

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т.Ф.Горбачева»

Кафедра отраслевой экономики

В.А. Скукин, Л.С. Скрынник, В.С. Дороганов

Экономика горного производства и менеджмент

Рекомендовано учебно-методической комиссией специальности
080502 «Экономика и управление на предприятии (в горной про-
мышленности и геологоразведке)» в качестве электронного издания
для самостоятельной работы студентов

Кемерово 2012

Рецензенты:

Береснев Сергей Васильевич, д.т.н. профессор кафедры отраслевой экономики.

Федченко Юрий Анатальевич, к.т.н. ректор ФГАОУДПО, заведующий кафедрой «Менеджмент», академик МАНЭБ

Михайлов Владимир Васильевич, д.э.н. профессор Кемеровского института (филиала) Российского государственного торгово-экономического университета, академик КРО РЭА

Голофастова Наталья Николаевна, к.э.н. заведующая кафедрой отраслевой экономики, председатель УМК специальности 080502 «Экономика и управление на предприятии (по отраслям)»

Скукин Валерий Алексеевич, Скрынник Леонид Степанович, Дороганов Виталий Сергеевич. Экономика горного производства и менеджмент [Электронный ресурс] : для студентов специальностей 080502 «Экономика и управление на предприятиях (по отраслям)», 130404 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», 130406 «Шахтное и подземное строительство», 130402 «Маркшейдерское дело», 150402 «Горные машины и оборудование» по дисциплине: «Экономика и менеджмент» / В.А. Скукин, Л.С. Скрынник; В.С. Дороганов – Электрон. дан. – Кемерово: КузГТУ, 2012. – 1 электрон. опт. диск (CD-ROM); зв., цв., 12 см. – Систем. требования: ОЗУ 64 Мб; Windows XP/Vista/7; CD-ROM дисковод. – Загл. С экрана.

В учебном пособии представлены рекомендации по выполнению экономической части дипломных и курсовых проектов студентов экономического и горного профилей. Разработаны программы и алгоритмы оценки экономической эффективности инженерных решений и даны рекомендации по расчёту технико-экономических показателей с использованием ПК.

Пособие рекомендуется специалистам для повышения своей квалификации в области обоснования инвестиций в строительство и реконструкцию горных предприятий.

© Скукин В.А., Скрынник Л.С.,
Дороганов В.С., 2012
© ГУ КузГТУ, 2012

В.А. СКУКИН, Л.С. СКРЫННИК, В.С. ДОРОГАНОВ

ЭКОНОМИКА ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА И МЕНЕДЖМЕНТ



Кемерово 2012

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
«Кузбасский государственный технический университет
им. Т.ф. горбачева»

В.А. Скукин, Л.С. Скрынник, В.С. Дороганов

ЭКОНОМИКА ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА И МЕНЕДЖМЕНТ

Учебное пособие

Кемерово 2012

УДК 622.33.001.2:658.152(075.8)

Рецензенты:

Доктор экономических наук, директор института КузНИИШахтострой, академик КРО РЭА **С.В. Березнев**. Кандидат технических наук, ректор ФГАОУДПО, заведующий кафедрой "Менеджмент", академик МАНЭБ **Ю.А. Федченко**. Доктор экономических наук, профессор Кемеровского института (филиала) Российского государственного торгово-экономического университета, академик КРО РЭА **В.В. Михайлов**.

Скукин Валерий Алексеевич, Скрынник Леонид Степанович, Дороганов Виталий Сергеевич. Экономика горного производства и менеджмент [Электронный ресурс] : для студентов специальностей 080502 «Экономика и управление на предприятиях (по отраслям)», 130404 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», 130406 «Шахтное и подземное строительство», 130402 «Маркшейдерское дело», 150402 «Горные машины и оборудование» по дисциплине: «Экономика и менеджмент» / В.А. Скукин, Л.С. Скрынник; В.С. Дороганов – Электрон. дан. – Кемерово: КузГТУ, 2012. – 1 электрон. опт. диск (CD-ROM); зв., цв., 12 см. – Систем. требования: ОЗУ 64 Мб; Windows XP/Vista/7; CD-ROM дисковод. – Загл. с экрана.

В учебном пособии представлены рекомендации по выполнению экономической части дипломных и курсовых проектов студентов экономического и горного профилей. Разработаны программы и алгоритмы оценки экономической эффективности инженерных решений и даны рекомендации по расчёту технико-экономических показателей с использованием ПК.

Пособие рекомендуется специалистам для повышения своей квалификации в области обоснования инвестиций в строительство и реконструкцию горных предприятий.

ББК 65.305.12

УДК622.33.001.2:658.152(075.8)

© Скукин В.А., Скрынник Л.С.,

Дороганов В.С., 2012

© ГУ КузГТУ, 2012

ISBN 5-202-01008-7

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	6
Часть 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЕКТОВ ШАХТ, РУДНИКОВ И РАЗРЕЗОВ	8
1. Общие положения о выполнении раздела экономики и менеджмента в курсовых и дипломных проектах.....	8
1.1. Тематика и содержание курсовых и дипломных проектов.....	8
1.2. Оценка эффективности менеджмента	9
1.3. Экономическая оценка разработки месторождений полезных ископаемых	18
1.4. Оценка экономической эффективности реализации инвестиционных решений ...	24
1.5. Экономическая оценка эффективности внедрения новой техники	35
1.6. Экономическая оценка ущерба от загрязнений окружающей среды	44
1.6.1. Экономический ущерб от загрязнения атмосферы.....	44
1.6.2. Экономический ущерб от загрязнения водоемов	48
1.6.3. Экономический ущерб от размещения отходов и загрязнения почвы	50
1.6.4. Экономический ущерб от загрязнения окружающей среды на основе нормативов платы	51
1.7. Методика расчета платы за загрязнение окружающей среды от стационарных и передвижных источников.....	51
1.7.1. Плата за выбросы загрязняющих веществ от стационарных источников.....	51
1.7.2. Расчет платы за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу от передвижных источников.....	53
1.8 Методика расчета экономической эффективности природоохранных мероприятий.....	57
1.9. Оценка рисков при принятии решений.....	61
2. Методические указания по выполнению курсовых проектов	64
2.1. Организация производства работ на подготовительных участках шахт.....	64
2.1.1. Общие положения	64
2.1.2. Расчет объемов работ при проведении выработки	64
2.1.3. Расчет трудоемкости и стоимости проведения 1 п. м выработки	70
2.1.4. Планирование штата и составление графика выходов рабочих.....	72
2.1.5. Расчет и построение графика организации работ	74
2.1.6. Расчет затрат на проведение выработки	78
2.1.7. Расчет технико-экономических показателей экономической эффективности проекта.....	83
2.2. Организация производства работ на очистных участках шахт	86
2.2.1. Общие методические указания.....	86
2.2.2. Исходные данные для курсового проекта	86
2.2.3. Расчет нагрузки на очистной забой.....	87
2.2.4. Расчет трудоемкости работ, комплексной нормы выработки и расценки	94
2.2.5. Расчет численности работников участка и составление графика выходов.....	95
2.2.6. Расчет продолжительности выполнения рабочих процессов и составлении графика организации труда в забое	98
2.2.7. Расчет затрат на производство очистного участка	98
2.2.8. Расчет технико-экономических показателей и экономической эффективности.....	104

2.3. Организация производства работ на горных участках разрезов	105
2.3.1. Общие положения	105
2.3.2. Расчет производительности горного участка	106
2.3.3. Расчет трудоемкости работ и численности работников горного участка	108
2.3.4. Расчет затрат на производство работ на горном участке	111
2.3.5. Расчет показателей эффективности проекта	118
3. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ДИПЛОМНЫХ ПРОЕКТОВ	121
3.1. Общие положения	121
3.2. Формирование сметной стоимости строительства шахт (рудников, разрезов)....	128
3.3. Расчет стоимости постоянных активов (фондов)	134
3.4. Затраты на производство и сбыт продукции	136
3.5. Производственная программа и расчет выручки от реализации продукции ...	147
3.6. Полные инвестиционные затраты и источники финансирования.....	149
3.7. Показатели финансовой состоятельности проекта	161
4. МЕТОДИКА РАБОТЫ С ПРОГРАММОЙ «ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНЖЕНЕРНЫХ РЕШЕНИЙ»	165
4.1. Основные положения	165
4.2. Ввод исходных данных при проектировании строительства шахт (рудников) и разрезов	171
4.3. Результаты расчетов.....	171
Часть II. ПРАКТИКУМ ПО КУРСОВОМУ И ДИПЛОМНОМУ ПРОЕКТИРОВАНИЮ ШАХТ (РУДНИКОВ) И РАЗРЕЗОВ	174
5. Практикум по курсовому проектированию	174
5.1. Экономическая эффективность очистных работ по участку шахты, отрабатывающей пласты средней мощности	174
5.2. Экономическая эффективность проведения гидроквешлага буровзрывным способом на шахте	198
5.3. Экономическая эффективность проведения конвейерного штрека комбайновым способом на шахте.....	212
5.4. Экономическая эффективность работ на горном участке Березовского разреза .	228
6. Практикум по дипломному проектированию	242
6.1. Экономическая эффективность строительства шахты «Междуреченская»	242
6.1.1. Общие сведения о шахте «Междуреченская»	242
6.1.2. Формирование сметной стоимости строительства шахты.....	245
6.1.3. Затраты на производство и реализацию продукции.....	261
6.2. Экономическая эффективность технического перевооружения шахты «Орловская»	268
6.2.1. Общие сведения о шахте «Орловская»	268
6.2.2. Выбор и расчет исходных данных для реализации проекта программе «Оценка инженерных решений».....	270
6.3. Экономическая эффективность технического перевооружения разреза «Усинский»	279
6.3.1. Исходные условия	279
6.3.2. Разработка технологии и организации взрывных работ на базе новых взрывчатых веществ.....	282

6.3.3. Экономическая оценка новой технологии взрывных работ	285
Часть III. СПРАВОЧНЫЕ ДАННЫЕ	287
III.1. Укрупненные показатели стоимости проведения горных выработок, зданий и сооружений	287
III.2. Средние цены на оборудование	293
III.2.1. Оборудование шахт и рудников	293
III.2.2. Оборудование разрезов	296
III.3. Нормативы нагрузок на очистные забои и темпы проведения выработок на шахтах	299
III.3.1. Очистные забои	299
III.3.2. Подготовительные работы	303
III.4. Нормативы расхода ресурсов	310
III.5. Нормативы численности обслуживающего персонала на разрезах	317
III.5.3. Управление бульдозером	317
III.5.4. Управление трактором	318
III.5.5. Ремонт автотракторного оборудования	318
III.5.6. Обслуживание насосных установок	318
III.5.7. Обслуживание кранов	319
III.6. Нормативы расхода материальных ресурсов на рудниках	319
III.7. Средние оклады и тарифные ставки работников предприятий	320
III.8. Налоги и платежи	323
III.9. Нормы амортизационных отчислений	323
III.10. Укрупнённые показатели прочих расходов в себестоимости продукции	326
III.11. Нормативные запасы материальных ресурсов и сроки проведения платежей	326
III.12. Цены на материальные ресурсы	327
III.13. Дефляторы цен Российской Федерации	332
III.14. Нормативные показатели финансового состояния и эффективности инвестиционного проекта	333
III.15. Основные показатели работы горных предприятий	333
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	335
Список рекомендуемой литературы	336

ВВЕДЕНИЕ

В условиях рыночных отношений в горной промышленности на основе проводимой государством новой реформы хозяйствования принципиально изменились оценка эффективности принимаемых решений в области использования корпоративных и государственных финансовых ресурсов. Инвестиции, направляемые на строительство, реконструкцию, расширение, поддержание производственной мощности, оценивались ранее показателями их экономической (народнохозяйственной) эффективности. В новых методиках инвестиционные проекты оценивают по показателям коммерческой (финансовой) эффективности, отражающим все финансовые последствия для непосредственных участников, и по показателям бюджетной эффективности, учитывающим финансовые последствия для бюджета.

Эффективность работы угледобывающего предприятия складывается инженерными решениями на этапах технологических разработок и определяется в экономической части инвестиционного проекта. Оценка эффективности проекта становится одним из наиболее ответственных этапов его создания. От объективности и всестороннего анализа данной оценки зависит выбор наиболее рациональных инженерных решений.

Выполняемые студентами горных и экономических специальностей дипломные, курсовые проекты и научно-исследовательские работы содержат ряд инженерных решений, оцениваемых ограниченным кругом экономических показателей. К их числу относят трудоемкость и себестоимость на уровне участковых затрат. В настоящее время для такой оценки проекта горного предприятия необходимы, как правило, показатели: чистый приведенный доход, индекс доходности, период окупаемости, внутренняя норма доходности, индекс рентабельности. Данные показатели позволяют рассматривать эффективность инвестиционного проекта с различных сторон и принять решение о соответствии требованиям эффективности инвестиций.

Соблюдение указанных требований связано с большими объемами расчетных работ, что при ограниченности сроков проектирования и отсутствии соответствующего программного обеспечения не представляется возможным. Данное учебное пособие позволяет расширить возможности оценки эффективности принимаемых инженерных решений за счет использования профессиональной программы

«Альт-Инвест», рекомендованной нормативным документом [1]. Программа настроена для экономических и финансовых расчетов при обосновании проектов строительства шахт, разрезов и рудников и учитывает налоговую базу 2012 г. До использования указанной программы предварительно выполняются обоснование и расчеты по определению капитальных затрат и ресурсов на строительство и эксплуатацию угольного предприятия (объемы проведения выработок, оборудование, материалы, персонал, кредит). Для выполнения необходимых расчетов в настоящем учебном пособии представлен справочный материал по укрупненным показателям стоимости основных фондов, нормативам ресурсов и затрат на производство и реализацию продукции. Данные показатели получены при анализе деятельности горных предприятий Кузбасса.

Изданное в 2007 году учебное пособие [2] успешно использовалось студентами горных и экономических специальностей по дисциплинам: «Экономика горной промышленности», «Организация горного производства», «Экономика и менеджмент горного производства» при выполнении практических и самостоятельных занятий. Во втором издании внесены изменения и дополнения в методические, справочные материалы ранее изданного учебного пособия, а так же были использованы результаты научно-исследовательских работ и публикации преподавателей и студентов кафедры «Отраслевая экономика».

Материалы учебного пособия рекомендуются использовать при выполнении курсовых, дипломных проектов и научно-исследовательских работ для студентов различных специальностей: 080502 «Экономика и управление на предприятиях (по отраслям)», 130404 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», 130406 «Шахтное и подземное строительство», 130402 «Маркшейдерское дело», 150402 «Горные машины и оборудование».

Учебное пособие разработано в соответствии с положениями нормативно-методического документа [1]. Его рекомендации могут быть использованы работниками горнодобывающих предприятий, повышающих квалификацию в области менеджмента.

Часть 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЕКТОВ ШАХТ, РУДНИКОВ И РАЗРЕЗОВ

1. Общие положения о выполнении раздела экономики и менеджмента в курсовых и дипломных проектах

1.1. Тематика и содержание курсовых и дипломных проектов

Учебным планом указанных специальностей предусмотрено выполнение курсовых проектов по организации производства подготовительных и очистных работ, вскрытию, подготовке и отработке участков месторождений, оценки эффективности использования ресурсов горного предприятия и принимаемых инженерных решений.

В составе курсовых проектов предусматривается определение показателей экономической эффективности принятых проектных решений. В качестве критериев экономической эффективности принимаются показатели стоимости единицы объема производства (м, т, м³) по сравниваемым вариантам и экономия затрат, достигаемая за счет их снижения. С этой целью в экономическом разделе проектов выполняются расчеты по определению трудоемкости работ, затрат на материалы, трудовые ресурсы, амортизацию оборудования, электроэнергию и др.

В дипломных проектах реализуется опыт составления экономической части в курсовых проектах при выборе схемы вскрытия и подготовке участка месторождения, проведения капитальных и подготовительных выработок, системы разработки, технологии и механизации очистных работ. Таким образом, в дипломном проекте рассматриваются инженерные решения периодов строительства и эксплуатации шахты.

Темы дипломных проектов для студентов специальностей горного профиля предусматривают решение вопросов по вскрытию, подготовке и отработке участка месторождения как вновь строящихся, так и в условиях действующих горных предприятий. Кроме того, в пособии рассматриваются специальные вопросы по совершенствованию технологии, повышению безопасности эксплуатации месторождения и др. Соответственно, и экономическая часть дипломных проектов включает в себя расчеты по обоснованию строительства

горного предприятия, его реконструкции или технического перевооружения.

При новом строительстве горного предприятия необходимо составлять сметную стоимость полных объемов горных, строительных и монтажных работ по объектам производства.

При реконструкции и техническом перевооружении горнодобывающих предприятий учитываются действующие производственные фонды, технология и организация работ. При составлении сметной стоимости включаются только проектируемые объекты строительства: вскрытие и подготовка нижележащего горизонта, нового участка шахтного поля, применение современной производительной техники и других инноваций.

Содержание экономической части дипломных проектов предусматривает выполнение следующих разделов: составление сметной стоимости и формирование производственных фондов на основании составленного календарного графика строительства (реконструкции, технического перевооружения) горного предприятия; расчет затрат на производство и реализацию продукции; формирования производственной программы, расчет выручки и реализации продукции, определение показателей финансовой состоятельности проекта, показателей эффективности проектных решений.

1.2. Оценка эффективности менеджмента

Менеджмент – это вид необходимой профессиональной деятельности лиц, направленной на достижение целей предприятия путем целесообразного распределения обязанностей, прав, ответственности и ресурсов между его работниками.

Научный менеджмент базируется на современных достижениях науки [3]. Экономика является его первым разделом и исследует объекты хозяйствования, ресурсную основу. Управление – второй раздел этой науки – изучает процессы функционирования этих объектов и действия, необходимые для эффективного использования ресурсов.

Эффект работы коллектива во многом зависит от отношений каждого работника к своей работе и менеджер-руководитель создает атмосферу повышения привлекательности любых работ на производстве. Для этого он должен владеть вопросами психологии трудовой деятельности человека, движущих им интересов, способов мотивации и согласования, сочетания борьбы и учета разных интересов

отдельных участников трудового процесса. Это необходимо использовать при разработке инженерных решений.

Менеджмент горнодобывающих предприятий и компаний имеет определенные особенности, связанных с разнообразием горно-геологических факторов, влияющих на экономику горных предприятий. Важнейшими из этих особенностей являются следующие:

1. Горнодобывающие предприятия можно создавать лишь в местах размещения месторождений соответствующего минерального сырья, что может не соответствовать интересам потребителей. В итоге возможности более или менее выгодного с точки зрения удаленности размещения производителей и потребителей минерального сырья являются серьезным предметом изучения менеджерами компании на стадии территориального размещения ее предприятий и установления их взаимосвязей.

2. Горнодобывающее производство – природоэксплуатирующая отрасль. Результаты деятельности горного предприятия зависят от природных условий залегания запасов и качества добываемого минерального сырья. Эти условия крайне разнообразны. Поэтому и экономические показатели предприятий различны. Они зависят не только от уровня собственно управленческой работы менеджеров, но и от существующих горно-геологических условий.

Менеджер может только снизить степень их неблагоприятного воздействия на производство посредством:

- принятия специальных технических мер, противодействующих вредному влиянию конкретного природного фактора, например, объемы метановыделения в забоях угольных шахт снижают посредством предварительной дегазации добычных участков и т.д.;
- конструирования новых технических средств, специализированных для достаточно эффективной работы именно в этих условиях. Такие меры требуют проведения обширных научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ, связанных с созданием новой техники и технологии. Они осуществимы только в рамках разработки долговременной технической политики отрасли. Их создание оправдано в определенных условиях, а именно тогда, когда область будущего использования рассматриваемой техники достаточно велика, когда на нее имеется достаточный спрос и когда затраты на новую технику окупаются достаточно быстро;

- официального признания части геологических запасов неэффективными и полного отказа от разработки соответствующих участков, полей и месторождений. При возможности принимаются решения: максимально нагрузить лучшие по условиям участки месторождений и отказаться от разработки худших. Такого рода мероприятия приносят специфический структурный эффект, получаемый за счет большего участия в добыче лучшей части запасов в полях шахты.

3. Рабочие места горных предприятий находятся в непрерывном движении в пределах шахтного поля. Это приводит к постоянным перестройкам коммуникаций, связывающих забой с центральным пунктом отгрузки добытой продукции (транспортная сеть, выработки, энергоснабжение и др.).

Оптимальная организация таких перестроек является дополнительной постоянной функцией горного менеджера-технолога. Это все постоянно дестабилизирует его работу и резко увеличивает загрузку менеджеров, заставляет их сосредоточиться на работах текущего, оперативного характера в ущерб решению стратегических задач.

4. Особой заботой горных менеджеров является разработка стратегий долгосрочного развития предприятий. Своевременная опережающая подготовка запасов на новых горизонтах – одна из серьезнейших задач инвестиционной деятельности горного менеджера. В финансовом отношении она обеспечивается за счет собственных и заемных инвестиционных средств предприятия. Инвестиционная деятельность на горных предприятиях не заканчивается в момент их сдачи в эксплуатацию. Напротив, ее проводят достаточно высокими темпами в течение всего последующего периода их службы. Любые нарушения сроков выполнения этих работ приводят к снижению объемов добычи полезного ископаемого.

Кроме того, нельзя не учитывать то обстоятельство, что при многолетнем углублении горных работ условия производства резко ухудшаются, возникает потребность в новых технических решениях, растут затраты. Задача менеджера – по возможности перекрыть этот рост затрат посредством проведения комплексов специальных мероприятий. К последним относят в первую очередь периодическое проведение реконструкции предприятия. Если в других отраслях мотивом реконструкции является просто повышение эффективности, то для горного предприятия в определенный момент его развития она

становится необходимой, так как без нее переход на более глубокий горизонт невозможен, и шахта (разрез) может прекратить свое существование при отсутствии своевременно подготовленного фронта горных работ.

5. Существенная изменчивость горно-геологических условий имеет еще одно последствие, усложняющее работу менеджеров в этой отрасли. Сведения, которыми располагает менеджер о конкретных горно-геологических условиях на любом другом участке поля, не надежны. Поэтому риск ошибиться в своих расчетах и получить совсем иные, чем он ожидает, результаты, всегда присутствует в работе горного менеджера. Под риском в данном случае понимают не только угрозу опасных катастроф, а вероятность неполучения тех положительных эффектов, которые ожидают от принимаемого решения. В горном производстве такой риск более велик, чем в других отраслях. Менеджеру всегда необходимо его оценивать и иметь в виду. Особое значение это имеет при принятии капиталоемких решений. В этом случае речь идет о риске потерь инвестиций.

В общие принципы оценки эффективности принимаемых решений включаются:

- эффективность любого решения или мероприятия нужно оценивать на фоне предполагаемого развития внешней обстановки – внешней среды;
- предметом оценки всегда являются вписывающиеся в условия внешней среды конкурентоспособные варианты решения проблемы;
- оценку эффективности вариантов осуществляют с первых этапов решения проблемы и ведут параллельно с технологическими и прочими разработками;
- оценка разрабатываемых решений не должна быть ограничена чисто экономическими показателями, она включает в себя перечень экономических, технико-технологических, экологических, социальных и организационно-управленческих показателей;
- особому анализу подлежит выявление объективных ограничений, которые могут в той или иной мере воспрепятствовать эффективной реализации решения.
- решение сложных производственных проблем необходимо связывать с перестройкой ранее сложившихся хозяйственных связей

предприятия, и учитывать возникающие сопряженные последствия и структурные эффекты;

- важнейшим требованием к менеджеру является рассмотрение достаточно полного перечня возможных альтернатив и вариантов, поискам нетрадиционных, наиболее радикальных, прорывных стратегий;
- при разработке и оценке эффективности вариантов необходимо учитывать изменение целей предприятия и относительную приоритетность некоторых из них.

Оценку принимаемых менеджером решений следует осуществлять, опираясь на систему показателей экономической эффективности.

Для большинства производственных задач основным служит критерий экономической эффективности, в основе которого могут быть приняты экономические, технологические, социальные и экологические показатели.

Принятие в качестве критерия чисто технологических параметров (например, мощность объекта, скорость выполнения процесса и его надежность) закономерно лишь в тех случаях, когда точно известно, что их максимальное значение наверняка приносит наибольший экономический эффект.

Организационные параметры можно принимать в качестве критериев также лишь для ограниченного числа задач: они либо неопределимы численно, либо слишком заужены. Как правило, нужно стремиться переводить их в экономические оценки.

Гораздо большего внимания заслуживают социальные критерии – нередко действительно наиважнейшие. К сожалению, наукой пока еще мало проработаны вопросы сущности и численной оценки социальных эффектов, сопоставления их между собой и с экономическими критериями.

Решение по показателям экологической безопасности важны и становятся все более значимыми ввиду критического состояния среды обитания. Трудности, связанные с использованием экологических характеристик в качестве критериев эффективности производственных решений вызваны не достаточной изученностью сложного механизма возникновения экологических последствий.

Оценки эффективности варианта по разным критериям обычно неодинаковы, а нередко – и взаимно противоположны. Например, меры по охране окружающей среды, принося чисто экологический эффект, требуют дополнительных затрат и для экономики предприятия могут быть невыгодны. Поэтому следует отдать предпочтение наиболее емкому, содержательному критерию, который охватывает важнейшие положительные и отрицательные эффекты оцениваемых решений. Таковым обычно является критерий экономической эффективности, поэтому именно он, как правило, главенствует в процедуре оценки и принятия решений.

Вместе с тем, в зависимости от конкретной ситуации, сравнительная значимость перечисленных выше критериев может быть разной. Так, экологическая ситуация в регионе может быть настолько катастрофической, что ей необходимо отдать безусловный приоритет какой угодно ценой. То же относится к случаям взрывоопасной социальной обстановки (угроза массовых забастовок, опасность аварий и т.д.). Что же касается технических и организационных критериев, то они более узки, чем экономические. Принимать их в качестве конечных критериев можно лишь тогда, когда варианты близки друг к другу по своей экономической эффективности (скажем, варианты зоны оптимума, отличающиеся от оптимального не более чем на 3-5 %).

Любой производственно-хозяйственный объект работает в некоторой окружающей его внешней среде. Правильно оценить эффективность любого производственного объекта или мероприятия можно, только обратившись к характеристикам его взаимодействия с окружающей средой (включая в это понятие рыночные отношения).

Зная общее состояние экологии в регионе, можно установить, не превысит ли очередной вредный сброс предприятия предельно допустимую концентрацию вредных веществ в реках данного региона.

Оценка эффекта базируются на совместном учете ресурсов, потребляемых на входе процесса, и получаемых на его выходе. На вход любого процесса поступают следующие ресурсы:

- производственные – производственные мощности и основные фонды, сырьевые, материальные и топливно-энергетические ресурсы;
- природные – земельный отвод с его биоресурсами и полезными ископаемыми недр;

- трудовые – коллектив профессионально обученных работников необходимой квалификации и опыта;
- научно-технологические – научные знания, воплощенные в используемых на предприятии технических средствах.

Любой производственный процесс возможен лишь при предварительном обеспечении предприятия всей совокупностью перечисленных выше ресурсов. Отсутствие, недостаток или избыток отдельных из них резко снижают эффективность производства либо делают его вообще неосуществимым.

Ресурс – это совокупность элементов потенциала предприятия, которую необходимо использовать для того, чтобы оно могло функционировать. В процессе производства происходят расход и пополнение ресурсов.

Расходуемую часть ресурсов именуют затратами (З). Затраты исчисляют за определенный отрезок времени – час, смену, сутки, месяц, год. Затраты, рассчитанные на единицу произведенной за тот же период продукции, называют удельными затратами. Затраты так же многокомпонентны, как и ресурсы: различают трудовые, материальные, энергетические и прочие затраты. Ресурсы и затраты исчисляют в натуральных и денежном измерении. Денежные оценки необходимы для того, чтобы суммировать затраты предприятия и осуществлять расчеты экономической эффективности.

Трудовой ресурс предприятия – это списочная численность его персонала; трудовые затраты – это количество человеко-смен, отработанных коллективом за сутки, месяц и т.п. Установленная мощность входных трансформаторов рудника – это его энергетический ресурс, а количество израсходованных киловатт-часов электроэнергии – это электрозатраты.

Ресурсы, получаемые на выходе рассматриваемого процесса, образуют его результат (R). Результат, как и затраты, – понятие широкое и многокомпонентное. Его можно охарактеризовать номенклатурой выпускаемой продукции и услуг, их количеством, качеством и сроками предоставления потребителю. Важными составными компонентами понятия «результат» являются социальные и экологические последствия, которые могут быть как положительными, так и отрицательными.

Понятие эффект (\mathcal{E}) в самом общем виде всегда характеризуется определенным соотношением затрат (Z) и приносимых результатов (R), связанных с осуществлением рассматриваемого хозяйственного решения.

Затраты и результаты можно сопоставлять между собой (при расчетах показателей эффекта) несколькими способами. Получаемые при этом показатели эффекта имеют не только разное формальное выражение, но и неодинаковый смысл, поскольку характеризуют эффективность с различных сторон:

а) показатель эффекта, исчисляемый в виде R/Z , характеризует результат, получаемый с единицы затрат. О высокой эффективности говорит максимальная величина этого показателя;

б) отношение Z/R изображает эффект в виде удельных затрат, т.е. затрат, приходящихся на единицу достигаемого результата. Наивыгоднейшим по данному показателю считается решение, при котором удельная величина затрат минимальна;

в) разность $(R - Z)$ характеризует абсолютное превышение результатов над понесенными затратами. Эта величина чаще всего и именуется собственно эффектом (или абсолютным эффектом) и обозначается через \mathcal{E} , т.е. $\mathcal{E} = R - Z$.

При расчетах \mathcal{E} подразумевается, что и R , и Z выражены в единых стоимостных единицах измерения (для предшествовавших двух видов показателей это было необязательно);

г) если отнести эффект $(R - Z)$ к затратам Z или к результатам R , то получаются показатели вида $(R - Z)/Z$ или $(R - Z)/R$. Первый показатель характеризует эффект, получаемый с единицы затрат, т.е. относительную величину эффекта: $\mathcal{E}_{\text{отн}} = (R - Z)/Z$; второй – удельную величину эффекта, т.е. эффект, приходящийся на единицу получаемых результатов: $\mathcal{E}_{\text{уд}} = (R - Z)/R$. Наивыгоднейшим признают вариант с наибольшей величиной $\mathcal{E}_{\text{отн}}$ либо $\mathcal{E}_{\text{уд}}$.

Возможны и другие, менее очевидные приемы совместного учета затрат и результатов. Например:

д) $R \rightarrow \max$ при $Z \leq Z_{\text{пд}}$. В этом случае отыскивают максимум результатов R при непревышении некоторой предельно допустимой величины затрат $Z_{\text{пд}}$;

е) $(R - Z) \rightarrow \max$ при $Z \leq Z_{\text{пд}}$. Здесь определяем максимум эффекта \mathcal{E} при непревышении заданной предельно допустимой величины

затрат. Наконец, $Z \rightarrow \min$ при $R \geq R_3$. При такой постановке задачи определяется минимум затрат, необходимых для достижения некоторого заранее заданного результата R_3 .

В трех последних рассмотренных случаях в качестве собственно критерия фигурирует только один из двух компонентов (R или Z), но другой при этом задается в виде специального ограничения.

Такую постановку задач отражают модели линейного программирования в виде $\sum R \rightarrow \max$, при различных ограничениях.

Общее число ограничений, вводимых в модель, практически не лимитировано. Важно то, что ограничения могут быть выражены в физических присущих каждому из них единицах измерения. Тем самым при использовании данной модели обходятся без трудноосуществимой стоимостной оценки применяемых критериев. Возможность по-разному сопоставлять затраты с результатами является одной из причин многообразия применяемых на практике экономических критериев.

Другой причиной многообразия экономических показателей эффективности является то, что в затратах Z и результатах R можно учитывать разные аспекты производства. Если под R подразумевать объем выпускаемой продукции, а под Z – затраты живого труда, то их отношение R/Z соответствует производительности труда, а Z/R – трудоемкости выпуска продукции. Если принять, что Z – это расход материалов, энергии, капитальные вложения либо эксплуатационные затраты, то Z/R будет характеризовать, соответственно, материалоемкость, энергоемкость и себестоимость продукции. Если же под R иметь ввиду объем реализованной продукции, а под Z – эксплуатационные затраты, то $(R - Z)$ будет составлять прибыль, а $(R - Z)/Z$ – рентабельность, исчисленную по отношению к себестоимости и т.д.

