

Министерство общего и профессионального образования Ростовской области
НОВОШАХТИНСКИЙ ФИЛИАЛ
Государственного бюджетного профессионального образовательного
учреждения Ростовской области
«ШАХТИНСКИЙ РЕГИОНАЛЬНЫЙ КОЛЛЕДЖ ТОПЛИВА И
ЭНЕРГЕТИКИ
им. ак. Степанова П.И.»

РАССМОТРЕНО:
на заседании ЦМК
горных и электромеханических
дисциплин
Протокол №_1_от «29» августа 2017г.
Председатель ЦМК
_____ Е.И.Черкасская

УТВЕРЖДАЮ:
Зам. руководителя по УР
_____ Н.И.Пищулина
«29» августа 2017г.

Методические указания по выполнению курсовой работы
по МДК 03.01 Планирование и организация работы структурного
подразделения
для студентов заочной формы обучения
специальности:
для специальности **13.02.11** Техническая эксплуатация и обслуживание
электрического и электромеханического оборудования (по отраслям)
(базовая подготовка)

Разработал
Преподаватель
_____ А.Н. Панова
Рецензент
Преподаватель
_____ В.В. Локтионова

Новошахтинск 2017

Общие методические рекомендации по выполнению и оформлению курсовой работы

Программой курса для специальности **13.02.11** Техническая эксплуатация и обслуживание электрического и электромеханического оборудования в горной промышленности (по программе базовой подготовки) предусмотрено выполнение курсовой работы по дисциплине «Экономика отрасли».

Курсовая работа состоит из пояснительной записки и графической части, которая выполняется на листах формата А4.

Студент должен произвести расчет технико-экономических показателей организации производства и труда на предприятии.

На основе произведенных расчетов студенты должны провести анализ полученных результатов и сделать вывод об эффективности хозяйственной деятельности предприятия.

ВВЕДЕНИЕ

Во введении к экономической части курсовой работы необходимо отразить:

- деятельность предприятия в условиях рыночной экономики
- целесообразность планирования экономического эффекта на основе прогнозирования себестоимости производства и реализации продукции, конъюнктуры рынка, роста инфляции, налоговой политики государства.

1 ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА И ТРУДА

1.1 Выбор режима работы очистного забоя и рабочих

1.1.1 Годовой режим работы

Принимаем непрерывный режим работы, при котором очистной забой работает семь дней в неделю.

1.1.2 Суточный режим работы

В соответствии с «Прогрессивными технологическими схемами пластов на угольных шахтах», часть 2, рекомендуется для очистного забоя четырёх сменный режим работы – три шестичасовые смены по добыче угля и одна смена (первая), ремонтно-подготовительная.

1.2 Расчёт нормативной нагрузки на очистной забой

Нормативная нагрузка на очистной забой рассчитывается в соответствии с приказом от 31.03.82 «Об утверждении нормативов нагрузки на очистной забой».

Нормативная нагрузка определяется по табличным (приложение 1) данным, которые рассчитаны на мягкие угли, трёхсменный режим работы, плотность угля 1,3 т/м³, залегание пластов- горизонтальное при отсутствии осложняющих горно-геологических условий.

Если хотя бы один фактор отличается от принятых при составлении таблиц, норматив нагрузки A_n определяется по формуле:

$$A_H = \left[A_1 + \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} * (A_2 - A_1) + a * \Delta l_{03} \right] * \frac{T_{CM} * n_{CM}}{1080} * \frac{j}{1,3} * K, \quad (1.1)$$

где A_1 и A_2 – табличные значения нормативных нагрузок, т/сут;

m – вынимаемая мощность пласта, м;

m_1 , m_2 – соответственно ближайшее меньшее и большее значения вынимаемой мощности пласта, м;

а – поправка к нормативам нагрузки при изменении длины очистного забоя на 1 м. Если длина забоя больше указанной в таблице, поправка принимается со знаком «плюс», если меньше – со знаком «минус». Если длина очистного забоя превышает предельное значение в таблице, норматив нагрузки определяется по предельному значению длины очистного забоя;

Δl_{03} – разность между расчётной и табличной длинами очистного забоя, м;

$n_{см}$ – число смен по добыче в сутки;

$T_{см}$ – продолжительность смены, 360 мин;

j – плотность угля, 1,78 т/м³;

K – коэффициент, учитывающий сложность горно-геологических условий.

