**СОДЕРЖАНИЕ :**

 **Задание к курсовой работе …………………………….…. 3**

**Расчет нагрузки на очистной забой …………….……. 5**

**Расчет себестоимости добычи 1т. угля ……………… 11**

**Заработная плата …………………………….……… 11**

**- поправочные коэффициенты к нормам …...……….……. 11**

**- расчет объемов работ на цикл …..………………….……. 12**

 **Вспомогательные материалы …………………….… 19**

 **Амортизация оборудования ………………………… 19**

 **Составление графика организации работ в забое ….……. 21**

**3.1. Планограмма работ …………………………………. 21**

**3.2. График выходов рабочих …………………………... 23**

**3.3. Технико-экономические показатели ……………….. 24**

**Технико-экономическое обоснование принятых**

**технических решений ………………………………..…….24**

**5.Планирование добычи угля и развития горных работ …... .26**

**5.1. План развития очистных работ …………………….…..26**

**5.2. Планирование добычи угля ………………………….….26**

**Литература ………………………………………………….… 28**

**Приложения**

**Задание к курсовой работе по курсу**

**"Организация и планирование горного производства":**

**Исходные данные :**

**Комплекс 4ОКП-70**

**Комбайн 2ГШ68**

**Конвейер СУОКП-70, 2ЛТ-80**

**Длина лавы Lл 150м.**

**Группа рабочих скоростей XV**

**Ширина захвата r 0,63м.**

**Вынимаемая мощность пласта m 2,2м.**

**Объемный вес угля γ 1,39т/м3**

**Схема выемки односторонняя**

**Гипсометрия волнистая**

**Перегружатель ПТК**

**Кабелеукладчик**

**Сопряжение лавы с конвейерным штреком :**

**Крепь пенального типа (4 стойки); установка деревянных стоек диаметром 20 см. под верхняки основного креплентя по нижнему борту, установка через 0,6м. и на 6м. впереди; установка металлических стоек ГВКУ-15 весом 68кг. под верхняк основног крепления через 0,6м. по верхнему борту и на 6м. впереди; в завальной части установка деревянных стоек диаметром 20см. под верхняк по верхнему борту; пробивка деревянного органого ряда из стоек диаметром 20см. , высотой 2,5м. на протяжении 4м.**

**Сопряжение лавы с вентиляционным штреком:**

**2 металлических подхвата спецпрофиля СВП-22 длиной 4,5м. на 4-х стойках ГВКУ весом 68кг.; установка промежуточных деревянных рам ∅20см. впереди лавы на 6м. через 0,6м.; извлечение металлических верхняков вручную; демонтаж рельсового пути вручную, рельсы Р-24, длина плети 7м.**

**Метанообильность : — разрабатываемого пласта 3 м 3/т;**

 **— выработанного пространства 0,3 м 3/т.**

**1. РАСЧЁТ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ**

**Среднесуточная нагрузка на очистной забой Арсут. определяется по формуле:**

**Арсут.= Тсм • nсм • q • Км**

 **Под базовым понимается наиболее распространённый вариант технологии или механизации в очистном забое для аналогичных горно-геологических условий.**

 **где Тсм -длительность рабочей смены, мин., Тсм = 360мин.;**

 **nсм - число рабочих смен по добыче в сутки, nсм = 3;**

 **q - средняя производительность комбайна, т/мин;**

 **Км - сменный коэффициент машинного времени комбайна по выемке угля ( определение его величины см. ниже ).**

 **Средняя производительность комбайна определяется по формуле:**

**q = qп • Кпс , т/мин,**

**где qп – производительность комбайна, рассчитанная по скорости подачи, т/мин.**

**qп = m • γ • r • Vп , т/мин;**

 **m - вынимаемая мощность пласта, м, m = 2,2м;**

 **γ -плотность угля в массиве, т/м3, γ =1,39 ς/м3;**

 **r - ширина захвата комбайна,м, r = 0,63м;**

 **Vп - скорость подачи, м/мин.,Vп = 2,711 м/мин;**

**qп = 2,2 • 1,39 • 0,63 • 2,711 = 5,14 т/мин;**

**Кпс - коэффициент снижения производительности комбайна из-за недостаточного резерва приемной способ­ности участковой конвейерной линии (определяется по приложению [1] в зависимости от коэффициента резерва приемной способности участковой конвей­ерной линии Кпср );**