В зависимости от конкретного наполнения понятий R и Z , экономическая «емкость», широта показателей эффективности оказывается разной. Таким образом, чем более емкие показатели производственного процесса используются для определения эффективности, тем значимее, важнее получаемый критерий эффективности.

Предприятие или компания всегда имеют много разных возможностей использовать свои денежные средства и получить от этого определенный эффект. Ограничением является только лимит денежных ресурсов. В случае отказа от осуществления рассматриваемого

проекта высвободившиеся средства будут направлены на реализацию какого-то другого проекта, который также принесет свой эффект, альтернативный прежнему.

Экономическая эффективность проекта – это эффект в сравнении с альтернативными вариантами, в качестве которых могут быть использованы собственные средства (прибыли, амортизационные и целевые фонды и др.).

Условие признания варианта эффективным является

$$R - Z \geq ВГ_{уп}, \quad (1.1)$$

где $ВГ_{уп}$ – упущенная выгода. Правая часть приведенного неравенства соответствует эффекту, который был бы получен инвестором в случае отказа от данного проекта и использования затрат Z для осуществления иных, по-своему также выгодных проектов. Таким образом, любые оцениваемые варианты или меры могут быть признаны выгодными лишь в том случае, если приносимый ими эффект будет не меньше упущенной выгоды. Неравенство которое характеризует чистый эффект, приносимый осуществлением варианта, можно записать в виде

$$R - Z - ВГ_{уп} \geq 0. \quad (1.2)$$

Упущенная выгода – категория, близкая по своему смыслу к понятию затрат и выражается неравенством

$$R \geq (Z + ВГ_{уп}). \quad (1.3)$$

При выборе эффективного варианта необходимо, чтобы приносимые им результаты превышали сумму прямых затрат и упущенной выгоды.

1.3. Экономическая оценка разработки месторождений полезных ископаемых

Оценка экономической эффективности разработки запасов полезного ископаемого месторождения и оценка его стоимости производится на основе расчета величины дифференциальной внутриотраслевой ренты, которую можно получить в процессе выемки и реализации имеющихся в месторождении полезных ископаемых [4]. Критерием оценки выступает величина интегрального чистого

дисконтированного дохода – ЧДД, который получит горнодобывающее предприятие за принятый период извлечения имеющихся запасов

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^{T_p} (P_t - I_{nt} - K_t - H_t - \Pi_{nt}) * K_t^{\text{np}}, \quad (1.4)$$

где T_p – принятый календарный период учета величины внутриотраслевой дифференциальной ренты, г.; t – календарный год учета затрат и эффектов, г.; P_t – стоимость реализованной продукции горнодобывающего предприятия в t -м году периода T_p , р.; I_{nt} – издержки производства и сбыта продукции (без амортизационных отчислений) в t -м году периода T_p , р.; K_t – капитальные вложения, необходимые для строительства горно-добывающего предприятия и произведенные в t -м году периода T_p , включая оборотные средства, р.; H_t – налоги, уплачиваемые предприятием в федеральный и региональный бюджеты в t -м году периода T_p из прибыли, р.; Π_{nt} – минимальная годовая чистая прибыль, необходимая предприятию для осуществления нормальной эксплуатационной деятельности в t -м году периода T_p , р.; K_t^{np} – коэффициент приведения разновременных затрат и прибыли к одному моменту календарного времени:

$$K_t^{\text{np}} = \frac{1}{(1 + E)^{(t-1)}}, \quad (1.5)$$

где t – порядковый номер в пределах анализируемого периода T ; E – норма дисконта, принимаемая как средневзвешенная между средней величиной действующей кредитной ставки и ставкой по банковским депозитам. E определяется из соотношения источников финансирования конкретного инвестиционного проекта – собственных и заемных, без учета инфляционной составляющей.

При оценке экономической эффективности конкретных месторождений полезных ископаемых следует руководствоваться следующими общими положениями:

1. Месторождение полезного ископаемого должно оцениваться на основе суммарной величины эффекта, который возможно получить при выемке всех промышленных запасов данного месторождения за планируемый период (до 20 лет).

2. Производственная мощность предприятия, проектируемого для добычи полезного ископаемого анализируемого месторождения,

должна быть определена на основе экономически оптимальной и прогрессивной техники и технологии. Величина производственной мощности должна определяться по аналогам – современным и прогрессивным проектам разработки аналогичных месторождений, при отсутствии – в качестве аналога берется средняя мощность действующих наиболее эффективно работающих предприятий в районах, близких по условиям добычи с рассматриваемым месторождением.

Период строительства и освоения установленной проектной мощности определяется по действующим проектным нормам.

3. Величина капитальных затрат, необходимых для строительства предприятия принятой производственной мощности, должна определяться на основе анализа затрат на реализацию проектных аналогов, осуществленных непосредственно в предшествующие годы, действующих нормативных сроков строительства и погодовой структуры производимых затрат. При курсовом и дипломном проектировании допустимо применение нормативов, представленных в [2].

В составе капитальных затрат должны быть учтены затраты, обеспечивающие осуществление природоохранных мероприятий при эксплуатации данного месторождения полезного ископаемого.

4. Цена реализации угля должна устанавливаться на основе маркетинговых исследований возможных рынков сбыта. Цены должны определяться с учетом затрат на транспортировку полезного ископаемого до потребителя. В курсовых и дипломных проектах рекомендуется применение цен, приведенных в [2].

5. Издержки производства и сбыта полезного ископаемого по годам анализируемого периода должны определяться индивидуально для данного месторождения расчетным методом и учитывать издержки на добычу, первичную переработку полезного ископаемого, затраты на оплату ущерба, наносимого окружающей среде в пределах допустимых экологических норм, а также стоимость транспортировки добываемого полезного ископаемого до потребителей.

Основой для расчетов должны быть действующие нормативы расходов материально-энергетических и денежных ресурсов, нормативные уровни производительности труда и его оплаты, установленные налоги и отчисления, а также средневзвешенные затраты на сбыт продукции.

Экономическая оценка участка месторождения может осуществляться, как для действующего, так и для вновь строящегося предприятия (шахты, разреза)

Сущность проблемы для действующего предприятия заключается в необходимости вскрытия, подготовки и отработки нового горизонта (участка) месторождения. Целесообразность этого решения обосновывается соответствующими технико-экономическими расчетами, включающими экономическую оценку запасов угля и рассмотрение необходимых финансовых ресурсов.

При использовании методики [1] определяются экономические эффекты, которые может быть получены предпринимателем (угольной компанией) при организации извлечения запасов рассматриваемого месторождения полезных ископаемых, и бюджетами разных уровней, а также цена такого месторождения (либо конкретного его участка) для потенциальных покупателей, имеющих цель эксплуатации горнодобывающего предприятия для извлечения и коммерческой реализации данного полезного ископаемого.

В числе исходных показателей, необходимых для оценки эффективности рассматриваемого проекта, предварительно рассчитываются по каждому году анализируемого периода:

- планируемые объемы добычи;
- средние цены реализации угля установленным потребителям;
- выручка от реализации продукции;
- объемы капиталовложений;
- затраты на добычу и сбыт угля;
- налоги и отчисления в федеральный и местный бюджеты, подлежащие учету в себестоимости и прибыли предприятия;
- общая, налогооблагаемая и чистая прибыль.

Стоимость месторождения или его цена C_m (р.) может быть определена:

$$C_m = \frac{\Delta_{\text{сг.н}}}{P_{\text{сг.н}}}, \quad (1.6)$$

где $\Delta_{\text{сг.н}}$ – среднегодовая величина номинальной (недисконтированной) чистой прибыли, получаемая при извлечении запасов полезного ископаемого из рассматриваемого месторождения, р./г.; $P_{\text{сг.н}}$ – величина среднегодовой чистой прибыли при инвестиционном использовании денежных средств, р./г. на 1 р. капиталовложений.

Экономический смысл формулы (1.6) заключается в определении величины капиталовложений, которые при их инвестиционном использовании смогут обеспечить получение той величины ежегодной номинальной (недисконтированной) чистой прибыли – $\Pi_{\text{сг.н}}$, которую получит предприниматель при извлечении полезного ископаемого рассматриваемого месторождения.

Среднегодовую номинальную величину чистой прибыли $\mathcal{E}_{\text{сг.н}}$, получаемую при разработке рассматриваемого месторождения полезного ископаемого за рассматриваемый календарный период, определяем из выражения

$$\mathcal{E}_{\text{сг.н}} = \frac{\text{ЧДД}}{\sum_{i=1}^{T_p} K_i^{\text{нр}}}, \quad (1.7)$$

где ЧДД – расчетная величина интегрального чистого дисконтированного дохода за проектируемый срок эксплуатации месторождения, r ; $\sum_{i=1}^{T_p} K_i^{\text{нр}}$ – сумма коэффициентов приведения чистого дисконтированного дохода ЧДД при принятой величине нормы дисконта E .

Величина среднегодовой номинальной чистой прибыли $\Pi_{\text{сг.н}}$ при инвестиционном использовании денежных средств может быть принята на уровне средней стоимости капитала.

В этом случае цена запасов рассматриваемого месторождения или цена самого месторождения может быть определена величиной капитала, инвестиционное использование которого может обеспечить получение среднегодового номинального эффекта. Определив значения среднегодовой номинальной чистой прибыли $\mathcal{E}_{\text{сг.н}}$, получаемой при разработке рассматриваемого месторождения, а также величину среднегодовой номинальной чистой прибыли $\Pi_{\text{сг.н}}$ при инвестиционном использовании денежных средств, мы можем, используя формулу (1.6), определить цену рассматриваемого месторождения $\Pi_{\text{м}}$:

Величина этой цены может выступать в виде ориентира при совершении сделок по передаче прав на разработку месторождения юридическим и физическим лицам, а также установления коммерческой календарной предпочтительности разработки различных месторождений полезных ископаемых.

Интегральная величина чистого дисконтированного дохода характеризует внутриотраслевую дифференциальную ренту, которую

может получить предприниматель, вложив инвестиции в реконструкцию действующего предприятия.

Бюджетная эффективность разработки месторождения определяется величиной интегральной чистой дисконтированной прибыли и суммарной величиной всех отчислений и налогов, выплачиваемых предприятием в федеральный и региональный бюджеты. Эти налоги и отчисления производятся предприятием за счет своих издержек производства, а также из общей прибыли предприятия.

Общим налогом является налог на добавленную стоимость НДС. Его выплата идет за счет потребителя продукции и поступает в бюджет.

Налоги и отчисления, относимые на издержки производства, включают:

- налог на добычу полезных ископаемых. Его величина устанавливается государством и учитывает его затраты на геолого-разведочные работы, простую и межотраслевую дифференциальную ренту;
- единый социальный налог, учитывающий взносы в пенсионный фонд, в фонды социального и медицинского страхования;
- отчисления на страхование от несчастных случаев и профессиональных заболеваний;
- плата за пользование земельным отводом;
- плата за вредное воздействие производства на окружающую среду в количественных размерах, установленных предельно допустимыми нормами;
- налог за пользование автодорогами и др.

Помимо указанных налогов и отчислений, предприятие выплачивает в федеральный и региональный бюджеты еще ряд налогов из прибыли. Основными налогами являются налог на прибыль и налог на имущество.

Все эти налоги выплачиваются за счет денежных средств предприятия, осуществляющего добычу полезного ископаемого из рассматриваемого месторождения.

Помимо этих выплат, при бюджетной оценке месторождения следует учитывать и те выплаты в бюджеты разных уровней, которые будут осуществлены в период строительства горнодобывающего предприятия строительной организацией.

Следовательно, экономическая эффективность разработки месторождения полезного ископаемого $\mathcal{E}_{\text{нк}}$ для страны может быть оценена с использованием следующей формулы:

$$\mathcal{E}_{\text{нк}} = \text{ЧДД} + \sum_{t=1}^T (N_{\text{нт}} + N_{\text{ст}}) * K_t^{\text{нр}} \quad (1.8)$$

где ЧДД – определенная ранее величина интегрального чистого дохода горного предприятия при выемке запасов полезного ископаемого из рассматриваемого месторождения; $N_{\text{нт}}$ – налоги и отчисления, выплачиваемые предприятием в бюджеты разных уровней в период эксплуатации месторождения; $N_{\text{ст}}$ – налоги и отчисления, выплачиваемые предприятием в бюджеты разных уровней в период строительства предприятия; $K_t^{\text{нр}}$ – коэффициент приведения разновременных затрат и прибыли к t -му моменту календарного времени.

Полученная величина $\mathcal{E}_{\text{нк}}$ позволяет определить относительную ценность разработки различных месторождений полезных ископаемых для хозяйства страны, ранжировать желательную очередность их освоения и создавать условия для первоочередного вовлечения в народнохозяйственный оборот наиболее экономически предпочтительных месторождений.

1.4. Оценка экономической эффективности реализации инвестиционных решений

Задача создания нового либо совершенствования действующего производства решается различными способами. Так, например, один и тот же объем добычи полезного ископаемого или его прирост можно обеспечить за счет строительства нового предприятия с подземной или с открытой разработкой месторождения, одним или несколькими мелкими предприятиями.

Каждое конкретное добывающее предприятие может быть запроектировано с применением различных схем вскрытия запасов, различных схем подготовки и отработки шахтного (карьерного) поля. На строящихся либо реконструируемых предприятиях могут быть запроектированы различные средства механизации основных и вспомогательных работ. Могут быть и другие вариантные технологические и технические различия, определяющие соответственно различные

объемы капитальных затрат и уровень эффективности их использования.

В каждом конкретно рассматриваемом случае необходимо за-проектировать и реализовать такой единственный вариант решения поставленной задачи, который обеспечивает не только выпуск необходимой продукции, но и дает наибольшую эффективность вложенных денежных средств. Причем уровень этой эффективности должен быть достаточным, чтобы удовлетворить требования всех участников инвестиционного проекта: кредитор, инвестор-предприниматель, организация, осуществляющая строительные и монтажные работы, и государство.

Кредитор – это физические и юридические лица, предоставляющие финансовые средства для реализации конкретного инвестиционного проекта.

Инвестор-предприниматель – это физическое или юридическое лицо, организующее реализацию данного инвестиционного проекта и дальнейшее его производственное использование. Инвестор-предприниматель является собственником создаваемого производственного объекта.

Строительная (монтажная) организация – это предприятие, осуществляющее строительные, монтажные и прочие работы, предусмотренные инвестиционным проектом, по заказу инвестора-предпринимателя, который и оплачивает эти работы.

Государство предоставляет право на земельные и горные отводы, строительство и эксплуатацию предприятия; оказывает содействие предприятию в обеспечении его трудовыми и материальными ресурсами, а иногда даже участвует в финансировании реализации конкретного инвестиционного проекта.

Кредиторы инвестиционного проекта заинтересованы в своевременном возврате ассигнованных ими средств и в получении процентов.

Предприниматель заинтересован в своевременной реализации инвестиционного проекта и получении максимального дохода от его эксплуатации. Величина этого дохода должна быть достаточной для компенсации всех издержек производства, выплат и социальных затрат.

Интересы государства связаны с необходимостью поддержки реализации инвестиционных проектов, обеспечивающих народное хозяйство нужной обществу продукцией, заинтересованностью в создании новых рабочих мест, получении части прибыли предприятия в виде налогов, а также прочих отчислений за счет себестоимости изготавливаемой продукции.

В случае участия в финансировании проекта государство заинтересовано в своевременном возврате ассигнованных им средств и в выплате установленных процентов.

Инвестиционный проект проходит ряд оценочных стадий.

Предпроектная стадия, на которой оценивается и обосновывается экономическая предпочтительность реализации данного направления инвестиционной деятельности, а также производится предварительный отбор наиболее конкурентоспособных альтернативных вариантов решения конкретно поставленной задачи.

Стадия разработки проекта (ТЭО) – рассматриваются и отбираются лучшие варианты с оценкой степени эффективности их реализации.

Стадия планирования реализации лучших вариантов, осуществляемая на основе экономического ранжирования различных проектов по уровню их эффективности и минимальным срокам окупаемости инвестиций.

Оценка степени эффективности проектных решений на каждой стадии инвестиционного цикла имеет свои особенности и показатели.

Блок-схема оценки эффективности инвестиционных проектов с указанием стадий инвестиционного процесса, целей и видов оценки, а также критериев, обеспечивающих оценку эффективности рассматриваемого инвестиционного проекта, представлена на рис. 1.1.

Оценка степени эффективности проектных решений на каждой стадии инвестиционного цикла имеет свои особенности и показатели. Оценка экономической эффективности произведенных капитальных вложений должна охватывать весь инвестиционный цикл, включающий периоды вложения и эффективного использования денежных средств. Этот период должен соответствовать сумме средней длительности периода капитальных затрат и средней длительности периода службы основных производственных фондов горных предприятий.

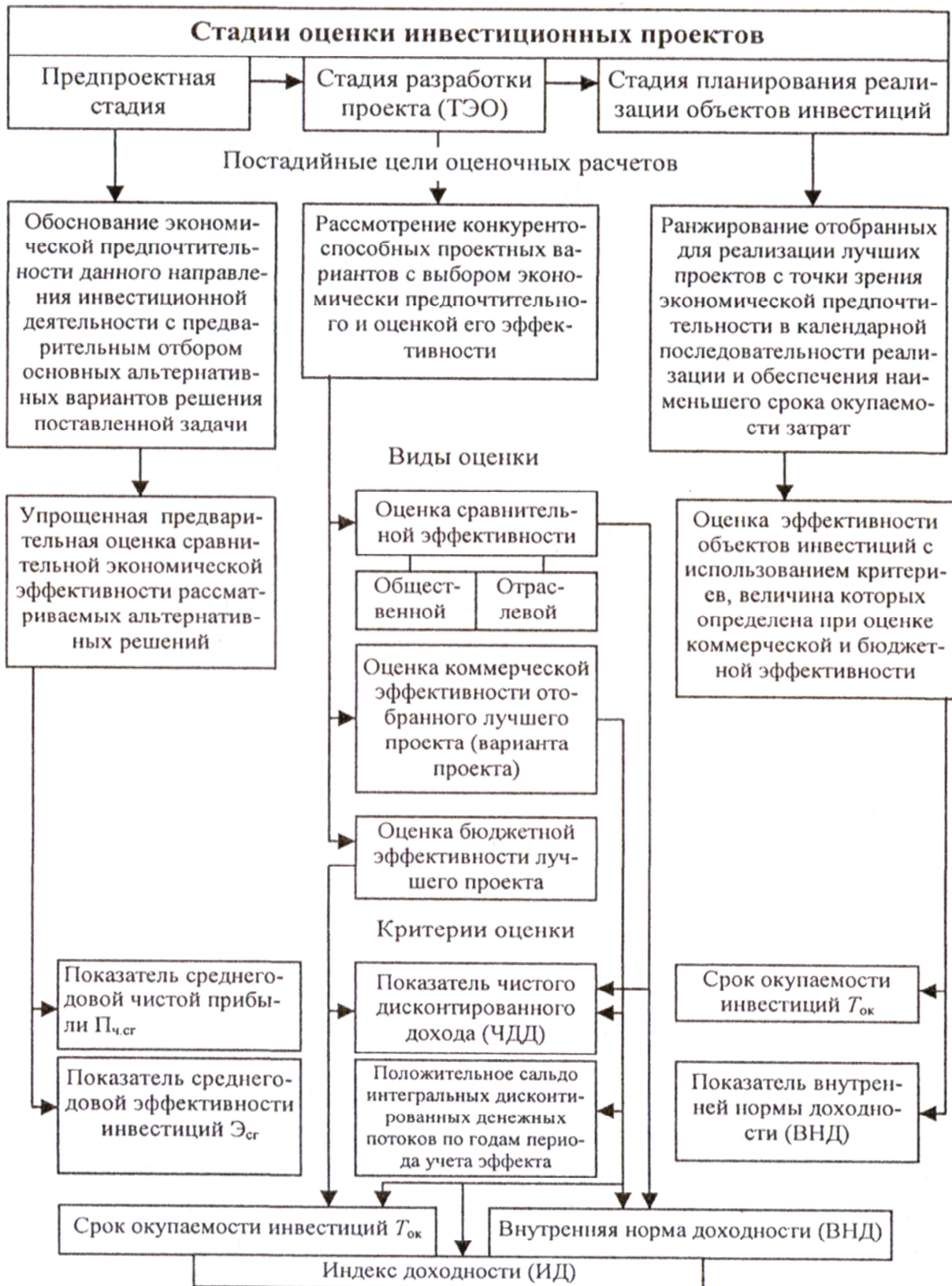


Рисунок 1 – Блок-схема оценки эффективности инвестиционных проектов строительства и реконструкции предприятий

Однако, он не должен превышать 20-летнего срока, так как за его пределами дисконтированная величина получаемых эффектов весьма мала и не оказывает заметного влияния на общий интегральный результат оценки.

Разновременные номинально равные величины затрат и эффектов экономически не равноценны, при расчетах экономической эффективности инвестиционных проектов они должны приводиться в экономически сопоставимый вид, т.е. дисконтироваться. Это осуществляется с помощью коэффициента приведения $K_t^{пр}$, величина которого определяется по формуле (1.5).

Все производимые расчеты рекомендуется выполнять в ценах и нормах базового года, т.е. первого календарного года начала реализации проекта.

Оценка эффективности инвестиционных проектов может производиться на основе расчета и анализа значений следующих основных экономических показателей:

- чистого дисконтированного дохода (ЧДД);
- внутренней нормы доходности (ВНД);
- простого срока окупаемости инвестиционных затрат проекта ($T_{ок}$);
- дисконтированного срока окупаемости инвестиционных затрат проекта ($D_{ок}$);
- индекса доходности (ИД).

Характерной особенностью перечисленных показателей является возможность с их помощью интегрально оценивать эффективность инвестиционного проекта за весь цикл.

На предпроектной стадии экономических расчетов и обосновании выбора наиболее эффективного направления инвестиций могут использоваться статичные во времени показатели, ориентированные на оценку среднегодовой эффективности рассматриваемых инвестиционных решений. В их числе:

- среднегодовая чистая прибыль $\Pi_{ч.сг}$;
- среднегодовая экономическая эффективность инвестиций $\mathcal{E}_{сг}$.

Помимо этих основных показателей могут быть использованы и другие экономические показатели, характеризующие рассматриваемый объект инвестиций. Однако они являются лишь дополнительными показателями и не имеют критериальных значений.

1. Показатель «Чистый дисконтированный доход» – ЧДД или NPV представляет собой интегральную сумму чистых годовых доходов (разница между годовыми притоками и годовыми оттоками денежных средств за инвестиционный календарный период), приведенную к текущему моменту времени. Он определяется по формуле:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T \text{ЧД}_t * K_t^{\text{нр}} , \quad (1.9)$$

где ЧД_t – чистый номинальный доход в t -м году, р.; $K_t^{\text{нр}}$ – коэффициент приведения разновременных затрат; T – календарная длительность периода учета эффективности рассматриваемого проекта, лет. При оценке сравнительной экономической эффективности проекта интегральная величина ЧДД в общем виде может быть определена

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T \left[(P_t - A_t - Z_t - K_t) * \frac{1}{(1 + E)^{(t-1)}} \right], \quad (1.10)$$

где P_t – стоимость реализованной продукции, услуг и прочей реализации в t -м году периода учета эффекта T , р.; A_t – величина амортизационных отчислений в t -м году, р.; Z_t – текущие затраты t -го года, необходимые для получения запланированного результата, р.; K_t – капитальные вложения в t -м году периода учета эффективности проекта T , р., включая ассигнования в оборотные средства; T – календарная длительность периода учета эффективности рассматриваемого проекта, г.; t – текущий год периода оценки T , г.

При оценке сравнительной эффективности с позиций общества:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T \left[(\text{НДС}_t + P_t + A_t - C'_t - I_{\text{нр.т}} - K_t \pm \text{СЭП}_{\text{нх.т}}) \cdot \frac{1}{(1 + E_{\text{общ.}})^{(t-1)}} \right] . \quad (1.11)$$

При оценке сравнительной эффективности с позиции отрасли и предприятия:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T \left[(P_t + A_t - C_t - H_t - I_{\text{пр.т}} - K_t) * \frac{1}{(1 + E_{\text{со}})^{(t-1)}} \right], \quad (1.12)$$

где C'_t – издержки предприятия на выпуск продукции в t -м году за вычетом отчислений на социальные нужды, налогов, учитываемых в себестоимости, и платы за кредит, p .; C_t – то же, с учетом отчислений на социальные нужды, но без учета платы за кредит, p .; H_t – налоги и обязательные отчисления из прибыли в t -м году, p .; $CЭП_{\text{нх.т}}$ – денежная оценка социально-экономических последствий реализации t -м году, p .; $I_{\text{пр.т}}$ – прочие издержки предприятия в t -м году, производимые за счет чистой прибыли, p .; $E_{\text{общ}}$, $E_{\text{со}}$ – норма дисконта социальная (общественная), устанавливаемая федеральным правительством, и среднеотраслевая, соответственно; НДС_t – налог на добавленную стоимость в t -м году, p .

При оценке коммерческой эффективности рассматриваемого инвестиционного проекта ЧДД определяется по формуле:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T (KР_t + P_t + A_t - C_t - H_t - I_{\text{пр.т}} - K_t - \text{ВК}_i - \text{ПР}_i) \cdot \frac{1}{(1 + E_p)^{(t-1)}}, \quad (1.13)$$

где $KР_t$ – кредиты, полученные в t -м году, p .; ВК_t – возврат кредита и заемных средств в t -м году, p .; ПР_t – уплата процентов по взятым кредитам и заемным средствам в t -м году, p .; E_p – реальная норма дисконта.

Величина чистого дисконтированного дохода ЧДД при оценке бюджетной эффективности может быть определена по формуле:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T (\text{НДС} + H_{\text{ct}} + H_{\text{нт}} + H_{\text{подт}} - H_{\text{смpt}} - KР_t + \text{ВК}_t - \text{ПК}_t) \cdot \frac{1}{(1 + E_{\text{бж}})^{(t-1)}}, \quad (1.14)$$

где H_{ct} – налоги и отчисления, уплачиваемые предприятием в бюджеты всех уровней в t -м году за счет себестоимости продукции, p .; $H_{\text{нт}}$ – налоги и отчисления, уплачиваемые предприятием в бюджеты всех

уровней в t -м году за счет прибыли, p .; величины КР, ВК и ПР определяются и учитываются лишь в случае использования государственных либо региональных кредитов и соотносятся только с ними; $H_{\text{подт}}$ – налог на доходы физических лиц, p .; $H_{\text{стрт}}$ – налоги, уплачиваемые в бюджет строительной организацией в период строительства, p .; $E_{\text{бж}}$ – принятая норма дисконта для бюджетных операций.

При сравнительной оценке альтернативных проектных вариантов реализации, а также при оценке коммерческой эффективности реализации конкретного проекта, отобранного на стадии отраслевой сравнительной эффективности лучшего проектного варианта, показатель чистого дисконтированного дохода (ЧДД) является критерияльным.

В случае его положительного значения (или даже нулевого) реализация рассматриваемого варианта инвестиционного проекта считается целесообразной. Это означает, что капиталовложения, затраченные на его реализацию, окупятся за счет получаемого эффекта в процессе эксплуатационной деятельности созданного объекта.

При сравнительной оценке альтернативных вариантов реализации конкретного проекта предпочтение отдается тому, у которого величина ЧДД больше.

Содержание критерия ЧДД заключается в интегральном сопоставлении величин всех затрат, связанных с реализацией инвестиционного проекта, с величинами получаемых эффектов, с учетом разновременности сопоставляемых величин за весь анализируемый календарный период.

2. Показатель «Внутренняя норма доходности» ВНД (Internal Rate of Return) – это такое положительное значение нормы дисконта, при котором величина чистого дисконтированного дохода будет равна нулю. ВНД определяется из равенства:

$$\sum_{t=1}^T \frac{K_t}{(1 + E_{\text{внд}})^{(t-1)}} = \sum_{t=1}^T \frac{П_{\text{чт}} + A_t}{(1 + E_{\text{внд}})^{(t-1)}}, \quad (1.15)$$

где K_t – сумма инвестиционных затрат, обеспечивающая реализацию инвестиционного проекта в t -м году, p .; $П_{\text{чт}}$ и A_t – соответственно чистая прибыль и амортизационные отчисления по годам расчетного периода T , p .; $E_{\text{внд}}$ – норма дисконта, при которой обеспечивается данное равенство;

Чистая прибыль определяется по формуле:

$$\Pi_{\text{чт}} = P_t - C_t - H_t - I_{\text{пр.т}}, \quad (1.16)$$

Расчет внутренней нормы доходности осуществляется по следующим стадиям. Вначале по рассматриваемому инвестиционному проекту определяется величина чистого дисконтированного дохода при принятой к расчету величине нормы дисконта. В случае положительной величины ЧДД расчет повторяется при увеличенной норме дисконта. Повторные расчеты производятся до того значения нормы дисконта, при котором чистый дисконтированный доход будет равен нулю. Эта норма дисконта и определит величину ВНД.

Если величина показателя "Чистый дисконтированный доход" ЧДД отвечает на вопрос: является ли рассматриваемый проект экономически эффективным при некотором конкретном значении нормы дисконта, то показатель «Внутренней нормы доходности» ВНД определяет предельное значение ставки за кредит, при котором рассматриваемый инвестиционный проект может быть профинансирован и реализован.

Показатель внутренней нормы доходности может использоваться в качестве критериального показателя при сравнительной оценке независимых инвестиционных проектов.

3. «Срок окупаемости инвестиционных затрат» $T_{\text{ок}}$ – минимальный период времени с момента ассигнования денежных средств до момента их окупаемости.

Срок окупаемости может быть простым и дисконтированным, определяться на всю сумму необходимых инвестиций либо только на величину получаемого кредита, либо на величину собственного вложенного капитала предпринимателя (акционерного общества).

При определении простого срока окупаемости величина номинальных инвестиционных затрат соизмеряется с интегральной величиной номинального эффекта. Та календарная длительность учета эффекта, при которой ее номинальная сумма сравнивается с общей величиной номинальных затрат, и определяет величину простого срока окупаемости. В этом случае:

$$\sum_{t=1}^T K_t = \sum_{t=1}^T (\Pi_{\text{чт}} + A_t). \quad (1.17)$$

При определении дисконтированного срока окупаемости соизмеряются интегральные величины чистого дисконтированного дохода при производственном использовании созданного объекта с общей величиной дисконтированных затрат на реализацию данного инвестиционного проекта.

$$\sum_{t=1}^T \frac{K_t}{(1 + E)^{(t-1)}} = \sum_{t=1}^T \frac{П_{qt} + A_t}{(1 + E)^{(t-1)}}. \quad (1.18)$$

Тот календарный момент времени, когда эти соизмеримые величины сравниваются, и определит дисконтированный срок окупаемости инвестиционных проектов. При оценке экономической эффективности инвестиционных проектов срок окупаемости, как правило, выступает в качестве ограничения.

4. «Индекс доходности» ИД определяет соотношение величины получаемого интегрального дисконтированного эффекта с интегральной величиной дисконтированных затрат, обеспечивающих получение этого эффекта.

При положительной величине показателя чистого дисконтированного дохода (ЧДД) величина индекса доходности больше единицы и наоборот.

При расчете сравнительной эффективности альтернативных проектов и альтернативных вариантов проекта использование этого показателя дает представление об уровне сравнительной эффективности использования инвестиционных средств сопоставляемых инвестиционных объектов.

Применение этих четырех поименованных показателей требует весьма глубокой технологической, технической и организационной проектной проработки каждого конкретного инвестиционного проекта либо его вариантов с расчетом значительного количества технико-экономических показателей на весь период жизненного цикла инвестиций.

Принятию решения предшествует предпроектная стадия инвестиционного процесса, на которой заказчик-предприниматель определяет наиболее экономически предпочтительные для него направления будущих инвестиций и отбирает возможные наиболее конкурентоспособные инвестиционные решения.

На этой стадии инвестиционного периода детальная проектная проработка не производится и величины потребных капитальных и текущих эксплуатационных затрат, а также ожидаемого эффекта оцениваются по укрупненным аналогам, т.е. по укрупненным показателям затрат и эффектов, полученных на ранее спроектированных либо уже эксплуатируемых аналогичных объектах. Такой подход устанавливается при экономической оценке инженерных решений, разработке дипломных и курсовых проектов.

Для этих условий экономическое соизмерение затрат и эффектов можно производить с использованием более упрощенных оценочных показателей, таких как среднегодовая чистая прибыль $P_{сч}$ и среднегодовая экономическая эффективность инвестиций $\mathcal{E}_с$.