1.3 Расчёт продолжительности цикла и количества циклов в сутки

1.3.1 Определение продолжительности цикла

Время выполнения одного цикла определяется по формуле:

$$B_{ц} = l_{м} \left(\frac{1}{v_{н}} + \frac{1}{v_{х}} + \sum t_{в} \right) * K_{отд} * K_{п.д}, \quad (1.2)$$

где $l_{м}$ – машинная длина лавы, м;

$v_{н}$ – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин;

$v_{х}$ – скорость применения комбайна при перегоне его в исходное положение, м/мин;

$\Sigma t_{в}$ – суммарное время на вспомогательные операции цикла, отнесённые к 1 м длины лавы, мин/м;

$K_{отд}$ – коэффициент, учитывающий норматив времени на отдых, принимаем 1,12;

$K_{п.д}$ – коэффициент, учитывающий норматив времени на подготовительные операции, принимаем 1,15.

1.3.2 Определение количества циклов в сутки

Количество циклов в сутки определяется по формуле:

$$n_{ц} = \frac{T_{см} * n_{см}}{B_{ц}}, \quad \text{циклов} \quad (1.3)$$

1.4 Проектирование технико-экономических показателей

1.4.1 Производительность пласта

$$R_{пл} = m \cdot j, \quad \text{т/м}^2 \quad (1.4)$$

1.4.2 Подвигание лавы за сутки

$$A_{сут} = l_{ц} \cdot n_{ц}, \quad \text{м} \quad (1.5)$$

где $l_{ц}$ – подвигание забоя за цикл, м;

$n_{ц}$ – количество снимаемых полос за цикл.

1.4.3 Подвигание лавы за месяц

$$A_{мес} = l_{ц} \cdot n_{ц} \cdot t_{пл}, \quad \text{м}, \quad (1.6)$$

где $t_{пл}$ – количество дней работы забоя за месяц

1.4.4 Среднесуточная добыча угля из лавы

$$D_{сут} = R_{пл} \cdot A_{сут} \cdot I \cdot C, \quad \text{т}, \quad (1.7)$$

где C – коэффициент полноты извлечения угля из забоя (принимается 0,97-0,98).

1.4.5 Среднемесячная добыча угля из лавы

$$D_{мес} = R_{пл} \cdot A_{мес} \cdot I \cdot C, \quad \text{т}, \quad (1.8)$$

Сравнивая проектируемую среднесуточную добычу угля с нормативной нагрузкой необходимо проследить чтобы выполнялось следующее условие:

$$A_n \leq D_{сут}, \quad (1.9)$$

Если проектируемая среднесуточная добыча ниже нормативной нагрузки, то необходимо принять меры по увеличению количества циклов в сутки или проверить правильность выбора типа очистного механизированного комплекса (комбайна) и все ли горно-геологические условия были учтены при расчетах.

1.5 Расчет комплексной нормы выработки и расценки

Результаты расчёта заносятся в таблицу 1.1 Комплексные нормы выработки рассчитываются на основании УКНВ.

При расчёте в соответствии с условиями работы по таблицам сборника норм устанавливают нормы выработки и поправочные коэффициенты к ним по каждому рабочему процессу, входящему в комплексную норму.

Объём работы на цикл рассчитывается согласно «Паспорту крепления и управления кровлей».

Добыча угля с цикла:

$$Дц = L * m * l_{ц} * j * c, \quad \text{т}, \quad (1.10)$$

где Дц – добыча угля за один производственный цикл;

m - мощность пласта;

l_ц - подвигание забоя за цикл;

L- длина лавы;

C- коэффициент извлечения угля из забоя, принимаем 0,96.

Выемка угля комбайном:

$$Дк = (L - \Sigma l_H) * m * l_{ц} * j * c, \quad \text{т}, \quad (1.11)$$

Выемка угля из ниш:

$$Дн = Дц - Дк, \quad \text{т}, \quad (1.12)$$

Выкладка костров:

$$V_k = \frac{l_{ц}}{l_{ст}} * n, \quad \text{шт}, \quad (1.13)$$

Крепление сопряжения лавы с конвейерным штреком

$$V_c = \frac{l_{ц}}{r}, \quad \text{шт}, \quad (1.14)$$

где r - полезная ширина захвата.

