохот (7). На этом грохоте материал разделяется на две фракции, первая с кусками размером 120-300 мм системой конвейеров (8), подается на вторичное дробление в конусную дробилку ККД - 500/60 ГРЦ (9). Продукт вторичного дробления поступает на ленточный конвейер (10) от конусной дробилки в кусках 0-120 мм.

Далее продукт подвергается вторичной сортировке в двух ситовых грохотах (12, 17, 19) для выделения необходимых фракций. Щебень транспортируется в отдельные бункеры склада отгрузки (15), а щебень последней фракции (отходы) транспортируется в отдельные бункера склада отгрузки (21).

### **3.4 Анализ конструкции и принципа действия щековой дробилки**

Щековая дробилка с простым движением щеки (рис. 2.1) состоит из стальной литой станины 1, эксцентрикового вала 2, шатуна 3, оси 4, распорных плит 5.

Станина крупных дробилок состоит из двух частей, соединенных в горизонтальной плоскости болтами. Станины дробилок малых размеров литые неразъемные. На обоих концах эксцентрикового вала через фрикционные муфты закреплены маховики 6 один из которых является одновременно приводным шкивом, на котором имеются проточки для клиновых ремней. Эксцентриковый вал устанавливается на подшипниках скольжения, последние крепятся в выемках боковых стенок станины. Вкладыши подшипников заливаются антифрикционным материалом (баббитом). Вал 2 в средней части имеет эксцентricность. Шатун подвешивается на эксцентриковую часть вала 2. В верхней части шатуна имеется головка, которая состоит из корпуса и крышки, соединенных

болтами, в нижней части имеются продольные пазы с вкладышами, на которые опираются головки передней и задней распорных плит.

На ось 4 подвешивается подвижная щека коробчатого сечения. Передняя поверхность подвижной щеки 7 футеруется броневыми плитами 8 из марганцовистой стали. Плиты к щеке крепятся болтами.

На задней стенке щеки 7 имеется продольная прорезь, в которую вставляется вкладыш 9, служащий второй опорой передней распорной плиты. Второй вкладыш задней распорной плиты устанавливается в прорези задней стенки станины или регулировочного устройства 10.

Передняя поверхность станины, выполняющая роль неподвижной щеки, футеруется броневой плитой 11.

Распорные плиты изготовляют из чугуна. Во многих конструкциях задняя плита выполняет также роль предохранительного устройства. В этом случае она рассчитывается по уменьшенному запасу прочности на сжатие. Иногда эта плита изготовляется из двух частей, соединенных между собой заклепками или болтами. Подвижная щека 7 при посредстве пружины 12 и тяги 13 замыкается как одно звено с распорными плитами и шатуном.

В последних конструкциях крупных дробилок распорные плиты являются только кинематическими звеньями, а в качестве предохранительных устройств применяются фрикционные муфты.

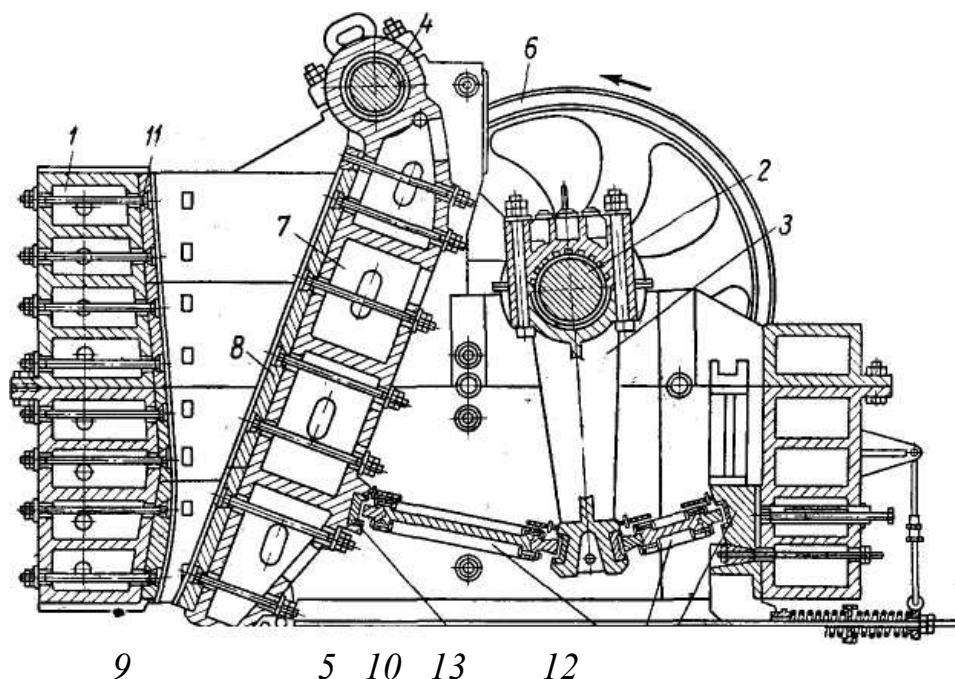


Рисунок 3.6 – Щековая дробилка с простым движением щеки.

Фрикционная муфта (рис. 3.7) состоит из дисков 1, которые могут свободно перемещаться вдоль оси вала по шлицам втулки 2. Втулка 2 соединяется болтами с маховиком 3. На эксцентриковом валу 4 жестко закреплена шпонкой втулка 5 со шлицами. По шлицам втулки 5 могут перемещаться



диски 6. Для увеличения трения между дисками 1 и 6 на них укреплены прокладки из ленты ферродо.

Работа муфты происходит в следующей последовательности. Перед пуском электродвигателя по трубопроводу 7 в гидроцилиндр 8 подается масло. Поршень 9 начинает перемещаться (вправо по чертежу), надавливая на крышку 10. При этом пружины 11 сжимаются, крышка отходит вправо и ослабляет сцепление между дисками 1 и 6.

Затем включается электродвигатель дробилки. Шкив-маховик 3, а, следовательно, соединенные с ним втулка 5 с дисками 6 приводятся во вращение. Диски в это время проскальзывают. Когда маховик достигает необходимого числа оборотов, прекращается подача масла в гидроцилиндр, и пружины 11 надавливают на крышку. Крышка надавливает на диски и вводит последние в зацепление. Эксцентриковый вал начинает вращаться, при этом ввод дробилки в действие происходит не рывком, а плавно.

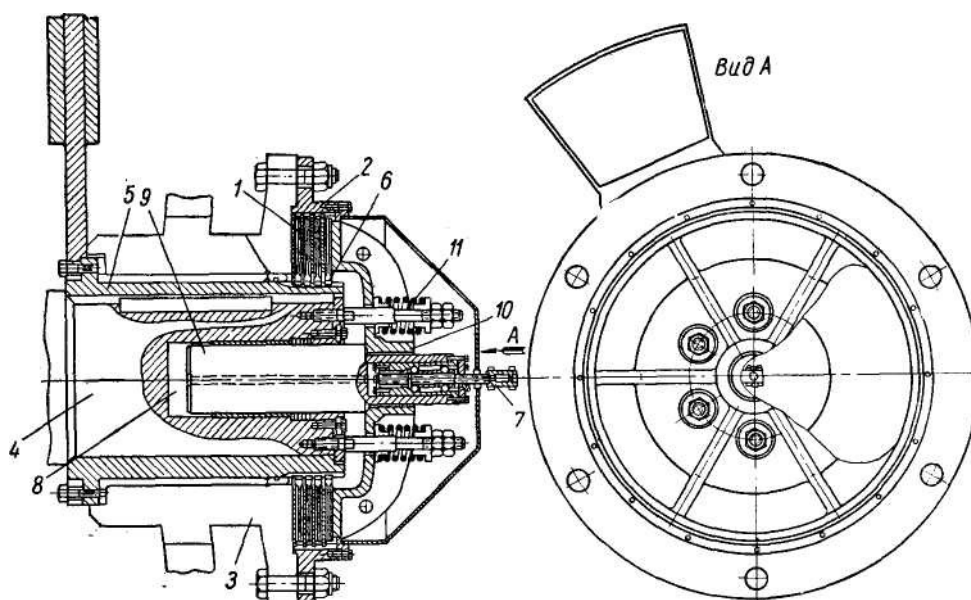


Рисунок 3.7 – Фрикционная муфта.

Пространство, ограниченное подвижной и неподвижной щеками (рис. 3.6) и частью продольных стенок станины, называется камерой дробления. Высота камеры дробления больше ширины загрузочного отверстия в 2-2,4 раза. Продольные стенки камеры дробления футеруются высокоуглеродистыми или марганцовистыми стальными плитами.

Профиль футеровки подвижной и неподвижной щек может быть различным (ребристым, волнистым и т. д.), боковые плиты гладкие. Ось подвеса подвижной щеки обычно выносится примерно на 0,5 ширины загрузочного отверстия выше верхнего уровня камеры дробления. Этим достигается увеличение хода подвижной щеки на уровне загрузочного отверстия дробилки.

Ход щеки на уровне загрузочного отверстия принимается равным примерно одной сотой от ширины загрузочного отверстия. На нижнем конце задней стенки подвижной щеки крепятся две тяги замыкающего устройства 12. Назначение тяг - способствовать возврату подвижной щеки в исходное положение при посредстве пружин.

Регулирование ширины разгрузочного отверстия производится путем замены распорных плит (у крупных дробилок) или установкой прокладок между вкладышем распорной плиты и задней стенкой станины, или с помощью клинового регулировочного механизма.

Привод дробилки состоит из электродвигателя и клиноременной передачи.

Работа дробилки рассматриваемой конструкции происходит в следующей последовательности. От электродвигателя через клиноременную передачу вращение передается шкиву-маховику, закрепленному на эксцентриковом валу. Большая масса движущихся частей затрудняет запуск дробилки, создавая очень большой пусковой момент.

Поэтому крупные дробилки, выпускаемые в последнее время, имеют ступенчатый пуск, осуществляемый последовательным вводом в работу шкива-маховика, далее через фрикционную муфту эксцентрикового вала с шатуном, а затем через вторую фрикционную муфту второго маховика. Полное время пуска дробилки в этом случае составляет 50 – 60 сек.

При вращении эксцентрикового вала шатун совершает возвратно-поступательное движение в вертикальной плоскости. При движении шатуна вверх вместе с ним движутся и концы распорных плит. Последние, распрямляясь (за счет увеличения угла между плитами), начинают надавливать на заднюю стенку станины и подвижную щеку, перемещая последнюю в сторону неподвижной щеки. Материал, загруженный в камеру дробления, при этом подвергается раздавливанию.

При движении шатуна вниз совершается холостой ход. Энергия холостого хода электродвигателя аккумулируется маховиками и используется во время рабочего хода. Щека во время холостого хода отходит (вправо по чертежу) под действием составляющей силы тяжести ее и пружин замыкающего устройства.

В случае попадания не дробимого куска в камеру дробления у малых дробилок происходит излом задней распорной плиты или срез ее шпилек, а у крупных дробилок происходит пробуксовка фрикционных муфт, срабатывание электрической защиты и остановка дробилки.

В России изготавливаются дробилки с размерами загрузочного отверстия от 400×600 до 1500×2100 мм, производительностью по готовому продукту 10 – 450 м<sup>3</sup>/ч, с установленной мощностью электродвигателей от 28 до 250 кВт и массой дробилок от 7,5 до 235 т.

Достоинства щековой дробилки с простым движением подвижной щеки:

- ▶ Большая часовая производительность.
- ▶ Относительная простота конструкции.

▶ Возможность дробления пород высокой прочности.

Недостатки:

▶ Большая металлоемкость.

▶ Дороговизна футеровочных плит.

3. Измельчение материала производится преимущественно раздавливанием, что увеличивает удельный расход электроэнергии при дроблении по сравнению с другими типами машин.

## 4. Расчет основных параметров щековой дробилки с простым движением щеки

### 4.1 Расчет производительности дробилки

Для расчета производительности используем схему (рис. 4.1).

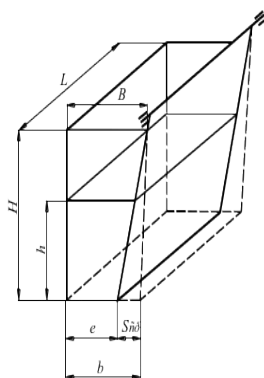


Рисунок 4.1 – Схема для расчета параметров щековой дробилки с простым движением подвижной щеки.

Исходные данные:

$B$  – ширина камеры дробления в зоне загрузки,  $B = 1,5$  м;

$L$  – Длина камеры дробления,  $L = 2,1$  м;

$b$  – ширина выходной щели,  $b = 0,18$  м;

Определение производительности.

$$Q = V_0 \cdot n, \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.1)$$

где  $Q$  – теоретическая производительность ( $\text{м}^3/\text{с}$ ), при частоте вращения вала дробилки  $n$  ( $\text{с}^{-1}$ );

$V_0$  – объем камеры дробления.

Данная формула получена при идеализации рабочего процесса и не дает результат приемлемой точности. Воспользуемся формулой Б.В. Клушанцева:

$$Q_T = \frac{\mu \cdot L \cdot n \cdot b \cdot (B + b) \cdot S_{cp}}{2 \cdot D_{cv} \cdot \operatorname{tg} \alpha}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.2)$$

$\mu$  – коэффициент разрыхления, для щековой дробилки  $\mu = 0,5 \dots 0,6$ ;

$n$  – частота вращения эксцентрикового вала дробилки,  $\text{с}^{-1}$ ;

$S_{cp}$  – средний ход щеки, м;

$\alpha$  – угол захвата,  $\alpha = 24^\circ$ ,

Средневзвешенный размер кусков в исходном материале

$$D_{cv} = 0.4B = 0,4 \cdot 1 = 0,4 \text{ м}$$

Средний ход щеки:

$$S_{cp} = \frac{S_n + S_v}{2}, \text{ м} \quad (4.3)$$

где  $S_v$ ,  $S_n$  – ход щеки соответственно в верхней и нижней части камеры дробления, мм.