**Кпср = qпс/qп**

**где qпс - приемная способность участковой конвейерной линии (скребковые конвейеры в лаве, печи, просеке и перегружатели),т/мин;**

**qпс = Qq/ 60 , т/мин ;**

**где Qq – минимальная производительность конвейера участковой линии, т/час , Qq = 540т/час [2].**

**qпс = 540/ 60 =9 т/мин ;**

**Кпср = 9/5,14 = 1,75 ⇒ Кпс = 0,97;**

**q = 5,14 • 0,97 = 4,99 т/мин.**

**Сменный коэффициент машинного времени Км определяется по формуле:**

**Км = [1/ μ1 + (1/ μ2 - 1) · (1 + 1/ μ1 - 1 ) ]-1,**

**1/ К·μ2 + 1**

**К = 1/μ2 – 1  ,**

 **1/μ1 - 1**

**где: μ1 - коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов, возникающих только при работе комбайна;**

 **μ2 - κоэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов, возникающих с одинаковой вероятностью как при работе комбайна, так и при его остановке.**

**Коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов μ1 ξпределяется по формуле:**

**μ1= 1 .**

 **[1+ q·Ттехн+(1/μκ-1)+(1/μκр-1)+(1/μск-1)+(1/μοкр-1)+(1/μоп-1)+(1/μпп-1)+(1/μпр-1)]**

 **m·γ·r·lл**

**где Ттехн – суммарные нормативные затраты времени на неперекрываемые технологические перерывы, мин.;**

**Ттехн = (tвсп+tобм) lл+tвзр+tзач+tк , мин.;**

 **tвсп – нормативные затраты времени на вспомогательные операции, мин/м;**

**tвсп =tкк + tзз , мин/м.;**

 **tкк , tзз – нормативные затраты времени на манипуляции с кабелем, шлангом орошения и на замену зубков ( tкк=0,009; tзз=0,03 ), мин/1м длины лавы;**

**tвсп = 0,009 + 0,03 = 0,039мин/м;**

 **tвзр - нормативные затраты времени на заряжание, взрывание шпуров в нишах, а также проветривание лавы, (tвзр=0), мин.;**

 **tзач - затраты времени на зачистку дорожки лавы, мин.**

**При односторонней работе комбайна:**

**tзач = \_\_ lл\_\_\_\_ , мин.;**

**0,85·Vп.доп**

 **Vп.доп - технически допустимая скорость подачи комбайна,м/мин (4,5-6 м/мин);**

**tзач = 150\_\_ = 39 мин.;**

 **0,85 · 4**

 **tобм = 0,196 ÷ 0,213**

 **tк - средняя продолжительность подготовки комбайна к выемке следующей полосы, мин. (tк=20-30мин.);**

**Ттехн = ( 0,039 + 0,196 ) 150 + 0 + 39 + 20 = 94 мин;**

 **μκ -коэффициент готовности комбайна, принимается μк = 0,84;**

 **μκр - коэффициент готовности крепи, μкр = 0,9;**

 **μρк - коэффициент готовности скребкового конвейера, μск = 0,92;**

 **μο.кр - коэффициент готовности процесса крепления за комбайном (μп.кр.=0,85-0,95);**

 **μξп - коэффициент готовности системы магистрального тран­спорта по фактору "отсутствие порожних вагонов" (μоп =0,9-0,95);**