5. Показатель среднегодовой чистой прибыли $P_{сч}$ дает предварительную сравнительную оценку величины среднегодовой прибыли при реализации рассматриваемого варианта конкретного использования инвестиционных средств и определяется по формуле

$$P_{сг} = (Ц - С) \cdot Q - P_k - H, \quad (1.19)$$

где $Ц$ и $С$ – цена и себестоимость единицы продукции, производимой данным объектом инвестиции соответственно, р.; H – налоги из прибыли, р.; Q – годовой объем производимой продукции, единицы; P_k – среднегодовая плата за полученный кредит (без инфляционной составляющей), р./г. за рубль кредитных средств:

$$P_k = (K_{пр} \cdot E) / T, \quad (1.20)$$

где $K_{пр}$ – капитальные вложения, приведенные к году освоения проектной мощности создаваемого производственного объекта, р.; E – среднегодовая норма дисконта; T – период использования кредита, г.

Величины дохода и издержек производства принимаются на год освоения проектной мощности создаваемым производственным объектом в номинальных ценах текущего года.

Структура показателя среднегодовой чистой прибыли является производной от структуры показателя чистого дисконтированного дохода ЧДД.

6. Показатель среднегодовой экономической эффективности инвестиций $\mathcal{E}_{сг}$ предназначен для оценки степени достаточности ожидаемого уровня доходности инвестиций при их возможном

использовании для реализации независимых либо альтернативных решений и определяется по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{сг}} = \text{П}_{\text{сг}} / \text{К}_{\text{сг}}, \quad (1.21)$$

где $\text{П}_{\text{сг}}$ – среднегодовая чистая прибыль, р./г.; $\text{К}_{\text{сг}}$ – среднегодовые капитальные затраты, р.

Структура этого показателя аналогична показателю рентабельности производства.

Использование приведенных упрощенных, статичных во времени, оценочных экономических показателей позволяет еще на предпроектной стадии инвестиционного процесса дать экономическую оценку предполагаемым и возможным направлениям инвестиций и осуществить предварительный отбор наиболее предпочтительных вариантов реализации отобранного направления инвестиций.

Наилучший вариант будет выбран и оценен в процессе дальнейшей проектной проработки всех конкурентоспособных вариантов, выявленных на стадии предпроектных расчетов.

Расчет величин приведенных оценочных показателей позволит:

- из многих конкурентоспособных вариантов отобрать один, сравнительно лучший, обеспечивающий наиболее эффективное использование инвестиционных средств инвесторов и должный экономический эффект для общества;
- оценить коммерческую эффективность отобранного ранее лучшего проектного варианта в реальных условиях его реализации для конкретного инвестора;
- выявить степень бюджетной эффективности реализации проекта и конкретную величину эффекта, который получит государство.

1.5. Экономическая оценка эффективности внедрения новой техники

При выполнении курсовых и дипломном проектов проводится оценка экономической эффективности инженерных решений, связанных с внедрением новой техники, заменой технических средств при новой технологии, организации производственных процессов.

Особую актуальность приобретают расчеты, связанные с определением экономической эффективности использования нового горного оборудования на различных участках производственного

процесса по добыче полезного ископаемого, проведения горных выработок или выполнения других работ.

Следует отметить, что оценка эффективности использования новой техники должна определяться для конкретных условий производства и видов работ. Возможны ситуации, когда новая горная техника для одних условий ее применения является эффективной, а для других – неэффективной.

Определение экономической эффективности применения новых средств механизации производится на основе сопоставления технико-экономических показателей, характеризующих использование базовой и новой техники горным предприятием.

Эффективность применения новой горной техники определяется величиной дополнительной чистой прибыли, которую может получить предприятие при ее использовании.

Однако эффективность применения новой горной техники заключается не только в росте прибыли предприятия. Она может быть выражена в улучшении условий труда горнорабочих, в повышении степени безопасности ведения горных работ и пр. В этих случаях при оценке экономической эффективности определяются величина затрат предприятия и его финансовые возможности.

Следовательно, выявление экономической эффективности внедрения новой горной техники является необходимым условием эффективной деятельности предприятия.

В случае, если в качестве новой техники принимаются вновь проектируемые машины и оборудование, то в виде базовой должна приниматься серийно выпускаемая, наиболее прогрессивная для данных условий техника. Когда решается вопрос замены действующего оборудования новым, серийно выпускаемым, в качестве базовой может быть принята техника, использовавшаяся на предприятии до внедрения новой техники.

Экономические расчеты величины технико-экономических показателей, характеризующих работу новой и базовой техники, и их последующее сопоставление должны производиться для одинаковых, наиболее характерных для нового вида оборудования горногеологических условий и при одинаковом уровне организации производства.

Учитывая, что определение экономической эффективности внедрения новой техники зачастую производится на стадии ее проектирования тогда, ожидаемые технико-экономические показатели,

характеризующие ее работу, определяются расчетным методом. С целью получения сопоставимых технико-экономических показателей работы базовой техники их определение желательно проводить также расчетным методом.

Нежелательность сопоставления расчетных показателей, характеризующих результаты применения новой техники, с отчетными вызвана расчетом с высокой степенью организации работ, отсутствие непредвиденных поломок оборудования и нормативное использование материальных и трудовых ресурсов, что не всегда можно добиться в реальных условиях эксплуатации горных машин. Кроме того, при сопоставлении технико-экономических показателей, полученных различными методами, нет уверенности, что они охватывают одинаковый комплекс затрат, что они основаны на использовании одних и тех же нормативных данных и соответствуют одинаковым горно-геологическим условиям работы оборудования.

Величина экономического эффекта предприятия при внедрении новой техники состоит из прямого и косвенного эффекта. Прямой экономический эффект определяется непосредственно на производственном участке, где внедряется новая техника, взамен ранее действовавшей либо возможной к использованию (для новых участков). Косвенный эффект от внедрения новой техники определяется на смежных участках в пределах предприятия.

При оценке косвенного эффекта следует учитывать:

- возможное изменение объемов добычи полезного ископаемого (либо выполнения других работ) в целом по горному предприятию в результате внедрения новой техники на одном из его участков;
- возможное изменение средней участковой структуры добычи полезного ископаемого на предприятии, а, следовательно, и средне-участковой себестоимости добычи;
- возможное изменение качества добываемого полезного ископаемого в среднем по предприятию, а, следовательно, и изменение реализационной цены;
- изменения затрат на выполнение вспомогательных работ и обслуживающих процессов, выполняемых другими подразделениями предприятия для участка, внедряющего новую технику, в связи с возможным изменением параметров ведения работ на участке при внедрении новой техники. Подлежат учету и прочие косвенные по-

следствия внедрения новой техники, проявляющиеся за его пределами.

В качестве показателей прямого, участкового эффекта выступают: объемы добычи полезного ископаемого (либо выполнения других работ), величина капитальных затрат на приобретение техники, трудоемкость выполнения работ, производительность труда участкового персонала, участковая себестоимость выполнения работ. Все величины перечисленных показателей рассчитываются как для новой, так и для базовой техники. Оцениваются и изменения этих показателей.

В качестве показателей оценки косвенного эффекта выступают показатели изменения реализационной цены, изменения объема производства и стоимости реализуемой продукции, показатели изменения себестоимости выпуска продукции в целом по предприятию.

В качестве основного показателя рекомендуется величина среднегодовой чистой прибыли $P_{сг.ч}$:

$$P_{сг.ч} = B - C - H, \quad (1.22)$$

где B – выручка при внедрении новой техники, получаемый в результате реализации производимой продукции, р./г.; C – издержки производства, включая плату за кредит, р./г.; H – налоги и отчисления из прибыли, р./г.

По содержанию рекомендуемый критерий среднегодовая чистая прибыль $P_{сг.ч}$ является усредненным среднегодовым номинальным значением общеупотребительного интегрального показателя – «Чистый дисконтированный доход ЧДД».

Величина чистой прибыли определяется для новой и базовой техники. Разница между среднегодовой величиной чистой прибыли при применении новой и базовой техники является величиной хозяйственного (коммерческого) экономического эффекта $\Delta P_{сч}$ и определяемого

$$\Delta P_{сч} = P_{сч.нт} - P_{сч.бт}, \quad (1.23)$$

или

$$\Delta P_{сч} = \Delta P + \Delta C + \Delta H, \quad (1.24)$$

где $\Delta P_{сч}$ – изменение среднегодовой чистой прибыли в результате применения новой техники, р./г.; $P_{сч.нт}$, $P_{сч.бт}$ – соответственно, среднегодовая чистая прибыль для новой и базовой техники, р./г.; ΔP представляет собой изменение реализационной стоимости

продукции, полученной в результате применения новой техники (в случае прироста – с плюсом, в случае сокращения – с минусом), р./г.; ΔC и ΔH определяют изменение, соответственно, издержек производства и величины налогов из прибыли, р./г.

Величина хозрасчетного (коммерческого) экономического эффекта $\Delta\Pi_{\text{ср.}}$ отражает изменение среднегодовой чистой прибыли предприятия. В случае, если величина чистой прибыли при применении новой техники больше, чем при применении базовой техники, ее внедрение экономически целесообразно и, наоборот, если эта разность отрицательна, использование новой техники для принятых условий экономически нецелесообразно.

В качестве вспомогательных технико-экономических показателей, характеризующих работу новой и базовой техники, рекомендуется использовать величины капитальных затрат на приобретение техники, объемы добычи полезного ископаемого (или выполнение других работ) по анализируемому участку и по предприятию в целом, стоимость реализуемой продукции, себестоимость добычи полезного ископаемого по предприятию или структурным подразделениям, величины чистой прибыли и срока окупаемости возможных дополнительных капитальных вложений, связанных с внедрением новой техники.

Экономическая эффективность внедрения новой техники может оцениваться за весь срок эксплуатации оборудования по критериальному показателю величины чистого дисконтированного дохода ЧДД и учитывать его изменение при внедрении за весь период эксплуатации. Однако, вследствие отсутствия статистической базы, фиксирующей изменения качественных и затратных показателей работы анализируемого оборудования по годам его эксплуатации, использование этого метода могло бы привести к ошибочным выводам.

В рассматриваемой методике оценки эффективности внедрения новой техники условно принято, что характер изменения показателей как базового, так и нового оборудования в течение установленного для них срока службы примерно одинаков и использование среднегодовых показателей не повлияет на точность сравнительной оценки их эффективности.

Для расчета величин показателей, необходимых для оценки экономической эффективности внедрения новой горной техники, требуется наличие комплекса конкретных исходных данных,

характеризующих базовую и новую технику, а также геологические и организационно-технические условия ее использования.

В методике оценки экономической эффективности [4] исходными показателями для расчетов являются:

- при подземном способе добычи минерального сырья: мощность угольного пласта, разрабатываемого данными средствами механизации, угол падения пласта, длина добычной лавы, ширина захвата комбайна, мощность его двигателей;
- при подземном способе добычи руды: мощность и угол падения рудного тела, параметры системы разработки и средств механизации;
- при открытом способе добычи: вместимость ковша экскаватора, высота и радиус черпания и другие. Перечень этих исходных данных для каждого конкретного случая должен быть исчерпывающим и обеспечивать возможность расчета величины хозрасчетного экономического эффекта по указанной методике.

Затраты структурного подразделения при использовании базовой и новой техники определяются по следующим экономически однородным элементам затрат:

- оплата труда персонала;
- отчисления на социальное страхование и от несчастных случаев;
- затраты на материалы;
- затраты на энергию;
- амортизационные отчисления и прочие затраты.

Следующим этапом расчетов является оценка основных показателей в целом по предприятию. В их числе – величина реализационной стоимости добытого угля, его себестоимость, величины валовой и чистой прибыли и выплат налогов в бюджет. Эти расчеты производятся как для базовой, так и для новой техники.

Завершающим является определение величины хозрасчетного (коммерческого) эффекта и срока окупаемости дополнительных капитальных затрат.

Реализационная стоимость добытого угля при применении базовой техники рассчитывается перемножением объема производства в тоннах на фиксированную в задании цену.

При применении новой техники величина реализационной цены корректируется с учетом возможного изменения ее уровня при изменении среднего качества минерального сырья. Так для определения

зольности угля на шахте в результате изменения структуры участковой добычи используется формула:

$$A_{\text{нп}} = \left(A_{\text{бп}} + A_{\text{ау}} \frac{\Delta Q_{\text{у}}}{Q_{\text{бп}}} \right) / \left(1 + \frac{\Delta Q_{\text{у}}}{Q_{\text{бп}}} \right), \quad (1.25)$$

где $A_{\text{нп}}$, $A_{\text{бп}}$ – соответственно средняя зольность угля по предприятию при применении новой и базовой техники, %; $A_{\text{ау}}$ – зольность угля по анализируемому участку, %; $\Delta Q_{\text{у}}$ – прирост добычи, т/г.; $Q_{\text{бп}}$ – объем добычи по предприятию при применении базовой техники на анализируемом участке, т/г.

Изменение цены угля $\Delta Ц$ в результате изменения его зольности определяется по формуле:

$$\Delta Ц = k_{\text{ц}} \cdot Ц_{\text{б}} \cdot (A_{\text{бп}} - A_{\text{нп}}), \quad (1.26)$$

где $k_{\text{ц}}$ – коэффициент скидки (надбавки) к цене за изменение процента зольности угля ($k_{\text{ц}} = 0,025$); $A_{\text{бп}}$, $A_{\text{нп}}$ – средняя зольность угля по предприятию при применении базовой и новой техники, %, соответственно.

Величина издержек производства в целом по предприятию при применении базовой техники определяется по формуле:

$$C_{\text{б.п}} = Q_{\text{бп}} \cdot C_{\text{бп}}^{\text{уд}}, \quad (1.27)$$

где $Q_{\text{бп}}$ – объем произведенной предприятием продукции в единицу времени при применении базовой техники, т/г.; $C_{\text{бп}}^{\text{уд}}$ – себестоимость единицы продукции по предприятию, р./т.

При использовании новой техники величина себестоимости добычи полезного ископаемого по предприятию корректируется с учетом возможного изменения следующих факторов:

- изменения объема добычи по предприятию вследствие использования новой техники на анализируемом участке;
- изменения участковой себестоимости добычи угля;
- возможного изменения величины затрат на проведение и поддержание горных выработок в случае, если при применении новой техники изменяется длина лавы.

Величина издержек производства при применении новой техники по предприятию в целом, руб/год, определяется по формуле:

$$C_{\text{нп}} = Q_{\text{нп}} \cdot C_{\text{нп}}^{\text{уд}} \pm \Delta C_{\text{у}} \pm Э_{\text{со}}, \quad (1.28)$$

где $Q_{\text{нп}}$ – объем произведенной предприятием продукции при применении новой техники в единицу времени, т/год; $C_{\text{нп}}^{\text{уд}}$ – себестоимость продукции при применении новой техники, р./т; ΔC_y – ожидаемое изменение участковой себестоимости, р./год; $\mathcal{E}_{\text{со}}$ – дополнительная экономия затрат (удорожание) на сопряженных объектах, р.

Себестоимость единицы продукции по предприятию в целом при применении новой техники зависит от изменения объема производства в единицу времени. При фиксированной себестоимости добычи полезного ископаемого по предприятию при применении базовой техники $C_{\text{бп}}$ и изменении объема производства по предприятию в результате применения новой техники расчетная себестоимость по предприятию составит:

$$C_{\text{нп}}^{\text{уд}} = C_{\text{бп}}^{\text{уд}} \cdot \frac{a \cdot k_v + b}{100}, \quad (1.29)$$

где a – процент условно-переменных издержек производства по предприятию; b – процент условно-постоянных издержек производства по предприятию; k_v – коэффициент изменения объема производства в единицу времени.

Изменение себестоимости структурного подразделения ΔC_y (р./г.) определяется:

$$\Delta C_y = (C_{\text{ун}} - C_{\text{уб}}) \cdot Q_{\text{ун}}, \quad (1.30)$$

где $C_{\text{ун}}$ и $C_{\text{уб}}$ – себестоимость при использовании новой и базовой техники соответственно, р./т; $Q_{\text{ун}}$ – объем добычи участка при применении новой техники, т/год.

В случае, если рост добычи по участку не сопровождается ростом добычи по предприятию в целом, то величина издержек производства по предприятию при применении новой техники рассчитывается:

$$C_{\text{нп}} = Q_{\text{бп}} \cdot C_{\text{бп}}^{\text{уд}} \pm \Delta C_y, \quad (1.31)$$

где величина изменения участковых издержек производства ΔC_y :

$$\Delta C_y = (C_{\text{уб}} - C_{\text{ун}}) \cdot Q_{\text{уб}} + (C_{\text{пу}} - C_{\text{ун}}) \cdot (Q_{\text{ун}} - Q_{\text{уб}}), \quad (1.32)$$

где $C_{\text{пу}}$ – себестоимость добычи 1 т по прочим участкам предприятия, р.

Экономические последствия, вызванные внедрением новой техники на сопряженных объектах предприятия, рассчитываются:

- определяются сопряженные объекты, на показатели работы которых оказывает влияние внедрение новой техники;
- устанавливается влияние мероприятий на показатели работы предприятия в целом;
- оценивается по этим рабочим местам или предприятию в целом изменение показателей, вызванное данным мероприятием. При этом следует исключить повторный счет;
- рассчитываются дополнительные эксплуатационные затраты на осуществление мероприятия;
- определяется годовая дополнительная экономия затрат (либо их удорожание), на величину которой корректируются издержки производства при применении новой техники. Для условий угольных шахт обычно учитывается изменение объемов проведения и поддержания участковых горных выработок, вызванное возможным изменением длины очистного забоя при использовании новой техники.

Расчет снижения (либо удорожания) себестоимости от изменения удельных объемов проведения и поддержания участковых горных выработок на 1 т добычи угля ($\mathcal{E}_{\text{пров}}$, $\mathcal{E}_{\text{подд}}$) при изменении длины очистного забоя, вызванного использованием новой техники:

а) проведение выработок (р./т годовой добычи):

$$\mathcal{E}_{\text{пров}} = \frac{Z_{\text{от}} + Z_{\text{вш}} + Z_{\text{пр}}}{P_{\text{пл}}} \cdot \left(\frac{1}{L_{\text{б}}} - \frac{1}{L_{\text{н}}} \right), \quad (1.33)$$

где $Z_{\text{от}}$, $Z_{\text{вш}}$, $Z_{\text{пр}}$ – затраты, соответственно, на проведение 1 м откаточного штрека, вентиляционного штрека и просека, р./м; $P_{\text{пл}}$ – нагрузка на пласт, т/м²; $L_{\text{б}}$, $L_{\text{н}}$ – длина очистного забоя соответственно при использовании базовой и новой техники, м;

б) поддержание выработки (р./т годовой добычи):

$$\mathcal{E}_{\text{подд}} = \frac{Z_{\text{от}} + Z_{\text{вш}}}{P_{\text{пл}}} \cdot \left(\frac{1}{L_{\text{б}}} - \frac{1}{L_{\text{н}}} \right), \quad (1.34)$$

где $Z_{\text{от}}$, $Z_{\text{вш}}$ – затраты на перекрепление 1 м соответственно откаточного и вентиляционного штреков, р./м.

Поскольку величины $\mathcal{E}_{\text{пров}}$ и $\mathcal{E}_{\text{подд}}$ подсчитаны на 1 т годовой добычи, общая величина изменения издержек производства на сопряженных участках, р./г., определится по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{со}} = (\mathcal{E}_{\text{пров}} + \mathcal{E}_{\text{подд}}) \cdot Q_{\text{ну}}, \quad (1.35)$$

где $Q_{\text{ну}}$ – годовая добыча на анализируемом участке после внедрения новой техники.

Изменение затрат, подсчитанное по приведенным формулам, со знаком «плюс» означает экономию издержек производства и со знаком «минус» – их удорожание.

1.6. Экономическая оценка ущерба от загрязнений окружающей среды

Экономический ущерб от загрязнения окружающей природной среды в целом определяется суммированием экономических ущербов от загрязнения атмосферы, подземных и поверхностных водоемов, почвы и размещения твердых отходов.

1.6.1. Экономический ущерб от загрязнения атмосферы

Расчет ущерба от загрязнения атмосферы производится в соответствии с [5, 6] по следующей формуле:

$$Y_a = \gamma_a \sigma_a f M_a, \quad (1.36)$$

где Y_a – оценка ущерба (р.); γ_a – удельный экономический ущерб от выбросов одной условной тонны вредных примесей в атмосферу, равный 3,3 рубля; σ_a – показатель относительной опасности загрязнения атмосферного воздуха над территориями различного типа (таблица 1.1).

Если зона активного загрязнения (ЗАЗ) неоднородна и состоит из территорий различных типов, которым соответствуют определенные значения величины σ , причем S_j – площадь i -й части ЗАЗ, при соответствующем табличном значении σ_i площади S_j , значение σ для всей ЗАЗ определяется из выражения:

$$\sigma = \frac{1}{S_{\text{ЗАЗ}}} \sum_{i=1}^n S_i \sigma_i = \frac{S_i \sigma_i}{S_{\text{ЗАЗ}}}, \quad (1.37)$$

где $S_{\text{ЗАЗ}}$ – общая площадь ЗАЗ, км²;

Таблица 1.1 – Значение показателя относительной опасности загрязнения атмосферного воздуха (σ) над территориями различных типов

Тип загрязняемой территории	Значение σ
Курорты, санатории, заповедники, заказники	10
Пригородные зоны отдыха, садовые и дачные кооперативы и товарищества	8
Населенные места с плотностью населения n чел./га	(0,1 га/чел.) n
Территории промышленных предприятий (включая защитные зоны) и промышленных узлов	4
Леса: 1 группа	0,2
2 группа	0,1
3 группа	0,025
Пашни: южные зоны (южнее 50 ⁰ с.ш.)	0,25
ЦЧР, Южная Сибирь	0,15
прочие регионы	0,1
Сады, виноградники	0,5
Пастбища, сенокосы	0,05

Для центральной части городов с населением свыше 300 тыс.чел., независимо от административной плотности населения, $\sigma = 8$. Для орошаемых пахотных земель, садов, виноградников, сенокосов указанные значения в таблице 1 следует умножить на 2.

ЗАЗ для организованных источников загрязнения окружающей среды представляет собой кольцо, заключенное между окружностями с радиусами $r_{ЗАЗ}^{внутр} = 2\varphi h$ и $r_{ЗАЗ}^{внеш} = 20\varphi h$. Для автомагистралей ширина ЗАЗ – 200 м.

где n – количество различных типов территорий, штук; h – высота источника в метрах; φ – безразмерная поправка на подъем факела выбросов в атмосфере, вычисляемая по формуле:

$$\varphi = 1 + \Delta T / 75, \quad (1.38)$$

где ΔT – среднегодовое значение разности температур в устье источника выбросов и в окружающей атмосфере, $^{\circ}C$. f – показатель, учитывающий характер рассеивания вредных примесей в атмосфере:

а) для газообразных примесей и легких мелкодисперсных частиц с очень малой скоростью оседания (менее 1 см/с):

$$f_1 = \frac{100}{100 + \varphi h} \cdot W, \quad (1.39)$$

где h – высота источника загрязнения, м; W – поправка на скорость ветра, дол. ед.:

$$W = \frac{4}{1 + u} , \quad (1.40)$$

где u – среднегодовое значение модуля скорости ветра, м/с; если u неизвестно, то оно принимается равным 3 м/с;

б) для частиц, оседающих со скоростью от 1 до 20 см/с, определяется:

$$f_2 = \sqrt{\frac{1000}{60 + \varphi h}} \cdot W , \quad (1.41)$$

в) для частиц, оседающих со скоростью свыше 20 см/с, независимо от значений h , φ , ΔT и u принимается равным значению:

$$f_3 = 10 , \quad (1.42)$$

г) если скорость оседания частиц неизвестна, то:

$$f = \frac{1}{0,4 \cdot V \cdot (h \cdot \zeta + 20)} , \quad (1.43)$$

где V – среднегодовая скорость ветра на высоте 10 м в точке выброса загрязнений, м/сек; если V не известно, то принимается равной 2,5 м/сек; h – высота источника загрязнения, м; ζ – показатель, зависящий от ΔT ($\zeta = 1$ при $\Delta T < 100^\circ\text{C}$, $\zeta = 1,5$ при $101^\circ\text{C} < \Delta T < 150^\circ\text{C}$ и $\zeta = 2$ при $\Delta T > 151^\circ\text{C}$).

Для низких неорганизованных источников (складов, вентиляторов, окон промышленных зданий, свалок и т.п.) ЗАЗ представляет собой территорию внутри замкнутой кривой, проведенной вокруг источника так, что расстояние от любой точки этой кривой до ближайшей точки границы неорганизованного источника (до его контура) равно 1 км, для высоких неорганизованных источников (терриконов и пр.) равно $20 h$ (м).

M_a – приведенная масса годового выброса загрязнений из источника (усл.т/год), определяется из выражения:

$$M_a = \sum_{i=1}^n m_i A_i \quad (1.44)$$

где m_i – масса выброса i -й примеси в атмосферу, т; n – общее число примесей, выбрасываемых стационарными источниками в атмосферу, A_i – показатель относительной опасности или агрессивности i -й примеси, усл.т/т.

$$A_i = \alpha_i \cdot \delta_i \cdot \lambda_i \cdot \beta_i, \quad (1.45)$$

где α_i – поправка, учитывающая вероятность накопления i -й примеси в компонентах окружающей среды и цепях питания, поступление ее в организм человека неингаляционным путем, дол.ед.; δ_i – поправка, учитывающая действие i -й примеси на различные реципиенты, кроме человека, дол.ед.; λ_i – поправка на вероятность вторичного выброса i -й примеси в атмосферу после оседания ее на поверхность, дол.ед.; β_i – поправка на вероятность образования при участии i -й примеси вторичных загрязнителей, дол.ед.; A_i – показатель относительной опасности i -й примеси находящейся в атмосфере:

$$A_i = \sqrt{\left(\frac{\text{ПДК}_{\text{CC}_9} \text{ПДК}_{\text{PЗ}_9}}{\text{ПДК}_{\text{CC}_i} \text{ПДК}_{\text{PЗ}_i}} \right)}, \quad (1.46)$$

где ПДК_{CC_9} , – среднесуточная предельно допустимая концентрация вещества-эталона (оксида углерода) в атмосферном воздухе населенных мест, равная 3 мг/м^3 или определяется по таблице 1.2; $\text{ПДК}_{\text{PЗ}_9}$ – предельно допустимое значение концентрации i -й примеси в воздухе рабочей зоны, мг/м^3 ; ПДК_{CC_i} – среднесуточная предельно допустимая концентрация i -й примеси в атмосферном воздухе, мг/м^3 ; $\text{ПДК}_{\text{PЗ}_i}$ – предельно допустимое значение концентрации вещества-эталона (оксида углерода) в воздухе рабочей зоны, равное 20 мг/м^3 .

Для территории с осадками свыше 400 мм.рт.ст. и в засушливых районах λ_i и A_i необходимо увеличить в 1,2 раза.

Если известна только предельно допустимая концентрация i -ого вещества (ПДК_i), определяемая по таблице 1.2, то:

$$A_i = \frac{1}{\text{ПДК}_i}, \quad (1.47)$$

Необходимо отметить, что показатель относительной опасности i -й примеси в атмосфере измеряется в усл.т/ т выбрасываемой примеси, при условии, что значения ПДК имеет размерность мг/м^3 .

Таблица 1.2 - Значения величин ПДК_{суті}, ПДК_{р.зі.}:

Вещество	ПДК _{суті} , мг/м ³	ПДК _{р.зі.} , мг/м ³	λ_i	α_i	β_i	δ_i	A_i , усл.т/т
Окись углерода	3	20	1	1	1	1	
Серный ангидрид	0,05	10	1	1	1	2	
Сероводород	0,008	10	1	1	1	2	
Серная кислота	0,1	1	1	1	1	2	
Окислы азота	0,04	2	1	1	1	1,5	
Аммиак	0,04	20	1	1	1	1,2	
Летучие низкомолекулярные углеводороды	1,5	100	1	1	2	1	
Фенол	0,003	0,3	1	1	1	1,2	
3,4 бенз(а)пирен	10^{-6}	$1,5 \cdot 10^{-4}$	1	2	1	1	
Хлор молекулярный	0,03	1	1	1	1	2	
Сажа без примесей (пыль углерода)	0,05	4	1	2	1	1,2	
Каменноугольная пыль							40
Твердые частицы, от транспорта							300

Примечание: значения ПДК на различные вещества приведены во второй колонке таблицы 1.2, если отсутствуют, то показатели относительной опасности для этих веществ приведены в восьмой графе этой таблицы.

1.6.2. Экономический ущерб от загрязнения водоемов

Расчет ущерба от загрязнения водоемов производится в соответствии с [5и 6]:

$$Y_B = \gamma_B \sigma_B M_B, \quad (1.48)$$

где Y_B – величина ущерба (р.); γ_B – удельный экономический ущерб от сбросов одной условной тонны загрязняющих примесей в водные объекты, равный 443,5 р./усл.т; σ_B – безразмерная константа, имеющая отличное значение для различных водохозяйственных участков (для р. Томь – 0,92); M_B – приведенная масса годового сброса примесей данным источником в водохозяйственный участок (усл.т / год):

$$M_B = \sum_{i=1}^n A_i m_i, \quad (1.49)$$

где i – номер сбрасываемой примеси; n – общее число примесей, сбрасываемых оцениваемым источником, штук; A_i – показатель относительной опасности сброса i -го вещества в водоемы (усл.т/т);

$$A_i = \frac{1}{\text{ПДК}_{\text{впр}i}(\text{ПДК}_{\text{в}i})}, \quad (1.50)$$

где $\text{ПДК}_{\text{впр}i}$ – предельно допустимая концентрация i -го вещества в воде водоемов 2-й категории, предназначенных для рыбохозяйственных целей, г/м^3 , (таблица 1.3); $\text{ПДК}_{\text{в}i}$ – предельно допустимая концентрация i -го вещества в воде водоемов 1-й категории, предназначенных для культурно-бытовых и хозяйственно-питьевых целей, г/м^3 . Показатель $\text{ПДК}_{\text{в}i}$ используется в случае, если $\text{ПДК}_{\text{впр}i}$ не установлена для i -го вещества. Если $\text{ПДК}_{\text{впр}i}$ и $\text{ПДК}_{\text{в}i}$ отсутствуют, то A_i принимается равным $5 \cdot 10^4$ усл.т/т до установления ПДК для данных веществ или ликвидации их сбросов. m_i – общая масса годового сброса i -й загрязняющей примеси оцениваемым источником, т.

Таблица 1.3 – Значения ПДК для некоторых распространенных веществ, загрязняющих водоемы

Вещество	ПДК _{р/х} , г/м^3	ПДК _{сан.бт} , г/м^3
БПК _{полн.}	3	–
Взвешенные вещества	20	–
Сульфаты	–	500
Хлориды	–	350
Азот общий	–	10
СПАВ	0,5	–
Нефть и нефтепродукты	0,05	–
Медь	0,01	–
Цинк	0,01	–
Аммиак	0,05	–
Мышьяк	0,05	–
Цианиды	0,05	–
Стирол	0,1	–
Формальдегиды	0,1	–
Сухой остаток	1	–
Азот аммонийный	0,39	–
Азот нитратный	0,02	–
Азот нитритный	9,1	–
Роданиды	0,1	–

Если предприятие сбрасывает сточные воды нескольких типов, различающиеся степенью очистки, то следует определить общую массу m_i годового сброса i -й примеси в водоем, сбрасываемую со всеми типами выпускаемых сточных вод:

$$m_i = \sum_{j=1}^m m_{ij}, \quad (1.51)$$

где m_{ij} – масса годового поступления i -го вещества в водоем от данного предприятия со сточными водами j -го типа, $j = 1, 2, \dots, m$ (т/год).

Если сточные воды j -го типа сбрасываются в водоем без смешения со сточными водами других источников и концентрация i -й примеси C_{ij} (г/м³) в поступающих в водоем сточных водах j -го типа в течение года относительно постоянна, то масса годового поступления i -го вещества со сточными водами j -го типа m_{ij} (т/год) рассчитывается по формуле:

$$m_{ij} = C_{ij}V_j, \quad (1.52)$$

где V_j – объем годового сброса сточных вод j -го типа в водоем (млн.м³).

1.6.3. Экономический ущерб от размещения отходов и загрязнения почвы

Расчет ущерба от загрязнения почвы $У_{\text{п}}$ производится двумя способами:

Первый способ

$$У_{\text{п}} = \gamma_{\text{п}} q M_{\text{п}}, \quad (1.53)$$

где $\gamma_{\text{п}}$ – удельный экономический ущерб от выбросов одной тонны твердых отходов в почву, который зависит от вида загрязнителя (определяется по таблице 6 Приложения), р./т; q – коэффициент, учитывающий ценность земельных ресурсов, который зависит от вида загрязняемых почв; $M_{\text{п}}$ – масса годового выброса веществ, загрязняющих почву.