Сокращение скребкового конвейера на конвейерном штреке

$$V = l_{ц}, \quad \text{м}, \quad (1.15)$$

Трудоёмкость работ на цикл по выемке угля комбайном:

$$T_{ц(к)} = \frac{D_K}{H_{выр}}, \quad \text{чел./см} \quad (1.16)$$

где $H_{выр}$ – укрупнённая комплексная норма выработки на выемку угля комбайном с учётом поправочных коэффициентов

$$H_{выр} = H_{выр}^{сб} * K_1 * K_2 * \dots * K_n, \quad (1.17)$$

1.5.1 Комплексная норма выработки определяется делением объёма работ на цикл по добыче угля на суточное число человеко-смен по всем видам работ

$$H_K = \frac{D_{ц}}{T_{ц}}, \quad (1.18)$$

1.5.2 Комплексная расценка за 1т угля определяется делением суммы заработной платы на добычу угля за цикл

$$P_K = \frac{З_{ц}}{D_{ц}}, \quad (1.19)$$

1.6 Планирование штата и составление графика в ы х о д о в

1.6.1 В соответствии с принятым режимом работы очистного забоя и подсчитанной суммарной потребностью количества человеко-смен на цикл определяется количество человеко-смен на сутки по добыче угля

$$N_{P,Д}^C = (T_{ц} - T_{P.ЗВ}) * n_{ц}, \quad \text{чел.-см.} \quad (1.20)$$

где $T_{P.ЗВ}$ – потребное количество человеко-смен на цикл для обслуживания оборудования в ремонтную смену

1.6.2 Расчётная численность добычного сменного звена

$$N_{P.Д}^{CM} = \frac{N_{P.Д}^C}{n_{CM}}, \text{ чел.-см.} \quad (1.21)$$

где n_{CM} – количество добычных смен

1.6.3 Явочная численность добычного сменного звена определяется путём округления $N_{P.Д}^{CM}$ до целого числа при обязательном соблюдении условий

$$1,0 < K_{H.B} < 1,2, \quad (1.22)$$

где $K_{H.B}$ – коэффициент перевыполнения норм выработки

$$K_{H.B} = \frac{N_{P.Д}^{CM}}{N_{Я.Д}^{CM}}, \quad (1.23)$$

1.6.4 Явочная численность суточной бригады определяется умножением явочной численности сменного звена на число добычных смен

$$N_{Я.Д}^C = N_{Я.Д}^{CM} * n_{CM}, \quad \text{чел.-см.} \quad (1.24)$$

1.6.5 Расчётная численность звена, занятого на ремонте и обслуживании забоя в ремонтно-подготовительную смену определяется по формуле

$$N_{Я.Р.ЗВ} = T_{Р.ЗВ} * n_{Ц}, \quad (1.25)$$

1.6.6 Явочная численность рабочих повременщиков определяется по сборнику ЕНЧ- повременно оплачиваемых рабочих

К рабочим повременщикам на участке относятся:

- электрослесарь подземный в ремонтно-подготовительную смену 5 человек;
- дежурный электрослесарь в расчёте один человек в добычную смену;

- машинист подземных установок третьего разряда для обслуживания погрузочного пункта один человек в добычную смену.

1.6.7 Списочная численность рабочих по добыче угля и занятых на обслуживании процессов по каждой профессии

$$N_{\text{СП}} = N_{\text{ЯВ}} * K_{\text{СП}}, \quad \text{чел.}, \quad (1.26)$$

где $N_{\text{ЯВ}}$ – явочная численность рабочих данной профессии, чел;
 $K_{\text{СП}}$ – коэффициент списочного состава.

$$K_{\text{СП}} = \frac{B_p}{\left[365 - B_{\text{П}} - B_o - \left(B_e - \frac{B_o}{7} * 2 \right) \right] * K_y}, \quad (1.27)$$

где B_p – число рабочих дней в году очистного забоя, 356;

$B_{\text{П}}$ – число праздничных дней в году;

B_B – число выходных дней в году;

B_o – продолжительность основного и дополнительного отпуска;

K_y – коэффициент, учитывающий неявку на работу по уважительным причинам, принимаем 0,95.

Для МГВМ, ГРОЗ и горных мастеров:

1.6.8 Численность руководителей и специалистов устанавливается в соответствии с типовыми нормативами штатов. При этом коэффициент списочного состава рассчитывается только по горным мастерам. Явочная численность горных мастеров принимается четыре человека из расчёта один человек в смену.