 **μοп - коэффициент готовности погрузочного пункта при пог­рузке угля (μпп =0,95-0,98);**

 **μοр - коэффициент готовности очистного забоя по процессу проветривания, μпр =1.**

 **μ1= 1 .**

 **[ 1 + 9 · 94 + ( 1/ 0,84 - 1) + ( 1/0,9 - 1) + ( 1/0,92 - 1) + ( 1/0,85 - 1) +**

 **2,2·1,39·0,63·150**

 **= 0,17**

 **+ ( 1/0,9 - 1) + ( 1/0,95 - 1) + ( 1/1 – 1 ) ]**

**Коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов определяется по формуле:**

**μ2 = (0,88 – Тпз/ Тсм)· μρэ·μсв ;**

**где 0,88-коэффициент учитывающий время на отдых;**

 **Тпз - суммарные нормативные затраты вpемeни на выполнение подготовитело-заключнтельных операций, мин. (17-20 мин.);**

 **μρэ - коэффициент готовности системы электроснабжения (μсэ=0,965);**

 **μρв - коэффициент готовности сопряжения лавы с вентиляцион­ным штреком:**

**μρв = μэс·[ 1 – (1- μύс)·∑Кi] ,**

 **μύс - коэффициент готовности эталонного сопряжения, при котором отсутствует действие осложняющих технологи­ческих факторов (μύс=0,98);**

 **Кi - коэффициент увеличения времени простоев очистного забоя при действии i-го технологического фактора, осложняющего поддержание сопряжения, ∑Кi = 0;**

**μρв = 0,98 · [ 1 – (1- 0,98 ) · 0 ]= 0,98 ,**

**μ2 = (0,88 – 17 / 360 ) · 0,965 · 0,98 = 0,78,**

**К = 1/0,78 – 1 = 0,06,**

 **1/0,17 - 1**

**Км = [1/ 0,17 + (1/ 0,78 - 1) · (1 + 1 / 0,17 – 1 ) ]-1 = 0,25,**

**1/ 0,06·0,77 + 1**

**Арсут.= 360 • 3 • 4,99 • 0,25 = 1347,3 тонн.**

**Проверка нагрузки на очистной забой по газовому фактору.**

**Суточная нагрузка на очистной забой с учётом газового фактора Агсут определяется по формуле:**

**Агсут.= j • Ксм • Тсут , т/сут.,**

**где: j - расчётная производительность выемочной машины по газовому фактору, т/мин;**

 **Ксм - суточный коэффициент машинного времени,**

**Ксм = nсм·Тсм · Км,**

**1440**

 **где: nсм - число добычных смен в сутки; Тсут=1440 мин.,**

**Ксм = 3 · 360 · 0,25 = 0,19.**

 **1440**

**Производительность выемочной машины с учётом газового фактора j определяется по формуле:**

 **j = 0,6 · Vmax · Sоч.р · С · 1/Крв\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_ \_\_\_\_\_\_\_\_ ,**

 **Кдег.е·qпл·(1-Кдег.пл)+[(1-Кдег.е)·qпл·(1-Кдег.пл)+Квп·qвп(1-Кдег.сп)]·Ксм**

**где: Vmax - максимально допустимая ПБ скорость движения воздуха по лаве (Vmax=4м/сек);**

 **Sоч.р. - расчётная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки, Sоч.р. = 4,6м2;**

 **С - допустимая по ПБ концентрация метана в исходящей струе лавы, % (С=1%);**

**Крв -коэффициент резерва воздуха для проветривания очистного забоя. Определяется по формуле:**

**Крв =1+0,04·Vл , Vл = nц · r , nц = Дсут/Дц ,**

 **Vл - скорость подвигания очистного забоя, м/сут,**

**Vл = 1,6 · 0,63 = 1,01**

**Крв = 1 + 0,04 · 1,01 = 1,04;**

 **Кдег.е.- коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта в зоне выемки, Кдег.е. = 0,5;**

**qпл - относительное метановыделение из разрабатываемого пласта, м3/т (принимается по фактическим данным на шахте при прохождении практики), qпл = 3м3/т;**