Определение их рекомендуется по формулам:

$$S_v = (0,01 \dots 0,03) \cdot B = 0,01 \cdot 1500 = 15 \text{ мм}$$

$$S_n = 8 + 0,26 \cdot b = 8 + 0,26 \cdot 180 = 54,8 \text{ мм}$$

$$S_{cp} = \frac{0,015 + 0,0548}{2} = 0,0349 \text{ м}$$

Тогда

Частота вращения эксцентрикового вала щековых дробилок рассчитывается из условия  $t_1 = t_2$ ,

где  $t_1$  – время необходимое на падение материала под действием силы тяжести с высоты  $h$ ;

$t_2$  – время отхода щеки назад;

$$t_1 = \sqrt{\frac{2h}{g}}, \text{ с}$$

(4.4)

$$t_2 = 1/n \quad \text{или} \quad 1/n = \sqrt{\frac{2h}{g}}$$

$$n = \frac{S_n}{\operatorname{tg} \alpha}$$

Имея ввиду, что находим оптимальную частоту вращения:

$$n = 13 \cdot b^{-0,3} \text{ с}^{-1} \quad (4.6)$$

$$n = 13 \cdot 180^{-0,3} = 2,74 \text{ с}^{-1}$$

Подставляем значения в формулу:

$$Q_T = \frac{0,6 \cdot 2,1 \cdot 2,74 \cdot 0,18 \cdot (1,5 + 0,18) \cdot 0,0349}{2 \cdot 0,4 \cdot \text{tg} 24^\circ} = 0,0736$$

Часовая производительность  $Q_u$ .

$$Q_u = 0,0736 \cdot 3600 = 264,9 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Расчет мощности электропривода.

По рекомендации Сапожникова М.Я. используем формулу:

$$P_{\text{уст}} = 1,1 \cdot E_i \cdot K_m \frac{\sqrt{i-1}}{\sqrt{D_{\text{св}}}} Q \cdot \gamma, \text{ Вт} \quad (4.7)$$

где  $E_i$  – энергетический показатель,  $E_i = 8$ ;

$K_m$  – коэффициент масштабного фактора,  $K_m = 0,7$ ;

$i$  – степень дробления;

$Q$  – часовая производительность,  $Q = 265 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;

$D_{\text{св}}$  – средневзвешенный размер кусков, в материале,  $D_{\text{св}} = 400 \text{ мм}$ ;

$\gamma$  – объемная масса материала,  $\gamma = 1,9 \text{ т}/\text{м}^3$

Степень дробления:

$$i = \frac{D_{\text{CB}}}{d_{\text{CB}}} \quad (4.8)$$

где  $d_{\text{св}}$  – средневзвешенный размер кусков продукта дробления, мм;

$$d_{\text{св}} = 0,8 b = 0,8 \cdot 180 = 144 \text{ мм} \quad (4.9)$$

$$i = \frac{400}{144} = 2,777$$

Подставляем

$$P_{\text{уст}} = 1,1 \cdot 8 \cdot 0,7 \frac{\sqrt{2,777-1}}{\sqrt{400}} \cdot 265 \cdot 1,9 = 207 \text{ кВт}$$

С учетом типоразмера существующих двигателей используем электродвигатель с установленной мощностью 250 кВт.

## 4.2 Расчет параметров предохранительного устройства

Минимально допустимый момент инерции определим графическим методом, построив диаграмму касательных сил и нагрузок в шатуне в зависимости от угла поворота эксцентрикового вала.

Касательные силы  $T$  на валу определяются в каждом положении эксцентрикового вала по известным усилиям в шатуне  $Q$  для каждого положения. Характер измерения нагрузок в шатуне берем из (рис. 2.5).

При этом максимальное рабочее усилие в шатуне  $Q_{max} = 5800$  кН, полученное экспериментальным путем.

Средняя касательная сила (от крутящего момента двигателя).

$$T_{cp} = \frac{M_{кр}}{e}, \text{ Н} \quad (4.10)$$

где  $M_{кр}$  – крутящий момент электродвигателя приведенного к валу дробилки, кН·м;

$e$  – эксцентриситет, м.

$e = (0,03 - 0,05) \cdot B = (0,03 - 0,05) \cdot 1500 = 45 - 75$  мм принимаем  $e = 0,065$  м.

Крутящий момент электродвигателя:

$$M_{кр} = 9740 \frac{P\eta}{n}, \text{ кН} \cdot \text{м} \quad (4.11)$$

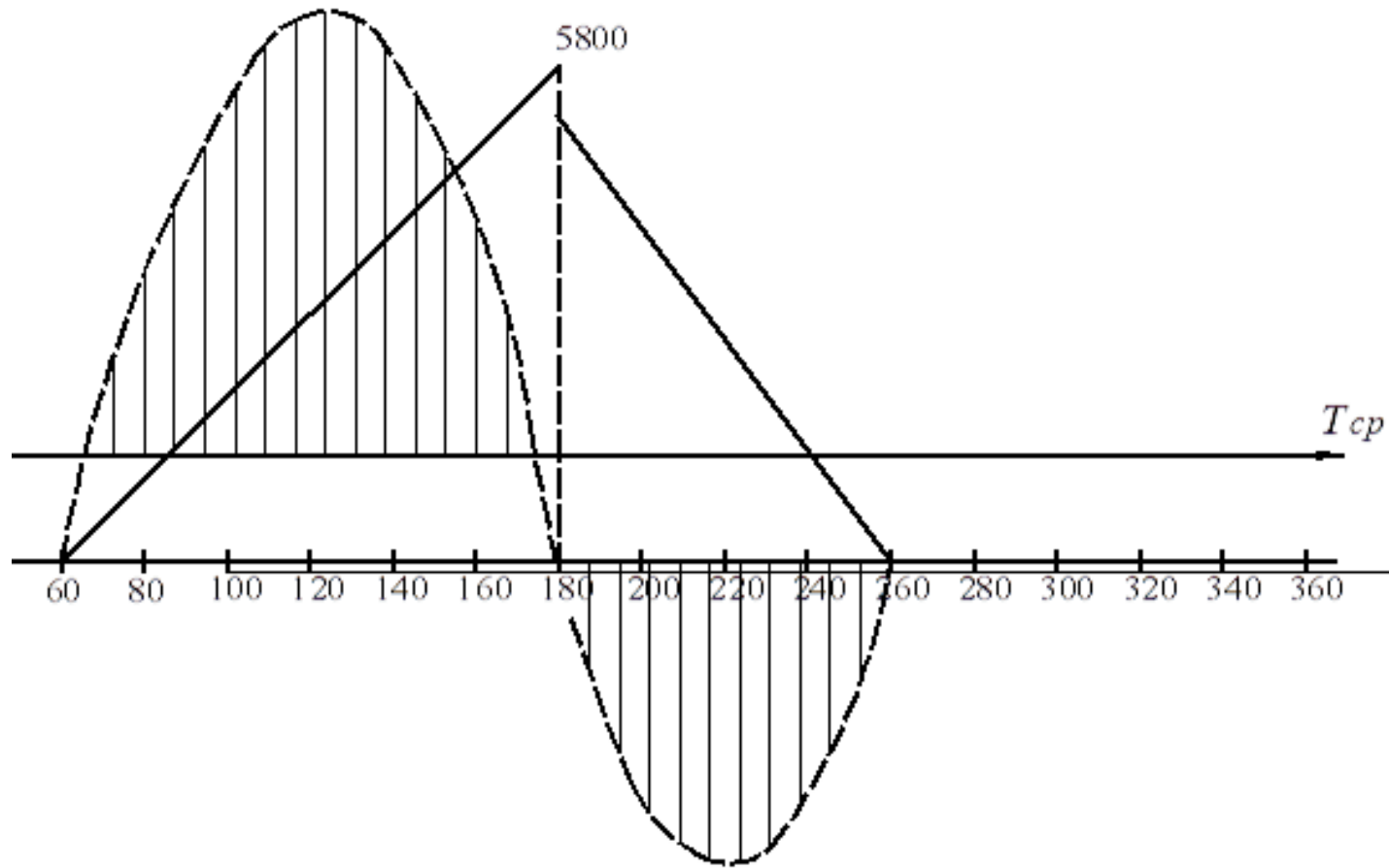
где  $P$  – мощность электродвигателя,  $P = 250$  кВт;

$\eta$  – к.п.д передачи,  $\eta = 0,93$ ;

$n$  – число оборотов вала двигателя.

$n = 2,085 \text{ С}^{-1} = 125 \text{ мин}^{-1}$

Рисунок 4.2 - Диаграмма касательных сил.





$$M_{кр} = 9740 \frac{250 \cdot 0,93}{125} = 18,12 \text{ кН} \cdot \text{м}$$

Подставляем

$$T_{ср} = \frac{18,12}{0,065} = 279 \text{ кН}$$

Определяем максимальный крутящий момент при дроблении породы

$$M_{гр} = T_{max} e \quad (4.12)$$

где  $T_{max}$  – максимальное значение касательных сил.

Теоретически находим  $T_{max}$  так, как касательные силы зависят прямо пропорционально от вертикального усилия в шатуне.

$Q_{max} = 5800$  кН достигается при повороте точки на  $180^\circ$ , а максимальное значение касательных сил приходится на поворот в  $120^\circ$  для этой точки:

$$Q = Q_{max} = \sin 120^\circ = 5800 \cdot 0,5 = 2900 \text{ кН} \quad (4.13)$$

Тогда:

$$\begin{aligned} T_{max} &= Q \cdot \cos 120^\circ = 2900 \cdot 0,87 = 2500 \text{ кН} \\ M_{гр} &= 2500 \cdot 0,065 = 162,5 \text{ кН} \cdot \text{м} \end{aligned} \quad (4.14)$$

Определение фактического момента инерции движущихся частей дробилки:

Для шкива

$$B_1 = 0,89 \text{ м}$$

$$h = 0,1 \text{ м}$$

$$R_{1,1} = 1,735 \text{ м}$$

Для маховика

$$B_2 = 0,6 \text{ м}$$

$$h_2 = 0,1 \text{ м}$$

$$R_{1,2} = 1,747 \text{ м}$$

(4.15)

$$G_{об} = \gamma \cdot V \cdot g, \text{ кг}$$

где  $G_{об}$  – вес обода;

$\gamma$  – плотность материала,  $\gamma = 7850 \text{ кг/м}^3$ ;

$Vg$  – объем обода.

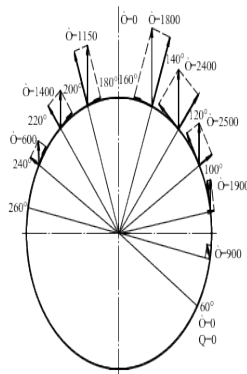


Рисунок 4.3 - Характер измерения нагрузок в шатуне.

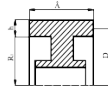


Рисунок 4.4 - Схема для расчета фактического момента инерции движущихся частей дробилки.

$$V = \pi \cdot D \cdot Bn, \text{ м}^3 \quad (4.16)$$

$$D = 2\left(R_1 + \frac{n}{2}\right),$$

(4.17)

$$D_{\text{об1}} = 2\left(1,735 + \frac{0,1}{2}\right) = 3,57 \text{ м};$$

$$D_{\text{об2}} = 2\left(1,747 + \frac{0,1}{2}\right) = 3,594 \text{ м};$$

$$G_{об1} = 78500 \cdot 3,14 \cdot 3,57 \cdot 0,89 \cdot 0,1 = 78360 \text{ Н}$$

$$G_{об2} = 78500 \cdot 3,14 \cdot 3,594 \cdot 0,6 \cdot 0,1 = 53180 \text{ Н}$$

Вес шкива и маховика с учетом спиц и ступицы.

$$G = 1,1 \cdot 1,2 \cdot G_{об}, \text{ Н} \quad (4.18)$$

$$G_1 = 1,1 \cdot 1,2 \cdot 78360 = 104400 \text{ Н}$$

$$G_2 = 1,1 \cdot 1,2 \cdot 53180 = 70910 \text{ Н}$$

Момент инерции.

$$J = \frac{m \cdot D^2}{4}, \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (4.19)$$

$$J_1 = \frac{10440 \cdot 3,75^2}{4} = 3391 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$$

$$J_2 = \frac{7091 \cdot 3,594^2}{4} = 2334 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$$

Суммарный момент срабатывания:

$$M = M_{gp} \cdot K, \quad (4.20)$$

где  $M_{gp}$  – максимальный крутящий момент;  
 $K$  – коэффициент запаса,  $K = 1,5$ .

$$M = 162,5 \cdot 1,5 = 243,75 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Поскольку механизма два (в шкиве и маховике) то, момент срабатывания каждого определим в соответствии с их моментом инерции.

$$M = M_1 + M_2 \quad (4.21)$$

$$\frac{M_1}{M_2} = \frac{J_1}{J_2} \quad (4.22)$$

где  $M_1, M_2$  – крутящие моменты шкива и маховика;  
 $J_1, J_2$  – соответственно моменты инерции

$$M_1 = 3391 \quad M = M_1 + M_2$$

$$M_2 = 2334 \quad \text{то} \quad M_1 = 1,453 \cdot M_2$$

$$M = M_1 + 1453 \cdot M_1$$

$$M_1 = 144,4 \text{ кН} \cdot \text{м}, M_2 = 99,4 \text{ кН} \cdot \text{м}$$

Расчет пружин предохранительного устройства.