Расчёт численности сводится в таблицу 1.2

Т а б л и ц а 1.2 - Расчёт численности работников цеха

Наименование профессий, должностей	Явочный состав	$K_{\text{СП}}$	Списочная численность
Рабочие сдельщики: -МГВМ -ГРОЗ			
Рабочие повременщики: -электрослесари: -дежурные; - ремонтные -машинисты подземных установок -горнорабочий подземный			
Итого рабочих			
Руководители-специалисты:			

- начальник участка			
-зам. начальника участка			
-механик участка			
-горные мастера			
Итого руководителей-специалистов			
Всего работников			

1.6.9 График выходов рабочих составляем на сутки с разбивкой по сменам для каждой профессии

Т а б л и ц а 1.3 – График выходов рабочих

Профессия рабочих	Численность рабочих					График по сменам			
	1	2	3	4	всего	1	2	3	4
МГВМ									
ГРОЗ									
Ремонтные электрослесари									
Дежурные электрослесари									
Машинисты подземных установок									
Горнорабочий подземный									

1.7 Планирование производительности труда

1.7.1 Производительность труда ГРОЗ на выход:

$$П_{\text{ВЫХ.ГРОЗ}} = \frac{D_{\text{СУТКИ}}}{N_{\text{Я.ГРОЗ}}}, \quad \text{т/чел.} \quad (1.28)$$

где $D_{\text{сутки}}$ – проектируемая суточная нагрузка, т;

$N_{\text{Я ГРОЗ}}$ – принятая явочная численность суточной комплексной бригады ГРОЗ, чел.

Производительность труда ГРОЗ за месяц

$$П_{\text{МЕС.ГРОЗ}} = \frac{D_{\text{МЕС}}}{N_{\text{СП.ГРОЗ}}}, \quad \text{т/чел.} \quad (1.29)$$

где $D_{\text{МЕС}}$ – проектируемая добыча угля из очистного забоя за месяц, т;

$N_{СП\ ГРОЗ}$ - списочная численность суточной комплексной бригады ГРОЗ, чел

1.7.2 Производительность труда рабочего по добыче на выход

$$П_{ВЫХ.ДОБ} = \frac{D_{СУТ}}{N_{ЯДОБ}}, \quad \text{т/чел.} \quad (1.31)$$

Производительность труда рабочего за месяц

$$П_{МЕС.ДОБ} = \frac{D_{МЕС}}{N_{СП.ДОБ}}, \quad \text{т/чел.} \quad (1.32)$$

где $N_{СП.ДОБ}$ – списочная численность рабочих очистного забоя, чел.

1.8 Расчёт производительности выполнения рабочих процессов

1.8.1 Определение времени на выемку угля комбайном

$$t_{КОМ} = \frac{l_M}{v_{П}}, \quad \text{мин.}, \quad (1.33)$$

где l_M – длина машинной лавы, м;
 $v_{П}$ – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин.

определение времени на перегон комбайна

$$t_{ПЕР} = \frac{l_M}{v_{ПЕР}},$$

1.8.2 Продолжительность выполнения немеханизированных работ

$$t = \frac{T_{СМ} * T_i}{N_i * K_{Н.В}}, \quad \text{мин.}, \quad (1.34)$$

где T_i – количество человеко-смен по данному i –му рабочему процессу, чел-смен;

N_i - принятая численность рабочих, занятых выполнением i -го процесса, чел.

В том числе:

- Выкладка костров
- возведение органной крепи
- Крепление сопряжения лавы:
- Сокращение конвейера

Построение планограммы работы производится в зависимости от режима работы, количества циклов в сутки и продолжительности выполнения рабочих процессов

При выемке угля машинист управляет комбайном и системой орошения, регулирует исполнительный орган по мощности пласта, следит за электрическим кабелем. Горнорабочий, оказывающий помощь машинисту, следит за шлангом орошения, убирает куски угля и породы, упавшие за комбайн, помогает машинисту во время замены режущих зубков на комбайне, заливки масла и подтягивания электрического кабеля.

Одновременно с выемкой угля комбайном производится оформление забоя. Эту работу выполняет один горнорабочий, который вслед за комбайном производит зачистку угля, не погруженного погрузочным устройством, сбивает оставшиеся навесы угля и обирает кровлю. Периодически ему оказывает помощь горнорабочий, работающий с машинистом комбайна. Параллельно с выемкой угля комбайном производится передвижка секций.