 **Кдег.пл - коэффициент, учитывающий эффективность дегазации разрабатываемого пласта, Кдег.пл = 0,3;**

 **Кв.п - коэффициент, учитывающий метановыделение из выра­ботанного пространства в призабойное, Кв.п = 0;**

 **Кут.в - коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выра­ботанное пространство, Кут.в = 1,65;**

 **qвп - относительное метановыделение из выработанного пространства, м3/т (принимается по фактическим данньпм на шахте при прохождении практики), qвп = 0,3м3/т;**

 **Кдег.с.п - коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и выработанного пространства, Кдег.с.п = 0,3;**

**j = 0,6 · 4 · 4,6 · 1 · 1/1,04\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_ = 8,5 т/мин,**

 **0,5·3·(1-0,3)+[(1-0,5)·3·(1-0,3)+0·0,3 (1-0,3)]·0,19**

**Агсут.= 8,5 • 0,19 • 1440 = 2325,6 т/сут.**

**В соответствии с требованиями ПБ расчетная нагрузка на очистной забой не должна превышать нагрузки на очистной забой по газовому фактору:**

**Арсут ≤ Агсут,**

**1347,3 ≤ 2325,6**

**следовательно расчетная нагрузка удовлетворяет требования ПБ по газовому фактору.**

**2. РАСЧЕТ СЕБЕСТОИМОСТИ ДОБЫЧИ 1т. УГЛЯ.**

**2.1. ЗАРАБОТНАЯ ПЛАТА.**

 **РАСЧЕТ КОМПЛЕКСНОЙ НОРМЫ ВЫРАБОТКИ И РАСЦЕНКИ.**

**ПОПРАВОЧНЫЕ КОЭФФИЦИЕНТЫ К НОРМАМ.**

**Выемка угля комбайном:**

**При работе комплекса с кабелеукладчиком К1=0,85,**

**волнистая гипсометрия пласта К2 = 0,9,**

**объемный вес угля К3 = 1,05,**

 **обобщенный коэффициент Коб = 0,85· 0,9 ·1,05 = 0,8033.**

**Установка промежуточных рам из дерева:**

**при установке подпарочных рам из двух и трех стойках К1 = 1,05,**

**Установка деревянных стоек под верхняк основного крепления по нижнему и верхнему бортам:**

**- при креплении стойками под верхняк из круглого лесоматериала К=0,9**

**Возведение деревянной органной крепи на конвейерном штреке:**

**отсутствие перепиливания стоек К = 1,25.**

**РАСЧЕТ ОБЪЕМОВ РАБОТ НА ЦИКЛ.**

**Добыча угля комбайном :**

 **Д ц = Lл • m • γ • r = 150 • 2,2 • 1,39 • 0,63 = 289 т.**

**Передвижка крепи сопряжения на конвейерном штреке : 0,63м.**

**Передвижка перегружателя ПТК : 0,63м.**

**7. Установка металлических стоек ГВКУ под верхняк на конвейерном штреке :**

 **Vст = 0,63 = 1,05 ст.**

 **0,6**

 **Выбивка металлических стоек ГВКУ на конвейерном штреке :**

 **Vвыб = 1,12 ст.**

 **Пробивка деревянного органного ряда на конвейерном штреке :**

 **Vорг = 0,63 = 3,15 ст.**

 **0,2**

 **Установка металлических стоек ГВКУ под верхняк на вентиляционном штреке :**

 **Vст.в =1,12 ст.**

**Выбивка металлических стоек ГВКУ на вентиляционном штреке :**

**Vвыб.в = 1,12 ст.**

 **Установка промежуточных деревянных рам на вентиляционном штреке :**

 **Vп.рам = 0,63 = 1,05рамы.**

 **0,6**

 **Извлечение металлических верхняков вручную :**

**Vверх = 0,63 = 1,05верх.**

 **0,6**

 **Демонтаж рельсового пути : Vдем = 0,63 м.**

 **Доставка леса по лаве : Vлес = 0,33 м3.**

 **Обслуживание и ремонт оборудования :**

 **МГВМ - Vобс = 1 · 450 = 0,4996 чел.-см./ см.**

 **900**

 **ГРОЗ - Vобс = 5 · 450 = 2,4978 чел.-см./ см.,**

 **900**

**где 900 - норматив сменной нагрузки обслуживаемого оборудования,т/см.,**

 **1;5 - нормативная трудоемкость на обслуживание оборудования,**

 **чел.-см./см.**

**Данные для расчета комплексной нормы выработки и расценки сведены в табл.1.**

**Комплексная расценка (Рк) определяется делением суммарного сменного заработка рабочих-сдельщиков по тарифу (ΣΗПсм) на объем добычи угля за смену из машинной части лавы ( Дсм ).