Находим средний радиус поверхности трения.

$$R_{cp} = \frac{R_H + R_B}{2},$$

М

(4.23)

где  $R_{cp}$  – средний радиус поверхности трения, м;  
 $R_H$  – наружный радиус поверхности трения, м;  
 $R_B$  – внутренний радиус поверхности трения, м.  
 Из чертежа выбираем конструктивно.

$$\begin{aligned} R_H &= 0,585 \text{ м;} \\ R_B &= 0,4 \text{ м;} \\ R_{cp} &= \frac{0,585 + 0,4}{2} = 0,4925 \text{ м.} \end{aligned}$$

Усилие необходимое для прижатия дисков

$$P = \frac{M}{R_{cp} \cdot i \cdot f},$$

Н

(4.24)

где  $P$  – усилие необходимое для прижатия дисков, Н;  
 $i$  – число пар трения, конструктивно принимаем  $i = 14$ ;  
 $f$  – коэффициент трения,  $f = 0,3$ .

$$\begin{aligned} P_1 &= \frac{144,4 \cdot 10^3}{0,4925 \cdot 14 \cdot 0,3} = 69800 \text{ Н,} \\ P_2 &= \frac{99,4 \cdot 10^3}{0,4925 \cdot 14 \cdot 0,3} = 48050 \text{ Н.} \end{aligned}$$

Конструктивно выбираем для фрикционной муфты десять пружин.  
 Сила, приходящаяся на одну пружину.

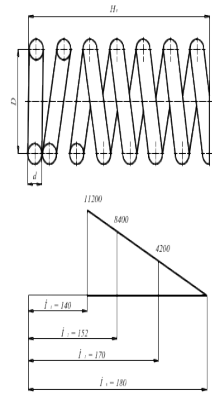


Рисунок 4.4 - Характеристика пружины

$$P' = \frac{P}{n}, \text{ Н} \quad (4.25)$$

где  $P'$  – сила, приходящаяся на одну пружину, Н;  
 $n$  – количество пружин.

$$P_1' = 69800/10 = 6980 \text{ Н}$$

$$P_2' = 4850/10 = 4805 \text{ Н}$$

С целью унификации в фрикционных муфтах шкива и маховика используем пружины со следующими параметрами:

Параметры пружины по ГОСТ 13776-68

$H_0 = 189 \text{ мм}$ ,  $D = 105 \text{ мм}$ ,  $d = 20 \text{ мм}$ .

Материал – пружинная сталь по ГОСТ 5047-49, типа П.

Для получения силы  $P_1' = 6980 \text{ Н}$  пружину сжимают до  $H_1 = 158 \text{ мм}$ , соответственно  $P_2' = 4805 \text{ Н}$  до  $H_2 = 168 \text{ мм}$ .

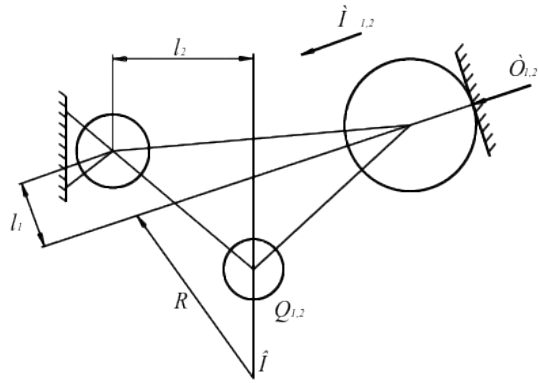


Рисунок 4.5 - Расчетная схема для определения усилия контакта

Рассчитаем усилия контакта ролика, шкива и маховика:

$$(4.26) \quad T = \frac{M}{2 \cdot R}, \text{ Н}$$

где  $R$  – плечо приложения силы  $T$ , конструктивно принимаем  $R = 1,49$  м.

$$T_1 = 144,4 \cdot 10^3 / 2 \cdot 1,49 = 48500 \text{ Н}$$

$$T_2 = 99,4 \cdot 10^3 / 2 \cdot 1,49 = 33400 \text{ Н}$$

Запишем условие равновесия системы:

$$(4.27) \quad T \cdot l_1 = Q \cdot l_2,$$

где  $T$  – усилие в контакте «ролик-шкив, маховик», Н;

$Q$  – усилие пружины рычажного механизма, Н;

$l_1$  и  $l_2$  – плечи приложения сил  $T$  и  $Q$  соответственно, м.

$$l_1 = 0,041 \text{ м}, \quad l_2 = 0,304 \text{ м}.$$

Усилие пружины рычажного механизма;

$$Q = T \frac{l_1}{l_2}, \text{ Н}$$

(4.28)

$$Q_1 = 48500 \cdot 0,304 = 6540 \text{ Н}$$

$$Q_2 = 33400 \cdot 0,304 = 4500 \text{ Н}$$

Рассчитываем пружины рычажного механизма шкива.

Исходные данные:

$P_1 = Q$  – сила пружины при предварительной деформации,

$$P_1 = Q_1 = 6540 \text{ Н.}$$

$h$  – рабочий ход пружины, м;

$P_2$  – сила пружины при рабочей деформации,  $P_2 = 10450 \text{ Н}$ ;

$P_3$  – сила пружины при максимальной деформации, Н.

$$P_3 = \frac{P_1}{0,9} \div \frac{P_2}{0,6} = 11610 \div 17410 \text{ Н.}$$

Для указанного интервала в таблице ГОСТ 13776-68 на пружины сжатия III класса останавливается на пружине №37 со следующими данными:

$$P_3 = 13200 \text{ Н};$$

$d$  – диаметр проволоки,  $d = 0,018 \text{ м}$ ;

$D$  – наружный диаметр пружины,  $D = 0,17 \text{ м}$ ;

$f_3$  – наибольший прогиб одного витка,  $f_3 = 44,09 \text{ мм}$ ;

$z_1$  – жесткость одного витка,  $z_1 = 2,994 \times 10^5 \text{ Н/м}$ .

Жесткость пружины:

$$z = \frac{P_2 - P_1}{h_1}, \text{ Н/м} \quad (4.29)$$

$$z = \frac{10450 - 6540}{0,085} = 4,6 \cdot 10^4 \text{ Н/м}$$

Число рабочих витков:

$$n = \frac{Z_1}{Z} \quad (4.30)$$

$$n = \frac{2,994 \cdot 10^5}{4,6 \cdot 10^4} = 6,5$$

Полное число витков:

$$n_1 = n + 1,5$$

(4.31)

$$n_1 = 6,5 + 1,5 = 8$$

где 1,5 – число нерабочих витков.

Предварительная деформация пружины:

$$F_1 = \frac{P_1}{z}, \text{ м} \quad (4.32)$$
$$F_1 = \frac{6540}{4,6 \cdot 10^4} = 0,142 \text{ м.}$$

Рабочая деформация пружины:

$$F_2 = \frac{P_2}{z}, \text{ м} \quad (4.33)$$

$$F_2 = \frac{10450}{4,6 \cdot 10^4} = 0,227 \text{ м.}$$

Максимальная деформация пружины:

$$F_3 = \frac{P_3}{z}, \text{ м} \quad (4.34)$$
$$F_3 = \frac{13200}{4,6 \cdot 10^4} = 0,287 \text{ м.}$$

Высота пружины при максимальной деформации:

$$H_3 = (n_1 + 1 - n_3) \cdot d, \text{ м} \quad (4.35)$$

где  $H_3$  – высота пружины при максимальной деформации, м;  
 $n_3$  – число зашлифованных витков,  $n_3 = 1,5$ .

$$H_3 = (8 + 1 - 1,5) \cdot 0,018 = 0,135 \text{ м.}$$

Высота пружины при предварительной деформации:

$$H_1 = H_0 - F_1, \text{ м} \quad (4.36)$$
$$H_1 = 0,422 - 0,142 = 0,28 \text{ м.}$$

Высота пружины при рабочей деформации:

$$H_1 = H_0 - F_2, \text{ м.} \quad (4.37)$$
$$H_2 = 0,422 - 0,227 = 0,195 \text{ м.}$$



Шаг пружины:

$$t = f_3 + d, \text{ м} \quad (4.38)$$

$$t = 44,09 + 18 = 62,09 \text{ мм.}$$

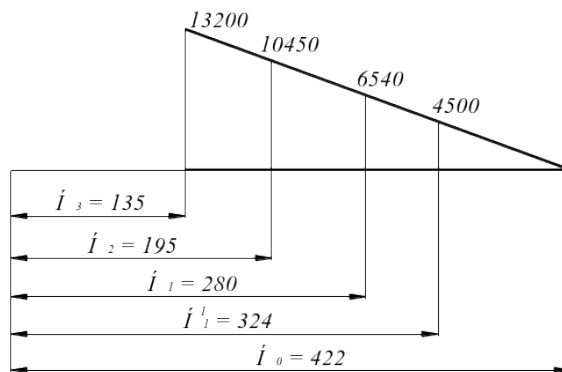


Рисунок 4.6 - Работы момент от сил, создаваемых пружинами рычажного механизма и фрикционной муфты, на плече  $l_2$  не превосходит начального момента срабатывания, создаваемого силой  $T$  на плече  $R$ , чтобы значение силы  $T$  в процессе срабатывания механизма не превосходило своего первоначального значения.

### 4.3 Расчет деталей предохранительного устройства на прочность

$T'$  – значение силы в контакте ролика с упором, при  $\beta = 15^\circ 30'$   $T' = 25830$

Н.

$T' \cdot \cos \varphi$  и  $T' \cdot \sin \varphi$  – горизонтальная и вертикальная составляющие от силы  $T'$ .

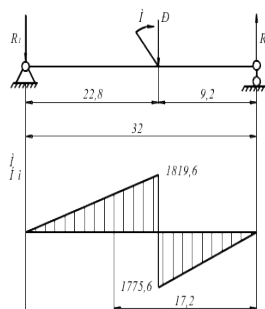


Рисунок 4.7 - Эпюра к расчету предохранительного устройства на прочность.

$$(4.39) \quad P = T' \cdot \sin \varphi, \text{ Н}$$

где  $\varphi$  – угол наклона плоскости упора,  $\varphi = 26^\circ$

$$P = 11320 \text{ Н,}$$

$$M = T' \cos \varphi \cdot 0,155 = 3595,2 \text{ Н} \cdot \text{м.}$$

Опорные реакции:

$$R_1 = 0,32 - M + P \cdot 0,092 = 0$$

$$R_1 = \frac{M - P \cdot 0,092}{0,32} = \frac{3595,2 - 1041,4}{0,32} = 7980 \text{ Н}$$

$$R_2 = R_1 + P = 7980 + 11320 = 19300 \text{ Н.}$$

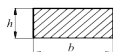


Рисунок 4.8 - Схема к определению момента сопротивления.

**Проверка сечения на изгиб:**

$b = 0,1$  м,  $h = 0,04$  м

Материал: сталь 45

$[\sigma]_{и} = 175$  МПа

$$W = \frac{b \cdot h^2}{6}, \text{ м}$$

(4.40)

$$W = \frac{0,1 \cdot 0,04^2}{6} = 26,7 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2$$

Напряжение, возникающее в сечении:

$$\sigma = \frac{M}{W}, \text{ Па} \quad (4.41)$$

$$\sigma = \frac{118}{26,7 \cdot 10^{-6}} = 44,2 \text{ МПа} < [\sigma]$$

Проверка несущей способности поверхности шкива от действия сжимающей силы. Напряжение, возникающее на контактной поверхности от действия сжимающей силы:

$$\sigma = \frac{T \cdot \cos \alpha}{S} \leq [\sigma]_{сж}, \text{ Па} \quad (4.42)$$

где  $T$  – действующая сила, Материал: СУ 28–48,  $T=48500$  Н;

$S$  – Площадь контакта,  $S = 8,5 \cdot 10^{-3}$  м<sup>2</sup>;

$[\sigma]_{сж}$  – допускаемое напряжение сжатия для циклической нагрузки.

$$\sigma = \frac{48500 \cdot 0,898}{8,5 \cdot 10^{-3}} = 5,5 \text{ МПа} < [\sigma]_{сж}$$

Расчет ролика на контактную прочность.

Максимальное контактное напряжение сжатия:

$$\sigma = 0,418 \sqrt{\frac{T \cdot E}{bR}} \leq [\sigma]_k, \text{ Па} \quad (4.43)$$

где  $T$  – нормальная сила,  $T=48500$  Н;

$E$  – модуль упругости,  $E = 2 \cdot 10^6$  Па;

$b$  – длина ролика,  $b = 0,1$  м;

$$R = \frac{D}{2} =$$

$R$  – радиус ролика,  $0,05$  м;

$[\sigma]_k$  – контактное напряжение, сталь: 40Х.24 НРС  $[\sigma_k]_k = 1080 \dots 1512$  МПа.

$$\sigma = 0,418 \sqrt{\frac{48500 \cdot 2 \cdot 10^6}{0,1 \cdot 0,05 \cdot 10^4}} = 582,2 \text{ МПа.}$$

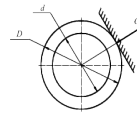


Рисунок 4.9 – Схема к расчету ролика на контактную прочность.

Проверка оси ролика на смятие.

$$(4.44) \quad \sigma_{см} = \frac{T}{d \cdot b} < [\sigma]_{см}, \quad \text{Па}$$

где  $d$  – диаметр оси,  $d = 0,04$  м;

$[\sigma]_{см} = 175$  МПа для стали 20.

$$\sigma = \frac{48500}{0,04 \cdot 0,1} = 12,1 \text{ мПа} < [\sigma]_{см}.$$

Проверка шпонки ведется на смятие.

$$(4.45) \quad \sigma_{см} = \frac{M_1}{0,5 \cdot l \cdot k} < [\sigma]_{см}, \quad \text{Па}$$

где  $M_1$  – действующий момент,  $M_1 = 144,4$  кН·м;

$l$  – длина шпонки, м;

$k$  – выступающая часть втулки;

$[\sigma]_{см}$  – допускаемое напряжение на смятие, для стали 45  $[\sigma]_{см} = 210$  МПа.



Рисунок 4.10 - Схема к расчету шпонки на смятие.