Второй способ

$$У_{\text{п}} = \chi_{\text{п}} V_{\text{п}}, \quad (1.54)$$

где $\chi_{\text{п}}$ – удельный экономический ущерб от выбросов 1 м³ твердых отходов в почву, который принимается равным 10 р./м³; $V_{\text{п}}$ – объем выброса отходов в почву, м³.

1.6.4. Экономический ущерб от загрязнения окружающей среды на основе нормативов платы

Ущерб от загрязнения окружающей среды на основе нормативной платы УОС можно определить по формуле:

$$Y_{OC} = \sum_{j=1}^3 \sum_{i=1}^n 5 \cdot N_{ПЛУЛ_{ij}} \cdot K_{ЭC_{ij}} \cdot M_{Ф_{ij}}, \quad (1.55)$$

где j – элементы окружающей природной среды: атмосфера, водоемы, почва ($j = 1, 2, 3$); i – тип загрязнителей отдельных элементов окружающей природной среды ($i = 1, \dots, n$); $N_{ПЛУЛ_{ij}}$ – норматив платы в пределах установленного лимита за выброс загрязнителя i -го вида в j -й элемент окружающей среды, р./т; $K_{ЭC_{ij}}$ – экологический коэффициент, зависящий от региона, соответствующий j -му элементу окружающей среды; $M_{Ф_{ij}}$ – фактическая масса i -го вида загрязнителя, поступающего в j -й элемент окружающей среды, т.

1.7. Методика расчета платы за загрязнение окружающей среды от стационарных и передвижных источников

1.7.1. Плата за выбросы загрязняющих веществ от стационарных источников

Плата за выбросы загрязняющих веществ от стационарных источников представляет собой компенсацию за экономический ущерб окружающей среде и введена с целью перехода к экономическим методам управления природоохранной деятельностью [2 и 6]. Плата взимается по следующим направлениям:

1. За выбросы в атмосферу загрязняющих веществ стационарными и передвижными источниками.
2. За сбросы загрязняющих веществ в поверхностные и подземные водные объекты.
3. За размещение твердых отходов.
4. За другие виды вредного воздействия (шум, вибрацию, электромагнитное излучение, радиацию и т.д.).

Основой определения платежей являются базовые нормативы платы в пределах допустимых нормативов и установленных лимитов.

Эти нормативы дифференцированы по ингредиентам загрязняющих веществ, выбрасываемых стационарными источниками в

атмосферный воздух и сбрасываемых в водные объекты, по видам сжигаемого топлива передвижными источниками загрязнения, по классам опасности при размещении отходов и учитывают степень их опасности для окружающей природной среды и здоровья населения. Кроме того, для отдельных регионов и бассейнов рек к базовым нормативам платы устанавливаются экологические коэффициенты, дифференцированные по элементам окружающей среды. Плата за загрязнение окружающей среды источником определяется как сумма платежей за загрязнение ее элементов .

Плата за загрязнение элементов окружающей среды рассчитывается суммированием платы за загрязнение в размерах, не превышающих установленные предельно допустимые нормативы выбросов, сбросов загрязняющих веществ, объемы размещения отходов, уровни вредного воздействия; за загрязнение в пределах установленных лимитов; за сверхлимитное загрязнение.

Плата за загрязнение в размерах, не превышающих установленные предельно допустимые нормативы ($P_{ПДВ}$) рассчитывается по формуле:

$$P_{ПДВ} = \sum_{i=1}^n C_{плПДВ_i} ПДВ_i , \quad (1.56)$$

где i – тип загрязнителя (i, \dots, n); $C_{плПДВ_i}$ – ставка платы в пределах допустимых выбросов i -го загрязнителя, р./т; $ПДВ_i$ – предельно допустимый выброс i -го загрязнителя, т;

$$C_{плПДВ_i} = N_{плПДВ_i} K_{ЭК_j} K_{инд} , \quad (1.57)$$

где $N_{плПДВ_i}$ – норматив платы в пределах допустимых нормативов i -го загрязнителя, р./т; $K_{инд}$ – коэффициент индексации платы за загрязнение природной среды на 01.01.2001 г. – $K_{инд} = 94$ и на 01.01.2003 г. – $K_{инд} = 112$), $K_{ЭК_j}$ – экологический коэффициент;

Плата за загрязнение в пределах установленных лимитов ($P_{ул}$):

$$P_{ул} = \sum_{i=1}^n C_{плул_i} \Delta ПДВ_i , \quad (1.58)$$

где $C_{\text{плул}_i}$ – ставка платы в пределах установленных лимитов i -го загрязнителя, р./т; $\Delta\text{ПДВ}_i$ – величина, отражающая разницу между массой установленного лимита (УЛ_i) и ПДВ_i , т.

Если фактическая масса выброса ($M_{\text{Ф}_i}$) превышает показатели предельно допустимого выброса (ПДВ_i) и установленного лимита (УЛ_i), то определяется плата за сверхлимитное загрязнение по формуле:

$$P_{\Delta\text{УЛ}} = 5 \sum_{i=1}^n C_{\text{плул}_i} \Delta\text{УЛ}_i, \quad (1.59)$$

где 5 – повышающий коэффициент при сверхлимитном загрязнении окружающей среды; $\Delta\text{УЛ}_i$ – величина превышения фактической массы ($M_{\text{Ф}_i}$) над установленным лимитом (УЛ_i),.

Расчет по формулам 1.56-1.59 может быть сведен к алгоритму:

$$P = K_{\text{ЭК}_j} K_{\text{инд}} \sum_{i=1}^n [N_{\text{ПЛУЛ}_i} \cdot (M_1 + 5M_2 + 25M_3)], \quad (1.60)$$

где M_1 – масса или часть массы i -ого ингредиента загрязнения не превышающая ПДВ , ПДС , ПДО , т.; M_2 – часть массы i -ого ингредиента загрязнения превышающая ПДВ , ПДС или ПДО , но менее временной согласованной нормы загрязнения или лимита, т. Определяется:

$M_2 = L - \text{ПДВ}$ (ПДС , ПДО), если $m > \text{ПДВ}$ (ПДС , ПДО) или

$M_2 = m - \text{ПДВ}$ (ПДС , ПДО), если $m < L$.

M_3 – часть массы, превышающая ВСВ , ВСС , ВСО или лимит (L), т., рассчитывается:

$M_3 = m - \text{ВСВ}$ (ВСС , ВСО), т.

1.7.2. Расчет платы за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу от передвижных источников

Общая плата за выбросы загрязняющих веществ от передвижных источников определяется по формуле:

$$P_{\text{транс}} = (P_{\text{Н транс}} + P_{\text{СН транс}}) \cdot K_{\text{Э АТМ}}, \quad (1.61)$$

где $K_{\text{Э АТМ}}$ – коэффициент экологической ситуации и экологической значимости атмосферы в данном регионе;

При использовании устройств нейтрализации для обезвреживания отработанных газов двигателя передвижного источника к платежам применяются пониженные коэффициенты:

- для автотранспорта, использующего неэтилированный бензин и газовое топливо – 0,05;
- для остальных транспортных средств – 0,1.

При проведении других мероприятий (комплексов мероприятий) по снижению токсичности отработанных газов величина платы за выброс уменьшается в количество раз, соответствующее подтвержденной эффективности данного мероприятия.

Удельная плата за допустимые выбросы загрязняющих веществ от передвижных источников, образующихся при использовании 1 т различных видов топлива, представлена в таблице 1.4 и определяется по формуле:

$$Y_e = \sum_{i=1}^n (N_{бн_{iатм}} M_{i_{транс}}), \quad (1.62)$$

где Y_e – удельная плата за допустимые выбросы загрязняющих веществ, образующихся при использовании 1 тонны e -го вида топлива (р.); i – вид загрязняющего вещества ($i = 1, 2, \dots, n$); e – вид топлива; $N_{бн_{iатм}}$ – базовый норматив платы за выброс 1 тонны i -го загрязняющего вещества в размерах, не превышающих предельно допустимые нормативы выбросов (руб.); $M_{i_{транс}}$ – масса i -го загрязняющего вещества, содержащегося в отработавших газах техническим условиям завода изготовителя, при использовании 1 тонны e -го вида топлива (по данным НИАТа Минтранса России).

В качестве основных нормируемых загрязняющих веществ для передвижных источников рассматривается: оксиды углерода и азота, углеводороды, сажа, соединения свинца, диоксид серы.

Удельная плата для различных видов приставлена в таблице 1.4 и размерность показателей (руб./т или руб./тыс. м³).

Плата за допустимые выбросы загрязняющих веществ в атмосферу от передвижных источников определяется по формуле:

$$П_{Н_{транс}} = \sum_{i=1}^n Y_e T_e, \quad (1.63)$$

где $P_{H \text{ транс}}$ – плата за допустимые выбросы загрязняющих веществ в атмосферу от передвижных источников (р.); e – вид топлива; Y_e – удельная плата за допустимые выбросы загрязняющих веществ, образующихся при использовании 1 тонны e -го вида топлива (р.); Y_e – количество e -го вида топлива, израсходованного передвижным источником за отчетный период (т);

Таблица 1.4 – Нормативы платежей от типа применяемого топлива

Бензин этилированный	АИ 93	38.0
	А 76, 72	25.0
Бензин неэтилированный	АИ 93	10.0
	А 76, 72	11.0
Дизельное топливо		21.0
Сжатый природный газ		9.0
Сжиженный газ		11.0

При отсутствии данных о количестве израсходованного топлива плата за выбросы загрязняющих веществ от передвижных источников определяется по типам транспортных средств, из расчета ожидаемых условий и места их эксплуатации (среднегодовой пробег, расход топлива или количество моточасов работы на уровне 85% - ой обеспеченности, топливо с наиболее экологически неблагоприятными характеристиками и т.д.). Годовая плата за транспортное средство и другие передвижные источники составляет (в тыс. р./год за 1 транспортное средство) и представлена в таблице 1.5.

Плата за превышение допустимых выбросов загрязняющих веществ от передвижных источников определяется по формуле:

$$P_{CH \text{ транс}} = \sum_{j=1}^n P_{Hj} d_j, \quad (1.64)$$

где P_{Hj} – норматив платы за допустимые выбросы загрязняющих веществ от j -го типа транспортного средства, р.; j – тип транспортного средства ($j = 1, 2 \dots n$); d_j – доля транспортных средств j -го типа не соответствующих стандартам. Определяется как соотношение количества транспортных средств, не соответствующих требованиям стандартов, к общему количеству проверенных транспортных средств.

Таблица 1.5 – Нормативы экологических платежей в зависимости от вида транспортных средств

Тип транспортного средства	Значения, р./ед.
Легковой автомобиль	2.7
Грузовой автомобиль и автобус с бензиновым ДВС	4.0
Автомобили, работающие на газовом топливе	1.4
Грузовой автомобиль и автобус с дизельным ДВС	2.5
Строительно-дорожные машины и с/х техника	0.5
Пассажирский тепловоз	16.2
Грузовой тепловоз	21.4
Маневровый тепловоз	2.5
Пассажирское судно	15.0
Грузовое судно	20.0
Вспомогательный флот	6.0

Плата за превышение допустимых выбросов начисляется территориальными органами Минприроды России по результатам контроля соответствия транспортных средств требованиям стандартов регламентирующих содержание загрязняющих веществ в отработавших газах в условиях эксплуатации.

Контроль соответствия транспортных средств требованиям стандартов, регламентирующих содержание загрязняющих веществ в отработавших газах, осуществляется органами Минприроды России, Российской транспортной инспекции, Госавтоинспекции, а также специальными организациями имеющими разрешение на проведение данного вида работ.

Данные о результатах ежеквартальных проверок предоставляются в территориальные органы Минприроды России.

Количество транспортных средств (ТС), подвергаемых контролю в выборке (раздельно по видам топлива) должно составлять не менее:

- 100% – для предприятий с числом ТС до 20 единиц
- 50% – для предприятий с числом ТС до 50 единиц
- 30% – для предприятий с числом ТС до 100 единиц
- 20% – для предприятий с числом ТС до 500 единиц
- 10% – для предприятий с числом ТС свыше 500 единиц

Если в результате проверки, доля транспортных средств, не соответствующих нормативным требованиям, составляет более 90%

или менее 10%, то для повышения достоверности результатов выборки рекомендуется увеличить вдвое. При соблюдении указанных размеров выборки, доля выявленных ТС, не соответствующих нормативным требованиям, распространяется на всю численность ТС предприятия, находящихся в эксплуатации.

Для определения доли ТС, не соответствующих нормативам, не могут приниматься результаты проверок, проведенных в предыдущие годы. При наличии достоверных сведений о массе выбросов загрязняющих веществ от конкретных видов передвижных источников территориальные органы Минприроды России могут определять плату за допустимое загрязнение атмосферного воздуха передвижными источниками с учетом этих данных.

1.8 Методика расчета экономической эффективности природоохранных мероприятий

Экономическую эффективность природоохранных мероприятий выражают через чистый экономический эффект [9, 10]. Чистый экономический эффект (R) определяется из выражения:

$$R = P - Z, \quad (1.65)$$

где Z – приведенные затраты в природоохранные объекты, р.; P – экономический результат от внедрения природоохранных объектов, р.

Экономический результат определяется в зависимости от вида природоохранных мероприятий.

Для одноцелевых мероприятий:

$$P = \Delta Y, \quad (1.66)$$

где ΔY – предотвращенный экономический ущерб от снижения загрязнения окружающей среды, р.;

$$\Delta Y = Y_1 - Y_2, \quad (1.67)$$

где Y_1 – экономический ущерб до осуществления природоохранного мероприятия (фактический), р.; Y_2 – экономический ущерб после осуществления природоохранного мероприятия (ожидаемый), р.

Для многоцелевых природоохранных мероприятий:

$$P = \Delta Y + \Delta D, \quad (1.68)$$

где ΔD – прирост дохода от улучшения производственных результатов предприятия в результате внедрения мероприятий, р.

Прирост дохода от улучшения производственных результатов при проведении многоцелевого средозащитного мероприятия определяется по формуле:

$$\Delta D = \sum_{j=1}^n Q_j Z_j - \sum_{i=1}^n Q_i Z_i, \quad (1.69)$$

где Q_j, Q_i – количество товарной продукции i -го и j -го вида или качества, получаемой и реализуемой до и после осуществления оцениваемого природоохранного мероприятия ($i = 1, \dots, m$), ($j = 1, \dots, n$); Z_j, Z_i – оценки единицы i -й и j -й товарной продукции, получаемой и реализуемой до и после осуществления оцениваемого природоохранного мероприятия.

Чистый экономический эффект за период эксплуатации соответствующих объектов с учетом фактора времени определяется по следующей формуле:

$$R_{\text{сум}} = \sum_{t=\tau}^T \left(\frac{P_t}{(1 + \varepsilon_{\text{нп}})^{t-t_0}} \right) - Z_{\text{сум}}, \quad (1.70)$$

где τ – год начала действия мероприятия; T – год завершения действия мероприятия; P_t – экономический результат t -го года, р.; $\varepsilon_{\text{нп}}$ – нормативный коэффициент экономической эффективности; t_0 – базовый момент времени, год; $Z_{\text{сум}}$ – суммарные приведенные затраты за период строительства (реконструкции) и эксплуатации объекта с учетом фактора времени, р.

$$Z_{\text{сум}} = C_i + \varepsilon_{\text{нп}} K_i \rightarrow \min. \quad (1.71)$$

Для оценки экономической эффективности природоохранных мероприятий может быть использован и относительный показатель – абсолютная экономическая эффективность. Общая (абсолютная) экономическая эффективность средозащитных затрат (E_p) определяется:

$$E_p = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m \frac{\Delta_{ij}}{Z} = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m \frac{\Delta_{ij}}{C_i + E_{\text{н}} K_i}, \quad (1.72)$$

где Δ_{ij} – полный годовой экономический эффект i -го вида от предотвращения потерь на j -м объекте, находящемся в зоне улучшения состояния окружающей среды, р.; C_i – годовые эксплуатационные расходы на обслуживание и содержание основных фондов средозащитного назначения, р.; K_i – капиталовложения в создание средозащитных основных фондов, р.; E_H – нормативный коэффициент экономической эффективности капитальных вложений средозащитного назначения.

Общую экономическую эффективность капитальных вложений в средозащитные мероприятия (E_U) можно определить по формуле:

$$E_U = \frac{\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m (\Delta_{ij} - C)}{K} . \quad (1.73)$$

Для разработки комплексной эколого-экономической программы горнодобывающих предприятий предлагается использовать алгоритм расчета, разработанный в [9и10].

Оценка эколого-экономической эффективности комплексной программы производится на основе экономико-математического моделирования с учетом коэффициента приоритетности направления.

В результате экономико-математическая модель эколого-экономической оценки комплексной программы по снижению негативного воздействия на окружающую природную среду (ОПС) с целевой функцией максимизации эффективности имеет следующий вид:

$$\Delta = \sum_{t=1}^T \left[\sum_{i=1}^I \left(k_i \frac{Y_{ti} + \Pi_{ti} + D_{ti} + \Delta_{\text{сист}t}}{C_{ti} + K_{ti}} \right) \cdot \frac{1}{(1+e)^t} \right] \rightarrow \max , \quad (1.74)$$

где Y_{ti} – величина предотвращенного эколого-экономического ущерба от проведения i -го природоохранного мероприятия в t -ом году, р./год; Π_{ti} – величина изменения экологических платежей от проведения i -го природоохранного мероприятия в t -ом году, р./год; $\Delta_{\text{сист}t}$ – величина системного эффекта, возникающего от совместной реализации мероприятий различных направлений, р.; D_{ti} – величина дополнительного дохода от i -го природоохранного мероприятия в t -ом году, р./год; C_{ti} – эксплуатационные затраты на проведение i -го природоохранного мероприятия в t -ом году, р./год; K_{ti} – капитальные затраты на реализацию i -го природоохранного мероприятия в t -ом году, р./год; k_i – коэффициент приоритетности направления i -го

природоохранного мероприятия по снижению негативного воздействия на ОПС, ед; T – период реализации комплексной программы по снижению негативного воздействия на ОПС, лет; I – количество мероприятий в комплексной программе по снижению негативного воздействия на окружающую природную среду, $i \in I$; e – нормативная процентная ставка рефинансирования, %.

Приведенная модель реализуется при следующих ограничениях:

$$1) Y_1 \geq Y_2, \quad (1.75)$$

где Y_1 – величина эколого-экономического ущерба до проведения комплексной программы по снижению негативного воздействия на ОПС, р.; Y_2 – величина эколого-экономического ущерба после проведения комплексной программы по снижению негативного воздействия на ОПС, р.

$$2) P_1 \geq P_2, \quad (1.76)$$

где P_1 – величина экологических платежей до проведения комплексной программы по снижению негативного воздействия на ОПС, р.; P_2 – величина экологических платежей после проведения комплексной программы по снижению негативного воздействия на ОПС, р.

3) В качестве экономического ограничения принято условие достаточности средств, необходимых для реализации комплексной программы:

$$\frac{\sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^I (C_{ti} - K_{ti})}{\sum_{j=1}^J (F_j)}, \quad (1.77)$$

где F_j – объем денежных средств, поступающих из j -го источника финансирования комплексной программы по снижению негативного воздействия на ОПС, р.; J – количество источников финансирования комплексной программы по снижению негативного воздействия на ОПС, $j \in J$.

4) Условием рациональности реализации комплексной программы является превышение удельного эколого-экономического эффекта от реализации комплексной программы ресурсосберегающих, предотвращающих и компенсирующих мероприятий над удельным эффектом от отдельно реализуемого природоохранного мероприятия.

$$\mathcal{E}_{\text{уд КП}} \geq \mathcal{E}_{\text{уд ПОМ}}^{\text{max}}, \quad (1.78)$$

где $\mathcal{E}_{\text{уд КП}}$ – удельный эколого-экономический эффект от реализации комплексной программы по снижению негативного воздействия на ОПС; $\mathcal{E}_{\text{уд ПОМ}}^{\text{max}}$ – максимальный удельный эколого-экономический эффект от реализации отдельного природоохранного мероприятия.

Оценка эффективности принимаемых инженерных решений должна учитывать возникающие риски.

1.9. Оценка рисков при принятии решений

В инвестиционных проектах расчеты эффективности должны выполняться с учетом факторов риска. Риск – это опасность потерь вследствие возможного возникновения в ходе реализации проекта неблагоприятных ситуаций и последствий.

Относительно рассматриваемых в проекте вариантов необходимо прогнозировать ситуации развития внешних условий и факторов. При строительстве угольных предприятий в число наиболее влияющих на эффективность проекта включаются следующие факторы риска и ситуации:

1. Сценарии возможного развития ситуации в стране и регионе, могущие оказать сильное влияние на осуществимость либо эффективность проекта;

2. Группу макроэкономических факторов, в числе которых могут быть учтены: степень ожидаемого развития рыночных условий хозяйствования в целом; изменения методов ценообразования и уровень ожидаемых цен на внутреннем и внешнем рынках; потребность (спрос) в угле и др.;

3. Неподтверждение геологоразведочных данных, заложенных в проект: объемов угольных запасов поля; мощности угольных пластов; газообильности пластов и др.;

4. Неточность исходных данных или нормативов, использованных при расчетах и приведших к неподтверждению основных производственных параметров рассматриваемого проекта: мощности предприятия; сроков строительства и освоения проектной мощности; объемов работ по строительству объекта; числа задействованных горизонтов, забоев и др.;

5. Ошибки в значениях рассчитанных в проекте экономических показателей, определяющие результирующую величину риска предпринимателя и инвесторов. Среди них в определении: объема

приведенных капиталовложений; уровня цены реализуемого угля; уровня себестоимости; побочных негативных и позитивных последствий реализации рассматриваемого инвестиционного проекта и др.

Для расчета степени риска при оценке эффективности проекта могут использоваться следующие методы:

- формализованное описание и оценка неопределенности;
- корректировка параметров проекта и экономических нормативов, используемых в проектных расчетах;
- косвенный метод интегральной оценки возможных экономических последствий действия факторов риска;
- проверка устойчивости.

Метод формализованного описания и оценки неопределенности является наиболее точным и технически сложным в осуществлении. По данному методу инвестиционный риск, присущий варианту проекта, рассчитывается в виде суммы вероятностных величин потерь экономического эффекта, связанных с рассматриваемыми факторами риска. Выполнение расчетов включает следующие этапы:

- описание всего множества возможных условий реализации проекта и отвечающих этим условиям затрат, результатов и показателей эффективности;
- преобразование исходной информации о факторах неопределенности в информации о вероятностях отдельных условий реализации и соответствующих показателях эффективности проекта;
- определение показателей ожидаемой эффективности проекта в целом с учетом неопределенности условий его реализации.

Метод корректировки параметров проекта и применяемых в расчетах экономических нормативов путем замены их проектных значений на ожидаемые также позволяет учесть возможную неопределенность условий реализации проекта. Для этого:

- сроки строительства и выполнение других работ увеличиваются на среднюю величину возможных издержек;
- учитывается среднее увеличение стоимости строительства, обусловленное ошибками проектной организации, пересмотром проектных решений в ходе строительства и непредвиденными расходами;
- учитываются запаздывание платежей, неритмичность поставок сырья, материалов, внеплановые отказы оборудования, допускаемые

персоналом нарушения технологии, уплачиваемые и получаемые штрафы и иные санкции за нарушение договорных обязательств;

- в случае, если проектом не предусмотрено страхование участников от определенного вида инвестиционного риска, в состав его затрат включаются ожидаемые потери от этого риска.

Косвенный метод интегральной оценки возможных экономических последствий действия факторов риска применяется в случае отсутствия данных, необходимых для количественной оценки степени риска. Совокупное влияние факторов риска на уровень экономической эффективности проекта осуществляется с помощью коэффициента риска K_p .

Метод проверки устойчивости проекта позволяет установить возможные пределы изменения основных параметров проекта, при которых его реализация остается безубыточной. В данном пособии рассматриваемый метод представлен подробно.

Метод проверки устойчивости предусматривает разработку сценариев реализации проекта в наиболее вероятных или наиболее «опасных» для каких-либо участников условиях. По каждому сценарию исследуется, как будет действовать в соответствующих условиях организационно-экономический механизм реализации проекта, каковы будут при этом доходы, потери и показатели эффективности.

Степень устойчивости проекта по отношению к возможным изменениям условий реализации может быть охарактеризована показателями предельного уровня объемов производства, цен производимой продукции и другими параметрами проекта. Предельное значение параметра проекта для некоторого t -го шага – значение, при котором чистая прибыль участника в этом году становится нулевой.

2. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВЫХ ПРОЕКТОВ

2.1. Организация производства работ на подготовительных участках шахт

2.1.1. Общие положения

В составе курсового проекта по организации производства подготовительных работ выполняются разделы:

- исходные данные;
- расчет объемов работ;
- расчет трудоемкости и стоимости проведения 1 п.м. выработки;
- планирование штата и составление графика выходов рабочих;
- расчет и построение графика организации работ;
- расчет затрат на проведение выработки;
- расчет технико-экономических показателей и экономической эффективности.

Исходные данные для курсового проекта принимаются по данным шахты и сводятся в таблице 2.1.

На основании исходных данных выполняется расчет объемов работ при проведении выработки [15].

2.1.2. Расчет объемов работ при проведении выработки

Минимальная нормативная скорость проведения выработки за месяц V_H определяется в зависимости от следующих факторов: форма, площадь поперечного сечения и угол наклона выработки S_{CB} , способ проведения, крепость и объем присекаемых пород.

После определения минимальной нормативной скорости проведения выработки устанавливается ее месячная, максимальная достигнутая в данных условиях за последнее время на шахте-аналоге V_{PM} , но не ниже расчетной нормативной скорости V_H .

Принятая скорость проведения должна соответствовать расчетной, исходя из продолжительности сооружения выработки (t_{CB} , мес.)

$$t_{CB} = t_{\Pi} + t_{ТЧ} + t_{\text{ПР}} + t_3, \quad (2.1)$$

где t_{Π} – продолжительность подготовительных работ, мес.; $t_{ТЧ}$ – время на проведение технологической части выработки длиной

$L = 10-30$ м и установку в ней проходческого оборудования, мес.; $t_{\text{пр}}$ – время на проведение и крепление выработки с намеченной расчетной скоростью (V_{PM}), мес.; t_3 – продолжительность заключительных работ, мес.

В состав подготовительных работ входит: оснащение выработки проходческим оборудованием; прокладка к забою линий электро-снабжения (распределительный пункт), сжатого воздуха, связи, освещения, водоснабжения, оборудования подземного транспорта, устройство водоотвода или водоотлива; установка вентилятора местного проветривания и прокладка вентиляционного трубопровода; усиление крепи подводящей выработки и установка крепи сопряжения и др.

Продолжительность подготовительных работ определяется расчетом, в упрощенном случае можно принять в пределах – 0,5-0,8 мес.

Продолжительность проведения технологической части выработки ($t_{\text{ТЧ}}$ мес.), определяется:

$$t_{\text{ТЧ}} = \frac{L_{\text{ТЧ}}}{V_{\text{ТЧ}}} + t_{\text{T}}, \quad (2.2)$$

где $L_{\text{ТЧ}}$ – длина или объем технологической части выработки, мили м^3 ; $V_{\text{ТЧ}}$ – скорость проведения технологической части выработки, м/мес. или $\text{м}^3/\text{мес.}$; t_{T} – время установки постоянного проходческого оборудования и приведение его в рабочее состояние.

Скорость проведения технологической части выработки определяется в зависимости от принятой технологии и организации работ и принятых средств выемки горной массы. Если они не отличаются от условий проведения основной части выработки, то $V_{\text{ТЧ}} = (0,6 \div 0,8) \cdot V_{\text{М}}$. Время на установку постоянного проходческого оборудования и проведения его в рабочее состояние рассчитывается по нормативам трудоемкости этих работ и численности, работающих одновременно на этих работах. Ориентировочно продолжительность $t_{\text{М}}$ в зависимости от применяемых средств механизации выемки горной массы и ее транспортировки может быть принята $t_{\text{М}} = 0,1 - 0,3$ мес.

К заключительным работам относятся: демонтаж проходческого оборудования и подготовка выработки к сдаче в эксплуатацию, в том числе и установка постоянного оборудования (конвейеров, лебедок, рельсового пути и постоянной сети электроснабжения). Чаще всего $t_3 = 0,5 - 1,7$ мес.

Таблица 2.1. – Исходные данные

Показатель	Значения
Назначение выработки	
Срок ввода выработки в эксплуатацию, мес.	
Мощность пласта, м	
Угол падения пласта, град	
Плотность угля, м ³ /т	
Категория горных пород по буримости	
Относительная газообильность пласта, м ³ /т	
Приток воды в выработку, м ³ /ч	
Форма сечения выработки	
Площадь сечения в свету по углю, по породе, м ²	
Площадь сечения вчерне по углю, по породе, м ²	
Ширина выработки, м	
Периметр выработки до осадки, м	
Тип крепи	
Расстояние между рамами, м	
Вес одной рамы крепи, кг	
Тип бурильной установки	
Количество бурильных установок	
Приспособление для бурения	
Количество шпуров по углю, по породе, м ²	
Глубина шпура по углю, по породе, м	
Коэффициент использования шпура	
Тип комбайна	
Тип погрузочных машин	
Тип перегружателя	
Тип конвейера забойного	
Тип конвейера основного	
Размер секции конвейера, м	
Тип доставочного оборудования	
Ширина колеи, мм	
Тип рельсового пути	
Расстояние между шпалами, м	
Тип рельсов	
Тип шпал	
Тип вагонетки	
Грузоподъемность вагонетки, т	
Тип вентилятора	
Диаметр вентиляционных труб, м	
Способ проведения водоотливной канавки	
Площадь поперечного сечения водоотливной канавки, м ²	

Продолжительность проведения основной части выработки ($t_{\text{ПР,мес.}}$) определяется:

$$t_{\text{ПР}} = \frac{L_{\text{В}} - L_{\text{ТЧ}}}{V_{\text{ПР}}}, \quad (2.3)$$

где $L_{\text{В}}$ – полная длина выработки; $V_{\text{ПР}}$ – скорость проведения выработки, равная $V_{\text{М}}$, м.

Если продолжительность проведения выработки $t_{\text{СВ}}$ превышает ее срок ввода в эксплуатацию $T_{\text{В}} < t_{\text{СВ}}$, то принятая расчетная скорость проведения должна быть увеличена за счет осуществления нововведений в организацию производства.

Расчетный объем проведения выработки за сутки ($V_{\text{Рсут}}$, м/сут.) определяется:

$$V_{\text{Рсут}} = \frac{V_{\text{ПР}}}{n_{\text{РД}}}, \quad (2.4)$$

где $n_{\text{РД}}$ – число рабочих дней по проведению выработки. Расчетный объем проведения выработки за смену ($V_{\text{РСМ}}$, м/см.) определяется:

$$V_{\text{РСМ}} = \frac{V_{\text{СУТ}}}{n_{\text{СМ}}}, \quad (2.5)$$

где $n_{\text{СМ}}$ – число рабочих смен в сутки. Расчетный объем проведения выработки за цикл ($V_{\text{РЦ}}$, м) определяется:

$$V_{\text{РЦ}} = \frac{V_{\text{РСМ}}}{n_{\text{ЦС}}}, \quad (2.6)$$

где $n_{\text{ЦС}}$ – число циклов в смену.

Цикл в забое подготовительной выработки представляет собой периодически повторяющую совокупность всех процессов и операций, выполняемых в определенной последовательности на глубину одной заходки. При буровзрывных работах величина цикла принимается равной глубине шпуров, скорректированных на коэффициент использования шпура, и при применении комбайнов – расстоянию, пройденному без остановки комбайна, для возведения постоянной крепи.

Таким образом, объем проведения выработки за цикл ($V_{Ц}$, м) определяется при буровзрывном способе выемки горной массы:

$$V_{Ц} = L_{Ш} \cdot \eta, \quad (2.7)$$

где $L_{Ш}$ – средняя длина шпура, м; η – коэффициент использования шпура.

При комбайновом способе выемки горной массы объем цикла $V_{Ц}$ необходимо принимать величиной кратной расстоянию между рамами крепи и не более 2,0 – 3,0 м с учетом устойчивости кровли.

При проведении выработки в забое выполняются основные и вспомогательные рабочие процессы.

К основным производственным процессам принято относить разрушение горной массы в забое выработки и ее извлечение, крепление выработки. Вспомогательные процессы – это проветривание выработки, водоотлив, доставка оборудования и материалов, сооружение транспортных и других коммуникаций. Расчет объемов работ ведется на 1 м проведения выработки или на цикл.