**

**Комплексная норма выработки (НК) рассчитывается делением объема добычи угля эа смену из машиной части лавы (ДСМ) на суммарную трудоемкость работ технологического цикла за смену (ТСМ)**

**Комплексная норма выработки Нк = Дсм = 450 = 41,4 т/чел.-см., Тсм 10,8606**

**Комплексная расценка Рк = ΣΗПсм = 327067,37 = 726,98 руб/т,**

 **Дсм 450**

**Тарифные ставки при расчетах приняты в соответствии с действующими на предприятии, а попроцессные нормы выработки - по справочнику [1].**

**Месячный плановый фонд заработной платы по участку определен в табл. 3.**

**Явочная численность основных рабочих-сдельщиков комплексной суточной бригады определяется из отношения произведения общей трудоемкости работ технологического цикла на количество циклов в сутки к коэффициенту перевыполнения норм выработки, величина которого может быть равна 1,05-1,1. Явочная численность вспомогательных рабочих-повременщиков определяется расстановкой по рабочим местам с использованием шахтных данных.**

**Численность ИТР принимается по утвержденному штатному расписанию в зависимости от объема добычи и режима работы участка.**

**Списочная численность различных категорий рабочих определяется умножением явочного состава рабочих на коэффициент списочного состава, величины которого принимаются по данным практики (форма №2).**

**Фонд прямой заработной платы рабочих-сдельщиков определяется произведением месячного объема работ, установленного с учетом сменной добычи угля, принятого суточного режима работы и количества рабочих дней в месяце, на комплексную расценку (см. табл. 1).**

**Фонд заработной платы по месячным окладам исчисляется произведением состава ИТР на их месячные оклады, размеры которых устанавливаются по данным практики. Размеры премий для различных категорий рабочих устанавливаются в соответствии с шахтными данными (форма №2).**

**Доплаты за работу в ночное и вечернее время рассчитаны в табл. 2. Причем, так как на предприятии принят 4-хсменный режим работы, то расчет производится за две ночные смены. За каждый час ночной смены доплаты составляют 40% часовой тарифной ставки.**

**Доплата по районному коэффициенту в Кузбассе установлена в размере 30% от основного заработка.**

**ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ.**

**Расчет потребности участка в материалах производится на ос­нове предусмотренных в плане объемов работ и расхода соответствующих материалов на единицу работ по установленным нормам, паспортам крепления и буровзрывных работ.**

**Затраты по данному элементу в участковой себестоимости пла­нируются на основании нормативов их расхода и стоимости за еди­ницу по оптовым ценам с учетом транспортно-заготовительных расходов. Результаты расчетов сведены в табл.4.**

**Нормы расхода и стоимость за единицу материалов разового потребления, а также эксплуатационные расходы по горюче-сма­зочным материалам разового потребления, по материалом длительного пользования по счету "Расходы будущих периодов", запасным частям, износу малоценных предметов принимаются по шахтным данным, скорректированным на плановый объем добычи .**

**2.3. АМОРТИЗАЦИЯ ОБОРУДОВАНИЯ.**

**Расчет амортизационных отчислений производится по месячным ноpмам от балансовой стоимости горношахтного оборудования на участке. Балансовая стоимость оборудования принимается по шахтным данным. Результаты расчетов сведены в таблицу 5.**