Для диаметра шлицевой втулки  $P = 1300$  мм по ГОСТ 8789-78 выбираем шпонку  $100 \times 50 \times 30$ ,  $K = 20$  мм:

$$\sigma_{см} = \frac{144,4 \cdot 10^3}{0,5 \cdot 0,3 \cdot 0,02} = 37 \text{ МПа} < [\sigma]_{см}.$$

#### 4.4 Расчет эксцентрикового вала.

Формула крутящего момента имеет вид:

$$T_{max} = Q \cdot e, \text{ Н} \cdot \text{м} \quad (4.46)$$

где  $T_{max}$  – крутящий момент, соответствующий наибольшей нагрузке;  
 $Q'$  – усилие в шатуне при попадании не дробимого материала;  
 $e$  – эксцентриситет, м;

$$\begin{aligned} Q' &= 1,5 \cdot Q = 1,5 \cdot 5,800 = 8700 \text{ КН}, \\ T_{max} &= 8700 \cdot 0,065 = 565,5 \text{ кН} \cdot \text{м}, \\ T &= Q_e = 5800 \cdot 0,065 = 377 \text{ кН} \cdot \text{м}. \end{aligned}$$

Максимальные усилия на вал равны:

$$P_{max} = Q' + G_{ш}, \text{ Н} \quad (4.47)$$

где  $G_{ш}$  – сила тяжести шатуна, равная:

$$G_{ш} = m \cdot g = 1200 \text{ Н} \quad (4.48)$$

$$P_{max} = 8700 + 1200 = 9900 \text{ кН}$$

Если принять, что нагрузка на вал распределяется симметрично, то усилия, действующие на подшипники, будут равны:

$$R_{A_{max}} = R_{B_{max}} = R_{C_{max}} = R_{D_{max}} = \frac{P_{max}}{2}, \text{ Н} \quad (4.49)$$

$$R_{A_{max}} = \frac{9,9 \cdot 10^6}{2} = 4,95 \cdot 10^6 \text{ Н}$$

$$R_A = R_B = R_C = R_D = \frac{P}{2}$$

$$R_A = \frac{5,8 \cdot 10^6 + 1,2 \cdot 10^6}{2} = 3,5 \cdot 10^6 \text{ Н}$$

Материал вала – сталь 50Х, твердость НВ 196:24,1

Предел прочности  $\sigma_B = 700 \text{ МПа}$ ;

Предел текучести  $\sigma_T = 400 \text{ МПа}$ ,  $\tau_T = 220 \text{ МПа}$ ;

Предел выносливости  $\sigma_1 = 325 \text{ МПа}$ ,  $\tau_1 = 185 \text{ МПа}$ ;

Запас прочности по касательным напряжениям:

$$n_T \tau = \frac{\tau_T \cdot \Sigma T}{\tau_{max}}, \quad (4.50)$$

$$n_T \tau = \frac{220 \cdot 0,65}{4,7} = 30,7$$

по статической несущей способности:

$$n_T = \frac{n_{T_\sigma} \cdot n_{T_\tau}}{\sqrt{n_{T_\sigma}^2 + n_{T_\tau}^2}}, \quad (4.51)$$

$$n_T = \frac{3,9 \cdot 30,4}{\sqrt{3,9^2 + 30,4^2}} = 3,8$$

Максимально допустимый запас прочности при расчете на статическую прочность:

$$\begin{aligned} [nT_{min}] &= 1,5, \\ nT &= 3,8 > [nT_{min}] = 1,5 \end{aligned} \quad (4.52)$$

Критерии необходимости расчета на выносливость  $V = 10$  при:

$$\begin{aligned} \frac{\sigma_T}{\sigma_{-1}} &= \frac{400}{255} = 1,56, \\ \frac{T_{max}}{T} &= \frac{565500}{311000} = 1,5 \end{aligned}$$

и принимается за источник концентрации прессовую посадку при  $nT = 3,8 < V=10$  производится расчет вала на выносливость.

Расчет вала на статическую прочность.

Опасным является сечение I-I, где действуют максимальный изгибающий и крутящий момент  $d = 0,85$  м.

Осевой момент сопротивления:

$$\begin{aligned} W_n &= \frac{\pi \cdot d^3}{32}, \text{ м}^3 \\ W_n &= \frac{3,14 \cdot 0,85^3}{32} = 0,06 \text{ м}^3. \end{aligned} \quad (4.53)$$

Момент сопротивления при кручении:

$$\begin{aligned} W_k &= \frac{\pi \cdot d^3}{16}, \text{ м}^3 \\ W_k &= \frac{3,14 \cdot 0,85^3}{16} = 0,12 \text{ м}^3. \end{aligned} \quad (4.54)$$

Изгибающий момент в сечении I-I.

$$M_{max} \cdot n = R_{max} \cdot 0,79, \text{ Н}\cdot\text{м} \quad (4.55)$$

$$M_{max} \cdot n = 4,95 \cdot 10^6 \cdot 0,79 = 3,91 \cdot 10^6 \text{ Н}\cdot\text{м}$$

$$\sigma_{max} = WH, \text{ Па} \quad (4.56)$$

$$\sigma_{max} = \frac{3,91 \cdot 10^6}{0,06} = 65,2 \text{ МПа.}$$

Касательное напряжение:

$$\tau = \frac{T_{\max}}{W_k},$$

(4.57)

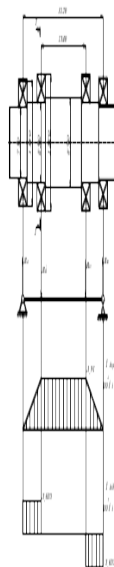


Рисунок 4.11 - Расчетная схема нагружения вала.

$$\tau = \frac{56,550}{0,12} = 4,7 \text{ МПа}$$

$\Sigma Г$  – масштабный коэффициент,  $\Sigma Г = 0,65$ .



Запас прочности по нормальным напряжениям:

$$(4.58) \quad n \cdot T\sigma = \frac{\sigma_T \cdot \Sigma_T}{\sigma_{\max}},$$

$$n \cdot T\sigma = \frac{400 \cdot 0,65}{65,2} = 3,9$$

Расчет опасного сечения вала на выносливость.

Изгибающий момент в сечении I-I:

$$M_i = R_c \cdot 0,79 = 3,5 \cdot 10^6 \cdot 0,79 = 2,765 \cdot 10^6 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Нормальное напряжение:

$$\sigma = \frac{M_H}{W_n} = \frac{2,765 \cdot 10^6}{0,06} = 4,61 \text{ МПа}.$$

Касательные напряжения:

$$\tau = \frac{T}{2 \cdot W_k},$$

$$\tau = \frac{877000}{2 \cdot 0,12} = 1,57 \text{ МПа}.$$
(4.59)

Коэффициент долговечности:

$$K_d = \frac{N}{\sqrt[9]{N_0}},$$
(4.60)

где  $N$  – суммарное число циклов напряжения,  $N_0 = 10^7$ .

$$(4.61) \quad N = 60 \cdot n \cdot t$$

где  $n$  – частота вращения эксцентрикового вала,  $n = 125 \text{ мин}^{-1}$ ;  
 $t$  – расчетный ресурс,  $t = 50000 \text{ ч}$ .

$$N = 60 \cdot 125 \cdot 50000 = 36 \cdot 10^7$$

т.к.  $N = 36 \cdot 10^7 > N_0 = 10^7$ , то  $K_d = 1$ .

*Коэффициент концентрации:*

$$\begin{aligned}(K_{\sigma})_D &= 3,94, \\ (K_{\tau})_D &= 2,76.\end{aligned}$$

Запас прочности по касательным напряжениям:

$$n_{\sigma} = \frac{\sigma_{-1}}{(K_{\sigma})_D \cdot D - K_D \cdot \sigma} = \frac{325}{3,94 \cdot 1 \cdot 46,1} = 1,78$$

(4.62)

Запас прочности по касательным напряжениям:

$$n_{\tau} = (K_{\tau})_D \cdot K_{\sigma} \tau = 2,76 \cdot 1 \cdot 1,57 = 42,6.$$

(4.63)

Общий по пределу выносливости;

$$n_b = \frac{n_{\sigma} \cdot n_{\tau}}{\sqrt{n_{\sigma}^2 + n_{\tau}^2}} = \frac{1,78 \cdot 42,6}{\sqrt{1,78^2 + 42,6^2}} = 1,8$$

(4.64)

Максимально допустимый запас прочности по выносливости:

$$n_b = 1,8 > n_{\min} = 1,6$$

Все рассчитанные параметры выполняют необходимые условия.

## **5. Эксплуатация и ремонт щековой дробилки ЩДП 1500×2100**

### **5.1 Основные направления развития технологии ремонта оборудования**

Под технологией ремонта подразумевается совокупность технологических операций по восстановлению деталей, узлов и машин в целом, выполняемых в определенной последовательности.

Согласно ГОСТ предусматриваются следующие методы ремонта оборудования: не обезличенный, обезличенный, агрегатный и узловой.

Индивидуальный метод ремонта – это ремонт, при котором сохраняется принадлежность восстанавливаемых узлов и деталей к определенному экземпляру машины, т.е. все узлы и детали машины после восстановления или устанавливаются на те же машины, с которых они были сняты. Этот метод ремонта чаще всего применяется при ремонте универсальных и разнотипных машин.

Основные недостатки этого метода – длительные простои оборудования во время ремонта, трудность планирования ремонтов, отсутствие специализации работ и необходимость высокой квалификации ремонтного персонала.

Обезличенный метод ремонта – ремонт, при котором не сохраняется принадлежность восстанавливаемых узлов и деталей к определенному экземпляру машины. Этот метод предусматривает ремонт узлов и деталей оборудования, в основном за счет сборки их из ранее отремонтированных деталей и узлов, снятых с однотипных машин, а также частично из новых деталей и узлов. При этом допускается взаимозаменяемость узлов и деталей, а снятые с ремонтируемой машины узлы и детали поступают в ремонт обезличено. Такой метод лучше всего применять на предприятиях, имеющих большое количество однотипных машин. Применение этого метода значительно сокращает простои оборудования во время ремонта и не нарушает режима производственного цикла. Кроме того, механизация трудоемких процессов ремонта и применение необходимой технологической оснастки позволяет снизить трудоемкость и стоимость ремонта, повысить его качество и поднять производительность труда. Обезличенный метод ремонта является наиболее прогрессивным, но требует создания необходимого фонда оборотных узлов и деталей.

Агрегатный и узловой методы являются разновидностями обезличенного ремонта. Сущность этих методов заключается в том,

определенные агрегаты или узлы машины, требующие ремонта, снимают и заменяют заранее отремонтированными или новыми, подготовленными до начала ремонта.

Применение этих методов дает следующие плюсы:

- сокращается продолжительность ремонта на 50-60% по сравнению с индивидуальным методом ремонта;

- повышается качество ремонтных работ и снижается их стоимость;

- выполнение операций по восстановлению деталей и ремонт отдельных механизмов не вызывают простоев оборудования;

- обеспечивается постоянная и рациональная загрузка оборудования ремонтно-механического цеха.

- создаются условия для рационального разделения труда между исполнителями ремонтных работ и для их специализации;

- обеспечивается постоянство рабочих мест и наиболее удобное их расположение по технологии ремонта.

Внедрение агрегатного и узлового методов ремонта требует хорошо продуманной, тщательной подготовки. Необходимо, в частности, определить номенклатуру оборудования и узлов, которые целесообразно ремонтировать данными методами, подготовить чертежи узлов и агрегатов, изготовить или приобрести первые комплекты запасных узлов для создания оборотных фондов, планировать дальнейшее изготовление и восстановление изношенных узлов.

Разновидностью узлового метода ремонта является последовательно-узловой, при котором требующие ремонта узлы машины ремонтируются не одновременно, а последовательно, в определенной очередности, исходя из сроков их службы, во время плановых перерывов в работе оборудования (выходные дни, нерабочие смены и т.п.). Особенно удобен этот метод для ремонта оборудования с ярко выраженными агрегатными или конструктивно обособленными узлами, например, экскаваторы, бульдозеры, насосы и т.д. При этом методе машину условно разделяют на отдельные узлы, для которых затем составляют графики поочередного ремонта. Для каждого узла определяется также сложность ремонта, ремонтный цикл и его структура. Наиболее удобно проводить ремонт этим методом, если ремонтные циклы машин и отдельных узлов, а также их структуры были бы кратны между собой, а график выполнения ремонтов был бы составлен так, что по окончании ремонта одного узла наступило время ремонта следующего.

По организации работ ремонты могут быть классифицированы следующим образом:

- по месту работ: ремонт на месте установки машины; ремонт всей машины в РМЦ; ремонт “скелета” машины на месте установки, а узлов – в РМЦ.

- по объему ремонта: по детальный – замена изношенных деталей; поузловой – замена отдельных узлов; по машинный – замена всей машины резервной.

- по времени работ: равномерно распределенный на весь год; сосредоточенный на период остановки технологической линии или отдельной машины (остановочный ремонт); сосредоточенный на часть года (сезонный ремонт).

Каждый вид ремонта имеет свои достоинства. Ремонт в РМЦ более экономичен и высококачествен, однако часть работ приходится выполнять на месте установки машины.

Ремонт может быть подготовительным, когда запасная деталь, узел или вся резервная машина подготавливаются для замены изношенного элемента заранее, до остановки машины на ремонт. Такой ремонт позволяет значительно сократить ремонт машины. При этом большая часть ремонта производится заранее, а меньшая связанная с основным демонтажем изношенного элемента и монтажом запасного элемента в период остановки машины на ремонт.

Узловой метод применяется при ремонте технологических линий заводов. Он позволяет ремонтировать и изготавливать новые узлы в РМЦ, либо на ремонтном участке с более высоким качеством. Однако узлы технологических линий, отличающихся значительным весом, поэтому механизация ремонта связана в основном с механизацией грузоподъемных и транспортных операций. Для механизации ремонта с использованием этого метода на существующих установках изготавливают кран-балки с электростаями различной грузоподъемностью, имеющие выход за пределы машины или здания цеха.