На передвижке секций крепи МК-97 заняты два рабочих: один из них с отставанием от комбайна на 1-2м передвигает секции с удлиненной консолью, а второй – на расстоянии 10-12м от комбайна передвигает секции с короткой консолью.

Рабочие по передвижке секций крепи по мере необходимости выполняют также работы по выравниванию наклонившихся секций.

Передвижка изгибающегося конвейера типа СП производится одним рабочим с отставанием от комбайна на 8-10 м с помощью специально устанавливаемых гидropередвижчиков конвейера. Включив гидродомкрат, рабочий наблюдает за передвижкой конвейера, а по окончании передвижки устанавливает рукоятку гидрораспределителя в нейтральное положение. Затем он производит зачистку почвы и грузит просыпавшийся уголь на конвейер, а по мере подвигания комбайна передвигает следующий участок конвейерного става.

По окончании выемки по всей длине лавы и выхода комбайна в нишу машинист комбайна вместе с горнорабочим, оказывающим ему помощь, приступают к подготовке комбайна к выемке следующей полосы угля, при этом они осматривают комбайн, исполнительный орган, производят замену изношенных зубков, заливку масла, орошение и переключение орошения, выполняют маневровые работы с комбайном. После этого горнорабочий

очищает погрузочное устройство от угля, отсоединяют его, перебрасывают через конвейер или относят в нишу.

Рабочие, занятые на передвижке секций крепи и конвейера, в это время зачищают место для заводки комбайна в нишу. Затем заводят комбайн в нишу и присоединяют погрузочное устройство. В ремонтно-подготовительную смену производят профилактический осмотр и ремонт комбайна, секций крепи, гидросистемы и пусковой аппаратуры, замену изношенных звеньев скребковой цепи и рештаков конвейера, наладку насосной станции.

2 ЭКОНОМИКА ПРОИЗВОДСТВА И ТРУДА

2.1 Планирование фонда заработной платы

Заработная плата рассчитывается по сдельным расценкам, тарифным ставкам и окладам.

2.1.1 Расчёт заработной платы по сдельным расценкам производим путём умножения объёма работ на комплексную расценку за 1т

$$З_{сд} = D_{мес} * P_k, \quad \text{руб.}, \quad (2.1)$$

2.1.2 При расчёте заработной платы по тарифным ставкам нужно тарифную ставку умножить на количество отработанных выходов всеми рабочими данной профессии

$$З_{тар i} = T_{ст i} * N_{я i} * t_{пл}, \quad (2.2)$$

где $t_{пл}$ – количество дней работы забоя в месяц

Электрослесари:

-дежурные

$$З_{тар деж} =$$

- ремонтные

$$З_{тар.рем} =$$

Машинист подземных установок

$$З_{тар.маш} =$$

Подземные горнорабочие

$$З_{тар} =$$

ГРОЗ

$$З_{ТАР} =$$

2.1.3 При расчёте заработной платы руководителей и специалистов по окладам нужно оклад за месяц умножить на численности руководителей и специалистов данной категории

$$З_{ОК} = О_{МЕС} * N_{РИС}, \text{ руб} \quad (2.3)$$

Начальник участка

$$З_{ОК} =$$

Заместитель начальника участка:

$$З_{ОК} =$$

Механик участка:

$$З_{ОК} =$$

Горные мастера:

$$З_{ОК} =$$

2.1.4 Расчёт доплат за работу в ночное время

$$Д_{Н} = \frac{T_{СТ}^Ч * 40}{100} * n_{Н} * N_{ЯВ.СМ} * t_{М}, \quad (2.4)$$

где $n_{Н}$ - количество ночных часов за сутки, 12 часов;

$N_{ЯВ.СМ}$ - число рабочих, занятых в одной смене, чел.

Для МГВМ:

$$Д_{Н} = \quad \text{руб}$$

Для ГРОЗ:

$$Д_{Н} = \quad \text{руб}$$

Для дежурных электрослесарей:

$$Д_{Н} = \quad \text{руб}$$

Машинисты подземных установок

$$Д_{Н} = \quad \text{руб.}$$

Горные мастера:

$D_H =$ руб.

Подземные горнорабочие

$D_H =$ руб.