При буровзрывном способе проведения выработки определяются:

- подвигание забоя за цикл ($L_{Ц}$, м):

$$L_{Ц} = L_{Ш} \cdot \eta, \quad (2.8)$$

- объем работ по бурению шпуров ($V_{Б}$, м):

$$V_{Б} = L_{Ш} \cdot n_{Ш}, \quad (2.9)$$

где $n_{Ш}$ – число шпуров, шт.;

- объем работ по погрузке горной массы ($V_{П}$, м):

$$V_{П} = L_{Ц} \cdot S_{ПР}, \quad (2.10)$$

где $S_{ПР}$ – сечение выработки в проходке, м²; принимается:

$$S_{ПР} = 1,05 \cdot S_{ВЧ}, \quad (2.11)$$

где 1,05 – коэффициент, учитывающий запас сечения на усадку крепи; $S_{ВЧ}$ – сечение вчерне, м²;

- объем работ по креплению выработки рамной крепью ($V_{КР}$, рам):

$$V_{КР} = \frac{L_{Ц}}{L_{Р}}, \quad (2.12)$$

где L_P – расстояние между крепежными рамами, м;
соответственно, при применении анкерной крепи (V_{KP} , шт.):

$$V_{KP} = n_A \cdot \frac{L_{Ц}}{L_P}, \quad (2.13)$$

где n_A – число анкеров на шаге крепи, шт.;

- объем работ по настилке рельсового пути ($V_{НП}$, м):

$$V_{НП} = L_{Ц}, \quad (2.14)$$

- объем работ по наращиванию скребкового конвейера ($V_{НК}$, м):

$$V_{НК} = \frac{L_{Ц}}{L_{СК}}, \quad (2.15)$$

где $L_{СК}$ – размер секций конвейера, м;

- объем работ по проведению водоотливной канавки ($V_{ВК}$, м), по креплению канавки желобами ($V_{КК}$, м), по навеске вентиляционных труб ($V_{НВ}$, м), по наращиванию оросительного, противопожарного става труб ($V_{ОТ}$, м):

$$V_{ВК} = L, \quad (2.16)$$

$$V_{КК} = L, \quad (2.17)$$

$$V_{НВ} = L, \quad (2.18)$$

$$V_{ОТ} = V_{ПТ} = L_{Ц}, \quad (2.19)$$

При комбайновом способе проведения выработки объем горной массы, вынимаемой проходческим комбайном (V_K , т):

$$V_K = L_{Ц} \cdot S_{ПР} \cdot \gamma, \quad (2.20)$$

где γ – плотность угля, т/м³.

Расчет других объемов работ при проведении выработки комбайновым способом осуществляется по (2.12 – 2.19).

2.1.3. Расчет трудоемкости и стоимости проведения 1 п. м выработки

Расчет трудоемкости выполняемых работ в подготовительном забое рабочими основных профессий (проходчиками) сводится в таблице 2.2.

Если используются показатели нормы времени, то в графе 8 таблицы 2.2 указываются показатели в чел./ч и чел./смен (определяется делением чел./ч на 6). Нормы времени и выработки по производственным процессам устанавливаются по Единым комплексным нормам выработки [11], со ссылкой в графе 11.

Установленная норма выработки ($N_{УС}$, м) (норма времени, ч.) определяется:

$$N_{УС} = N_{СБ} \cdot K_{П} . \quad (2.21)$$

Таблица 2.2 – Расчет затрат и стоимости труда

Процессы и работы	Профессия	Объём работ		Норма времени (норма выработки)			Трудоёмкость работ, чел./ч, (чел./смен)	Тарифная ставка, р.	Сумма затрат, р.	Основание для установления нормы
		ед. измерения	значение	$N_{СБ}$	$K_{П}$	$N_{УС}$				
Выемка угля комбайном										
Крепление выработки										
Другие процессы и работы										
Итого										

Тарифные ставки принимаются по данным шахты (гр. 9). Трудоёмкость выполнения работ по каждому процессу рассчитывается:

- при нормах времени (N , ч.) (гр. 4 × гр. 7)

$$N = V \cdot N_{УС} , \quad (2.22)$$

где $N_{УС}$ – установленная норма времени по процессу;

- при нормах выработки (N , м.) (гр. 4 / гр. 7)

$$N = \frac{V}{N_{УС}} , \quad (2.23)$$

Комплексная норма выработки (N_K , м) определяется

$$H_K = \frac{L_{\text{Ц}}}{\sum_{i=1}^n N_i}, \quad (2.24)$$

Расценка 1 м стоимости работ по оплате труда (P_K , р./м)

$$P_K = \frac{\sum_{i=1}^n Z_i}{L_{\text{Ц}}}, \quad (2.25)$$

2.1.4. Планирование штата и составление графика выходов рабочих

Явочная численность сменного звена проходческой бригады ($N_{\text{яз}}$, чел.) устанавливается на основании нормативной трудоемкости работ с учетом допустимого перевыполнения норм и числа циклов.

$$N_{\text{яз}} = \sum_{i=1}^n N_i \cdot n_{\text{ЦС}}, \quad (2.26)$$

где $n_{\text{ЦС}}$ – число циклов в смену определяется делением скорости проведения выработки за смену на подвигание забоя за цикл

$$n_{\text{ЦС}} = \frac{V_{\text{СМ}}}{L_{\text{Ц}}}, \quad (2.27)$$

Коэффициент перевыполнения норм ($K_{\text{П}}$) определяется

$$K_{\text{П}} = \sum_{i=1}^n N_i \cdot \frac{n_{\text{ЦС}}}{N_{\text{яз}}}, \quad (2.28)$$

Численность суточной бригады проходчиков ($N_{\text{С}}$, чел.) определяется исходя из численности сменного звена $N_{\text{яз}}$ и числа смен в сутки по проведению выработки

$$N_{\text{С}} = N_{\text{яз}} \cdot n_{\text{СМ}}, \quad (2.29)$$

где $n_{\text{СМ}}$ – число смен в сутки.

Численность рабочих по обслуживанию принимается по нормативам, разработанным на предприятии, а при их отсутствии по методическим рекомендациям [2]. Численность горнорабочих на доставку материалов и оборудования в забой, выполнение работ по технике безопасности рассчитывается исходя из суточных объемов работ и установленных норм выработки.

Численность подземных электрослесарей для выполнения ремонта принимается в соответствии с нормативами, установленными по сумме баллов ремонтной сложности действующего оборудования в выработке (участка). Расчет баллов ремонтной сложности приведен в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Расчет ремонтной сложности оборудования участка

Наименование оборудования	Единица измерения	Норма баллов	Количество	Сумма баллов
Комбайн				
Конвейер				
Прочее оборудование				
Итого:				

Численность дежурных электрослесарей принимается из расчета 1 чел./смену.

Численность машинистов подземных установок устанавливается согласно рекомендациям [2]. Численность рабочих по списку рассчитывается путем умножения явочной численности рабочих на коэффициент списочного состава. Этот коэффициент представляет собой частное от деления планового числа дней работы участка в год на среднее плановое число выходов одного рабочего за год.

Коэффициент списочного состава ($K_{СП}$) для подземных рабочих с пятидневной рабочей неделей при непрерывной работе участка рассчитывается по формуле

$$K_{СП} = \frac{T_K - T_{П}}{(T_K - T_{П} - T_{ВД} - T_{О}) \cdot K_{У}} , \quad (2.30)$$

где T_K – календарное число дней в году; $T_{П}$ – число праздничных дней в году; $T_{ВД}$ – число выходных дней рабочего по графику; $T_{О}$ – продолжительность отпуска; $K_{У}$ – коэффициент, учитывающий число невыходов по уважительным причинам, $K_{У} = 0,94 - 0,96$.

Списочный штат рабочих на смену составит ($N_{СП}$, чел.)

$$N_{СП} = N_{ЯР} \cdot K_{СП} , \quad (2.31)$$

где $N_{ЯР}$ – явочная численность рабочих, чел.

Численность инженерно-технических работников определяется в соответствии с типовыми нормативами штатов:

- начальник участка – 1 чел.;
- заместитель начальника участка – 1 чел.;

- помощник начальника участка – 1 чел.;
- механик участка – 1 чел.;
- горный мастер – 1 чел. в смену.

На основании полученных расчетов составляется таблица 2.4.

Таблица 2.4 – Численность работников участка

Профессия и должность	Явочная численность, чел.	Коэффициент списочного состава	Списочная численность, чел.
Проходчик			
Подземный электрослесарь			
Дежурный электрослесарь			
Машинист подземных установок			
Горнорабочий подземный			
Итого: рабочих			
ИТР			
Всего работников			

График выходов составляется на сутки с разбивкой по сменам для каждой профессии (таблица 2.5).

Таблица 2.5 – График выходов рабочих

Профессия рабочего	Численность, чел.					Выхода рабочих по сменам			
	смены				всего	I	II	III	IV
	I	II	III	IV					
Проходчик									
Подземный электрослесарь									
Дежурный электрослесарь									
Машинист подземных установок									
Горнорабочий подземный									

Для построения графика организации работ необходимо определить продолжительность каждого процесса (операции) проходческого цикла.

2.1.5. Расчет и построение графика организации работ

При буровзрывном способе выемки продолжительность процесса (t , мин) определяется

$$t = N \cdot \frac{K_{ТО}}{n_p \cdot K_{П}}, \quad (2.32)$$

где N – трудоемкость по операции, чел./см.; n_p – число рабочих выполняющих процесс; K_{TO} – коэффициент, учитывающий сокращение времени на выполнение технологических операций за счет потерь времени на зарядание, взрывание шпуров и проветривание; K_{II} – коэффициент, учитывающий выполнение норм.

$$K_{TO} = \frac{T_{Ц} - (T_{ВЗР} + T_{ПР})}{T_{Ц}}, \quad (2.33)$$

где $T_{Ц}$ – продолжительность цикла, мин; $T_{ВЗР}$ – продолжительность времени на зарядание и взрывание шпуров, мин; $T_{ПР}$ – время, необходимое для проветривания забоя после зарядания ($T_{ПР} = 15$ мин).

Продолжительность времени на зарядание, и взрывание шпуров ($T_{ВЗР}$, мин) определяется по формуле

$$T_{ВЗР} = n_{Ш} \cdot \frac{t_3}{N_3}, \quad (2.34)$$

где $n_{Ш}$ – количество заряжаемых шпуров, чел.; t_3 – время, необходимое на зарядание одного шпура (3-6 мин); N_3 – число рабочих, занятых на зарядание шпуров, чел.

При частичном совмещении проходческих операций во времени продолжительность выполнения работ определяются в следующей последовательности. Вначале задают время выполнения совмещенной части работы, число занятых на ней рабочих и вычисляют соответствующую этой части работы трудоемкость. Продолжительность выполнения оставшейся части работы определяют по невыполненной трудоемкости и числу рабочих, заканчивающих операцию, по той же формуле. При совмещении следует детально рассмотреть технологию проведения выработки, оценить возможность совмещения операций и выполнить расстановку рабочих в забое с учетом их полной занятости.

На графике целесообразно выделять из состава основных операций вспомогательные, например, разметку шпуров, подачу в забой бурильной техники, подготовку погрузочного оборудования к работе, обмен вагонеток при погрузке и другие. При этом их длительность принимается приблизительно из практического опыта или по забоям-аналогам. И наоборот, некоторые проходческие операции, которые выполняются не в каждом цикле, целесообразно на графике группировать, с тем, что бы бригада могла выполнять в каждом цикле одну

из работ по своему усмотрению (наращивание рельсовых путей, вентиляционных трубопроводов, проходку и крепление канавки, наращивание конвейера.)

При выемке горной массы комбайном расчет продолжительности проходческих процессов (операций) выполняется в следующей последовательности:

1. определяется продолжительность работы комбайна (T_K , мин) при выемке горной массы за смену

$$T_K = t_{ЗАХ} \cdot n_{ЗАХ}, \quad (2.35)$$

где $t_{ЗАХ}$ – время работы комбайна на одну величину заходки, мин.; $n_{ЗАХ}$ – количество заходов за смену

$$t_{ЗАХ} = 60 \cdot \gamma \cdot B \cdot \frac{S_{\Pi}}{Q_{\text{Э}}}, \quad (2.36)$$

где B – величина заходки, м; γ – объемный вес горной массы т/м³; S_{Π} – поперечное сечение выработки в проходке, м²; $Q_{\text{Э}}$ – эксплуатационная производительность проходческого комбайна, т/ч

$$Q_{\text{Э}} = Q_m \cdot K_{\text{Э}}, \quad (2.37)$$

где Q_m – теоретическая производительность комбайна, т/ч; $K_{\text{Э}}$ – коэффициент непрерывности работы комбайна (0,3–0,5)

$$Q_m = 3600 \cdot H \cdot B \cdot V_{\Pi} \cdot \gamma, \quad (2.38)$$

где V_{Π} – максимальная скорость перемещения исполнительного органа за единицу времени, м/с; m_p – мощность разрушаемого слоя угля или породы при поперечном перемещении органа по забою, м

$$m_p = \frac{D_k}{2}, \quad (2.39)$$

где D_k – диаметр коронки, м;

2. количество циклов выемки исполнительным органом комбайна (заходов) за смену ($n_{ЗАХ}$) с округлением до целого числа:

$$n_{ЗАХ} = \frac{V_{\text{СМ}}}{B}, \quad (2.40)$$

Продолжительность выполнения остальных рабочих процессов (операций) (t , мин)

$$t = t_{\text{СМ}} \cdot \frac{N_{\text{СМ}}}{n_{\text{р}}} \cdot K_{\text{п}}, \quad (2.41)$$

где $t_{\text{СМ}}$ – продолжительность смены, мин; $N_{\text{СМ}}$ – трудоемкость работ по данному рабочему процессу, чел./см.; $n_{\text{р}}$ – число рабочих, выполняющих данный рабочий процесс, чел.; $K_{\text{п}}$ – коэффициент перевыполнения норм.

При построении графика циклической организации работ в забое, оборудованном комбайном, с изображением возможной временной технологической цепочки необходимо использовать не только рекомендации по совмещению работ при буровзрывном способе выемки горной массы, но и учитывать, то, что процесс проведения выработки не имеет четко выраженной цикличности. Так при установке крепи в призабойной зоне, когда требуется остановка комбайна для крепления выработки, выемка угля и крепление выработки осуществляются циклично, в то же время вспомогательные процессы (операции) выполняются через несколько циклов (наращивание конвейера), раз в смену (наращивание вентиляционных труб) или раз в сутки (доставка материалов в забой, устройство водоотводной канавки, наращивание монорельса). Для эффективной эксплуатации комбайна рекомендуется суточную скорость принимать не менее 8-12 м в сутки, а численность проходчиков в зоне принимать в забоях сечением $S_{\text{СВ}} < 10 \text{ м}^2$, 4-5 чел., большего сечения – на одного проходчика рассчитывать 2-2,5 м^2 площади забоя в проходке.

Расчет длительности процессов сводится в таблице 2.6.

Таблица 2.6 – Продолжительность выполнения проходческих процессов

Наименование работ	Трудозатраты за цикл, чел./смен	Число рабочих, выполняющих процесс, чел.	Длительность процесса, мин
Выемка угля комбайном			
Крепление забоя.			
и др			

После построения графика организации работ выполняется в пояснительной записке ее описание. При этом используется описание организации работ при выполнении различных производственных процессов с указанием расстановки рабочих по содержанию,

представленному в сборнике норм выработки, опыту, заимствованному из источников работы передовых бригад.

На основании выполненных расчетов строится график организации работ (таблица 2.7).

Таблица 2.7 – График организации работ

Наименование работ	Трудоемкость, чел./смен	Продолжительность, мин	Смены			
			1	2	3	4
Выемка угля комбайном						
Крепление забоя						
и др.						

2.1.6. Расчет затрат на проведение выработки

Затраты на проведение выработки определяются по следующим элементам:

- оплата труда;
- начисления на оплату труда;
- материалы;
- амортизация используемого оборудования;
- электроэнергия.

Расчет платы труда производится в следующем порядке.

Определяется прямая заработная плата ($Z_{ПР}$, р.) рабочих подготовительного забоя:

$$Z_{ПР} = P_K \cdot V_M, \quad (2.42)$$

где P_K – комплексная расценка за 1 м проведения выработки;
 V_M – объем проведения выработки за месяц, м.

$$V_M = L_{Ц} \cdot n_{ЦС} \cdot n_{СМ} \cdot n_{РН}, \quad (2.43)$$

где $L_{Ц}$ – принятый объем проведения выработки за цикл по графику организации работ, м; $n_{ЦС}$ – число циклов за смену, принятому по графику; $n_{СМ}$ – число смен по проведению выработки в сутки; $n_{РН}$ – число дней работы по проведению выработки.

Заработная плата по должностным окладам ($Z_{ОИ}$, р.)

$$Z_{ОИ} = O_{И} \cdot N_{И}, \quad (2.44)$$

где $O_{И}$ – месячный оклад каждого работника (ИТР), р.; $N_{И}$ – число ИТР, чел.

Доплаты за работу в ночное время рассчитывается в размере 40 % часовой тарифной ставки за каждый отработанный час в ночное время (с 22 до 6 час.) ($Z_{дн}$, р.)

$$Z_{дн} = 0,4 \cdot \frac{n_{рД}}{t_{сМ}} \cdot T_{ст} \cdot t_{н} \cdot N_{ян} , \quad (2.45)$$

где $T_{ст}$ – тарифная ставка рабочих в ночную смену, р.; $t_{н}$ – число ночных часов рабочих, ч; $N_{ян}$ – число рабочих в ночную смену.

Доплаты за работу в ночное время для горных мастеров ($Z_{дни}$, р.)

$$Z_{дни} = 0,4 \cdot O_{и} \cdot t_{ни} \cdot \frac{N_{яи}}{n_{дн} \cdot t_{сМ}} , \quad (2.46)$$

где $t_{ни}$ – среднее число ночных часов одного горного мастера, ч; $N_{яи}$ – явочная численность, чел.

Премияльные выплаты ($D_{п}$, р.) устанавливаются в процентах от суммы прямой заработной платы:

$$D_{пр} = Z_{пр} \cdot \frac{P_{пр}}{100} , \quad (2.47)$$

$$D_{пп} = Z_{пп} \cdot \frac{P_{пп}}{100} , \quad (2.48)$$

$$D_{ок} = Z_{ок} \cdot \frac{P_{ок}}{100} , \quad (2.49)$$

где $P_{пр}$, $P_{пп}$, $P_{ок}$ – размер премии, соответственно, рабочих подготовительного забоя, обслуживающих рабочих и ИТР, %. Размер премий устанавливается согласно принятому положению по премированию на шахте-аналоге.

Доплаты за руководство бригадой определяется согласно существующему положению на шахте. В проекте можно принимать в размерах 10-15 % от месячной тарифной ставки бригадирам и 50 % от установленного размера звеньевым.

Доплаты за передвижение до рабочего места и обратно принимаются в размере часовой тарифной ставки за каждый выход рабочего. Прочие неучтенные доплаты следует принимать в размере 1 % от заработной платы рабочих подготовительного забоя.

Расчеты по фонду заработной платы сводятся в таблицу 2.8.

Доплаты, установленные районным регулированием, принимаются в размере 30 % от суммы прямой заработной платы и других доплат. Расчетная сумма оплаты труда ИТР относится на затраты по выработке в размере с учетом коэффициента долевого участия. Этот коэффициент определяется отношением единицы на количество проводимых на участке выработок.

Потребность в материалах определяется на основании паспорта крепления горной выработки, норм расхода на различные виды материальных ресурсов.

Расход материалов определяется в натуральном и денежном выражении. Расчет следует вести по материалам, используемым однократно (1 группа), и длительного пользования (2 группа). В состав материалов, используемых однократно, должны включаться: крепежные материалы (стойки, верхняки, деревянные, железобетонные, металлические и решетчатые затяжки, сетка, деревянные желоба, цемент, гравий): взрывчатые вещества, средства взрывания, зубки, коронки, резцы, инструмент, используемый однократно, смазочные материалы (масла, солидол), запасные части.

Расчет затрат для 1 группы материалов сводится в таблицу 2.9.

Таблица 2.9 – Затраты для однократно используемых материалов

Наименование материала	Ед. измерения	Норма расхода на 1 м	Объем проведения выработки за месяц, м	Месячный расход материала	Цена ед. материала, р.	Сумма затрат на материалы, р.
Крепежные материалы						
Стойки						
и т.д.						
Итого						

Расчет затрат на материалы 2 группы сводятся в таблицу 2.10.

Таблица 2.10 – Затраты на материалы долговременного пользования

Наименование	Ед. измерения	Норма расхода на 1 м	Объем проведения выработки за месяц, м	Цена за ед., р.	Сумма затрат на материалы гр. 3х гр.4х гр. 5	Срок службы	Сумма затрат на месячный объем, р.
Канаты							
Рештаки							
и т.д.							
Итого							

Затраты на неучтенные материалы (Z_M , р.) принимаются в размере 10 % от стоимости учтенных материалов. Общие затраты на материалы складываются.

$$Z_M = 1,1 \cdot (Z_{MO} + Z_{MM}), \quad (2.50)$$

где Z_{MO} – сумма затрат на материалы однократного пользования (Итого гр. 7 табл. 2.9), р.; Z_{MM} – сумма затрат на материалы длительного пользования (Итого гр. 8 табл. 2. 10), р.

Расчет месячной суммы амортизации (A_M , р.) производится исходя из балансовой стоимости оборудования и норм амортизации:

$$A_M = \Phi_{\Pi} \cdot \frac{N_A}{12} \cdot 100, \quad (2.51)$$

где Φ_{Π} – первоначальная (учетная) стоимость оборудования и других основных фондов, р.; N_A – годовая норма амортизации, %.

Стоимость оборудования и нормы амортизации принимаются по данным шахты или по данным (табл. III.2.1.3-III.2.1.5, III. 9.1).

Результаты расчета амортизационных отчислений (АО) за месяц сводятся в таблице 2.11.

Таблица 2.11 – Амортизационные отчисления

Наименование оборудования	Количество	Цена за ед., р.	Общая стоимость, р. гр. 2 x гр. 3	Годовая норма АО, %	Амортизационные отчисления	
					год гр. 4x гр. 5 / 100	месяц гр. 6 / 12
Комбайн						
Конвейер						
Перегружатель						
Другое оборудование						
Итого						Сумма

Затраты на электроэнергию ($Z_{Э}$, р.) рассчитываются по двухставочному тарифу, расходу электроэнергии за месяц и установленной мощности:

$$Z_{Э} = W_T \cdot T_y + P_{Э} \cdot T_A, \quad (2.52)$$

где W_T – установленная заявленная мощность машин и механизмов (итого гр. 2 таблице 2.12), кВт; $P_{Э}$ – месячный расход электроэнергии (итого гр. 8), кВт·ч; T_y – ставка (тариф) за 1 кВт максимума нагрузки, р./кВт; T_A – ставка (тариф) за 1 кВт·ч, р./кВт·ч.

Результаты расчета установленной мощности и расхода электроэнергии сводятся в таблицу 2.12.

Таблица 2.12 – Расчет расхода электроэнергии

Наименование	Мощность электродвигателя, кВт	Коэффициент нагрузки	Количество часов в сутки, ч	Суточный расход электроэнергии, кВт·ч	Количество дней работы участка в месяц, дн.	Месячный расход электроэнергии, кВт·ч	Наименование
Комбайн							
Конвейер							
Перегружатель							
Другое оборудование							
Итого							

Если машины или механизм имеет несколько электродвигателей, то данные построчно вписываются в гр. 2, 3, 4 табл. 2.12.

Продолжительность работы машины и механизма определяется по расчетным показателям графика организации работ в забое.

2.1.7. Расчет технико-экономических показателей экономической эффективности проекта

Планируемые объемы проведения выработки определяются на основании выполненных расчетов в разделе 2.1.2. Объем проведения выработки за смену (V_{CM}), за сутки ($V_{СУТ}$), за месяц (V_M) равны:

$$V_{CM} = L_{ц} \cdot n_{цс} \quad (2.53)$$

$$V_{СУТ} = V_{CM} \cdot n_{CM} \quad (2.54)$$

$$V_M = V_{СУТ} \cdot n_{дн} \quad (2.55)$$

Производительность труда рабочих по выработке ($\Pi_{MP, M}$):

$$\Pi_{MP} = \frac{V_M}{N_{СПР}}, \quad (2.56)$$

где $N_{СПР}$ – списочная численность рабочих.

Производительность труда проходчиков определяется в среднем за месяц и на выход по соответствующему объёму проведения выработки, численности и выходов работников.

Производительность проходчиков за месяц ($P_{МП}$, м):

$$P_{МП} = \frac{V_M}{N_{СПП}} , \quad (2.57)$$

где $N_{СПП}$ – списочная численность проходчиков.

Производительность труда проходчиков на выход ($P_{ВП}$, м):

$$P_{ВП} = \frac{V_M}{\sum B_{П}} \quad (2.58)$$

где $\sum B_{П}$ – сумма выходов проходчиков за месяц.

Себестоимость проведения горной выработки рассчитывается по элементу:

- оплата труда
- начисления на оплату труда;
- материалы;
- амортизация;
- электроэнергия.

Расчет затрат по элементам себестоимости проведения выработки приведен в 2.1.6 и в таблице 2.13.

Таблица 2.13 – Расчет затрат на 1 объема проведения выработки

Элементы затрат	Сумма затрат за месяц, р.	Месячный объем	Стоимость единицы 1 п.м
Материалы			
Оплата труда			
Начисление на оплату			
Электроэнергия			
Амортизация			
Себестоимость			

Начисления на оплату труда (строка 2 табл. 2.13) (Z_H , р.)

$$Z_H = N_C \cdot Z_{ОТВ} / 100 , \quad (2.59)$$

где N_C – социальный налог, %; $Z_{ОТВ}$ – затраты по оплате труда, приходящиеся на выработку участка (всего по выработке таблица 2.8) .

Показатели использования основных фондов.

Фондоотдача ($f_{осн}$, м/р.)

$$f_{осн} = \frac{V_{Г}}{\Phi_{осн}} , \quad (2.60)$$

где V_r – годовой объем проведения выработки, м.

Фондовооруженность ($f_{воор}$, р./чел.)

$$f_{воор} = \frac{\Phi_{осн}}{N_{сп}}, \quad (2.61)$$

где $\Phi_{осн}$ – стоимость основных фондов, р.

Энерговооруженность (ЭВ, кВт/чел.)

$$ЭВ = \frac{P_y}{N_{сп}}, \quad (2.62)$$

где P_y – установленная мощность энергоприемников, кВт.

Результаты расчета технико-экономических показателей и фактические показатели по шахте сводятся в таблицу 2.14.

Таблица 2.14 – Технико-экономические показатели проекта

Наименование	Значение		Отклонение
	проект	факт	
1. Объем проведения выработки, м:			
за цикл			
за смену			
за сутки			
за месяц			
за год			
2. Численность работников всего, чел.			
в том числе:			
рабочих			
проходчиков			
ИТР			
3. Производительность рабочих			
среднемесячная, т/мес.			
на выход, т/чел.			
4. Себестоимость 1 п. м, р.			
5. Экономия затрат, тыс. р.			

Проводится сравнение плановых и фактических показателей, рассчитывается условная годовая экономия по эксплуатационным затратам ($\mathcal{E}_{у.г.}$, р.)

$$\mathcal{E}_{у.г.} = (C_T - C_{п}) \cdot V_r \quad (2.63)$$

где C_T – себестоимость проведения 1 погонного метра (п. м) на шахте в аналогичных условиях; $C_{п}$ – плановая (проектная) себестоимость 1 п.м; V_r – годовой объем проведения выработки.

На основании расчета технико-экономических показателей проекта делаются выводы о целесообразности проведения выработки с разработанной организацией работ.

2.2. Организация производства работ на очистных участках шахт

2.2.1. Общие методические указания

Содержание курсового проекта по очистному участку предусматривает выполнение следующих разделов:

- исходные данные;
- расчет нормативной нагрузки на забой;
- расчет трудоемкости работ, комплексной нормы и расценки;
- расчет численности рабочих и составление графика выходов рабочих;
- расчет продолжительности выполнения рабочих процессов и составление организации труда в забое;
- расчет затрат на производство очистных работ;
- расчет технико-экономических показателей и экономической эффективности проекта.

2.2.2. Исходные данные для курсового проекта

Горно-геологические условия:

1. Мощность пласта, м.
 2. Объемный вес угля, т/м³.
 3. Угол падения пласта, град.
 4. Относительная газообильность пласта, м³/т.
 5. Категория по буримости
 - 1) угля;
 - 2) породы.
 6. Крепость горных пород:
 - 1) кровли;
 - 2) почвы.
 7. Устойчивость горных пород.
- Горнотехнические условия:
8. Порядок отработки выемочного поля.
 9. Длина выемочного участка, м.

10. Длина очистного забоя (лавы), м.
11. Технические характеристики механизированного комплекса (комбайна, секций крепи, конвейера, энергопоезда), крепи сопряжения, перегружателя и др.
12. Технические характеристики индивидуальной крепи в лаве и на сопряжениях.
13. Характеристики паспорта БВР в нишах.
Организационные условия:
14. Режим работы участка.
15. Режим работы рабочих.
16. Продолжительность смены, ч.
Экономические нормативные показатели:
17. Расход на 1000 т угля (зубков, смазочных материалов, лесных материалов, средств взрывания, взрывчатых веществ, эмульсии и пр.).
18. Расход буровых коронок на 1 м шпура, шт.

2.2.3. Расчет нагрузки на очистной забой

Норматив суточной нагрузки на очистной забой рассчитывается по нормативам, принятым на шахтах. Расчетная величина суточной нагрузки сравнивается с нормативной (таблица Ш.3.1.1). При этом она должна быть больше или равна нормативной нагрузке [14].

В конкретных условиях величина норматива нагрузки на очистной забой (A , т/сут) определяется по формуле:

$$A = [A_0 + \Delta A_m \cdot (m - m_0) \cdot 100 + \Delta A_l \cdot (l - l_0)] \cdot K, \quad (2.64)$$

где A_0 – величина норматива нагрузки на очистной забой, приведенный в таблицах сборника нагрузок, т/сут; ΔA_m – увеличение (уменьшение) норматива нагрузки на 1 см изменения вынимаемой мощности пласта; ΔA_l – увеличение (уменьшение) норматива нагрузки на 1 м изменения длины забоя, т/сутки; m_0 и l_0 – вынимаемая мощность пласта и длина очистного забоя, для которых норматив нагрузки приведен в таблицах сборника, м; l и m – конкретные условия, для которых определяется норматив нагрузки, м; K – поправочный коэффициент, равный произведению группы поправочных коэффициентов: на режим работы, объемный вес угля, ухудшение горно-геологических условий, разубоживание, вязко пластичность добываемых углей;

100 – коэффициент, учитывающий перевод мощности пласта из метров в сантиметры.

При использовании настоящих нормативов длина очистного забоя и вынимаемая мощность пласта принимаются по маркшейдерским данным. Нормативы рабочих скоростей подачи комбайнов устанавливаются в размерах, принятых при установлении паспортов норм и расценок на соответствующие забои.

При определении норматива нагрузки на очистной забой в конкретных условиях величины поправочных коэффициентов устанавливаются следующих условий:

а) на режим работы ($K_{\text{реж}}$):

$$K_{\text{реж}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}}}{1080} , \quad (2.65)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность добычной смены, мин; $n_{\text{см}}$ – число добычных смен в сутки, принимается $n_{\text{см}} = 3$

б) на объемный вес угля ($K_{\text{об.в.}}$):

$$K_{\text{об.в.}} = \frac{\gamma}{1,3} , \quad (2.66)$$

где γ – фактический объемный вес угля, т/м³, при расчете нормативной нагрузки принят – 1,3 т/м³.

в) на неустойчивую кровлю:

Нормативы нагрузки на очистной забой рассчитаны при разработке пластов с устойчивой (среднеустойчивой) кровлей и прочной или средней почвой. При неустойчивой кровле к нормативам нагрузок применять $K = 0,8$.

г) на разубоживание ($K_{\text{раз}}$):

$$K_{\text{раз}} = 1 + \frac{\gamma_n}{\gamma_y} \cdot \frac{m_{\text{пр}} + m_{\text{прис}}}{m_y} , \quad (2.67)$$

где γ_n – плотность пород в массиве, т/м³; γ_y – плотность угля в массиве, т/м³; m_y – вынимаемая мощность угля, по чистым пачкам, м; $m_{\text{пр}}$ – суммарная мощность породных прослоек, м; $m_{\text{прис}}$ – суммарная присекаемая мощность боковых пород, м.