Наряду с плановыми остановками на текущий и капитальный ремонт отдельных машин и аппаратов предусматриваются плановые периодические остановки на ремонт оборудования всей технологической цепочки через определенные промежутки времени. Такие плановые остановки необходимы для проведения капитальных ремонтов тех систем и узлов, которые не могут быть отремонтированы в процессе работы цеха или предприятия. К этим системам относят единичные аппараты, цеховые трубопроводы, газовые коллекторы, сети канализации и водопровода.

Остановка на ремонт в различное время входящего в технологическую систему снижает производительность всей линии. Приурочивание ремонта оборудования всей технологической схемы к одному периоду ведет к уменьшению простоев всей технологической линии. При установочных ремонтах заменяются все детали и узлы, срок службы которых не истек, но затраты на такой ремонт гораздо меньше тех убытков, которые могли бы возникнуть при внеплановом простое линии из-за отказа этих деталей и узлов.

Остановочный капитальный ремонт завода, цеха или особо важного объекта технологической системы, применяется для общезаводских и общецеховых коммуникаций, сооружений, магистральных канализационных сетей, технологических установок, не имеющих резерва.

Перед остановочным ремонтом должны быть проведены подготовительные работы. К ним относятся: подготовка лесов, подмостков и

арматуры, изготовление необходимого крепежа и фланцев. Запасные узлы, которые невозможно изготовить силами завода, заранее должны быть получены со специализированных заводов. Это значительно сокращает срок простоя в ремонте.

Совершенствование организационных форм и проведение единой технической политики в области ремонта осуществляется отделами и лабораториями по эксплуатации и ремонту при отраслевых НИИ. Эти лаборатории разрабатывают новые нормативы межремонтного пробега и нормативно-техническую документацию по вопросам эксплуатации, ревизии и отбраковки оборудования, средства механизации ремонтных работ, методы сварки, наплавки, термообработки, дефектоскопии, контроля, решают вопросы повышения надежности оборудования.

Таким образом очевидно, что самым перспективным является узловой метод и его разновидности – последовательно-узловой.

Одним из главных направлений развития промышленности дорожно-строительных материалов является дальнейшая механизация и автоматизация технологического процесса производства изделий и материалов. Эффективность производства в значительной степени зависит от совершенствования системы поддержания оборудования в работоспособном состоянии.

Это в свою очередь находится в прямой зависимости от рациональной работы ремонтной службы. Для выполнения основной задачи ремонта оборудования, необходимо максимально механизировать и автоматизировать процесс ремонта, особенно если имеется оборудование одного вида, в большом количестве.

Развиваются современные методы ремонта деталей электрическим наращиванием, применяют способ ремонта деталей нанесением на изношенную поверхность специального порошка, а также металлизацию, наплавку в сфере водяного пара, углекислого газа. Также существует упрочнение деталей раскаткой роликами, шарами, дробеструйной обработкой.

## **5.2 Основные быстроизнашивающиеся узлы и детали**

Щековая дробилка с простым качанием щеки работает в тяжелых условиях с абразивным материалом, поэтому её основные рабочие органы подвергаются интенсивному износу.

К наиболее быстро изнашивающимся узлам и деталям следует отнести:

- щеки, распорные плиты и их гнезда, боковые плиты.
- вкладыши и шейки валов и осей.

Изношенные детали дробилок ремонтируют следующими методами. Щеки при износе зубьев по высоте более чем на 30% заменяют новыми, а у снятых щек зубья наплавляют. При наличии трещин щеки выбрасывают. Нижние боковые плиты заменяют либо восстанавливают при износе свыше

20%. При износе сопряжений распорной плиты с вкладышами более 3мм их меняют или восстанавливают наплавкой вкладышей и обработкой до чертежного размера, устанавливать новые распорные плиты на изношенные вкладыши (или наоборот) нельзя. Зазоры в сопряжении шеек эксцентрикового вала с шатунными и коренными подшипниками следует выдерживать в соответствии с установленными посадками.

### 5.3 Виды и содержание ремонта

Система ППР СТОиР – комплекс организационно-технических мероприятий по содержанию и ремонту оборудования, проведенных в определенной последовательности через предусмотренные промежутки времени и направленное на обеспечение бесперебойной работы оборудования в заданном режиме при наивысшем коэффициенте использования и минимальных затратах на эксплуатацию и ремонт.

Система СТОиР имеет целью сохранить оборудование в работоспособном состоянии в течении амортизационного периода.

Различают следующие виды ремонтов.

-метод стандартных ремонтов

-метод последовательных ремонтов

Существуют текущие, средние и капитальные ремонты. Ремонт какого-либо оборудования относят к одному из этих ремонтов в зависимости от его трудоемкости.

Техническое обслуживание (ТО) – осуществляется для постоянного контроля за текущим состоянием машины, а также поддержание ее в чистоте.

Текущий ремонт (ТР) - минимальный по объему вид планового ремонта меняют детали, восстанавливают детали срок службы, которых равен или меньше межремонтного периода, кроме того выполняется регулировка, наладка машины. Текущий ремонт может быть ТР - 1; ТР - 2; ТР - 3. Отличаются они объемом и сроками выполнения. Время простоя по текущему ремонту определяется нормативами ППР учитывая фактический объем работ. Ремонт выполняет специальная ремонтная бригада, иногда привлекается бригада РМЦ или специализированные ремонтные бригады ремонтных организаций. Ремонт ведется за счет, ремонтного фонда, который организуется при отчислении от себестоимости.

Капитальный ремонт(КР) – наибольший по продолжительности и объему, а также трудоемкости вид планового ремонта. При котором полностью восстанавливается работоспособность и все параметры оборудования, т.е. первоначальная точность, прочность, производительность, мощность и.т.д. Согласно СТОиР различают КР-1, КР-2.

Работы по КР по примеру работ, который включает в себя:

-полную разборку, реставрацию или замену изношенных узлов;

-сборку, регулировку, наладку;

-поверку на точность;

Работы по капитальному ремонту выполняются по годовым графикам, утвержденным руководителем предприятия.

Система СТОиР щековой дробилки.

Техническое обслуживание дробилки подразделяется:

а) ежедневное, выполняемое в течении работы смены. (ЕО).

б) периодическое выполняется после отработки 300 часов (ТО).

2. Ремонт машины подразделяется:

а) текущий (ТР), выполняемый через 2400 часов,

б) капитальный (КР), через 9600 часов

Объем ремонтных работ определяется состоянием машины.

Ежедневное техническое обслуживание (ЕТО) включает:

Провести наружный осмотр механизмов, убедиться в наличии и исправности ограждений, проверить действие кнопок “ПУСК” и “СТОП”.

В течении смены выполнить необходимые регулировочные работы и устранить мелкие неисправности такие как:

- затяжку болтовых соединений электродвигателя, редуктора, и.т.д.

- проверить уровень масла в маслобаке.

Периодическое техническое обслуживание (ТО) включает:

Выполнить работы ЕТО (см. выше).

Проверить состояние рабочих органов дробилки.

Изношенные детали подвергнуть ремонту или замене на новые.

Проверить и выставить необходимые величины зазоров

Провести смазку узлов и деталей.

Текущий ремонт (ТР) включает:

1. Выполнить работы ЕТО и ТО (см. выше).

2. Заменить масло в баке и предварительно промыть.

3. Заменить изношенные детали дробилки новыми или восстановленными.

4. Заменить футеровку.

5. Провести ревизию привода.

6. Ревизия фрикционных муфт.

Капитальный ремонт (КР) включает:

1. Провести конечную разборку дробилки. Заменить изношенные узлы и детали.

2. Провести восстановление посадок в сопряжениях.

3. Собрать дробилку, осмотреть и обкатать.

4. Выполнить работы по ЕТО и ТО.

5. Проверить состояние износа привода.

6. Сдать по акту.

## 5.4 Расчет трудоемкости ремонта

Общая трудоемкость ремонта:



$$T_{\text{общ}} = T_{\text{мех}} + T_{\text{эл.}} + T_{\text{подг. раб.}}, \text{ чел.} \cdot \text{ч} \quad (5.1)$$

$T_{\text{подг. раб.}}$  – трудоемкость подготовительных работ, чел. · ч.

Трудоемкость ремонта механической, электрической части оборудования и подготовительных работ:

$$T_{\text{мех}} = R_{\text{мех}} \cdot N_{\text{мех}}, \text{ чел.} \cdot \text{ч} \quad (5.2)$$

$$T_{\text{эл.}} = R_{\text{эл.}} \cdot N_{\text{эл.}}, \text{ чел.} \cdot \text{ч} \quad (5.3)$$

$$T_{\text{подг. раб.}} = 0,3 \cdot T_{\text{мех}}, \text{ чел.} \cdot \text{ч} \quad (5.4)$$

где  $R_{\text{мех}}$ ,  $R_{\text{эл.}}$  – сложность ремонта механической и электрической части машины в условных единицах сложности ремонта.

$N_{\text{мех}}$ ,  $N_{\text{эл.}}$  – нормы трудоемкости одной условной единицы сложности ремонта в чел.ч.

$$T_{\text{мех}} = 25 \cdot 35 = 875 \text{ чел.ч}$$

$$T_{\text{эл.}} = 7 \cdot 15 = 105 \text{ чел.ч}$$

$$T_{\text{подг. раб.}} = 0,3 \cdot 875 = 262,5 \text{ чел.ч}$$

$$T_{\text{сум}} = 875 + 105 + 262,5 = 1242,5 \text{ чел.ч}$$

Расчет времени простоя оборудования в ремонте.

$$t_{\text{пр}} = R_{\text{мех}} \cdot H_{\text{пр}}, \text{ сут.} \quad (5.5)$$

где  $H_{\text{пр}}$  – норма простоя на единицу ремонтосложности, сут.

$$t_{\text{пр}} = 25 \cdot 0,185 = 4,625 \text{ сут.}$$

Расчет потребной рабочей силы на ремонт дробилки:

$$P_{1\text{см}} = \frac{T_{\text{общ}}}{t_{\text{пр}} \cdot 7}, \text{ чел.}$$

(5.6)

$$P_{2\text{см}} = \frac{T_{\text{общ}}}{t_{\text{пр}} \cdot 14}, \text{ чел.}$$

$$P_{3см} = \frac{T_{общ}}{t_{пр} \cdot 21}, \text{ чел.}$$

$$P_{1см} = \frac{1242,5}{4,625 \cdot 7} = 38, \text{ чел.}$$

$$P_{2см} = \frac{1242,5}{4,625 \cdot 14} = 19, \text{ чел.}$$

$$P_{3см} = \frac{1242,5}{4,625 \cdot 21} = 13, \text{ чел.}$$

## 6. Охрана труда и окружающей среды

В соответствии с «Рекомендациями по организации работы службы охраны труда в организации», «Рекомендациями по планированию мероприятий по охране труда» и «Общими требованиями к системе управления охраной труда в организации» на предприятиях ПСМ проводятся следующие виды работ по охране труда и производственной безопасности:

1. Все виды инструктажей, обучение по охране труда.
- 2.Трехступенчатый контроль состояния условий труда на рабочих местах, в цехах, подразделениях, на участках.
3. Аттестация рабочих мест по условиям труда.
4. Расследование и учет профессиональных заболеваний и несчастных случаев, производственно-обусловленных заболеваний, дней нетрудоспособности и текучести кадров из-за неблагоприятных условий труда.
5. Медосмотры, профилактическое лечение, питание, доплаты.
6. Планирование, разработка и внедрение мероприятий по охране труда.
7. Сертификация оборудования по безопасности и работ по охране труда.

### 6.1 Анализ условий труда

Анализируя устройство и рабочий процесс рассматриваемой в проекте машины, можно выделить некоторые опасные и вредные факторы, возникающие при ее эксплуатации: неудовлетворительные метеорологические условия, шум, вибрация, опасность механического травмирования, опасность поражения электрическим током, неудовлетворительное освещение. Большое влияние на организм человека

оказывают метеорологические условия и микроклимат. Действующие нормативные документы, регламентирующие производственный микроклимат – ГОСТ 12.1.005–88 и СН 245 – 71.

При эксплуатации щековой дробилки (ЩД) возможны несчастные случаи от воздействия электрического тока.

Всё электрическое оборудование должно быть выполнено в соответствии с «Правилами эксплуатации электроустановок потребителей». Предупреждение электротравм является важной функцией охраны труда, которая на производстве реализуется в виде системы мероприятий, обеспечивающих защиту людей от поражения электрическим током.

Источником механических травм могут быть: движущиеся механизмы машины, незащищенные подвижные элементы, острые кромки, заусенцы и шероховатости на поверхности. К перечисленным выше источникам можно добавить воздействия, связанные с коррозией металлов, являющейся причиной ослабления прочности конструкции и способствующей внезапному ее разрушению; падением на скользких поверхностях, действием нагрузок при подъеме тяжестей и т. д.

Источниками вибрации могут являться:

- ▶ возвратно-поступательные движущиеся системы;
- ▶ неуравновешенные вращающиеся массы;
- ▶ ударное взаимодействие сопрягаемых деталей;
- ▶ оборудование и инструмент, используемые в технологических целях.

Вибрация относится к вредным факторам, обладающим высокой биологической активностью. Действие вибрации на человека зависит от частоты и уровня вибрации, продолжительности воздействия, места приложения вибрации, направления оси вибрационного воздействия, индивидуальных способностей организма человека воспринимать вибрацию, условий возникновения резонанса и ряда других условий.

Еще один фактор, оказывающий на человека отрицательное воздействие – недостаточное освещение. Система производственного освещения в зданиях заводов должна удовлетворять требованиям СНиП–23–05–95 и ГОСТ 12.1.046–85.

В помещении применяются следующие осветительные устройства:

- лампы накаливания 100...500 Вт;
- лампы дневного света 40 Вт, 80 Вт.