2.1.5 Премии рабочим за выполнение плана производства и производительности труда на 100% начисляются в соответствии с Положением о премировании:

$$D_{\Pi} = \frac{(Z_{\Pi} + D_H) * \Pi}{100}, \quad (2.5)$$

где Π – размер премии, %;

Z_{Π} – прямая заработная плата работников по категориям и профессиям, руб.

МГВМ:

$D_{\Pi} =$ руб

ГРОЗ

$D_{\Pi} =$ руб

Дежурные электрослесаря:

$D_{\Pi} =$ руб.

Машинист подземных установок:

$D_{\Pi} =$ руб.

Горные мастера:

$D_{\Pi} =$ руб

Ремонтные электрослесаря:

$D_{\Pi} =$ руб

Подземных горнорабочих

$D_{\Pi} =$ руб

Начальник участка

$D_{\Pi} =$ руб.

Заместитель начальника участка:

$D_{\Pi} =$ руб.

Механик участка:

$D_{\Pi} =$ руб.

2.1.6 Доплата рабочим за руководство бригадой производится при выполнении бригадой месячного плана производства и норм выработки.

$$D_{\text{РУК}} = 0,15 * T_{\text{СТ}} * V_{\text{ДН}} * 22 + 0,5 * D_{\text{БР}} * P_{\text{ЗВ}}, \quad (2.6)$$

где $D_{\text{БР}}$ – доплата бригадиру за руководство бригадой, руб;
 $P_{\text{ЗВ}}$ – число звеньев.

$$P_{\text{ЗВ}} = \frac{Ч_{\text{БР}}}{5}, \quad \text{Зв} \quad (2.7)$$

$D_{\text{РУК}} =$ руб

2.1.7 Прочие неучтённые доплаты планируются в размере 1% от прямой сдельной заработной платы.

$$D_{\text{проч}} = З_{\text{сд}} * 0,01,$$

где $З_{\text{сд}}$ – фонд прямой заработной платы

$D_{\text{проч}} =$ руб

Суммируя прямую заработную плату получаем общий фонд заработной платы по участку и сводим расчёты в таблицу 2.1

2.2 Планирование материальных затрат

Расход всех материалов, необходимых очистному забою для выполнения плана добычи угля, а так же для обеспечения нормальной эксплуатации машин, механизмов и оборудования, планируется с учетом возможного повторного использования отдельных видов материалов.

Расчёт расхода и стоимости материалов, потребляемых в очистном забое, производится на основании удельных норм расхода материалов на 1000т суточной добычи угля, паспорта крепления лавы, плановых цен на материалы и сроки службы материалов.

По принципу включения в себестоимость материалы делятся на две группы: материалы разового пользования, стоимость которых полностью включается в месячную себестоимость одной тонны угля (лесные взрывчатые, смазочные материалы, зубки , канат, шланг и др.) и материалы длительного пользования, стоимость которых включается в себестоимость частями через счёт «Расходы будущих периодов» (кабели, цепи, решетки конвейера и др.)

Расход зубков для добычных комбайнов с учётом возможного повторного использования:

$$P_3 = \frac{D_{мес} * q_3}{1000}, \quad (2.8)$$

где q_3 – удельная норма расхода зубков на 1000т добычи угля , принимаем 17,9 ;

$$P_3 = \quad \text{шт}$$

Расход присадки для изготовления эмульсии, используемой при работе механизированного комплекса, рассчитывается по формуле:

$$P_{ПР} = \frac{D_{мес} * q_{ПР}}{1000}, \quad (2.9)$$

где $q_{ПР}$ - удельная норма расхода присадки на 1000т добычи угля, принимаем 18.5 кг

$$P_{ПР} = \quad \text{кг}$$

Расход лесных материалов для выкладки костров за месяц можно определить используя расчёт объемов за цикл:

$$P_L = n_{СТ} * n_{Ц} * q * t_{ПЛ}, \quad (2.10)$$

где $n_{СТ}$ – количество стоек (распилов) по расчёту, шт;

$n_{Ц}$ - количество циклов в сутки;

q -средневзвешенный объём одной стойки (распила) , принимаем по ЕНВ .

$$P_{\text{л}} = \text{м}^2$$

Расход лесных материалов для пробивки огранки

$$P_{\text{л}} = \text{м}^2$$

Расход угольный резцов для бурения шпуров в нишах за месяц определяется исходя из норм расхода резцов на 1 м шпура , принимаем 0,032шт

$$P_{\text{р}} = 0,032 \cdot n_{\text{шп}} \cdot t_{\text{шп}} \cdot t_{\text{пл}}, \quad (2.11)$$