д) на подвигание лавы за цикл ($K_{\text{под}}$):

$$K_{\text{под}} = r_{\text{ф}}/0,63 , \quad (2.68)$$

где r_{ϕ} – фактическая ширина захвата исполнительного органа, м; 0,63 – ширина захвата исполнительного органа принятая в расчетах.

е) пластичность угля ($K_{\text{впс}}$): для весьма хрупкого – 1,15; для хрупкого – 1,00; для вязкого – 0,85.

ж) на сложные горно-геологические условия ведения очистных работ осуществляется следующим образом.

Поправочный коэффициент на осложняющие условия ведения очистных работ, горно-геологические факторы при определении уровня нагрузки на очистной забой, работающий на однородном в горно-геологическом отношении участке выемочного столба ($K_{\text{геол.}}$), определяется по формуле:

$$K_{\text{геол.}} = 1 / \left[1 + \left(\frac{1}{K_{\text{р.н.}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{п.л.}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{т.кр.}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{пол}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{зат}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{обв}}} - 1 \right) \right], \quad (2.69)$$

где $K_{\text{р.н.}}$ – коэффициент, учитывающий работу лавы в зоне разрывного горно-геологического нарушения; $K_{\text{п.л.}}$ – коэффициент, учитывающий работу очистного забоя в зоне пластового геологического нарушения (утонения, размывы пласта); $K_{\text{т.кр.}}$ – коэффициент, учитывающий работу лавы с труднообрушаемой кровлей (как с проведением мероприятий по разупрочнению кровли, так и без их проведения), ед.; $K_{\text{пол.}}$ – коэффициент, учитывающий выкладку костров в полостях непосредственно кровли, образующихся в зоне выемки над секциями крепи при неустойчивых кровлях, ед.; $K_{\text{зат.}}$ – коэффициент, учитывающий затяжку неустойчивой кровли по всей длине лавы между грудью забоя и перекрытиями секций крепи; $K_{\text{обв.}}$ – коэффициент, учитывающий обводненность очистного забоя.

Поправочный коэффициент на разрывные геологические нарушения для пластов средней мощности ($K_{\text{р.н.}}$) определяется по формуле:

$$K_{\text{р.н.}} = \left(1 - 0,25 \cdot \frac{L_{\text{н}}}{L_{\text{л}}} \right) \cdot \left(1 - 0,5 \cdot \frac{n}{m} \right), \quad (2.70)$$

где $L_{\text{л}}$ – длина очистного забоя, м; $L_{\text{н}}$ – длина нарушения, м; n – амплитуда нарушения, м; m – мощность пласта, м.

Поправочный коэффициент на пластовые геологические нарушения при условии не затрагивания боковых пород принимается $K_{пл} = 1$, если сопротивляемость пласта резанию в зоне нарушения меньше сопротивляемости резанию свыше которой происходит снижение скорости подачи комбайна из-за недостаточной мощности привода.

При отсутствии мероприятий по разупрочнению труднообрушаемой основной кровли поправочный коэффициент $K_{т.кр.}$ – принимается согласно справочных данных (табл. III.3.1.4).

Прочность пород основной кровли $\sigma_{сж}^0$ (МПа) определяется

$$\sigma_{сж}^0 = \sigma \cdot K, \quad (2.71)$$

где K – коэффициент принимается по (табл. III.3.1.3).

При проведении мероприятий по разупрочнению тяжелой кровли вместо величин h_n и $\sigma_{сж}^0$ необходимо принимать, соответственно, h'_n и эквивалентное значение прочности пород основной кровли на сжатие (σ_3 , МПа) определяемые по формулам:

$$h'_n = h_n + h_m, \quad (2.72)$$

$$\sigma_3 = \left[\frac{0,05 \cdot L_0 \cdot \sqrt{\frac{L_l}{h_0 - h_m}}}{K_3 \cdot (0,73 + 0,75 \cdot m)} \right], \quad (2.73)$$

где h – мощность обрабатываемой части основной кровли, м; L_0 – шаг вторичных осадок без торпедирования, м;

$$L_0 = \frac{20 \cdot \sigma_{сж}^0{}^{0,24} \cdot h_0^{0,56}}{L_l^{0,56}}, \quad (2.74)$$

где h_0 – мощность основной кровли; K_3 – коэффициент эффективности мероприятия по разупрочнению кровли; $K_3 = 1,35$ – при торпедировании кровли, $K_3 = 1,55$ – при гидроторпедировании кровли.

Определение поправочного коэффициента на выкладку клетей в полостях пород непосредственной кровли над секциями крепи в зоне выемки (K_l) производится по формуле:

$$K_l = \frac{1}{1 + S \cdot T_0}, \quad (2.75)$$

где S – величина обнаженной площади кровли в зоне выемки, m^2 , принимается согласно (табл. III.3.1.5); T_0 – параметр, учитывающий потери рабочего времени на заделку полостей над секциями крепи.

Коэффициент, учитывающий уменьшение скорости крепления лавы в связи с затяжкой кровли, не допускающий обрушение неустойчивого слоя пород (пачки угля) применяется:

- при значительных дополнительных обнажениях кровли вследствие неработоспособности козырьков секций крепи или уходе груди забоя из-за интенсивного отжима пласта (при невозможности уступной схемы выемки);
- при мощности весьма неустойчивого слоя пород $h_{н.с.}$, существенно превышающего разность $(H_{кр} - m)$ между высотой верхнего предела раздвижности типоразмера крепи ($H_{кр}$) и вынимаемой мощностью пласта m (м).

Коэффициент, учитывающий затяжку кровли ($K_{зат.}$), определяется по формуле:

$$K_{зат} = \frac{1}{1 + 2\Delta(L_{зак} + L_{пл} + L_{коз})} , \quad (2.76)$$

где Δ – доля обнаженной площади кровли между грудью забоя и перекрытием крепи, подлежащая затяжке, ед.; $\Delta = 0,1 - 0,3$; $L_{зак}$ – расстояние между грудью забоя и козырьком крепи согласно паспорта крепления, м; $L_{зак} = 0,3$; $L_{пл}$ – дополнительное обнажение кровли вследствие ухода груди забоя в связи с интенсивным отжимом угля из верхних пачек пласта, м; $L_{коз}$ – размер козырька крепи; учитывается в расчетах только в случае полной неработоспособности козырьков при наличии весьма неустойчивого слоя на контакте между пластом и кровлей, превышающего разность между высотой верхнего предела раздвижной крепи $H_{кр}$ и вынимаемой мощностью пласта m .

Коэффициент, учитывающий обводненность очистного забоя $K_{обв}$ принимается согласно данных (табл. III.3.1.6) в зависимости от вида притока воды, условий ее стока из очистного забоя и вынимаемой мощности пласта.

По фактору проветривания нагрузка на забой (A_c , т/сут) определяется по формуле:

$$A_c = \frac{864 \cdot v \cdot S \cdot P}{K_H \cdot q_L} , \quad (2.77)$$

где v – допустимая правилами безопасности максимальная скорость движения воздуха вдоль забоя, м/с ($v = 4$ м/с); S – минимальная площадь поперечного сечения лавы, свободная для прохода воздуха, м², d – допустимая максимальная концентрация метана в исходящей струе, % ($d = 1$ %); K_H – коэффициент равномерного газовыделения по условиям шахты, 0,6-0,8; q_L – относительная метанообильность лавы; 864 – эмпирический коэффициент; P – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство, непосредственно прилегающее к призабойному пространству, 0,6-0,8.

Для определения нагрузки на очистной забой по техническим возможностям рассчитывается длительность цикла ($T_{Ц}$, мин):

$$T_{Ц} = L \left(\frac{1}{V_P} + \frac{1}{V_{пер}} + \sum t_A \right) K_0 K_{ПЗО} , \quad (2.78)$$

где L – длина лавы, м; V_P – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин; $V_{пер}$ – скорость перемещения машины при перегоне ее в исходное положение, м/мин (от 0 до 6 м/мин); $\sum t_A$ – суммарное время на вспомогательные операции цикла, отнесенные к 1 м длины лавы (при узкозахватной выемке принимается (0,04-0,06) мин/м; K_0 – коэффициент, учитывающий норматив времени на отдых ($K_0 = 1,12$); $K_{ПЗО}$ – коэффициент, учитывающий норматив времени на подготовительно-заключительные операции ($K_{ПЗО} = 1,15$).

При наличии на шахтах карт распределения шахтопластов по группам средней рабочей скорости (v_P , м/мин.) устанавливается по данным предприятия. При отсутствии групп скоростей по пластам определяется по формуле:

$$V_P = \frac{W \cdot K_c}{60 \cdot S_0 \cdot q_{Э}} , \quad (2.79)$$

где W – минимальная мощность главного электродвигателя комбайна при часовом режиме, кВт; K_c – коэффициент снижения мощности ($K = 0,7$); S_0 – площадь обработки забоя рабочим органом комбайна, м²; $q_{Э}$ – удельные энергоресурсы на 1 м³ штыба, кВт·ч:

$$S_0 = m \cdot r , \quad (2.80)$$

где m – мощность пласта, м; r – ширина захвата, подвигание забоя за цикл, м.

Количество циклов в сутки ($n_{Ц}$):

$$n_{Ц} = \frac{T_{СМ} \cdot n_{СМ}}{T_{Ц}} , \quad (2.81)$$

где $T_{СМ}$ – длительность смены, мин; $n_{СМ}$ – число смен по добыче угля; $T_{Ц}$ – длительность цикла, мин.

Производительность пласта ($P_{Пл}$, т/м²):

$$P_{Пл} = m \cdot \gamma , \quad (2.82)$$

где m – мощность пласта, м.

Подвигание лавы за сутки ($A_{Сут}$, м):

$$A_{Сут} = r \cdot n_{Ц} , \quad (2.83)$$

где r –подвигание забоя за цикл, м.

Подвигание лавы за месяц ($A_{Мес}$, м):

$$A_{Мес} = r \cdot n_{Ц} , \quad (2.84)$$

Среднесуточная добыча угля из лавы ($D_{Сут}$, т):

$$D_{Сут} = P_{Пл} \cdot A_{Сут} \cdot L \cdot K , \quad (2.85)$$

где K – коэффициент потерь.

Среднемесячная добыча угля из лавы ($D_{Мес}$, т):

$$D_{Мес} = P_{Пл} \cdot A_{Мес} \cdot L \cdot K , \quad (2.86)$$

Сравнивая проектируемую среднесуточную добычу угля с нормативной нагрузкой и с нормативом, рассчитанным по фактору проветривания, необходимо проследить, чтобы выполнялось следующее требование:

$$A_{Н} \leq D_{Сут} \leq A_{С} , \quad (2.87)$$

Если проектируемая среднесуточная добыча $D_{Сут}$ превышает величину $A_{С}$, то следует устанавливать $D_{Сут} = A_{С}$. Если проектируемая среднесуточная добыча будет меньше нормативной нагрузки $A_{С}$, то необходимо или принять меры по увеличению количества циклов в сутки, или проверить, правильно ли выбран тип очистного механизированного комплекса (комбайна) и все ли учтены горно-геологические условия.

2.2.4. Расчет трудоемкости работ, комплексной нормы выработки и расценки

Объемы работ определяются по рабочим процессам и операциям в очистном забое и выработках участка. К числу таких работ относятся: выемка угля в забое комбайном; передвижка крепи сопряжения на штреках; установка опережающих подхватов; уборка рельсового пути; установка оградительной крепи на штреке; техническое обслуживание и ремонт оборудования участка в ремонтно-подготовительную смену; работы по обслуживанию и управлению машинами и механизмами на участке; работы по доставке материалов и оборудования по выработкам участка в очистной забой; работы по технике безопасности.

Объем выемки угля комбайном за цикл (V_K , т.)

$$V_K = L \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot K_{ЭП}; \quad (2.88)$$

где $K_{ЭП}$ – коэффициент эксплуатационных потерь.

Объемы по передвижке крепи перегружателя и сопряжения ($V_{ПЕР}$, м.)

$$V_{ПЕР} = V_{КС} = r; \quad (2.89)$$

Объем по уборке рельсового пути ($V_{РП}$, м.)

$$V_{РП} = r; \quad (2.90)$$

Объем по установке металлических стоек ($V_{К.СТ}$, м.)

$$V_{К.СТ.} = r. \quad (2.91)$$

Результаты заносятся в табл. 2.15.

Расчет трудоемкости работ в забое ведется с учетом норм выработки [11]. Установленная норма выработки ($H_{УСТ}$, т) (гр. 5 табл. 2.15) учитывает поправочный коэффициент и определяется как:

$$H_{УСТ} = H_{СБ} \cdot K_{Ц}, \quad (2.92)$$

где $H_{СБ}$ – норма выработки, т [11].

Коэффициент цикличности $K_{Ц}$ (гр. 7) устанавливается по числу циклов за смену.

Объемы работ на смену ($V_{СМ}$, т) (гр. 8) определяются умножением объемов работ на цикл на коэффициент цикличности:

$$V_{СМ} = V_{Ц} \cdot K_{Ц}. \quad (2.93)$$

Количество человеко-смен (N , чел./см.) по остальным процессам (гр. 9) определяется делением сменного объема работ на установленную норму выработки:

$$N = \frac{V_{CM}}{H_{УСТ}}. \quad (2.94)$$

Тарифная ставка (гр. 11) устанавливается согласно указанному разряду. Оплата по каждому рабочему процессу (Z , р.) (гр. 12) определяются умножением тарифной ставки на количество выходов (чел./см.):

$$Z = T_{СТ} \cdot N. \quad (2.95)$$

Комплексная норма выработки ($H_{КОМ}$, т.) определяется делением объема работ на смену по процессу "выемка угля комплексом" на суммарное количество человеко-смен:

$$H_{КОМ} = \frac{V_{CM}}{\sum N}. \quad (2.96)$$

Комплексная расценка за 1 т угля ($P_{КОМ}$, чел.) определяется делением суммы заработной платы на объем работ на смену по процессу «Выемка угля комплексом»:

$$P_{КОМ} = \frac{\sum Z}{V_{CM}}. \quad (2.97)$$

2.2.5. Расчет численности работников участка и составление графика выходов

На участке планируется численность рабочих, оплачиваемых по сдельной и повременной системе оплаты труда. В курсовом проекте принимается суточная комплексная бригада на сдельной оплате труда. Явочный штат рабочих-сдельщиков ($N_{Я}$, чел.) определяется по формуле

$$N_{Я} = \frac{D_{СУТ}}{H_{КОМ} \cdot K_{ПЕР}}, \quad (2.98)$$

где $D_{СУТ}$ – суточная добыча, т; $H_{КОМ}$ – комплексная норма выработки, т/чел.; $K_{ПЕР}$ – коэффициент перевыполнения нормы выработки.

Коэффициент перевыполнения нормы выработки ($K_{ПЕР}$) составит:

$$K_{ПЕР} = \frac{\sum N}{N_{Я}}, \quad (2.99)$$

где N – суммарная трудоемкость по паспорту комплексной нормы выработки, чел.; $N_{Я}$ – явочная численность добычного звена, чел.

Явочный штат рабочих обслуживающего персонала (повременщиков) определяется по нормативам, установленным на шахте, или рекомендациям, указанным в табл. III.4.6-III.4.9.

К рабочим-повременщикам на участке относятся: горнорабочие забоя ремонтно-подготовительной смены; слесари планово-предупредительного ремонта; дежурные электрослесари, из расчета один человек в смену; подземные горнорабочие III разряда (лесодоставщики), из расчета один человек в смену; машинисты подземных установок (лебедок, конвейеров, монорельсовых дорог и др.); подземные горнорабочие I разряда, из расчета один человек в смену.

Штат рабочих по списку рассчитывается умножением явочной численности рабочих на коэффициент списочного состава. Этот коэффициент представляет собой частное от деления планового числа дней работы участка в год на среднее плановое число выходов одного рабочего за год.

Коэффициент списочного состава ($K_{СП}$) для подземных рабочих с пятидневной рабочей неделей при непрерывной работе участка рассчитывается по формуле:

$$K_{СП} = \frac{T_K - T_{П}}{(T_K - T_{П} - T_{В.Г} - T_{О})K_{У}}, \quad (2.100)$$

где T_K – календарное число дней в году; $T_{П}$ – число праздничных дней в году; $T_{В.Г}$ – число выходных дней рабочего по графику; $T_{О}$ – средняя продолжительность отпуска по каждой профессии; $K_{У}$ – коэффициент, учитывающий число невыходов по уважительным причинам.

При прерывной рабочей неделе ($K_{СП}$) рассчитывается по формуле

$$K_{СП} = \frac{T_K - T_{П} - T_{ВП}}{(T_K - T_{П} - T_{В.Г} - T_{О}) \cdot K_{У}}, \quad (2.101)$$

2.2.6. Расчет продолжительности выполнения рабочих процессов и составлении графика организации труда в забое

Определение времени на выемку угля комбайном ($t_{КОМ}$, мин):

$$t_{КОМ} = \frac{L}{V_P} \quad (2.102)$$

Определение времени на перегон комбайна (при односторонней схеме работы комбайна) ($t_{ПЕР}$, мин):

$$t_{ПЕР} = \frac{L}{V_{ПЕР}} \quad (2.103)$$

где $v_{пер}$ – скорость перегона комбайна, м/мин.

Продолжительность выполнения ручных работ (t , мин) (рабочих процессов) определяется по формуле

$$t = \frac{T_{СМ} \cdot N}{n_p \cdot K_{ПЕР}} \quad (2.104)$$

где $T_{СМ}$ – длительность смены, мин; N – число человеко-смен по данному рабочему процессу, чел./см.; n_p – количество рабочих, выполняющих данный рабочий процесс, чел.

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

Организация труда в очистном забое должна предусматривать описание последовательности выполнения рабочих процессов и организации труда по местам работ в смене, по добыче угля, описание состава и содержание работ на каждом рабочем месте с соблюдением требований правил безопасности.

2.2.7. Расчет затрат на производство очистного участка

Затраты на производство очистного участка рассчитывается по пяти элементам:

- оплата труда;
- начисления на оплату труда;
- материалы;
- амортизация;
- электроэнергия.

Затраты на оплату труда учитывают начисления по всем видам работ. Заработная плата по сдельным работам в забое ($Z_{СД}$, р.):

$$Z_{СД} = D_{МЕС} \cdot P_{КОМ}, \quad (2.105)$$

где $D_{МЕС}$ – добыча угля за месяц, т; $P_{КОМ}$ – комплексная расценка за 1 т, р./т.

Заработная плата по тарифным ставкам ($Z_{ТАР}$, р.):

$$Z_{ТАР} = T_{СТ} \cdot N_{ЯВ} \cdot t_{ПЛ}, \quad (2.106)$$

где $T_{СТ}$ – тарифная ставка, р.; $N_{ЯВ}$ – явочный штат рабочих, чел.; $t_{ПЛ}$ – количество дней работы забоя в месяц.

Заработная плата по должностным окладам инженерно-технических работников (ИТР) ($Z_{ОК}$, р.) рассчитывается:

$$Z_{ОК} = O_{МЕС} \cdot N_{ИТР}, \quad (2.107)$$

где $O_{МЕС}$ – месячный должностной оклад ИТР, р.; $N_{ИТР}$ – численность ИТР с одинаковым окладом, чел. Оклады ИТР принимаются по данным шахты.

Расчет доплат за работу в ночное время (D_H , р.)

$$D_H = \frac{0,4 \cdot T_{СТ}}{T_{СМ}} \cdot n_H \cdot N_{ЯСМ}, \quad (2.108)$$

где n_H – количество ночных часов за сутки, ч; $N_{ЯСМ}$ – число человек, работающих в одной смене, чел.; 0,4 – безразмерный коэффициент, учитывающий доплату за каждый час ночных смен 40% часовой тарифной ставки.

Премия за выполнение плана (заданий), ($D_{П}$, р.):

$$D_{П} = \frac{Z_{ПЛ} \cdot П}{100}, \quad (2.109)$$

где $Z_{ПЛ}$ – заработная плата по сдельным расценкам или тарифным ставкам, с учетом доплат за ночное время, р.; $П$ – размер премии, %.

Доплата бригадиру ($D_{БР}$, р.) за руководство бригадой при составляет 15 % от месячной тарифной ставки, сменным бригадирам – по 50 % от доплат бригадира ($D_{РУК}$, р.):

$$D_{БР} = 0,15 \cdot T_{СТ} \cdot n_{БМ}; \quad (2.110)$$

$$D_{ПУК} = D_{БР} + D_{БР} \cdot 0,5 \cdot n_{ЗВ}, \quad (2.111)$$

где $D_{БР}$ – доплаты бригадиру, р.; $n_{ЗВ}$ – число звеньевых бригадиров; $n_{БМ}$ – количество дней работы бригадира в месяц.

Доплата за нахождение в пути от ствола до места работы определяется произведением часовой тарифной ставки, время нахождения в пути и числа выходов ($D_{П}$, р.):

$$D_{П} = T_{СТЧ} \cdot N \cdot t_{НП}, \quad (2.112)$$

где $t_{НП}$ – число часов нахождения в пути за смену, ч.

На неучтенные работы могут отвлекаться рабочие-сдельщики, поэтому неучтенные доплаты принимаются в размере – 1 % от прямой сдельной заработной платы ($D_{ПРОЧ}$, р.):

$$D_{ПРОЧ} = Z_{СД} \cdot 0,01, \quad (2.113)$$

где $Z_{СД}$ – фонд прямой сдельной заработной платы.

Расчеты сводятся в таблицу 2.18.

Таблица 2.18 – Затраты по оплате труда работников участка

Профессия	Прямая з/пл по сдельным расценкам, окладам, р.	Доплата за работу в ночное время, р.	Премия, р.	Доплата за руководство, р.	Прочие неучтенные доплаты, р.	Районный коэффициент, р.	Итого з/пл, р.
Итого							ФЗП

Затраты по элементу "Начисления на оплату труда" – социальный налог и страхования ($C_{СН}$, р.) определяются по нормам (ставкам) от начисленного фонда оплаты труда (ФЗП)

$$C_{СН} = \frac{\PhiЗП \cdot H_{СН}}{D_{МЕС} \cdot 100}, \quad (2.114)$$

где $H_{СН}$ – ставка налога и начисления на оплату труда, %.

При расчете материальных затрат учитываются потребности материалов, относимых полностью на себестоимость при передаче их в производство.

Потребность в лесных материалах (P_L , м³) определяется на основании норм расхода на 1000 т добычи по паспорту крепления забоя (на шахте) либо по технологическим схемам:

$$P_L = \frac{H_L \cdot D_{МЕС}}{1000}, \quad (2.115)$$

где P_L – расход лесных материалов на месяц; H_L – норма расхода леса на 1000 т добычи, м³; $D_{МЕС}$ – месячный объем добычи, т.

Потребность взрывчатых веществ и электродетонаторов ($P_{ВВ}$, р.) определяется по норме расхода ВВ на 1000 т добычи угля ($H_{ВВ}$) на основании паспорта буровзрывных работ:

$$P_{ВВ} = \frac{H_{ВВ} \cdot D_{МЕС}}{1000} \quad (2.116)$$

Расход зубков для бурильных установок ($P_З$, р.), комбайна определяется по формуле

$$P_З = \frac{H_З \cdot 1000}{P_{ПЛ}}, \quad (2.117)$$

где $H_З$ – расход зубков на 1000 т добычи угля, шт.; $P_{ПЛ}$ – производительность пласта, т/м³.

Необходимое количество смазочных материалов ($P_{СМ}$, р.) можно определить по формуле

$$P_{СМ} = N_M \cdot (H_{СМЗ} \cdot n_{СМ} \cdot n_{ДН} + P_{РАЗ} \cdot n_З), \quad (2.118)$$

где $P_{СМ}$ – необходимое количество масла в планируемом периоде, кг; N_M – число однотипных машин; $H_{СМЗ}$ – сменная норма расхода смазки на одну машину, кг; $n_{СМ}$ – число рабочих смен машины в сутках; $n_{ДН}$ – число рабочих дней в планируемом периоде; $P_{РАЗ}$ – разовый расход при замене отработанного масла, кг; $n_З$ – количество замен масла в планируемом периоде.

Нормативные показатели расхода смазочных материалов определяются по картам смазки оборудования или средним нормам, установленным на шахте.

Расчет потребности в материалах, относимых на себестоимость в сметно-нормализованном порядке через счет «Расходы будущих периодов» выполняется по металлической крепи, используемой при

креплении ниш, оборудования, на сопряжениях лавы с выработками, и других.

Потребность в металлической крепи определяются по паспорту крепления лавы и рассчитываются в штуках по типоразмерам. Учитываются также потери (3 % в месяц) и износ крепи, исходя из среднего срока службы металлической крепи в очистных забоях.

Потребность в гибком кабеле, цепях, рештаках и других материалов долговременного пользования определяется по нормативам участка шахты. Ежемесячная сумма погашения затрат определяется делением первоначальной стоимости на срок службы указанных материалов. Все расчеты сводятся в таблицу 2.19.

Затраты по элементу «Амортизация» (АО) определяются по стоимости и нормам амортизации оборудования, находящемуся в работе. Расчет амортизационных затрат приведен в таблице 2.20.

Таблица 2.19 – Сводная таблица затрат по материалам

Наименование материалов	Расход в натуральном исчислении	Цена, р.	Затраты на месяц, р.
Лесные, всего на 1000 т			
Взрывчатые вещества – всего на 1000 т			
Электродетонаторы и другие ВВ – всего на 1000 т			
Зубки			
Материалы, расходы будущих периодов			
"Расходы будущих периодов" – всего, в том числе:			
металлическая крепь			
трубы вентиляционные			
кабель гибкий			
Цепи			
Рештаки			
Прочие			

Затраты на электроэнергию по участку ($Z_{\text{Э}}$, р.) определяются по формуле:

$$Z_{\text{Э}} = W_T \cdot T_{\text{У}} + P_{\text{Э}} \cdot T_{\text{А}}, \quad (2.119)$$

где W_T – установленная на участке мощность трансформаторов или высоковольтных двигателей с максимальной нагрузкой, кВт;

T_y – тариф за 1 кВт установленной мощности или максимальной мощности двигателей, р./кВт; P_{Σ} – плановое или фактическое потребление электроэнергии за планируемый период, кВт·ч; T_A – тариф за 1 кВт·ч потребленной электроэнергии, р./кВт·ч.

Таблица 2.20 – Расчет амортизационных отчислений

Наименование машин, механизмов, оборудования	Балансовая стоимость, р.		Количество в работе, шт.	Размер АО, %	Σ АО, р.
	единицы	всего			
Комбайн				3,00	
Секции механической крепи				2,85	
Конвейер скребковый				2,45	
Конвейер ленточный				1,75	
Крепь сопряжения				2,85	
Агрегат пусковой				3,50	
Пускатели магнитные				3,50	
Лебедка				2,43	
Перегружатель				3,17	
Итого					

Величины W_T и P_{Σ} определяются в таблице 2.21.

Таблица 2.21 – Расчет потребляемой и установленной мощности

Наименование оборудования	Количество	Установленная мощность, кВт	Число часов работы	Потребленная электроэнергия в месяц, кВт·ч
Комбайн и т.д.	1	320	300	96000

Себестоимость 1 т угля определяется по каждому элементу как частное от деления суммы затрат по данному элементу на месячную добычу. При определении себестоимости единицы добычи угля используются ранее определенные затраты. Результаты расчета себестоимости сводятся в таблице 2.22.

Таблица 2.22 – Состав затрат по себестоимости

Элементы затрат	Себестоимость 1 т угля, р.
1. Заработная плата	
2. Материалы	
3. Амортизация	
4. Электроэнергия	
5. Отчисления на социальные нужды	
Итого	

2.2.8. Расчет технико-экономических показателей и экономической эффективности

К технико-экономическим показателям курсового проекта относятся показатели, представленные в таблице 2.23, а также:

Фондоотдача (f_{OTD} , т/р.):

$$f_{OTD} = \frac{D_{MЕС}}{\Phi_{OCH}}, \quad (2.120)$$

где Φ_{OCH} – стоимость основных фондов, р.

Фондоемкость (f_{EMK} , р./т)

$$f_{EMK} = \frac{\Phi_{OCH}}{D_{MЕС}}. \quad (2.121)$$

Фондовооруженность (f_{BOOP} , р./чел.)

$$f_{BOOP} = \frac{\Phi_{OCH}}{N_{СП}}, \quad (2.122)$$

где $N_{СП}$ – списочная численность рабочих участка.

Таблица 2.23 – Технико-экономические показатели

Наименование показателей	Значение		Отклонение
	проект	факт	
Месячная добыча, т			
Число рабочих дней в месяц			
Списочная численность комплексной бригады, чел.			
Производительность труда в бригаде, т/мес.			
Производительность труда на выход 1 рабочего бригады, т/мес.			
Трудоемкость работ, чел./смен/1000 т			
Затраты на добычу 1 т – всего, р.			
В том числе по элементам:			
- оплата труда			
- начисления на оплату труда			
- материалы			
- амортизация			
- электроэнергия			
Фондоотдача			
Фондоемкость			
Фондовооруженность			
Экономический эффект, тыс. р.			

По данным таблицы 2.23 производится оценка результатов проектирования организации производства на очистном участке и выдаются рекомендации по ее использованию.

2.3. Организация производства работ на горных участках разрезов

2.3.1. Общие положения

Содержание курсового проекта должно предусматривать выполнение следующих разделов [13, 16]:

- исходные данные проекта;
- расчет производительности по фронту горных работ;
- расчет производительности добычных забоев и автотранспорта;
- расчет трудоемкости работ и персонала участка;
- расчет затрат на производство добычных работ;
- расчет технико-экономических показателей и эффективности производства.

Исходные данные для курсового проекта:

Горно-геологические условия:

1. Мощность пласта, м;
 2. Объемный вес угля, т/м³;
 3. Угол падения пласта, град.;
- Горнотехнические условия:

4. Технологическая схема;
5. Ширина уступа, м;
6. Высота уступа, м;
7. Угол откоса, м;
8. Тип экскаватора;

Экономические показатели:

9. Расход материалов на 1000 т, (шт, кг);
10. Затраты на прочие материалы, (р.);
11. Стоимость оборудования, (тыс. р.);

Организационные условия:

12. Режим работы участка;
13. Режим работы рабочих;
14. Продолжительность смены, ч.

2.3.2. Расчет производительности горного участка

Годовой объем добычи угля ($V_{ПИ}$, м³/г.)

$$V_{ПИ} = \frac{A_{ГОД}}{\rho_{ПИ}}, \quad (2.123)$$

где $A_{ГОД}$ – годовая производительная мощность разреза, т/г.;
 $\rho_{ПИ}$ – плотность полезного ископаемого, т/м³.

Определение годового объема вскрышных пород (V_B , м³/г.)

$$V_B = A_{ГОД} \cdot K_{СР}, \quad (2.124)$$

где $K_{СР}$ – средний коэффициент вскрышных работ, м³/т.

Определение годового объема горной массы ($V_{ГМ}$, м³/г.)

$$V_{ГМ} = V_B + V_{ПИ}, \quad (2.125)$$

где $V_{ГМ}$ – годовой объем горной массы перерабатываемой, м³/г.

Годовой объем вскрышных работ подлежащих бурению ($V_{В.БУР}$, м³)

$$V_{В.БУР} = V_B, \quad (2.126)$$

Аналогично рассчитываются объемы добычи угля по участку за месяц. Сменная нагрузка экскаватора ($Q_{СМ}$, м³)

$$Q_{СМ} = \frac{60 \cdot n \cdot T \cdot E \cdot K_{ИСП} \cdot K_{НАП}}{K_{РАЗ}}, \quad (2.127)$$

где n – число циклов в минуту; T – количество часов работы в смену, ч.; E – емкость ковша, м³; $K_{НАП}$ – коэффициент наполнения ковша; $K_{ИСП}$ – коэффициент использования оборудования во времени; $K_{РАЗ}$ – коэффициент разрыхления.

Суточную нагрузку по каждому типу экскаваторов определяют исходя из сменной производительности и режима работы (табл. 2.24)

Таблица 2.24 – Производительность работы экскаваторов

Тип оборудования	Виды работ	Сменная производительность, м ³	Суточная производительность, м ³	Месячная производительность, м ³
ЭКГ - 4,6 №1	Добыча			
ЭКГ - 4,6 №2	Добыча			
ЭШ-10/70 №1	Вскрыша			

Суточная нагрузка экскаватора ($Q_{СУТ}$, м) определяется

$$Q_{СУТ} = Q_{СМ} \cdot n_1, \quad (2.128)$$

где n_1 – количество смен в сутки.

Месячная нагрузка группы однотипных экскаваторов ($Q_{СУТ}$, м) определяется

$$Q_{МЕС} = Q_{СУТ} \cdot n_2 \cdot K_{ЭКСК}, \quad (2.129)$$

где n_2 – количество рабочих дней в месяц; $K_{ЭКСК}$ – количество однотипных экскаваторов на участке.