В помещении имеется аварийное освещение, проверяемое один раз в квартал. Недостаточное освещение может явиться причиной травматизма: плохо освещенные зоны, мигающие лампы и блики от них, резкие тени ухудшают ориентацию рабочих.

Для организации оптимального освещения необходимо: заменять перегоревшие светильники и источники, потерявшие свою эффективность в результате длительного использования; обеспечивать соответствие типа светильника характеру работ; обеспечивать своевременную чистку светильников.

Шум звукового диапазона на производстве приводит к снижению внимания и увеличению ошибок при выполнении работы. В результате снижается производительность труда и ухудшается качество выполняемой работы. Шум замедляет реакцию человека на поступающие от технических объектов и внутрицехового транспорта сигналы, что способствует возникновению несчастных случаев на производстве. Шум влияет на весь организм человека. Он угнетает центральную нервную систему, вызывает изменения скорости дыхания и пульса, способствует нарушению обмена веществ, возникновению сердечно-сосудистых заболеваний, язвы желудка, гипертонической болезни, может привести к профессиональному заболеванию.

## **6.2 План мероприятий по улучшению условий труда рабочего места и оценка их эффективности**

Для снижения морального ущерба от производственного травматизма, а также с целью уменьшения материальных потерь, необходимо проводить работу по улучшению условий труда и снижению травматизма: обучение рабочих и служащих; повышение квалификации рабочих; повышение качества продукции; внедрение прогрессивных машин и механизмов, снижающих вероятность травматизма; контроль за соблюдением технологического процесса; проведение дней охраны труда.

Для ликвидации производственного травматизма необходимо:

- модернизировать производственное оборудование, приспособления, инструменты в соответствии с требованиями безопасности и ГОСТ 12.1.003.14;

- рациональная перепланировка рабочих мест и размещение оборудования, установка устройств и приспособлений, защищающих от воздействия шума, вибрации и газов, и процессов, связанных с выделением вредных веществ;

- устройство новых и реконструкция действующих систем вентиляции, тепловых завес, реконструкция и переоборудование мест отдыха, рабочих мест, модернизация естественного и искусственного освещения.

Для улучшения условий труда на рабочем месте щековой дробилки необходимо разработать и внедрить, план мероприятий.

Возможны следующие санитарно-технические (защита человека от негативного производственного фактора) и конструктивно-технологические (устранение негативного производственного фактора в источнике-оборудовании) мероприятия.

В систему мероприятий, обеспечивающих защиту людей от поражения электрическим током, входит:

- контроль над исправностью электропроводки рабочего оборудования;
- заземление рабочего оборудования;
- изоляция токоведущих частей оборудования.

### 6.3 Мероприятия, исключаяющие производственный травматизм

Защита от возможного травматизма людей вращающимися частями ШД, заключается в установке кожухов и ограждений. При запыленности воздуха, где установлена ШД, включается вентилятор. При работе ШД в помещении с электронной аппаратурой, с большим числом рабочих, при использовании в качестве исходного материала высокодисперсных материалов - предусмотрена вытяжная вентиляция. При работе ШД возникают шум и вибрация которые негативно действуют на оператора. В связи с этим оператор находится в звуко- и виброизолированной кабине и следит через окно за работой агрегата. При работе ШД в составе линии установка необходимого контрольного и управляющего оборудования позволяет вывести оператора за пределы зоны, в которой действуют вредные для здоровья человека факторы.

При работе оборудования в цехе обеспечена защита людей от поражения электрическим током при прикосновении к металлическим нетоковедущим частям, которые могут оказаться под напряжением в результате повреждения изоляции.

Все машины, работающие от электрических двигателей с напряжением свыше 60В, должны иметь защитное заземление. Это связано с предотвращением возможного поражения человека электрическим током.

Расчёт защитного заземления

При установочной мощности электродвигателей менее 800 кВт переходное заземление не должно превышать 4 Ом. Грунт, в котором укладывается заземление, должен иметь влажность  $W=10 \div 12\%$  с удельным сопротивлением  $\rho=1000 \text{ Ом}\cdot\text{см}$ .

В качестве заземления приняты перфорированные трубы диаметром 53 см и длиной 200 см. Глубина заземления труб 180 см. Расстояние между трубами 400 мм, стальная соединительная полоса имеет сечение  $4 \times 0,4 \text{ см}^2$ .

Сопротивление растеканию тока с одного заземления зависит от удельного сопротивления грунта, глубины закладки труб и размеров самих заземлений.

$$R_{mp} = 0,366R/L(\text{tg}2L/d + 1/2\lg(4h+L)/(4h-L)), \text{ Ом} \quad (6.1)$$

где  $R$  – удельное сопротивление грунта,  $R = 10^3 \text{ Ом}\cdot\text{см}$ ;

$d$  – диаметр трубы,  $d = 5,3 \text{ см}$ ;

$h$  – Глубина заземления труб,  $h = 180 \text{ см}$

$$R_{mp} = 0,366 \cdot 10^3 / 200 \cdot (tg \cdot 2 \cdot 200 / 5,3 + 1/2 \cdot lg \cdot (4 \cdot 180 + 200) / (4 \cdot 180 - 200)) = 36,2 \text{ Ом}$$

Потребное количество заземлений.

$$(6.2) \quad n = R_{mp} \cdot K_c / (R_z \cdot K_{mp}), \text{ ед.}$$

где  $R_z$  – наибольшее допустимое сопротивление заземления,  $R_z = 4 \text{ Ом}$ ;  
 $K_c$  – коэффициент сезонности,  $K_c = 1,9$ ;  
 $K_{mp}$  – коэффициент использования труб,  $K_{mp} = 0,8$ .

$$n = 36,2 \cdot 1,9 / (4 \cdot 0,8) = 21 \text{ шт.}$$

Сопротивление растеканию тока полученного числа заземлителей;

$$R_m = R_{mp} \cdot K_c / (n \cdot K_{mp}), \text{ Ом} \quad (6.3)$$

$$R_m = 36,2 \cdot 1,9 / (21 \cdot 0,8) = 3,8 \text{ Ом.}$$

Определим общую длину полосы, соединяющей заземлители между собой:

$$Z_n = 1,05 \cdot a(n-1), \text{ м} \quad (6.4)$$

где  $a$  – расстояние между заземлениями,  $a = 0,4 \text{ м}$ ;

$$Z_n = 1,05 \cdot 0,4(21-1) = 8,4 \text{ м}$$

Сопротивление растеканию тока с полосы;

$$(6.5) \quad R_n = 0,366 \cdot R / Z_n \cdot lg \cdot (2 \cdot Z_n^2 \cdot K_n / (B \cdot n)), \text{ Ом}$$

где:  $B$  – ширина полосы,  $B = 40 \text{ мм}$ ;

$K_n$  – коэффициент использования полосы,  $K_n = 0,44$ ;  
 $R_n = 0,366 \cdot 10^4 / 840 \cdot lg \cdot (2 \cdot 840^2 \cdot 0,44 / (4 \cdot 180)) = 1,3 \text{ Ом}$

Результирующее сопротивление;

$$R_p = R_{mp} \cdot R_n / (R_{mp} + R_n), \text{ Ом} \quad (6.6)$$

$$R_p = 36,2 \cdot 1,3 / (36,2 + 1,3) = 1,945 \text{ Ом}$$

$$1,945 < 4: R_p < R$$

В результате, рассчитанное заземление обеспечивает выполнение требований. Заземление состоит из 20 труб диаметром 53 мм, длиной

2000мм и стальной полосы размером  $8,4 \times 0,04 \times 0,004$  м. Что соответствует действующему заземлению установки ЩД.

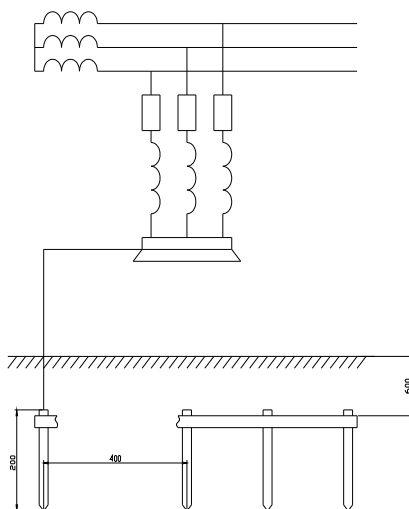


Рисунок 6.1 - Схема заземления.

#### 6.4 Меры безопасности при работе с установкой

Габаритные размеры рабочей зоны должны быть строго ограничены, и кроме пространства для необходимых движений могут включать лишь то, которое обеспечивает безопасность.

Установить опасность некоторого рабочего места можно двумя способами:

- 1) внимательно осмотреть место и найти участки, представляющие потенциальную опасность (например, движущиеся части машины, открытые контакты управляющего аппарата и т. п.);
- 2) проанализировать состояние рабочего места с точки зрения возникающих или когда-либо возникавших случаев травматизма; их многократное повторение свидетельствует об опасности участков.

Движущиеся и падающие объекты сопровождают почти каждый технологический процесс, и их необходимо принимать во внимание при любом анализе рабочего места в отношении безопасной организации труда. При назначении мероприятий для защиты следует разделять движение и падение как нормальные элементы технологического процесса, а непредвиденное движение и падение как ошибку или аварию. Однако и то, и другое может приводить к несчастным случаям.

При работе с ЩД нужно соблюдать все меры предосторожности, а также выполнять требования техники безопасности. В частности, все вращающиеся части агрегата должны быть закрыты кожухами, всё электрооборудование должно находиться в исправном состоянии, электропроводка не должна быть повреждена, ЩД должна быть заземлена. К

управлению установкой допускается персонал, прошедший инструктаж по технике безопасности и ознакомленный с устройством и порядком работы с ЩД.

Запрещается включать установку в случае заклинивания или попадания в нее, не измельчаемого материала.

Ремонтные работы производить только при полном отключении электроснабжения агрегата.

## 6.5 Противопожарная безопасность

Согласно нормам, СНиП 2101-97 по несгораемости завод по производству щебня по пожарной безопасности относится к категории Д (производства, связанные с обработкой несгораемых веществ и материалов в холодном состоянии), так как все основные конструкции выполнены из несгораемых материалов – железобетона, кирпича, металлоконструкций

Производственные цеха спроектированы из несгораемого материала, территория предприятия асфальтирована.

В цехе проложен пожарный водопровод из труб диаметром 50 мм. Пожарный кран и запасные рукава к нему расположены так, чтобы обеспечивался подвод воды на всей площади цехов, участков, вспомогательных служб.

Предусмотрено устройство специальных дорог и удобных подъездов к зданиям и специальных проходов к труднодоступным местам. На случай пожара в здании цеха имеется достаточное количество выходов для обслуживающего персонала.

Предусмотрено наличие противопожарных лестниц, водопровода. Цеха оборудованы первичными пунктами пожаротушения с необходимым набором пожарных инструментов. На видном и доступном месте установлены щиты с инвентарём для пожаротушения. В качестве средств пожаротушения применяют: песок, воду и огнетушители.

Расход воды, необходимой для тушения пожара вычисляется по формуле:

$$Q = g \cdot t \cdot n \cdot k, \text{ м}^3 \quad (6.7)$$

где  $g = 25$  л/с – расход воды для тушения пожара;

$n = 1$  – предполагаемое количество пожаров;

$t$  менее 3 минут – время тушения пожара;

$k = 1,5$  – коэффициент, учитывающий тушение пожара внутри

здания.

$$Q = 25 \cdot 1 \cdot 180 \cdot 1,5 = 6,75 \text{ м}^3.$$



Для тушения пожаров в электроустановках, а также почти всех твёрдых и жидких горючих веществ применяют углекислотные огнетушители типа ОУ-2, ОУ-5 и ОУ-8. При тушении растроб огнетушителя направляют на горячий предмет и открывают вентиль. Благодаря мгновенному расширению жидкая углекислота выбрасывается в виде снега. Огнегасящее действие струи основано на том, что в зоне горения уменьшается концентрация кислорода и горючих газов, за счёт процесса охлаждения и вытеснения горение прекращается.

Оперативная связь с пожарной охраной осуществляется через цеховые телефоны и по радиопередающим устройствам, которыми оснащены охрана предприятия и начальники цехов.

Пожарная охрана построена на основе широкого привлечения работников к делу, предупреждения и ликвидации возникших пожаров. Основной проверенной временем формой привлечения инженерно-технических работников к участию в проведении профилактических работ по пожаробезопасности на промышленных предприятиях – является пожарно-техническая комиссия (ПТК).

## **6.5 Охрана окружающей среды**

В настоящее время всё большее внимание уделяется защите окружающей среды. Бурная деятельность человека сопровождается многими побочными явлениями, которые губительно влияют на окружающую нас природу и природные богатства. Сегодня ни один проект строительства или реконструкции предприятий не принимается к использованию, если в нём не предусмотрены меры по охране окружающей среды.

Организация работ по охране окружающей среды на предприятиях и организациях осуществляется, как правило, одной из служб главных специалистов (ОГМ или ОГЭ). Чаще всего это служба, отвечающая за эксплуатацию вентиляционных систем. Возможно создание специальной службы по охране окружающей среды. При любом варианте организации работ подразделение, ответственное за их проведение, контролирует выполнение законодательства по охране окружающей среды на предприятии, проводит инвентаризации источников выбросов и сбросов, а также энергозагрязнений, обеспечивает контроль загрязнений атмосферы, гидросферы и почв, создаваемых предприятием. На это же подразделение возлагается заполнение экологического паспорта.

Важнейшим направлением работ служб, отвечающих за экологическую безопасность прилегающих к предприятию, является экологический аудит. Он включает в себя оценку уровня загрязнений атмосферы, гидросферы и почв, а также состояния газо-пылеулавливающих систем, систем очистки

воды, шума-глушения и т. п. К проведению экологического аудита, как правило, привлекаются специализированные организации, имеющие лицензию на его проведение, выданную специально уполномоченными органами.