где – $n_{\text{шп}}$ количество шпуров;
 $t_{\text{шп}}$ - глубина шпуров

$$P_{\text{р}} = \text{шт}$$

Расход взрывчатых веществ и электродетонаторов при подготовке ниш в лаве определяется исходя из норм расхода на 1м³ угля в целике

Т а б л и ц а 2.2 - Расход взрывчатых веществ и электродетонаторов

Мощность пласта	ВВ,кг	электродетонаторы
0,76-1,0	1,1	1,21
1,01-1,3	0,83	1,25
1,31-1,6	0,71	1,17

Рассчитываем объём целика

$$V_{\text{ц}} = l_{\text{ниш}} \cdot m \cdot A_{\text{мес}}, \quad (2.12)$$

$$V_{\text{ц}} = \text{м}^3$$

Расход электродетонаторов

$$P_{\text{эл}} = \text{шт}$$

Расход взрывчатых веществ:

$$P_{\text{вв}} = \text{кг}$$

Расход смазочных материалов производится по картам смазки, в расчётах принимаем норму расхода смазочных материалов 7,2 кг на 1000т добычи:

$$P_{CM} = \frac{D_{мес} * q_{CM}}{1000}, \quad (2.13)$$

$$P_{CM} = \quad \text{кг}$$

Расход каната для поддерживающей лебёдки принимается равным длине лавы и дополнительно 2-3 витка на барабане

$$P_K = 1 + 10, \quad (2.14)$$

$$P_K = \quad \text{м}$$

Расход прочих неучтённых материалов разового потребления принимается равным 15-20% от общей стоимости учтённых материалов первой группы.

Расчёт затрат по материалам первой группы сводим в таблицу 2.3

Т а б л и ц а 2.3 – Стоимость месячного расхода материалов

Наименование материалов	Ед.изм	Расход на месяц, руб.	Цена за единицу, руб.	Общая стоимость, руб
Лесные материалы	м ³			
Присадки для эмульсии	кг			
Зубки	шт			
Резцы угольные	шт			
Взрывчатые вещества	кг			
Электродетонаторы	шт			
Смазка	кг			
Итого	-			
Прочие неучтённые материалы	-			
Всего (M ₁)	-			

Месячная потребность материалов второй группы, относимых на себестоимость через счёт «Расходы будущих периодов (M2)», определяются по паспорту крепления лавы и в соответствии с рекомендациями к технологическим схемам, срокам погашения материалов и норм потерь.

Неучтённые затраты по категориям второй группы следует принимать 26,8% от общей суммы учтённых материалов.

Объём работы по креплению ниш металлическими стойками:

$$P_{CT} = \frac{\sum l_H * n_{cm}}{l_P}, \quad (2.15)$$

где Σl_H - суммарная длина ниш, м;

l_P - расстояние между рамами крепи по падению пласта, принимаем по паспорту крепления ниш 0,9м;

n_{CT} - число стоек, устанавливаемых в одной раме по простиранию пласта, на величину подвигания одного цикла.

$$n_{CT} = \frac{l_{\Pi}}{a} * n_{\Pi} * t_{PP}, \quad (2.16)$$

где n_{Π} – количество циклов;

a – расстояние между рамами.

$$n_{CT} = \quad \text{шт.}$$

$$P_{CT} = \quad \text{шт.}$$

Объём работ по навеске шарнирных верхняков в нишах равен числу устанавливаемых стоек в нишах:

$$P_{\Pi.B} = P_{CT}/2, \quad (2.17)$$

$$P_{\Pi.B} = \quad \text{шт.}$$

Расход кабелей для механизмов, расположенных в лаве, определяется из длины лавы, максимального расстояния до распределительного пункта с учётом провисания кабеля:

$$P_{КАБ} = 1,1(1 + 50), \quad (2.18)$$

$$P_{КАБ} = 1,1(180 + 50) = 253\text{м}$$

Расход рештаков конвейера рассчитывается по формуле:

$$P_P = \frac{l_K}{l_{реш}}, \quad (2.19)$$

где l_K - длина конвейера, принимаем равной длине лавы, м;

$l_{реш}$ - длина рештака, принимаем 1,5м.

$$P_P = \quad \text{шт}$$

Расход цепи конвейера

$$P_{\Pi} = 2 * l_K, \quad (2.20)$$

$$P_{ц} = \quad \quad \quad \text{м}$$

Расчёт затрат по материалам второй группы за месяц сводим в таблицу 2.4

2.3 Планирование себестоимости по элементам затрат

Себестоимость по участку рассчитывается по трём элементам :

- затрату на оплату труда;
- материальные затраты;
- амортизация.