Число дней работы в месяц (n_2 , дн.) определяется

$$n_2 = N_{М} - n_{ВЫХ} - n_{РЕМ} - n_{ПРАЗД}, \quad (2.130)$$

где $N_{М}$ – календарное число дней в месяц; $n_{ВЫХ}$ – количество выходных; $n_{РЕМ}$ – число дней на ремонт экскаватора; $n_{ПРАЗД}$ – число праздничных дней.

Месячный объем по каждому экскаватору, по каждому виду работ и в целом по участку сводится в таблицу 2.25.

Таблица 2.25 – Виды и объемы работ по экскаваторам

Виды работ	Месячные объемы работ по экскаваторам			Всего по участку
	ЭКГ - 4,6 (№1)	ЭКГ - 4,6 (№2)	ЭШ -10/70 (№3) и т.д.	
Добыча, т				
Вскрыша, м ³				
в т.ч.				
на автомобильный транспорт				
на ж.д. транспорт				
перезакавка				

Необходимое количество экскаваторов ($N_{РЭ}$, шт.) в работе (рабочий парк):

$$N_{РЭ} = \frac{V_{ГМ}}{Q_{ГОД}}, \quad (2.131)$$

где $V_{ГМ}$ – годовой объем горной массы перерабатываемой, м³/год.

Общее количество (инвентарный парк) экскаваторов ($N_{ИЭ}$, шт.)

$$N_{ИЭ} = N_{РЭ} \cdot K_{РН}, \quad (2.132)$$

где $K_{рп}$ – коэффициент резерва экскаваторов ($K_{рп}= 1,2-1,4$).

2.3.3. Расчет трудоемкости работ и численности работников горного участка

В зависимости от производственного процесса, вида транспорта определяются нормы производительности экскаваторов.

При погрузке горной массы ($H_B, м^3$) в железнодорожный транспорт

$$H_B = \frac{T_{CM} - T_{ПЗ} - T_{ЛН} - T_{ТП}}{T_{ПС} + T_{ОБМ}} \cdot V_C, \quad (2.133)$$

где T_{CM} – продолжительность смены, мин; $T_{ПЗ}$ – время на выполнение подготовительно-заключительной работы; $T_{ОБМ}$ – время обмена состава, мин; $T_{ЛН}$ – время на личные надобности, мин; $T_{ТП}$ – время технологических перерывов из-за неравномерности подачи состава под погрузку, мин; V_C – объем горной массы в составе, $м^3$.

При погрузке горной массы ($H_B, м^3$) в автосамосвалы

$$H_B = \frac{T_{CM} - T_{НА} - T_{ЛН} - T_{ТП}}{T_{ПЛ} + T_{УП}} \cdot V_A, \quad (2.134)$$

где $T_{НА}$ – время погрузки одного автосамосвала, мин; $T_{ЛН}$ – время на личные надобности, мин; $T_{ТП}$ – время технологических перерывов из-за неравномерности подачи состава под погрузку, мин ($T_{ТП}= 50$ мин); V_A – объем горной массы в автосамосвале, $м^3$ в плотном состоянии; $T_{УП}$ – время установки автосамосвала под погрузку, мин.

При экскавации горной массы ($H_B, м^3$) в отвал, при приеме породы в железнодорожные отвалы и переэкскавации горной массы в отвал

$$H_B = \frac{(T_{CM} - T_{ПЗ} - T_{ОТД} - T_{ЛН} - T_{РП}) \cdot 60}{T_{Ц}} \cdot Q_K, \quad (2.135)$$

где T_{CM} – продолжительность смены, мин; $T_{ОТД}$ – время на отдых, мин; $T_{ПЗ}$ – время на выполнение подготовительно-заключительной работы; $T_{РП}$ – время ремонтных перерывов, мин; $T_{ЛН}$ – время на личные надобности, мин; $T_{Ц}$ – оперативное время на цикл экскавации, сек; Q_K – объем горной массы в ковше, $м^3$.

При проведении работ в зимних условиях нормами выработки применяется поправочный коэффициент.

Расчет производительности бурового станка (H_B , м/смену)

$$H_B = \frac{T_{CM} - T_{HA} - T_{ЛH}}{T_O - T_B}, \quad (2.136)$$

где T_B – время на выполнение вспомогательных операций, мин; T_O – время на выполнение основных операций, приходящихся на 1 м, мин.

При бурении скважин время на отдых не предусмотрено ввиду частичной подмены машиниста бурового станка помощником машиниста и возможности отдыха в процессе выполнения основных операций.

Годовой режим работы участка принимается по условиям работы разреза (указать применяемый график). Число смен в сутки и продолжительность смен принимается из расчета обеспечения планового суточного объема производства.

На участке планируется явочная и списочная численность рабочих-сдельщиков, рабочих-повременщиков и ИТР.

Списочная численность ($Ч_C$, чел.) определяется по формуле

$$Ч_C = Ч_Я \cdot K_{СП}, \quad (2.137)$$

где $Ч_Я$ – явочная численность работников, чел; $K_{СП}$ – коэффициент списочного состава.

Коэффициент списочного состава ($K_{СП}$) при непрерывной работе участка рассчитывается по формуле

$$K_{СП} = \frac{T_K - T_N}{(T_K - T_N - T_B - T_A) \cdot K_V} \quad (2.138)$$

где T_B – число выходных дней рабочего по графику; T_K – календарное число в году; T_N – число праздничных дней в году; T_O – средняя продолжительность отпуска; K_V – коэффициент, учитывающий число невыходов по уважительным причинам ($K_V = 0,96$).

Коэффициент списочного состава определяется для группы рабочих, имеющих разные показатели по продолжительности отпуска и выходимости. Рассчитывается для разных групп рабочих.

Численность инженерно-технических работников определяется в соответствии с типовыми нормативами штатов с учетом производственной мощности участка.

Численность рабочих-сдельщиков принимается по числу работающих на участке экскаваторов в зависимости от установленного проектом объема горной массы за месяц в соответствии с принятой методологией планирования сменной нормы выработки (м^3 горной массы) и агрегатной расценки за 1 тыс. м^3 (р.).

Численность рабочих повременщиков устанавливается исходя из нормативов обслуживания используемого оборудования, норм технического обслуживания, соблюдения техники безопасности и т.п.

Численность вспомогательных рабочих определяется по расстановке их на рабочих местах.

График выходов рабочих составляется на сутки с разбивкой по сменам для каждой профессии представлен в табл. 2.26.

Таблица 2.26 – График выходов рабочих

№ п/п	Профессия рабочего	Численность рабочих, чел.				Выхода рабочих		
		в смену			всего	смены		
		I	II	III		I	II	III
1	Машинист экскаватора							
2	Пом. машиниста экскаватора							
3	Электрослесарь							
4	Машинист бульдозера и др.							
	Итого рабочих							

Если водители автосамосвалов и персонал по обслуживанию и ремонту их принадлежат другой организации – автобазе, то при расчете экономических показателей разреза они не учитываются.

Расчет численности рабочих и ИТР представлен в таблице 2.27.

Среднемесячная производительность рабочего по добыче ($P_{CP.M}$, т/чел):

$$P_{CP.M} = \frac{D_{MЕС}}{n_{СП}}, \quad (2.139)$$

где $D_{MЕС}$ – месячный объем добычи на участке, т; $n_{СП}$ – списочная численность рабочих на участке, чел.

Производительность труда на выход ($P_{ВЫХ}$, т/чел):

$$P_{ВЫХ} = \frac{D_{СУТ}}{n_{ЯВ}}, \quad (2.140)$$

где $D_{сут}$ – суточная добычи на участке, т; $n_{яв}$ – явочная численность рабочих, чел.

Таблица 2.27 – Численность работников горного участка

Профессия, должность	Количество единиц оборудования	Нормативная численность на единицу оборудования, чел.		Явочная численность, чел.		Коэффициент, $K_{СП}$	Списочная численность, чел.	
		смену	сутки	смена	сутки		смена	сутки
Рабочие:								
Машинист экскаватора								
Пом. машиниста экскаватора								
Машинист бульдозера								
Машинист грейдера								
Машинист бурстанка								
тракторист								
Газоэлектросварщик								
электрослесарь								
слесарь								
Машинист насосной установки и др.								
Итого рабочих:								
ИТР:								
начальник участка								
зам. начальника участка								
механик								
горный мастер								
Итого ИТР								
ВСЕГО								

2.3.4. Расчет затрат на производство работ на горном участке

Себестоимость добычи угля на участке определяется делением суммы затрат $\sum Z$ на объем работ $D_{мес}$ (2.153).

При расчете себестоимости учитываются затраты на выполнение месячного объема добычи угля по экономическим элементам:

оплата труда, начисления на оплату труда (социальные нужды), материальные затраты, амортизация и электроэнергия.

В этом разделе следует дать понятие об издержках производства, расходах, раскрыть понятие и сущность себестоимости, указать ее виды, классификацию, структуру и отраслевые особенности формирования затрат, включаемых в себестоимость.

Прямая сдельная заработная плата (Z_{CD} , р.) определяется произведением расценки 1 т горной массы на месячный объем работ

$$Z_{CD} = P \cdot V_{GM} \quad (2.141)$$

Повременная заработная плата рабочих определяется произведением тарифной ставки i -ой группы рабочих T_{CTi} на число выходов i -ой группы рабочих.

$$Z_{CD} = \sum_{i=1}^{n_{РАБ}} T_{CTi} \cdot N_{Vi} \quad (2.142)$$

Число выходов каждой группы рабочих (N_{Vi}) определяется произведением явочной численности $Ч_{Яi}$ на число дней работы участка $n_{ДН}$

$$N_{Vi} = Ч_{Яi} \cdot n_{ДН} \quad (2.143)$$

Зарботная плата руководителей участка (Z_{CD} , р.) определяется суммой их окладов

$$Z_{CD} = \sum O_j \cdot Ч_{ИТРj} \quad (2.144)$$

где $Ч_{ИТРj}$ – число руководителей j -ой группы.

Доплаты за ночное время (Z_H , р.) рассчитываются произведением числа ночных часов $N_{НЧ}$ на 40 % часовой тарифной ставки (0,4 в долях)

$$Z_H = N_{НЧ} \cdot 0,4 \cdot T_{CT} \quad (2.145)$$

Ночными часами считается время с 22⁰⁰ до 06⁰⁰.

Суммы премий за выполнение плана рассчитываются в соответствии с установленным размером положением о премировании. При проектировании размеры премий принимаются: для машинистов экскаваторов и их помощников размер премии установлен 80 %, для водителей тракторов и их помощников – 70 %, для водителей бульдозеров и их помощников – 60 %, для водителей самосвалов и их помощников – 50 %, для водителей фронтальных погрузчиков и их помощников – 40 %, для водителей грейдеров и их помощников – 30 %, для водителей бульдозеров и их помощников – 20 %, для водителей экскаваторов и их помощников – 10 %.

электрослесарей 60 %, машинистов насосных установок 40 %, других рабочих 30 %, для ИТР 100 %. Сумма премий устанавливается в процентах от прямой заработной платы.

Доплаты бригадирам ($Z_{БР}$, р.) установлены в размерах, определенных на разрезе: бригадиру машинистов экскаватора – 15 % от месячной тарифной ставки, бригадиру электрослесарей – 10 %.

$$Z_{БР} = K_{БР} \cdot T_{БР} \cdot n_{ВБР}, \quad (2.146)$$

где $K_{БР}$ – коэффициент доплат бригадиру, ед; $T_{БР}$ – сменная тарифная ставка бригадира, р.; $n_{ВБР}$ – число выходов бригадира, дн.

Неучтенные затраты на оплату труда устанавливаются в размере 2 % от общей суммы затрат на оплату труда рабочих.

Расчеты затрат на оплату труда сведены в таблицу 2.28.

Начисления на оплату труда ($Z_{НОТ}$, р.) включают: социальный налог и страхование от несчастных случаев до 5,4 % от начисленной оплаты труда. Общий коэффициент отчислений от оплаты труда ($H_{НОТ}$) – 31,4 %

$$Z_{НОТ} = \sum Z_{ОТ} \cdot H_{НОТ}, \quad (2.147)$$

где $H_{НОТ}$ – ставка начислений на оплату труда, ед.

Расчет потребности материалов, относимых полностью на себестоимость при передаче их в производство, производится исходя из плановых объемов работ, норм расхода и цен на потребляемые ресурсы.

Потребность в материалах определяется на основании норм расхода на 1 т добычи угля (1 м³ горной массы).

Затраты на ГСМ ($Z_{ГСМ}$, р.) при расчете потребности материалов определяются по формуле

$$Z_{ГСМ} = N_{РАС} \cdot Ц \cdot V, \quad (2.148)$$

где $N_{РАС}$ – норма расхода ГСМ на один м³/час работы, кг; $Ц$ – цена за один кг, р.; V – объем горной массы, т (м³).

Расчеты сводим в таблицу 2.29

Таблица 2.29 – Расчет затрат на ГСМ

Наименование ГСМ	Цена, р./кг	Норма расхода ГСМ, на м ³ горной массы, кг	Объем горной массы, м ³	Затраты на ГСМ за месяц, р.
Смазка:				
солидол УС-2	10	0,2		
канатная	4	0,12		
графитная	15	0,13		
Масло:				
компрессорное	9,8	0,03		
индустриальное	9,8	0,01		
трансформаторное	9,8	0,08		
ИТОГО				

Затраты на запчасти определяются в размере 10 % от величины амортизационных отчислений ($Z_{зч}$, р.) за месяц

$$Z_{зч} = \frac{A_{МЕС} \cdot 10}{100}, \quad (2.149)$$

где $A_{мес}$ – сумма амортизационных отчислений за месяц.

Расчет затрат на канаты (Z , р.) производится по формуле

$$Z = \frac{N_{РАС} \cdot Q_{МЕС} \cdot Ц}{1000000}, \quad (2.150)$$

где $N_{РАС}$ – норма расхода канатов на 1 млн. м³ горной массы, м; $Q_{МЕС}$ – объем работ на каждый экскаватор, м³; $Ц$ – цена за 1 м каната, р.

Результаты расчетов на канаты, днища ковшей, лебедки сводим в таблице 2.30.

Таблица 2.30 – Расчет затрат на канаты

Вид каната	Расход на 1 млн м ³ горной массы	Цена 1 м, р.	Объем горной массы, м ³	Затраты на мес, р.
Подъемный	900	362		
Возвратный	400	316		
Напорный	450	316		
Стрелковый	240	472		
Открывания днища ковша	300	266		
Вспомогательные лебедки	110	235		
ИТОГО				

Расчет других материальных затрат сводится в таблицу 2.31.

Таблица 2.31 – Другие материальные затраты

Наименование материала	Ед. измерения	Норма расхода на 1 м ³	Расход в натуральном исчислении	Цена за единицу, р.	Затраты за месяц, р.
Зубья ковша	шт.	0,00009		1660,00	
Кабель гибкий	м	0,00027		719,00	

Расчет общей суммы материальных затрат по участку сводится в таблицу 2.32.

Таблица 2.32 – Материальные затраты по участку

Наименование	Сумма, тыс. р.
1. Канаты	
2. Зубья ковша	
3. ГСМ	
4. Запчасти	
5. Кабель гибкий	
ИТОГО	
Прочие (10 % от учтенных)	
ВСЕГО	

Амортизация (Z_A , р.) начисляется только на оборудование, находящееся в работе. Примерный перечень оборудования для участка представлен в таблицу 2.33.

$$Z_A = \Phi_n \cdot \frac{H_A}{12} \cdot 100, \quad (2.151)$$

где Φ_n – стоимость оборудования, р.; H_A – годовая норма амортизации, %.

Затраты по элементу «Амортизация» определяется по оборудованию участка (таблица 2.23).

Затраты на электроэнергию ($Z_{эл}$, р.) по участку определяются по формуле

$$Z_{эл} = P_v \cdot T_v + W \cdot T_A \quad (2.152)$$

где P_v – установленная на участке мощность трансформаторов или высоковольтных двигателей с максимальной нагрузкой, кВт; T_v – тариф за 1 кВт установленной мощности трансформатора или за 1 кВт

максимальной мощности двигателя, р.; W – плановое или фактическое потребление электроэнергии за планируемый период, кВт·ч.; T_A – тариф за 1 кВт·ч. потребленной энергии, р.

Таблица 2.33 – Расчет суммы амортизации

Наименование оборудования	Количество в работе, шт.	Стоимость, р.		Размер амортизационных отчислений в месяц, %	Сумма амортизационных отчислений в месяц, р.
		единицы	всего		
Экскаватор				0,833	
Бульдозер				0,825	
Трансформатор				1,3	
Насосная установка				0,9	
Сварочный аппарат				1,03	
Автогрейдер				1,0	
Трактор				1,0	
Буровой станок					
ИТОГО					
Неучтенное оборудование (10%)					
ВСЕГО					

Величины P_v и W определяются в таблице 2.34. Число часов устанавливается по графику организации работ.

Себестоимость 1 т угля (C_{1T} , р.) определяется по каждому элементу как частное от деления суммы затрат по данному элементу на месячный объем горной массы.

$$C_{1T} = \frac{\sum Z}{D_{\text{МЕС}}} \quad (2.153)$$

Результаты расчета себестоимости добычи 1 т угля в таблицу 2.35.

По данным расчета показателей элементов себестоимости определяется структура. Показатели по каждому элементу проектной себестоимости сопоставляются с фактическими и определяется их отклонения.

Таблица 2.34 – Расчет расхода энергии оборудования участка

Наименование	Количество	Установленная мощность единицы, кВт.	Число часов работы за месяц, ч.	Потребленная электроэнергия за месяц, кВт·ч
Экскаватор				
Насосная установка				
Буровой станок				
и т.д.				
ИТОГО:				
Неучтенное обратное (10 %)				
ВСЕГО:				

Таблица 2.35 – Калькуляция себестоимости добычи 1 т угля и ее структура

Элементы затрат	Всего затрат, р.	Затраты на 1 т угля, р.	Структура, %
Оплата труда			
Начисления на оплату труда			
Материалы			
Амортизация			
Электроэнергия			
ИТОГО			

2.3.5. Расчет показателей эффективности проекта

Эффективность проекта определяется по следующим экономическим показателям за текущий год: фондоотдача, фондоемкость, фондооворуженность, энерговооруженность рабочих, экономический эффект.

Фондоотдача (F_o , т/тыс. р.) определяется отношением годовой добычи угля из забоя к стоимости основных фондов, а фондоемкость (F_E , тыс. р./т) является ее обратной величиной. Стоимость основных

фондов принимается по данным таблицы 2.33, как итоговая сумма стоимости оборудования.

Данные показатели рассчитываются по формулам:

$$F_O = \frac{D_{MEC} \cdot 12}{\Phi_{OCH}} \quad (2.154)$$

$$F_E = \frac{\Phi_{OCH}}{D_{MEC} \cdot 12} \quad (2.155)$$

Фондовооруженность (F_B , тыс. р./чел.):

$$F_B = \frac{\Phi_{OCH}}{Ч_P}, \quad (2.156)$$

где $Ч_P$ – списочная численность рабочих участка.

Энерговооруженность труда (\mathcal{E}_{BT} , кВт·ч/чел.):

$$\mathcal{E}_{BT} = \frac{Q_{\mathcal{E}Л}}{Ч_P}, \quad (2.157)$$

где $Q_{\mathcal{E}Л}$ – суммарный расход электроэнергии, кВт·ч.

Экономический эффект ($\mathcal{E}_Г$, тыс. р.):

$$\mathcal{E}_Г = (C_{1n} - C_{1\phi}) \cdot V_G \quad (2.158)$$

Где C_{1n} – проектная себестоимость добычи угля, руб./т; $C_{1\phi}$ – фактическая себестоимость добычи угля, руб./т; V_G – годовой объем добычи угля, т.

Основные технико-экономические показатели по участку сводятся в таблицу 2.36 в сравнении с фактическими достигнутыми в аналогичных условиях.

Таблица 2.36 – Техничко-экономические показатели участка

Наименование	Проектные	Фактические	Отклонение фактического от проектного
1	2	3	4
Добыча, т			
суточная			
среднемесячная			
годовая			

Продолжение таблицы 2.36

1	2	3	4
Затраты на добычу 1 т всего, р.:			
в т.ч. по элементам			
оплата труда			
начисления на оплату труда			
материалы			
амортизация			
Списочная численность участка, чел.			
всего			
рабочих			
ИТР			
Производительность труда			
рабочих на выход, т/см			
горнорабочих очистного забоя, т/см			
труда в месяц в бригаде, т/мес.			
Среднемесячная производительность, т/мес			
работников			
рабочих			
горнорабочих очистного забоя			
Стоимость оборудования (инвестиций), тыс/руб.			
Фондоотдача, т/тыс. р			
Фондоемкость, тыс. р./т			
Фондовооруженность, тыс. р./чел.			
Энерговооруженность труда, кВт·ч./чел.			
Экономический эффект, тыс. р.			

По данным сравнения проектных показателей с фактическими делаются выводы о результатах принятых решений в курсовом проекте.

3. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ДИПЛОМНЫХ ПРОЕКТОВ

3.1. Общие положения

Экономическая часть является заключительным разделом дипломной и курсовой работ (проектов), в дальнейшем проекта, в которых через систему экономических показателей отражаются результаты предполагаемых инженерных решений.

Инженерные решения принимаются при строительстве новых шахт (разрезов), расширении, реконструкции и техническом перевооружении действующих горнодобывающих предприятий.

К новому строительству предприятия относят осуществляемое на новых площадках строительство комплекса объектов основного, подсобного и обслуживающего назначения вновь создаваемых предприятий, зданий и сооружений, а также филиалов и отдельных производств, которые после ввода в эксплуатацию будут находиться на самостоятельном балансе.

Если проектом предусмотрено построить предприятие в несколько очередей, то к новому строительству относят первую и последующие очереди до ввода в действие всех запроектированных мощностей на полное развитие предприятия.

К новому строительству относят также строительство на промышленной площадке предприятия такой же или большей мощности вместо ликвидируемого, дальнейшая эксплуатация которого по техническим и экономическим условиям признана нецелесообразной, в том числе в связи с необходимостью, вызываемой производственно-технологическими или санитарно-гигиеническими требованиями.

К расширению действующих предприятий относят строительство дополнительных производств на действующем предприятии, а также строительство новых и расширение существующих отдельных цехов и объектов основного, подсобного и обслуживающего назначения на территории действующего предприятия или примыкающей к ней площадке в целях создания дополнительных или новых производственных мощностей.

При расширении действующего предприятия его производственная мощность (производительность, пропускная способность, вместимость здания или сооружения) должна увеличиваться в более короткие сроки и при меньших удельных затратах по сравнению с

созданием аналогичных мощностей путем нового строительства с одновременным повышением технического уровня и улучшением технико-экономических показателей предприятия в целом.

Реконструкция действующего предприятия – это переустройство существующих цехов и объектов основного, подсобного и обслуживающего назначения, как правило, без расширения имеющихся зданий и сооружений основного назначения, связанное с совершенствованием производства и повышением его технико-экономического уровня на основе научно-технического прогресса и осуществляемое по комплексному проекту на реконструкцию предприятия в целом для увеличения производственных мощностей, улучшения качества и изменения номенклатуры продукции в основном без увеличения численности работающих при одновременном улучшении условий их труда и охраны окружающей среды.

При реконструкции должно быть обеспечено увеличение производственной мощности предприятия прежде всего благодаря устранению диспропорций в технологических звеньях, внедрению малоотходной и безотходной технологий и гибких производств, сокращению числа рабочих мест, повышению производительности труда, снижению материалоемкости производства и себестоимости продукции, повышению фондоотдачи и улучшению других технико-экономических показателей действующего предприятия.

К техническому перевооружению действующего предприятия относят комплекс мероприятий по повышению технико-экономического уровня отдельных производств, цехов и участков на основе внедрения передовой техники и технологии, механизации и автоматизации производства, модернизации и замены морально устаревшего и физически изношенного оборудования новым, более производительным, а также мероприятия по совершенствованию общехозяйственных и вспомогательных служб. Техническое перевооружение действующего предприятия осуществляется, как правило, без расширения производственных площадей.

Цель технического перевооружения действующего предприятия – интенсификация производства, увеличение производственных мощностей, выпуска продукции и улучшение ее качества при обеспечении роста производительности труда и сокращении числа рабочих мест, снижении материалоемкости и себестоимости продукции, экономии материальных и топливно-энергетических ресурсов, а также

улучшение других технико-экономических показателей работы предприятия в целом.

При техническом перевооружении действующего предприятия доля строительно-монтажных работ, как правило, не должна превышать 10 % от общей сметной стоимости затрат на техническое перевооружение.

Принятие инженерных решений осуществляется в технической части проекта. При этом место экономической части определяется в общей схеме разработки проекта строительства шахты (рис. 3.1) в соответствии с Методическими рекомендациями [1].

В экономической части определяются инвестиционные издержки в строительство шахты, выбирается схема финансирования инвестиций, учитываются издержки производства и выполняется оценка и анализ эффективности инвестиций (рис. 3.2).

Определение инвестиционных издержек состоит в расчете капитальных вложений в строительство предприятия, затрат на оборотные и другие средства, необходимые для освоения проектной мощности шахты, состава и структуры основных фондов, необходимых для эксплуатации шахтного (карьерного) поля.

В состав проектов строительства нового предприятия входят капитальные затраты на все горные работы, строительство промышленных зданий и сооружений, внешних и внутренних коммуникаций, приобретение и установку оборудования для всех объектов строительства.

В состав проекта расширения предприятия входят капитальные затраты на горные работы по вскрытию и подготовке дополнительно вводимого участка шахтного поля (блока), расширение действующих и строительство новых зданий и сооружений, внешних коммуникаций, необходимых для нормальной работы предприятия, замену или приобретение нового оборудования для горных работ и на поверхности.

При реконструкции предприятия в состав капитальных затрат включаются расходы на горные работы, связанные со вскрытием и подготовкой нового горизонта, на строительные работы в действующих зданиях и сооружениях, а также вводимых взамен действующих, кроме того на приобретение и установку оборудования, необходимого для реконструируемых горных работ.

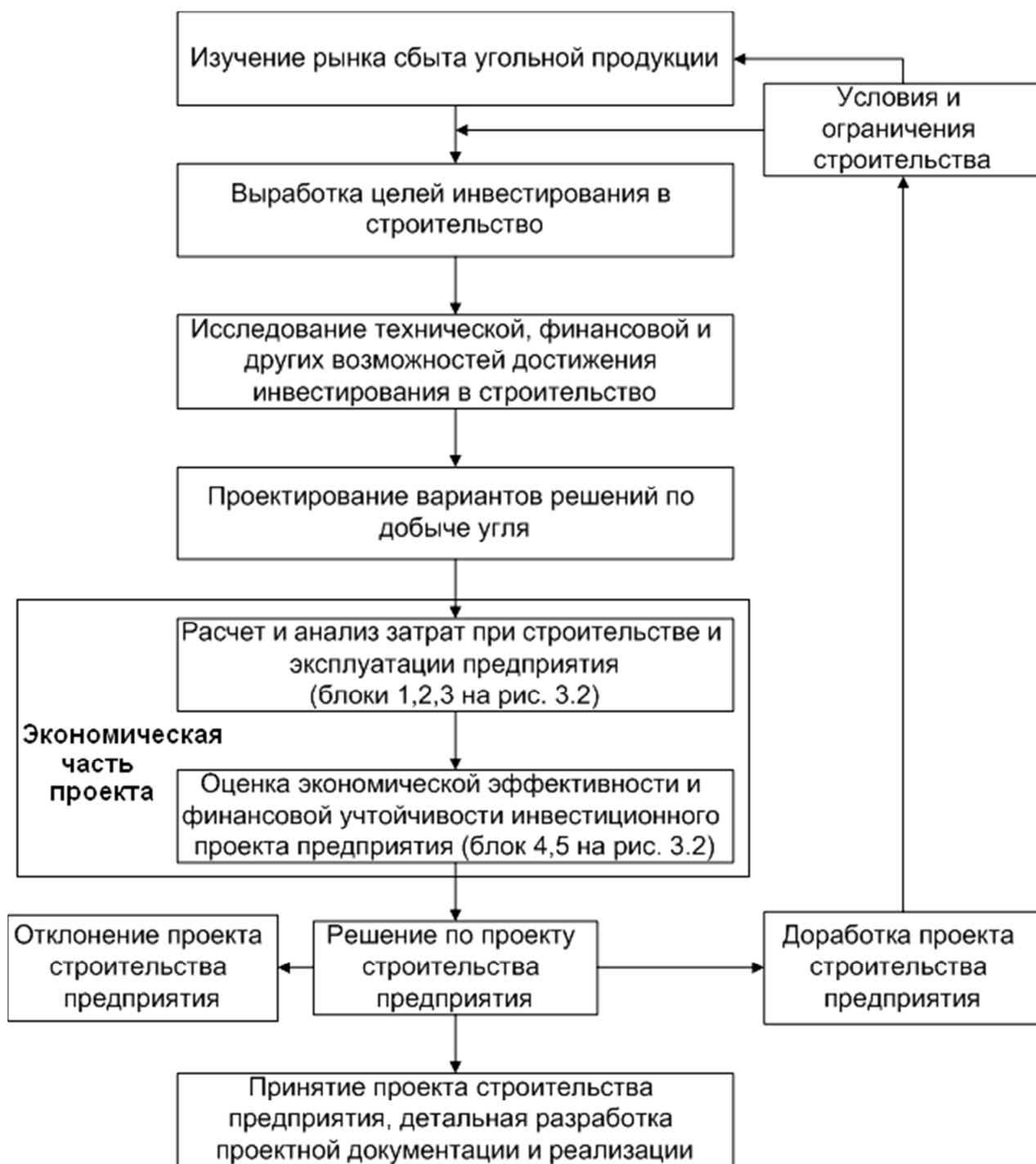


Рис. 3.1. Общая схема разработки проекта строительства горного предприятия.



Рис. 3.2. Укрупненный алгоритм экономической оценки затрат на строительство горного предприятия.

В состав проекта технического перевооружения предприятия входят капитальные затраты на все горные работы, связанные с заменой оборудования и технологических процессов, на строительные работы по переустройству действующих зданий и сооружений, где изменяется технология или применяется более производительное оборудование, и на приобретение и установку оборудования и замену действующего.

Выбор схемы финансирования включает определение размеров и сроков привлекаемых финансовых ресурсов (собственных и заемных), выбор инвесторов с заданными ими требованиями платы за кредиты.

Определение издержек производства сводится к расчету затрат на производство и сбыт угольной продукции, структуры себестоимости, прибыли себестоимости, производственной программы, прибыли и рентабельности.

Оценка и анализ эффективности состоит в расчете и анализе их показателей и риска вложений инвестиций.

Методические рекомендации [3] формируют основные принципы и сложившиеся в мировой практике подходы к оценке эффективности инвестиционных проектов, главными из которых являются:

- моделирование потоков продукции и денежных средств;
- учет результатов анализа рынка;
- учет влияния реализации проекта на окружающую среду;
- определение эффекта посредством сопоставления предстоящих результатов и затрат с ориентацией на достижение нормы дохода на инвестируемый капитал;
- приведение предстоящих разновременных расходов и доходов к условиям их соизмеримости по экономической ценности в начальный период;
- учет неопределенности и рисков, связанных с существованием проекта.

Цель оценки эффективности инвестиционного проекта – выявление целесообразности вложения средств участниками проекта в его реализацию. В связи с этим различают следующие показатели эффективности:

- коммерческую (финансовую) эффективность, определяющую финансовые последствия реализации инвестиционного проекта для его непосредственного участника в предположении, что этот участник производит все необходимые для реализации проекта затраты и пользуется всеми его результатами;
- бюджетную эффективность, отражающую финансовые последствия осуществления проекта для федерального и местного бюджетов;

- общественную (социально-экономическую или народнохозяйственную) эффективность, учитывая затраты и результаты, связанные с реализацией проекта, выходящие за пределы прямых финансовых интересов участников инвестиционного проекта и допускающие стоимостное измерение.

Коммерческая эффективность (финансовое обоснование) проекта определяется соотношением финансовых затрат и результатов, обеспечивающих требуемую норму доходности будущего предприятия после реализации проекта. Коммерческая эффективность может рассчитываться как для проекта в целом, так и для отдельных участников с учетом их вклада.

В расчетах бюджетной эффективности основным показателем, используемым для обоснования предусмотренных в проекте мер федеральной, региональной или местной финансовой поддержки, является бюджетный эффект. При этом интегральный бюджетный эффект для шага осуществления проекта рассчитывается как сумма дисконтированных бюджетных эффектов или как превышение интегральных доходов бюджета над интегральными бюджетными расходами.