Для снижения значительной нагрузки на окружающую среду применяют следующие меры:

- увеличение числа зелёных насаждений, в основном, в направлении города, как барьера от выбросов;

- периодическое регламентное обслуживание очистных устройств, внедрение ресурсосберегающих экологически безвредных технологий.

## **7. Экономическая часть**

### **7.1 Технико-экономическое обоснование**

На существующих предприятиях горнорудной, химической, угольной промышленности, промышленности дорожно-строительных материалов, где минеральное сырьё является исходным продуктом, оно подвергается дроблению.

В связи с различными характеристиками перерабатываемого материала, а также с разными требованиями к конечному продукту, машиностроительные заводы должны выпускать самые разные по типу и размерам дробильные машины, причём наряду с созданием новых, происходит совершенствование существующих конструкций машин.

В данном проекте рассмотрена щековая дробилка с простым движением подвижной щеки ШДП 15:21 (СМД-60А), применяемая для крупного дробления.

В результате анализа патентной литературы установлено, что существуют конструкции устройств, позволяющие снизить простой оборудования во время ремонта и одновременно, увеличив общее время работы дробилки, повысить годовую производительность.

Согласно рассмотренным материалам, в результате проведения модернизации производительность увеличивается на 6 - 9 %.

Данную модернизацию предлагается осуществить на щековой дробилке с простым движением подвижной щеки ЩДП 15:21 (СМД-60А), применяемой на первой стадии дробления щебня.

## 7.2 Расчет дополнительных капитальных вложений (инвестиций)

Дополнительные капитальные вложения  $\Delta K$ :

$$\Delta K = K_{д} + K_{мон} + K_{спец} + K_{пот} , \text{тенге} \quad (7.1)$$

где  $K_{д}$  – преysкурантная стоимость деталей и узлов, необходимых для модернизации оборудования, тенге ( $K_{д}=1$  млн.тенге);

$K_{мон}$  – затраты на монтаж (теплообменные устройства), равные (10-15%),  $K_{монт} = 258$  тыс.тенге;

$K_{спец}$  – стоимость производственных площадей, зданий, сооружений и других основных фондов (специальные расходы), непосредственно связанных с модернизацией оборудования, руб ( $K_{спец} = 0$  тыс. тенге);

$K_{пот}$  – потери от ликвидации оборудования, деталей и узлов.

$$K_{потер} = O_{ф.баз} \left( 1 - \frac{H_a T_{ф}}{100} \right) + K_{дем} - O_{ф.л} , \text{тенге} \quad (7.2)$$

где  $O_{ф.баз}$  – балансовая стоимость выбывающих основных фондов, тенге, ( $O_{ф.баз} = 0$  тенге);

$H_a$  – норма амортизационных отчислений на полное восстановление выбывающих основных фондов (%);

$T_{ф}$  – фактический период времени, отработанных - выбывающих основных фондов, лет;

$K_{дем}$  – затраты на демонтаж оборудования, деталей, узлов, равные (5-10%) от  $O_{ф.баз}$ , тенге;

$O_{ф.л}$  – ликвидационная стоимость основных фондов (3-5%) от  $O_{ф.баз}$ , тенге.

$$\begin{aligned} \text{Т.к. } O_{ф.баз} &= 0, \text{ то } O_{ф.л} = 0 \text{ и } K_{пот} = 0. \\ \Delta K &= 280 + 42 = 322 \text{ тыс. тенге.} \end{aligned}$$

Нормативный срок службы оборудования:

$$\begin{aligned} T_a &= \frac{100}{H_a} , \text{ лет} \\ T_a &= \frac{100}{5} = 20 \text{ лет.} \end{aligned} \quad (7.3)$$

Так как год сдачи оборудования в эксплуатацию 1985 год, то фактический период времени, отработанных - выбывающих основных фондов равен:

$$T_{\phi} = 2008 - 1985 = 23 \text{ года, } T_{\phi} = T_a.$$

Нормативный срок службы оборудования истек в прошлом году.

С изменением капитальных вложений изменяются основные фонды  $\Delta O_{\phi}$  по формуле:

$$\Delta O_{\phi} = \Delta K - O_{\phi.баз} - K_{лот}, \text{ тенге} \quad (7.4)$$

Так как  $O_{\phi.баз} = 0$ , то  $\Delta O_{\phi} = \Delta K = 322$  тыс. тенге.

Таблица 7.2 - Смета капитальных вложений (инвестиций) на модернизацию

Наименование затрат	Сумма, тыс. тенге.	Обоснование (документация)
Прейскурантная стоимость деталей, узлов или оборудования	280	Данные подсчетов на заводе-изготовителе
Монтаж	42	15%КД
Итого	322 тыс. тенге	

#### 7.4 Изменение текущих расходов

С изменением длительности межремонтного периода и сокращением простоев оборудования, возрастает объем выпуска продукции. Годовой прирост продукции определяем по формуле:

$$\Delta B = (K_{\text{экст.пр}} - K_{\text{экст.баз}}) 8760 \cdot Q, \text{ м}^3 \quad (7.5)$$

где  $K_{\text{экст.пр}}$  – коэффициент экстенсивного использования оборудования по проекту:

$$K_{\text{экст.пр}} = \frac{T_{\text{эф.пр}}}{8760}, \quad (7.6)$$

где  $T_{\text{эф.пр}}$  – эффективный фонд времени работы оборудования по проекту, ч:

$$T_{\text{эф.пр}} = T_{\text{эф.баз}} + \Delta T, \text{ ч} \quad (7.7)$$

где  $T_{\text{эф.баз}}$  – эффективный фонд времени работы оборудования – базовый, ч;

$\Delta T$  – сокращение простоев оборудования – щековой дробилки,  $\Delta T = 120$  час.

$$T_{\text{эф.пр}} = 6016 + 120 = 6136 \text{ часов,}$$

$$K_{\text{экст.пр}} = \frac{6136}{8760} = 0,70$$

$$\Delta B = (0,70 - 0,69)8760 \cdot 153,8 = 9437,2 \text{ м}^3.$$

Тогда годовой объем производства продукции после модернизации, составит:

$$B_2 = B_1 + \Delta B, \text{ м}^3 \quad (7.8)$$

$$B_2 = 920448 + 9437,2 = 929885,2 \text{ м}^3$$

Снижение себестоимости продукции за счет роста объема производства продукции составит:

$$\mathcal{E}_{\text{у.л}} = V_n (B_2 - B_1) = V_n \Delta B, \text{ руб} \quad (7.9)$$

где  $V_n$  – условно-постоянные расходы в себестоимости единицы продукции (цеховые, общезаводские расходы и расходы на содержание и эксплуатацию оборудования, базовые данные), тенге.

$$V_n = 18,28 + 31,24 + 49,86 = 99,38 \text{ тыс. тенге,}$$

$$\mathcal{E}_{\text{у.л}} = 99,38 \cdot 9437,2 = 937868,9 \approx 937,9 \text{ тыс. тенге.}$$

В связи с ростом основных фондов определяют изменение текущих затрат на содержание и эксплуатацию оборудования ЛРСЭО:

а) на амортизацию

$$\frac{\Delta O_{\phi} H}{100}, \text{ тенге} \quad (7.10)$$

где  $H$  – норма амортизации на полное восстановление основных фондов, %

$$\frac{322 \cdot 8,3}{100} = 26,73 \text{ тыс. тг,}$$

б) на капитальный и текущий ремонт:

$$\frac{\Delta O_{\phi} \cdot 15\%}{100}, \text{ тг} \quad (7.11)$$

$$\frac{322 \cdot 15\%}{100} = 48,3 \quad \text{тыс. тг,}$$

в) на эксплуатацию оборудования

$$\frac{\Delta O_{\phi} \cdot 3\%}{100}, \text{ тг} \quad (7.12)$$

$$\frac{322 \cdot 3\%}{100} = 9,7 \quad \text{тыс. тг.}$$

Тогда сумма расходов на содержание и эксплуатацию оборудования:

$$\sum \Delta PCЭO = 26,7 + 48,3 + 9,7 = 84,7 \quad \text{тыс. тенге.}$$

Снижение себестоимости продукции от модернизации оборудования, составит:

$$\mathcal{E}_{\text{усл.год}} = \mathcal{E}_{\text{у.п}} - \sum \Delta PCЭO, \text{ тенге} \quad (7.13)$$

$$\mathcal{E}_{\text{усл.год}} = 937,9 - 84,7 = 853,2 \quad \text{тыс. тг.}$$

Снижение себестоимости за единицу продукции, составит:

$$\Delta C = \frac{\mathcal{E}_{\text{усл.год}}}{B_2}, \quad (7.14)$$

$$\Delta C = \frac{853,2}{929885,2} = 0,92 \quad \text{тг/м}^3.$$

Себестоимость единицы продукции по проекту, составит:

$$C_2 = C_1 - \Delta C, \text{ тг} \quad (7.15)$$

$$C_2 = 492,6 - 0,92 = 491,98 \quad \text{тг.}$$

## 7.5 Расчет денежных потоков

Расчет денежных потоков производится по формуле:

$$\Delta \text{ДП} = \Delta B \cdot \text{Ц}_1 + O_{\text{ф.баз}} + O_{\text{ф.пр}}, \text{ тг} \quad (7.16)$$

где  $\Delta B$  – объем дополнительного выпуска продукции в натуральном выражении, м<sup>3</sup>;  $C_1$  – цена за единицу продукции, тг.

Так как  $O_{ф.баз} = 0$  и  $O_{ф.пр} = 0$ , то получаем, что

$$\Delta ДП = \Delta B \cdot C_1 = 9437,2 \cdot 775 = 7313,8 \text{ тыс. тг.}$$

Изменение денежных оттоков:

$$\Delta ДО = \Delta K + C_{пер.}^{усл.} \cdot \Delta B + \sum (a + b + v + H) \text{ , тг} \quad (7.17)$$

где  $C_{пер.}^{усл.}$  – условно-переменные затраты на производство единицы продукции, руб,  $C_{пер.}^{усл.} = 153,8$  руб;  $H$  – налоги: на прибыль - 24% от  $\Delta П$ , на имущество – 2% от  $\Delta O_{ф}$ ;

где  $\Delta П$  – изменение прибыли. Используя эти данные, получим:

$$\Delta П_t = \Delta C \cdot B_2 + (C_1 + C_1) \cdot \Delta B \text{ , тг} \quad (7.18)$$

$$\Delta П_t = 0,92 \cdot 929885,2 + (520 + 491,68) \cdot 9437,2 = 1122,8 \text{ тыс. тг,}$$

$$H_{приб.} = 0,24 \cdot 1122,8 = 269,5 \text{ тыс. тг,}$$

$$H_{имущ.} = 0,02 \cdot 32,2 = 0,65 \text{ тыс. тг,}$$

$$H_{нал.} = H_{приб.} + H_{имущ.} \text{ , тг} \quad (7.19)$$

$$H_{нал.} = 269,5 + 0,65 = 270,2 \text{ тыс. тг,}$$

$$\Delta ДО_1 = 32,2 + 0,1538 \cdot 9437,2 + 84,7 + 270,2 = 1838,5 \text{ тыс. тг,}$$

$$\Delta ДО_2 = \Delta K + \Delta РСЭО + НАЛ \text{ , тг} \quad (7.20)$$

$$\Delta ДО_2 = 32,2 + 84,7 + 270,2 = 387,1 \text{ тыс. тг,}$$

$$\Delta ДО_3 = \Delta РСЭО + НАЛ \text{ , тг} \quad (7.21)$$

$$\Delta ДО_3 = 84,7 + 270,2 = 354,9 \text{ тыс. тг.}$$

Изменение чистого денежного потока:

$$\Delta ЧДП = \Delta ДП - \Delta ДО_1 \text{ , тг} \quad (7.22)$$

$$\Delta ЧДП_1 = 7313,8 - 1838,5 = 5475,3 \text{ тыс. тг,}$$

$$\Delta ЧДП_2 = \Delta ДП - \Delta ДО_2 \text{ тг} \quad (7.23)$$

$$\Delta ЧДП_1 = 7313,8 - 387,1 = 6926,7 \text{ тыс. тг,}$$

$$\Delta ЧДП_3 = \Delta ДП - \Delta ДО_3 \text{ тг} \quad (7.24)$$

$$\Delta ЧДП_1 = 7313,8 - 354,9 = 6958,9 \text{ тыс. тг.}$$

## 7.6 Расчёт показателей экономической эффективности проекта

Чистый дисконтированный доход:

$$ЧДД = \sum_{t=1}^T \frac{(R_t - Z'_t)}{(1+E)^t} - K, \text{ тг} \quad (7.25)$$

где  $R_t$  – результаты, достигнутые на  $t$  шаге расчёта, тыс. тг.;

$Z'_t$  – затраты, осуществляемые на том же шаге (без капитальных вложений первого шага), тыс. тг,  $Z'_1 = \Delta O_{об} = 0$ ;

$K$  – капитальные вложения (инвестиции) первого шага, тыс. тг.;

$E$  – норма дисконта, равная 0,18;

$t$  – номер шага расчёта (год, месяц, квартал);

$T$  – горизонт расчёта, измеряется количеством шагов расчёта, лет,  $T = 3$  года.

$$R_t = \Pi_t + a_t, \text{ тг} \quad (7.26)$$

где  $\Pi_t$  – чистая прибыль за вычетом налогов, тыс. руб.;

$a_t$  – амортизационные отчисления, тыс. руб.