Себестоимость 1т угля определяется по каждому элементу как частное от деления суммы затрат по данному элементу на объём месячной добычи.

2.3.1 Себестоимость 1т угля по элементу «Затраты на оплату труда»

$$C_3 = \frac{\sum Z}{D_{мес}}, \quad (2.21)$$

где $\sum Z$ – фонд оплаты труда по участку за месяц.

$$C_3 = \quad \quad \quad \text{руб/т}$$

2.3.2 Себестоимость 1т угля по элементу «Материальные затраты»:

$$C_M = \frac{M_1 + M_2}{D_{мес}}, \quad (2.22)$$

где M_1 – сумма затрат на материалы первой группы, руб;

M_2 – сумма погашения затрат за месяц материалов второй группы, руб.

$$C_M = \quad \quad \quad \text{руб/т}$$

2.3.3 Расчёт себестоимости по элементу «Амортизация»:

Амортизационные отчисления за месяц определяются по применяемому в лаге (находящемуся в работе) оборудованию каждого вида:

$$A = \frac{B * Na}{100 * 12}, \quad (2.23)$$

где Б- балансовая стоимость оборудования, руб;

На – годовая норма амортизации, принимаем по сборнику норм амортизации, %.

Себестоимость 1т угля по элементу «Амортизация»:

$$C_a = \frac{\sum A}{D_{мес}}, \quad (2.24)$$

где $\sum A$ – суммарные затраты элементу «Амортизация», руб.

$C_a =$ руб/т

Расчёт амортизационных отчислений сводим в таблицу 2.5

2.3.4 Калькуляцию себестоимости добычи 1т угля по элементам затрат сводим в таблицу 2.6

Т а б л и ц а 2.6 - Калькуляция себестоимости добычи 1т угля по элементам затрат

Элементы затрат	Себестоимость 1т угля, руб	Структура затрат, %
Затраты на оплату труда		
Материальные затраты		
Амортизация		
Итого		

2.3.5 К экономическим показателям дипломной работы относятся :

- фондоотдача;
- фондоёмкость;
- фондовооружённость.

Фондоотдача:

$$\Phi_o = \frac{D_{мес}}{\Phi_{осн}}, \quad (2.25)$$

$\Phi_o =$ т/руб

Фондоёмкость:

$$\Phi_c = \frac{\Phi_{осн}}{D_{мес}}, \quad (2.26)$$

$$\Phi_C = \text{руб/т}$$

Фондовооружённость:

$$\Phi_B = \frac{\Phi_{осн}}{N_{сн}}, \quad (2.27)$$

$$\Phi_B = \text{руб/чел}$$

Годовой экономический эффект от снижения себестоимости 1т угля:

$$\mathcal{E}_Г = D_{мес} * 12 * (C_2 - C_1), \quad (2.28)$$

где C_1 – себестоимость угля по шахте;
 C_2 – себестоимость угля по проекту.

$$\mathcal{E}_Г = \text{руб}$$

Полученные расчётным путём технико-экономические показатели заносим в таблицу 2.7

Т а б л и ц а 2.7 – Техничко –экономические показатели

Наименование показателей	По дипл.работе	По шахте	Откл.
Месячная добыча, т			
Число рабочих дней в месяц, дн			
Списочная численность комплексной бригады, чел			
Производительность труда рабочего по добыче, т: -на месяц -на выход (смену)			
Производительность труда горнорабочего очистного забоя, т: -на месяц -на выход (смену)			
Затраты на добычу 1т угля по элементам: -заработная плата - материалы - амортизация			
Фондоотдача, т/руб			

Фондоёмкость, руб/т			
Фондовооружённость, руб/чел			

ВЫВОД

В результате должны быть рассчитаны минимальная нормативная нагрузка на очистной забой, определены объёмы работ по процессам на цикл, рассчитаны производительность труда, продолжительность выполнения рабочих процессов, рассчитаны себестоимость угля и технико-экономические показатели.