**Результаты расчетов себестоимости по предлагаемому и данные по базовому вариантам обобщены в таблице 6.**

**СОСТАВЛЕНИЕ ГРАФИКА ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ В ЗАБОЕ.**

**График организации работ состоит из трех частей : планограммы работ; графика выходов рабочих; таблицы технико-экономических показателей.**

**ПЛАНОГРАММА РАБОТ.**

**Продолжительность 1 технологического цикла выемки угля Тц определим исходя из сменного коэффициента цикличности ( табл.1) и продолжительности рабочей смены :**

**Тц = 360 / 1,6 = 225 мин.**

 **Планограмма работ в очистном забое на сутки изображена на рис.1.**

**где ремонтные работы ;**

 **выемка угля комбайном ;**

 **передвижка секций крепи;**

 **управление комбайном при перегоне ;**

 **передвижка лавного конвейера;**

 **подготовка к выемке следующей полосы.**

**3.3. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ.**

**Основные технико-экономические показатели рассчитаны в таблице 8.**

**Плановая производительность труда рабочего очистного забоя на выход определяется из отношения величины плановой суточной добычи угля к явочной численности основных рабочих-сдельщиков. Месячная производительность труда рабочего очистного забоя равна частномy от деления величины месячной плановой добычи угля на списочную численность основных рабочих-сдельщиков.**

**Месячная производительность труда рабочего по участку равна частному от деления величины месячной плановой добычи угля на списочную численность всех рабочих участка.**

**4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРИНЯТЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ.**

**Целесообразность принятых решений в курсовой работе должна быть обоснована экономическими расчетами. В качестве основного обобщающего показателя при сравнении базового и предлагаемого вариантов служит показатель экономического эффекта, кото­рый определяется как разность между величиной стоимостной оценки реэультатов осуществления мероприятия и величиной стоимост­ной оценки затрат на его осуществление. Лучшим считается вариант, по которому расчетный показатель зкономического эф­фекта больше. Величина стоимостной оценки результатов ocyществления мероприятия определяется произведением себестоимости на годовые объемы добычи угля по вариантам. Последние определяются по соответствующим показателям плановой себестоимости и нагрузки на забой. Величина стоимостной оценки затрат на осуществление мероприятия по вариантам определяется суммой капитальных затрат, расчет которых произведен в табл. 9.**

**Ээк.1=Ст.1\*Дмес.1\*12-З1=7541,59\*35030\*12-3980426513= -810243740,6 руб.**

**Ээк.0=Ст.0\*Дмес.0\*12-З0=14031,55\*25000\*12-3911957517=297507483 руб.**

**Ээк.=(Ст.1 – Ст.0) – (З1 – З0 )= (7541,59\*35030\*12-14031,55\*25000\*12) –(3980426513-3911957517)=-1107751223,6 руб.**

**5.ПЛАНИРОВАНИЕ ДОБЫЧИ УГЛЯ И РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ УЧАСТКА НА ГОД.**

**5.1. ПЛАН РАЗВИТИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ.**

 **На выкопировке с плана горных работ указано ожидаемое положение очистного забоя на начало планового периода.**

**Исходные данные и результаты расчета показателей развития очистных работ по участку приведены в таблице 10.**

**5.2. ПЛАНИРОВАНИЕ ДОБЫЧИ УГЛЯ.**

**Плановая месячная добыча угля из забоя рассчитывается умножением средней длины лавы в планируемом месяце на величину подвигания забоя за цикл, количество циклов в сутки, плановое количество дней работы лавы и среднюю производительность пласта. При этом плановая месячная добыча угля должна быть равна или превышать величину нагрузки на забой, которая устанавливается в соответствии с нормативами.**

**ЛИТЕРАТУРА.**

**Единые нормы выработки (времени) для шахт Кузнецкого бассейна, Москва, 1981г.**

**«Расчет нагрузки на очистной забой» методические указания**

**Н.Г.Вершинин, Л.С.Скрынник «Организация и планирование горного производства» ; методические указания, КузГТУ, Кемерово, 1989г.**

**Материалы производственной практики**