Прирост чистой прибыли

$$\Pi_t = \Delta \Pi - H, \text{ тг} \quad (7.27)$$

$$\Pi_t = 1122,8 - 270,2 = 852,8 \text{ тыс. тг,}$$

$$R_t = 852,8 + 84,7 = 937,5 \text{ тыс. тг.}$$

ЧДД определяем по шагам нарастающим итогом (интегральный экономический эффект).

$$1 \text{ шаг} \quad \alpha_e = \frac{1}{(1+0,18)^1} = 0,847$$

$$2 \text{ шаг} \quad \alpha_e = \frac{1}{(1+0,18)^2} = 0,719$$

$$3 \text{ шаг} \quad \alpha_e = \frac{1}{(1+0,18)^3} = 0,609$$

$$\text{Тогда} \quad ЧДД_1 = R_t \cdot \alpha_1 - \Delta K = 852,9 \cdot 0,847 - 32 = 690,41 \text{ тыс. тг,}$$

$$ЧДД_2 = R_t \cdot \alpha_2 = 852,9 \cdot 0,719 = 614,95 \text{ тыс. тг,}$$

$$ЧДД_3 = R_t \cdot \alpha_3 = 852,9 \cdot 0,609 = 519,42$$



Чистый дисконтированный доход нарастающим итогом 2-го шага составит:

$$ЧДД'_2 = ЧДД_1 + ЧДД_2 = 690,41 + 614,95 = 1305,36 \text{ тыс. тг}$$

Чистый дисконтированный доход нарастающим итогом 3-го шага составит:

$$ЧДД'_3 = ЧДД'_2 + ЧДД_3 = 1305,36 + 519,42 = 1824,78 \text{ тыс. тг}$$

Поскольку  $ЧДД > 0$ , т.е. имеет положительное значение, то предложенный вариант модернизации щековой дробилки ЩДП 15:21 – экономически эффективен.

Чем больше значение  $ЧДД$ , тем эффективнее проектное решение. Если бы проект имел отрицательное  $ЧДД$ , то инвестор понес бы убытки, т.е. проектное решение в дипломном проекте было бы не эффективно.

Определим индекс доходности:

$$ИД = \frac{1}{K} \sum_{t=1}^T \frac{(R_t - Z'_t)}{(1 - E)^t}, \quad (7.28)$$

$$ИД = \frac{690,8 + 554,4 + 452,04}{322} = 5,27$$

Получили, что индекс доходности  $ИД = 5,27$ . поскольку  $ИД > 1$ , то проект эффективен.

Определим срок окупаемости инвестиций (капитальных вложений), т.е. период возврата капитальных вложений по формуле:

$$T_{ок} = \frac{\Delta K}{\Delta \Pi_t}, \text{ лет} \quad (7.29)$$

$$T_{ок} = \frac{322}{1122,8} = 0,3 \text{ (года).}$$

В результате расчетов срок окупаемости инвестиций составил 0,3 года. Аналитически точку безубыточности определим по формуле:

$$T_б = \frac{Z_{у.пост}}{Ц_0 - Z_{у.пер}}, \text{ м}^3 \quad (7.30)$$

$$T_б = \frac{1430164,0}{520 - 153,8} = 390550 \text{ м}^3.$$

Изменение денежных потоков реальных денег и показателей экономической эффективности инвестиционного проекта сведем в таблицу 7.3.

Таблица 7.3 - Изменение денежных потоков реальных денег и показателей экономической эффективности инвестиционного проекта.

п/п	Показатель	Усл. Обозн.	Ед. изм	Шаг		
				1	2	3
1	Денежные притоки	$\Delta$ ДП	Тыс. тенге	4907,4	4907,4	4907,4
1	Объем годовой выпуска продукции	В	м <sup>3</sup>	929885,2	929885,2	929885,2
2	Объем дополнительного выпуска продукции в натуральном выражении после внедрения	$\Delta$ В	м <sup>3</sup>	9437,2	9437,2	9437,2
3	Цена за единицу продукции после внедрения	Ц	тенге	520	520	520
4	Выручка от реализации продукции	В*Ц	Тыс. тенге	483540,3	483540,3	483540,3
	Денежные оттоки	$\Delta$ ДО	Тыс. тенге	1451,6	180,3	148,07
1	Затраты на модернизацию	$\Delta$ К	Тыс. тенге	322	322	322
2	Условно-переменные затраты	$\Delta$ В*С <sub>пер</sub>	Тыс. тенге	1451,4	1451,4	1451,4
3	Затраты на содержание оборудования	$\Sigma a+b+v$	Тыс. тенге	84,7	84,7	84,7
4	Всего налогов:	Н	Тыс.тенге	270,2	270,2	270,2
	– на прибыль	Н <sub>пр</sub>	Тыс. тенге	269,5	269,5	269
	– на имущество	Н <sub>им</sub>	Тыс. тенге	0,65	0,65	0,65
5	Прибыль от производства продукции	П	Тыс. тенге	483540,3	483540,3	483540,3
6	Чистая прибыль (за вычетом налогов)	$\Delta$ П <sub>т</sub>	Тыс. тенге	483401	483401	483401
7	Амортизация оборудования	a <sub>t</sub>	Тыс. тенге	84,7	84,7	84,7
8	Чистый денежный поток	$\Delta$ ЧДП	Тыс. тенге	5475,3	6926,7	6958,9
9	Коэффициент дисконтирования	$\alpha_t$		0,847	0,719	0,609

0	Чистый дисконтированный доход	ЧДД	Тыс. тенге	690,41	614,95	519,42
1	Чистый дисконтированный доход нарастающим итогом	ЧДД	Тыс. тенге	690,41	1305,36	1824,78
2	Срок окупаемости	T <sub>ок</sub>	лет	0,3	0,3	0,3

Таблица 7.4 - Калькуляция себестоимости щебня. Годовой выпуск щебня по проекту 929885 м<sup>3</sup>.

Статья расходов	Базовые данные		Проектные данные		Отклонение на единицу продукции +/- тенге.
	на единицу продукции, тенге	на годовой выпуск продукции, тыс.тенге	на единицу продукции, тенге	на годовой выпуск продукции тыс.тенге.	
Сырьё и основные материалы	127,68	117522,8	127,68	118727,7	--
Вспомогательные материалы	45,34	41733,1	45,34	42160,9	--
Энергия на технологические цели	98,36	90535,3	98,36	91463,5	--
Основная и дополнительная зарплата	78,59	72338,0	82,82	770113,1	+4,23
Отчисления на соц. нужды	25,8	23747,6	25,8	23991,4	--
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	54,26	49943,5	49,86	46364,1	-4,4
Цеховые расходы	18,34	16881,0	18,28	16998,3	-0,06
Цеховая себестоимость	448,29	412627,6	448,14	416718,8	-0,15
Общезаводские расходы	32,03	29481	31,24	29049,6	-0,79
Производство	480,32	442109,6	479,98	446326,3	-0,34

енная себестоимость					
Внепроизводственные расходы	12,28	11303,1	12,28	11418,9	--
Полная себестоимость продукции	492,6	458061,5	492,26	45745,3	-5,74

Таблица 7.5 - Основные технико-экономические показатели проекта.

п/п	№ Показатели	Ед-цы измерения	База	Проект	Отклонение +, -
1	Годовой выпуск продукции,	м <sup>3</sup>	920448	929885,2	+ 9437,2
2	Товарная продукция,	тыс. тг	478632,9	483540,3	+ 483061,6
3	Себестоимость единицы продукции	тг	692,84	692,5	-0,34
4	Цена единицы продукции	тг/м <sup>3</sup>	—	775	—
5	Общая прибыль от реализации ТП	тыс. тг	47414,9	52322	+ 4907
6	Полная себестоимость ТП	тыс. тг	453412,6	457745,3	+ 4332,7
7	Рентабельность единицы продукции	%	6,0	6,3	+ 0,3
8	Срок окупаемости	лет	—	0,3	—

## **Заключение**

Целью данного дипломного проекта является расчет экономической эффективности и выбор щековой дробилки 1500×2100 (СМД-60А).

Работа включает в себя разделы: технологическая часть, где описывается технология производства щебня, общее устройство и принцип работы щековых дробилок; специальная часть, в которой приводится патентный поиск по данной теме, описывается сущность модернизации, выполняется расчет основных элементов дробилки, разрабатывается технологический процесс изготовления болта; электрическая часть, где описывается принципиальная электрическая схема системы управления дробилкой; в части, посвященной безопасности жизнедеятельности приводятся общие вопросы безопасности и охраны труда при производстве щебня.

Правильность выбранного направления подтверждается расчетами и технико-экономическим обоснованием, расчет которого предоставлен в экономической части записки. Из экономического обоснования следует, что срок окупаемости капитальных вложений на разработку и внедрение предлагаемого технического решения составит 0,3 года.

## Список использованной литературы

1. Горловский И.А., Козулин Н.А. «Оборудование заводов лакокрасочной промышленности», 3е изд. – Л:Химия, 2014 -373с.
2. Дринберг А.Я. «Технология лакокрасочных покрытий» - Л:Госхимиздат, 2013– 522с.
3. Яковлев А.Д. «Химия и технология лакокрасочного покрытия» - Л:Химия, 2018 – 384с.
4. Баранов, Н. Ф. Совершенствование технологических процессов и технических средств приготовления кормов для сельскохозяйственного производства на базе роторных измельчителей: дис. д-ра техн. наук: 05.20.01 /Баранов Николай Федотович. - Киров, 2017. - 622 с.
5. Алешкин, В. Р. Повышение эффективности процесса и технических средств механизации измельчения кормов: автореф. дис. д-ра техн. наук: 05.20.01 / Алешкин Владимир Романович. - СПб.-Пушкин, 2015. - 38 с.
6. Алешкин, В. Р. Механизация животноводства / В. Р. Алешкин, П. М.Рощин. - М.: Агропромиздат, 2015. - 336 с.
7. Барабашкин, В. П. Молотковые и роторные дробилки / В. П. Барабашкин. -2-е изд. - М.: Недра, 2013. - 144 с.
8. Баранов, Н. Ф. Разработка сепаратора и оптимизация его параметров при работе с дробилкой зерна открытого типа: дис. ... канд. техн. наук: 05.20.01 / Баранов Николай Федотович. - Киров, 2016. - 258 с.
9. Баранов, Н. Ф. Совершенствование технологических процессов и технических средств приготовления кормов для сельскохозяйственного производства на базе роторных измельчителей: дис. ... д-ра техн. наук: 05.20.01 /Баранов Николай Федотович. - Киров, 2011. - 622 с.
10. Баранов, Н. Ф. Конструкция лопаточного колеса и рабочие характеристики вентилятора дробилки / Н. Ф. Баранов, В. С. Фуфачев, А. Г. Сергеев // Тракторы и сельскохозяйственные машины. — 2018. - № 12. - С. 30-31.
11. Баранов Р. Н. Исследование рабочего процесса модернизированной дробилки фуражного зерна ДКР-3 / Р. Н. Баранов, В. С. Фуфачев, А. Г. Сергеев // Улучшение эксплуатационных показателей сельскохозяйственной энергетики: Межвуз. сб. науч. тр. - Киров: Вятская ГСХА, 2006. - Вып. 6. Ч. 3. - С. 162-166.
12. Белянчиков, Н. Н. Механизация животноводства / Н. Н. Белянчиков, А. И. Смирнов. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Колос, 2014. - 360 е.: ил.
13. Биленко, Л. М. Закономерности измельчения в барабанных мельницах / Л. М. Биленко. - М.: Недра, 2014. - 200 с.
14. Борщев, В. Я. Оборудование для измельчения материалов: дробилки и мельницы: учебное пособие / В. Я. Борщев. - Тамбов: Изд-во Тамбовского гос. техн. ун-та, 2014. - 75 с.
15. Булатов, С.Ю. Исследование влияния коэффициента перекрытия камеры измельчения молотковой дробилки зерна на ее аэродинамические характеристики / С.Ю. Булатов, В.Н. Нечаев // Вестник Нижегородского гос.

инженерно-экономического ин-та. Технические науки. - Княгинино: Нижегородский ГИЭИ, 2012.-Вып. 8(15).-С. 3-11.

16. Булатов, С. Ю. Результаты исследований рабочего процесса системы загрузки и очистки фуражного зерна малогабаритного комбикормового агрегата С. Ю. Булатов, В. Н. Нечаев // Монография - Княгинино: Нижегородский ГИЭИ, 2012. -140 с.

17. Волков, И. Е. Механизация и технологии животноводства / И. Е. Волков. - Казань: Изд-во Казанской ГСХА, 2013. - 206 с.

18. ГОСТ 9268-90. Комбикорма-концентраты для крупного рогатого скота. Технические условия. -Введ. 1992-01-01. -М.: ИПК Изд-во стандартов, 2012. - 6 с.

19. ГОСТ 10199 - 81. Комбикорма-концентраты для овец. Технические условия. Введ. 2012-01-01. - М.: ИПК Изд-во стандартов, 2012. - 6 с.

20. ГОСТ 18221 - 99. Комбикорма полнорационные для сельскохозяйственной птицы. Технические условия. Введ. 2001-07-01. - М.: ИПК Изд-во стандартов, 2016.-11 с.

21. ГОСТ 50257 - 92. Комбикорма полнорационные для свиней. Общие технические условия. Введ. 2014-01-01. - М: ИПК Изд-во стандартов, 2012. - 6 с.

22. ГОСТ Р 53056 - 2008. Техника сельскохозяйственная. Методы экономической оценки. Введ. 2010-01-01. -М: Стандартинформ, 2010.-20 с.

23. Данилин, А. С. Производство комбикормов за рубежом / А. С. Данилин. -М.: Колос, 2018. - 336 с.

24. Дринча, В. М. Применение молотковых мельниц в индивидуальном производстве кормов / В. М. Дринча // Кормопроизводство. - 2013. - № 1. - С. 43-45.

25. Ежи, К. Модернизация конструкции молоткового измельчителя для зерна / К. Ежи // Агропанорама. - 2012. - № 2. - С. 16-19.

26. Завражнов, А. И. Механизация приготовления и хранения кормов / А. И. Завражнов, Д. И. Николаев. - М.: Агропромиздат, 2010. - 336 с.

27. Зиганшин, Б. Г. Технологии и технические средства приготовления кормов / Б. Г. Зиганшин. - Казань: Изд-во Казанск. ун-та, 2013. - 188 с.