Показатели общественной (социально-экономической или народнохозяйственной эффективности) отражают эффективность проекта с точки зрения интересов народного хозяйства в целом, а также для участвующих в осуществлении проекта регионов, отраслей и предприятий. Сравнение различных проектов (вариантов проектных решений), предусматривающих участие государства, выбор лучшего из них и обоснование размеров и форм государственной поддержки проекта производится по наибольшему значению показателя интегрального народнохозяйственного эффекта.

Для качественного выполнения экономической части студент при прохождении преддипломной практики должен ознакомиться с организацией экономической работы шахты, собрать статистическую отчетность за прошедший год по основным показателям производственно-хозяйственной деятельности по формам: 1, 2 ТЭК; П1; П4; 10-П; 5-3; № 11; баланс (бухгалтерская отчетность: формы 1-5); а также стоимостные показатели по производственным ресурсам, оборудованию, пассивным фондам, материалам, средней заработной плате работников, реализуемой продукции.

3.2. Формирование сметной стоимости строительства шахт (рудников, разрезов)

Капитальные затраты по проекту формируются в сводной сметной стоимости строительства (СССС) шахты и приводятся в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Сводная сметная стоимость строительства горного предприятия

Наименование главы, объекта, затрат	Сметная стоимость по видам затрат, тыс. р.				
	горные работы	строительные работы	оборудование и монтаж	прочие затраты	общая сметная стоимость
Глава 1. Подготовка территории строительства		+*			+
Глава 2. Объекты основного производственного назначения	+	+	+		+
Глава 3. Объекты подсобного производственного и обслуживающего назначения	+	+	+		+
Глава 4. Объекты энергетического хозяйства		+	+		+
Глава 5. Объекты транспортного хозяйства и связи		+	+		+
Глава 6. Внешние водопровод, канализация, теплофикация		+	+		+
Глава 7. Благоустройство промплощадки		+			+
Глава 8. Временные здания и сооружения		+			+
Глава 9. Прочие работы и затраты				+	+
Глава 10. Проектные и изыскательные работы				+	+
Глава 11. Непредвиденные работы и затраты		+	+	+	+
Глава 12. Затраты по ТБ, промсанитарии и охране окружающей среды		+	+	+	+
Всего по СССС		+	+	+	+
Возвратные суммы:					
– за полезное ископаемое от попутной добычи;					+
– по временным зданиям и сооружениям;					+
– от передачи горношахтного оборудования на другие предприятия					+
Налог на добавленную стоимость					
Всего с НДС					

* – учет затрат данного вида; в сборниках и справочных данных (Ш.1.1) в стоимость единицы объема проведения выработок на

горных предприятиях включают только нормируемые затраты по забою.

При разработке СССС затраты рассчитываются по 2-6 главам (таблица 3.1), а по остальным принимаются на основании укрупненных показателей в зависимости от размера затрат по указанным главам. Для получения полной сметной стоимости суммируются нормируемые забойные затраты по всем объектам глав, затем определяются общешахтные (общеразрезовские) расходы отдельной строкой, которые принимаются в процентах от прямых нормируемых в следующих размерах: на шахтах с углами падения пластов в пределах от 0° до 25° и более 45° – 105 %, в пределах 26° - 45° – 97 %; на разрезах соответственно – 43,6 %.

Сумма прямых нормируемых и общешахтных расходов определяет прямые расходы, от них 24,6 % составляют накладные расходы. От суммы прямых и накладных расходов в размере 10,7 % рассчитываются плановые накопления. Полная сметная стоимость по главам определяется по всем вышеназванным расходам. Итог по второй главе переносится в СССС (таблице 3.1) по горным работам.

Определение сметной стоимости затрат на горные работы по 3-6 главам осуществляется в случае, если такие объекты предусмотрены проектом. Пример заполнения затрат на горные работы в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Пример затрат на горные работы

Наименование объектов	Объем работ	Стоимость единицы работ, р.	Общая стоимость, тыс. р.
Глава 2			
Квершлаг, м ³	1000	9500	9500
Итого прямых нормируемых затрат			75000
Общешахтные расходы (в % от нормируемых затрат 97-105 %)			72500
Итого прямых расходов			157000
Накладные расходы (от прямых расходов 24,6 %)			38622
Сумма прямых и накладных расходов			195622
Плановые накопления (от суммы прямых и накладных расходов 10,7 %)			20931,6
Полная сметная стоимость горных работ по главе 2			216553,6

Календарный план строительства шахты приведен в таблице 3.3.

Таблица 3.3 - Календарный план строительства шахты (пример)

Наименование объектов строительства	Объемы работ	Месячные темпы строительства	Годы строительства			
			продолжительность строительства, мес.	1	2	3
Глава 1. Подготовка территории строительства, млн р.	1,28	0,853	1,5	<u>1,5*</u>		
Глава 2. Объекты основного производственного назначения						
Вертикальный вентиляционный ствол, п.м	600	80	7,5	<u>7,5</u>		
Глава 3. Объекты подсобного производственного и обслуживающего назначения						
Насосная камера, м ³	4500	600	7,5	1,5	<u>6,0</u>	
Глава 4. Объекты энергетического хозяйства						
Камера подземной подстанции, м ³	480	200	2,4	1,0	<u>1,4</u>	
Глава 5. Объекты транспортного хозяйства и связи						
Транспортные эстакады на промплощадке, м ³	21000	1500	14,0	2	<u>12</u>	
Глава 6. Внешние водопровод, канализация, теплофикация						
Сооружения внешних сетей водопровода, п. м	2000	1000	2,0	<u>2</u>		
Глава 7. Благоустройство промплощадки, млн р.	0,8	200	4,0			<u>4</u>
Глава 8. Временные здания и сооружения, млн р.	4,0	800	5,0	<u>5</u>		
Глава 9. Прочие работы и затраты, млн р.	144,0	4000	36,0	<u>12</u>	<u>12</u>	<u>12</u>
Глава 10. Проектные и изыскательские работы, млн р.	1,44	120	12,0	<u>12</u>		
Глава 11. Непредвиденные работы и затраты, млн р.				<u>12</u>	<u>12</u>	<u>12</u>
Глава 12. Затраты по ТБ, промсанитарии и охране окружающей среды, млн р.				<u>12</u>	<u>12</u>	<u>12</u>
Итого: сметная стоимость по лавам 1-12 (без НДС), млн р.	2160,0	–	–	100	680	780

* – продолжительность строительства объекта указана в месяцах.

Расчет сметной стоимости строительных работ выполняется по зданиям и сооружениям на поверхности. Объемы строительных работ принимаются в технической части проекта. Расчет прямых нормируемых затрат осуществляется по каждой главе с использованием укрупненных показателей (таблица III.1.2). Также в сметную стоимость включаются накладные расходы 18,4 % от прямых нормируемых затрат, плановые накопления 10,7 % от суммы прямых, накладных и плановых накоплений.

Затраты на неучтенные строительные работы (здания и сооружения) следует принимать в размере 15-25 % от учтенных (таблица 3.4).

Расчет затрат на оборудование и монтажные работы определяется на основании выбора в технической части проекта и стоимости их приобретения и монтажа. При недостаточной информации о ценах можно использовать справочные данные [2].

Стоимость электроаппаратуры следует принимать в размерах 3-5 % от стоимости оборудования.

Таблица 3.4 – Пример сметной стоимости на строительные работы

Наименование зданий и сооружений	Объем	Стоимость единицы объема, р.	Общая стоимость, тыс. р.
Глава 2			
Блок главного ствола, м ³	2000	1050	21000
Итого прямых расходов	0		21000
Накладные расходы (18,4 % от прямых расходов)			3864
Сумма прямых и накладных расходов			24864
Плановые накопления (8 % от суммы прямых и накладных расходов)			1989
Сумма прямых, накладных и плановых накоплений			26853
Неучтенные затраты (15-20 % от учтенных)			32224
Территориальные районные затраты (17,3 % от общей суммы затрат)			5607
Всего сметная стоимость			37831

Затраты на монтаж оборудования составляют от его стоимости: на основных производственных процессах – 12 %; в электромеханических мастерских – 11 %; на электроподстанции – 30 %; по телефонной связи – 65 %; на обогатительных сооружениях – 20 %; по технике безопасности – 38 %.

Отдельной строкой по каждой главе за итогом в пределах 10-15 % от стоимости учтенного оборудования заносится стоимость неучтенного оборудования.

Пример расчета сметной стоимости на оборудование и монтаж приведен в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Сметная стоимость оборудования шахты

Наименование оборудования	Количество	Стоимость приобретения, тыс. р.		Затраты на монтаж, тыс. р.	Общая стоимость, тыс. р.
		единицы	всего		
Глава 2					
1. Секции комплекса 3 КМ-138/4, шт.	120	490	58800	7056	65856
2. Конвейер "Анже-ра26 м", шт.	1	12500	12500	1500	14000
3. Комбайн ГШ500, шт.	1	9500	9500	1140	10640
4. Итого			80800	9696	90496
5. Неучтенное оборудование (10-15 % от учтенного оборудования)			8080	970	9050
6. Всего в главе 2			88880	10666	99546

По выполненным расчетам заполняются в СССС затраты по главам 2-6 на горные работы, строительство зданий и сооружений, оборудование. В графе 6 затраты по главам суммируются.

Затраты по главе 1 на подготовку территории строительства принимаются в размере 0,5-1 % от суммы по 2-6 главам СССС, заносятся в графу 3 «Строительные работы» и повторяются в графе 6 "Общая сметная стоимость".

Размер затрат на благоустройство промышленной площадки по главе 7 устанавливается в пределах 0,75-1 % от первых шести глав СССС по графам 3 и 6 таблице 3.1.

Затраты на временные здания и сооружения, необходимые для осуществления строительно-монтажных работ, принимаются в следующих размерах: в освоенных районах 2,9 %, в неосвоенных – 3,9 % от первых шести глав СССС таблицы 3.1. Это будут только строительные работы и, следовательно, они попадают в графу 3 и повторяются в графе 6.

Прочие работы и затраты по главе 9 принимаются в размере 8-10 % от первых шести глав СССС и в соответствии со своим назначением помещаются в графу 5 «Прочие затраты».

Стоимость проектно-изыскательских работ (глава 10) принимается из расчета 0,5-1 % от суммы затрат по девяти главам. Затраты по ТБ, промсанитарии и охране окружающей среды (глава 11) принимаются в размере 10-15 % от суммы десяти глав сметной стоимости строительства. Затем подсчитывается сумма затрат по главам всего и в том числе во видам затрат: на горные работы, строительные работы, приобретение оборудования, его монтаж и прочие работы. Резерв на непредвиденные работы принимается в размере 5-10 % от сметной стоимости строительства с распределением по видам работ (глава 12). Полная сметная стоимость включает резерв на непредвиденные работы.

Величина возвратных сумм по статье «Ликвидация временных зданий» принимается в размере 40 % от стоимости временных зданий и сооружений по главе 8. По статье «За уголь от попутной добычи» – как произведение объема добытого угля на отпускную цену за 1 т в процессе строительства горного предприятия.

Затраты на оборотные средства определяются как сумма средств, необходимых для начала нормальной производственной деятельности после окончания строительства предприятия, и средств, необходимых для обеспечения прироста оборотных средств в процессе дельнейшей эксплуатации предприятия.

Оборотные средства определяются при строительстве новой шахты (разреза) укрупнено – по фактическим данным предприятий-аналогов, при реконструкции (расширении) – с использованием плановых данных реконструируемого предприятия.

В инвестиционные издержки включаются затраты на пуск и наладку оборудования и выполнение других работ, необходимых для ввода и освоения мощностей.

Инвестиционные издержки, распределение по годам расчетного периода, представляются по каждому варианту в форме таблицы 3.6.

Таблица 3.6 – Инвестиционные издержки строительства и эксплуатации предприятия

Затраты	Инвестиционные издержки				
	всего	строительство	освоение проектной мощности	эксплуатация на полную мощность	
				по интервалам расчетного периода	
		1	2	...	T
Капитальные вложения (с НДС)					
Оборотные средства (с НДС)					
Другие инвестиции в период ввода и освоения мощности					
Всего инвестиционных издержек (с НДС)					

Рассчитанные инвестиционные издержки используются в проекте при определении стоимости постоянных активов и формировании себестоимости.

3.3. Расчет стоимости постоянных активов (фондов)

В постоянные активы включаются нематериальные активы, основные средства и незавершенные строительством капитальные затраты. К нематериальным активам относятся затраты на приобретение лицензий, патентов, товарных знаков, организационные расходы, связанные с созданием организации.

Постоянные активы после осуществления строительства будут состоять из вновь созданных активов, стоимость которых будет приниматься по таблице 3.2-3.4 за вычетом стоимости активов, ликвидируемых после строительства. К ликвидируемым активам относятся временные здания и сооружения, погашаемые горные выработки, демонтируемое оборудование, используемое только на период строительства.

Из сметной стоимости капитальных затрат исключаются затраты, связанные с территориальными районными расходами на объекты социальной сферы.

При расширении производства и техническом перевооружении постоянные активы будут состоять из:

- действующих (используемых) на шахте после завершения строительства (переворужения);
- вводимых в действие (таблица 3.7).

Таблица 3.7 – Вещественно-имущественная структура постоянных активов

Основные фонды предприятия	Вариант 1			Вариант 2		
	На год сдачи в эксплуатацию, тыс. р	На год освоения проектной мощности		На год сдачи в эксплуатацию, тыс. р.	На год освоения проектной мощности	
		стоимость, тыс. р.	удельный вес, %		стоимость, тыс. р.	удельный вес, %
Производственные здания и сооружения (включая вспомогательные), всего в том числе: Горные выработки						
Специализированные здания и сооружения, связанные с отработкой запасов						
Машины и оборудование						
Транспортные средства						
Нематериальные активы (лицензии, патенты, ноу-хау и т.п.)						
Прочие основные фонды						
Итого фонды производственного назначения			100			100
Объекты жилищно-гражданского назначения						
Всего						
Удельный вес реального основного капитала, %						

Стоимость постоянных активов, используемых на данном предприятии после завершения работ по проекту, определяется по первоначальной их стоимости действующих основных средств (фондов) на начало осуществления проекта за вычетом стоимости фондов, передаваемых другим предприятиям и подлежащих ликвидации.

Возможность использования действующих постоянных активов, передачи и ликвидации части фондов определяется характером проекта и его технологическими и техническими решениями.

По принятому варианту стоимость постоянных активов используется при определении амортизационных отчислений в составе затрат на производство и сбыт продукции.

3.4. Затраты на производство и сбыт продукции

Расчет себестоимости продукции осуществляется по годам расчетного периода в соответствии с требованиями утвержденного правительством РФ Положения о составе затрат по производству и реализации продукции (работ, услуг), включаемых в себестоимость продукции (работ, услуг), и о порядке формирования финансовых результатов, учитываемых при налогообложении прибыли [2].

Расчет себестоимости продукции производится по элементам затрат (материальные затраты, затраты на оплату труда, отчисления на социальные нужды, амортизация основных фондов и прочие расходы) на основе данных разделов проекта, укрупненных нормативов (приложения 6-8) и анализа затрат действующих предприятий-аналогов с учетом прогноза изменения показателей их производственной деятельности по годам расчетного периода.

Для расчета материальных затрат используются действующие в районе строительства цены и тарифы на материальные ресурсы с учетом НДС. При недостаточной информации обращаться к справочным данным [2].

Расчет материалов выполняется исходя из норм расхода на 1000 т, установленных на действующем предприятии или аналогичном. При недостаточной информации может быть использован метод расчета вспомогательных материалов по укрупненным показателям. Расчеты сводятся в таблицу 3.8.

Таблица 3.8 – Сводный расчет материальных затрат по годам расчетного периода

Элементы затрат	Материальные затраты по интервалам расчетного периода, тыс. р.			
	1	2	...	T
Материалы				
Топливо				
Электроэнергия				
Услуги производственного характера				
Прочие затраты				
Итого материальных затрат без НДС				
НДС				
Всего материальных затрат				

При определении суммы затрат на период (месяц, квартал, полугодие и год) в таблице 3.9 учитываются нормы расхода на 1000 т добычи в единицах нормы (графа 3) по строкам 1, 2, 3, а в строках 4-7 в процентах (графа 4) от суммы строк 1-3 по графе 5 и строке 8 в процентах от суммы строк 1-7 по графе 5.

Таблица 3.9 – Расчет затрат по вспомогательным материалам на шахте

Показатель	Цена единицы, р.	Норма расхода		Затраты	
		На 1000 т добычи	процент от суммы затрат	на объем добычи, тыс. р.	на 1 т, р.
1. Лесные материалы, м ³					
2. Врывчатые материалы, кг					
3. Средства взрывания, шт.					
Итого по строкам 1-3					
Списание материалов длительного пользования (% от суммы строк 1-3)					
4. Запасные части, %					
5. Малоценные и быстроизнашивающиеся предметы, %					
6. Спецодежда и спецобувь, %					
7. Металлическая и ж/б крепь, %					
8. Прочие вспомогательные материалы (% от суммы строк 1-7)					
Всего по строкам 1-8					

Затраты на вспомогательные материалы на разрезе рассчитываются по нормам расхода на 1000 т добычи действующего предприятия и аналога по форме отчетности о затратах на производство (форма 10-П). Также могут быть использованы укрупненные показатели из справочных данных [2]. Результаты расчета сводятся в таблицу 3.10.

Затраты по элементу «Топливо» (Z_m , тыс. р.) рассчитываются по формуле

$$Z_m = C_m \cdot a_m \cdot D_n, \quad (3.1)$$

где C_m – цена 1 т покупного угля (себестоимость), р.; a_r – удельный расход угля на собственные нужды в долях от добычи за период ИП; D_n – добыча угля за период ИП, тыс. т.

Значение a_r в формуле (3.1) определяется делением общего расхода топлива на объем добычи угля в отчетном периоде действующего предприятия (форма 10-П).

Затраты по элементу «Электроэнергия» (Z_9 , тыс. р.) равны

$$Z_9 = C_9 \cdot a_9 \cdot D_n, \quad (3.2)$$

где C_9 – средняя цена 1 кВт·ч электроэнергии, р.; a_9 – норматив расхода электроэнергии на 1000 т, тыс. кВт·ч.

Таблица 3.10 – Расчет затрат по вспомогательным материалам на разрезе

Показатель	Цена единицы, р.	Норма расхода на 1000 т добычи	Затраты	
			на объем добычи, тыс. р.	на 1 т, р.
1. Лесные материалы, м ³				
2. Врывчатые материалы, т				
3. Авторезина, шт.				
4. Запасные части, шт.				
Итого по строкам 1-4				
Списание материалов долговременного пользования (% от суммы строк 1-4)				
5. Трубы, м				
6. Рельсы, м				
7. Кабель, м				
8. Верхнее строение пути, м				
9. Щебень				
Итого по строкам 1-9				
10. Прочие вспомогательные материалы (% от суммы строк 1-9)				
Всего по строкам 1-10				

Услуги производственного характера ($Z_{пх}$, тыс. р.) для шахты принимаются равными стоимости монтажно-демонтажных работ при подготовке очистных забоев, приходящейся на объем добычи угля подготовленных запасов. При вводе в эксплуатацию объектов

строительства стоимость монтажно-демонтажных работ определяется по каждому этапу, и рассчитываются по формуле

$$Z_{nx} = \frac{Z_{mc} \cdot D_n}{Z_{nc}}, \quad (3.3)$$

где Z_{mc} – общая стоимость монтажных работ (п. 6 табл. 3.5), тыс. р.; Z_{nc} – объем подготовленных запасов согласно сводной сметной стоимости строительства шахты, тыс. т:

$$Z_{nc} = \frac{n_{zc} \cdot m \cdot l \cdot L \cdot \gamma \cdot (1 - K_n)}{1000}, \quad (3.3)$$

где n_{zc} – число подготовленных очистных забоев по смете; m – средняя мощность угольных пластов, м; l – средняя длина забоев, м; L – средняя длина выемочных участков по простиранию, м; γ – объемный вес угля, т/м³; K_n – коэффициент эксплуатационных потерь, $K_n = 0,02-0,06$.

Услуги производственного характера для разреза принимаются по данным действующего предприятия или разреза-аналога.

Прочие материальные затраты принимаются в расчете 15 % от суммы учтенных материальных затрат.

Затраты на оплату труда определяются из расчета норматива численности работ на 1000 т среднесуточной добычи и средней заработной платы по категориям работающих. Численность работников определяется по структурным подразделениям шахт (таблица 3.11) и разрезов (таблица 3.12).

Численность трудящихся на шахтах устанавливается по группам: промышленно-производственный персонал (ППП) и непроизводственный персонал (НП) (таблица 3.11). В состав ППП включаются рабочие, специалисты и служащие. Для действующего предприятия расчет численности выполняется по разработанным нормам и нормативам обслуживания с учетом совмещения профессий, расширения зон обслуживания, принятой технологии и организации производства и коэффициента списочного состава. Для нового строительства могут быть использованы нормативы трудоемкости по шахтам-аналогам или данные [2].

Численность отдельных категорий работников может устанавливаться укрупненно от численности рабочих: руководителей и

специалистов в пределах 10-12 %; младший обслуживающий персонал (МОП), ученики и охрана соответственно 2-2,5 %.

Таблица 3.11 – Численность промышленно-производственного персонала шахты

Наименование участков, цехов	Норматив на 1000 т су- точной добычи	По интервалам расчет- ного периода			
		1	2	...	T
1. Добычные участки					
2. Подготовительные участки					
3. Участок БВР					
4. Шахтный транспорт					
5. Содержание и ремонт выработок					
6. ВТБ					
7. Водоотвод, водоснабжение					
8. Участок монтажа-демонтажа оборудо- вания					
9. Ремонт общешахтного оборудования					
10. Доставка и хранение ВВ					
11. Маркшейдерская служба					
12. Прочие подземные работы					
13. Технологический комплекс					
14. Контроль качества продукции					
15. Складское хозяйство					
16. Котельная					
17. Мехмастерская					
18. Ламповая					
19. АБК					
20. Ремонтно-строительный цех					
21. Автотранспортный цех					
22. Служба безопасности					
Итого рабочих					
23. Руководители, специалисты, служа- щие, всего					
В том числе промышленно- производственный персонал, всего					
24. Непромышленная группа					
Всего работающих					

Средняя заработная плата устанавливается от достигнутой на период составления проекта с учетом уровня инфляции по прогнозу.

Отчисления на специальные нужды рассчитываются по сумме заработной платы и принятым законодательно ставкам социального налога и страхования от несчастных случаев.

Численность трудящихся на разрезах устанавливается по группам: промышленно-производственный персонал (ППП) и непромышленный персонал (НП) (таблица 3.12).

Таблица 3.12 – Численность промышленно-производственного персонала разреза

Наименование участков, цехов	Норматив на 1000 т суточной добычи	По интервалам рас- четного периода			
		1	2	...	T
1. Основной производственный персонал					
1.1. рабочие разреза					
1.2. рабочие ПТУ					
1.3. рабочие автобазы					
2. Вспомогательный производственный персонал					
2.1. рабочие разреза					
2.2. рабочие ПТУ					
2.3. рабочие автобазы					
3. Административно-управленческий персонал					
3.1. руководители, служащие, специалисты разреза					
3.2. . –//– ПТУ					
3.3. . –//– автобазы					
4. Работники сбыта, коммерции					
5. Непромышленный персонал					
5.1. разреза					
5.2. ПТУ					
5.3. автобазы					
Всего работающих					

В таблицах 3.13-3.14 сводятся результаты расчета оплаты труда и отчислений на социальные нужды.

Затраты по элементу «Амортизация основных средств» включают отчисления от первоначальной стоимости основных средств по нормам амортизационных отчислений, установленным постановлением правительства, и по укрупненным нормам из справочных данных.

Начисление амортизации по специализированным основным средствам (фондам) осуществляется по потонной ставке, величина которой определяется с учетом извлекаемых запасов, эксплуатационных потерь и их стоимости (таблица 3.15).

Таблица 3.13 – Фонд оплаты труда (ФОТ) и отчислений на социальные нужды и страхование от несчастных случаев шахты

Показатели	По интервалам расчетного периода			
	строительство		эксплуатация	
	1	2	...	T
1. Численность ППП, всего, чел.				
1.1. Рабочие подземные				
1.2. Рабочие поверхности				
1.3. Руководители, специалисты и служащие				
1.4. Работники сбыта				
2. Численность непромышленной группы, чел.				
3. Всего работающих, чел.				
4. Средняя заработная плата, р.				
4.1. Рабочих подземных				
4.2. Рабочих поверхности				
4.3. Руководителей, специалистов и служащих				
4.4. Работников сбыта				
4.5. Работников непромышленной группы				
5. Фонд оплаты труда, тыс. р.				
5.1. Рабочих подземных				
5.2. Рабочих поверхности				
5.3. Руководителей, специалистов и служащих				
5.4. Работников сбыта				
5.5. Работников непромышленной группы				
5.7. Всего ППП				
5.8. Всего работников				
6. Отчисления на социальные нужды, тыс. р.				
6.1. Рабочих подземных				
6.2. Рабочих поверхности				
6.3. Руководителей, специалистов и служащих				
6.4. Работников сбыта				
6.5. Работников непромышленной группы				
6.6. Всего ППП				
6.7. Всего работников				

К специализированным фондам шахты относятся горные выработки, подземные сооружения, часть поверхностных сооружений и зданий, используемых только на определенный объем запасов по группам: 1 – фонды на все запасы; 2 – запасы горизонта, этажа, крыла шахтного поля; 3 – запасы выемочного участка.

К фондам первой группы относятся выработки, сооружения и здания, используемые весь срок службы шахты (стволы, квершлагги, околоствольный двор, поверхностный комплекс и др.). Соответственно ко второй группе – выработки горизонта, этажа, крыла шахтного поля, третьей – выработки выемочного участка.

Таблица 3.14 – Фонд оплаты труда (ФОТ) и отчислений на социальные нужды и страхование от несчастных случаев разреза

Показатели	По интервалам расчетного периода			
	строительство		эксплуатация	
	1	2	...	T
1. Основной производственный персонал				
1.1. рабочие разреза				
1.2. рабочие ПТУ				
1.3. рабочие автобазы				
2. Вспомогательный производственный персонал				
2.1. рабочие разреза				
2.2. рабочие ПТУ				
2.3. рабочие автобазы				
3. Административно-управленческий персонал				
3.1. руководители, служащие, специалисты разреза				
3.2. . -//- ПТУ				
3.3. . -//- автобазы				
4. Работники сбыта, коммерции				
5. Непромышленный персонал				
5.1. разреза				
5.2. ПТУ				
5.3. автобазы				
Всего работающих				

Все остальные фонды, в том числе часть промышленных зданий и сооружений, не связанные с отработкой запасов, могут быть использованы после эксплуатации шахты и относятся к неспециализированным (административно-бытовой комбинат, котельная, электро-механические мастерские, материальные, лесные и склады ГСМ, резервуар запаса воды и др.).

Таблица 3.15 – Расчет амортизационных отчислений по основным фондам, связанным с отработкой запасов шахты

Основные фонды	Стоимость основных фондов, тыс. р.	Запасы соответствующей части шахтного поля, тыс. т	Потонная ставка, р./т (графа 2/ графа 3)	Годовая добыча из соответствующей части шахтного поля, тыс. т	Годовая сумма амортизации, тыс. р. (графа 4х графа 5)
Горные выработки					
Всего					
В том числе:					
1 группа					
2 группа					
3 группа					
Итого					

Расчет затрат по элементу «Амортизация основных средств» сводится в табл. 3.16.

Таблица 3.16 – Амортизация основных средств

Показатели	По интервалам расчетного периода			
	строительство			эксплуатация
	1	2	...	T
1. Здания				
Первоначальная стоимость, тыс. р.				
Норма амортизации, %				
Износ, тыс. р.				
2. Сооружения				
2.1. Связанные с отработкой запасов				
Первоначальная стоимость, тыс. р.				
Норма амортизации, %				
Износ, тыс. р.				
2.2. Не связанные с отработкой запасов				
Первоначальная стоимость, тыс. р.				
Норма амортизации, %				
Износ, тыс. р.				
3. Машины и оборудование				
Первоначальная стоимость, тыс. р.				
Норма амортизации, %				
Износ, тыс. р.				
4. Транспортные средства				
Первоначальная стоимость, тыс. р.				
Норма амортизации, %				
Износ, тыс. р.				
5. Прочие основные фонды				
Первоначальная стоимость, тыс. р.				
Норма амортизации, %				
Износ, тыс. р.				
6. Всего основных фондов				
Первоначальная стоимость, тыс. р.				
Норма амортизации, %				
Износ, тыс. р.				

Определение сумм прочих затрат ведется на основании объемов добычи и реализации продукции, площади горного отвода, показателей налогообложения по расчету, указанному в таблице 3.17, или по укрупненному показателю справочных данных [2].

Таблица 3.17 – Расчет по элементу «Прочие затраты»

Показатели	По интервалам расчетного периода			
	1	2	...	T
1. Исходные показатели для налогооблагаемой базы				
1.1. Объем добычи угля, тыс. т				
1.2. Объем реализации угля, тыс. р.				
1.3. Площадь территории, га				
1.4. Ставка платы за землю, р./га				
1.5. Ставка по экологическому платежу, р./1000 т				
1.6. Ставка за пользование водными объектами, р./1000 т				
1.7. Ставка налога на добычу полезных ископаемых от стоимости добычи угля, %				
1.8. Ставка транспортного налога, %				
1.9. Норматив неучтенных прочих затрат, р./1000 т				
2. Налоги и платежи, тыс. р.				
2.1. Налог на добычу полезных ископаемых (строки 1.7x1.2/100)				
2.2. Плата за землю (строки 1.4x1.3)				
2.3. Транспортный налог (строки 1.8x1.2)				
2.4. Экономический платеж (строки 1.5x1.2)				
2.5. Платежи за использование водными ресурсами (строки 1.6x1.2)				
3. Прочие неучтенные затраты (строки 1.9x1.1)				
Итого				

Результаты расчета производственной себестоимости сводятся в табл. 3.18.

Таблица 3.18 – Производственная себестоимость продукции

Элементы затрат	Условные обозначения	По интервалам расчетного периода			
		1	2	...	T
Материальные затраты	Z_m				
Оплата труда	$Z_{от}$				
Отчисления на социальные нужды	$Z_{сн}$				
Амортизация основных средств	Z_a				
Прочие затраты	Z_p				
Итого производственная себестоимость продукции	$Z_{пп}$				
Оплата труда	$Z_{от}$				

Внепроизводственные расходы (затраты на сбыт продукции) связаны с доставкой угля потребителю, рекламными услугами на продукцию и т.д. Они рассчитываются по фактическим данным предприятия-аналога или принимаются по укрупненному показателю, равному 1,20-1,75 % от производственной себестоимости. Результаты расчетов полной себестоимости сводятся в таблице. 3.19.

Таблица 3.19 – Сводная ведомость затрат на производство и сбыт продукции

Элементы затрат	Затраты, тыс. р.		Себестоимость 1 т, тыс. р.		Затраты по интервалам расчетного периода, тыс. р.			
	условные обозначения	за год	условные обозначения	средняя по году	1	2	...	T
1. Материальные затраты (табл. 3.8)	Z_m		C_m					
2. Затраты на оплату труда (п. 5 табл. 3.13 или п. 5 табл. 3.14)								
3. Отчисления на социальные нужды (п. 6 табл. 3.13 или п.6 табл. 3.14)	$Z_{от}$		$C_{от}$					
4. Амортизация основных средств (п. 6 табл. 3.16)								
5. Прочие расходы (табл. 3.17)	$Z_{сн}$		$C_{сн}$					
6. Итого затрат на производство продукции	Z_a		C_a					
7. Внепроизводственные расходы по сбыту продукции								
8. Всего затрат на производство и реализацию продукции	Z_p		C_p					

3.5. Производственная программа и расчет выручки от реализации продукции

Программа производства и реализации продукции (таблица 3.20) составляется на основе данных, полученных в результате построения календарных планов производства продукции (добычи по угольному предприятию), номенклатуры товарной продукции, ее объема и качественных характеристик. Цена каждого вида продукции проектируемого предприятия определяется в результате анализа динамики изменения рыночных цен на основе проведенных маркетинговых исследований. При составлении проектов шахт и разрезов можно воспользоваться укрупненными показателями цен на угольную продукцию и дефлятором цен.

Таблица 3.20 – Программа производства и реализации продукции

Показатели	Значения показателей по интервалам расчетного периода			
	1	2	...	T
1. Объем производства, тыс. т				
2. Объем реализации товарной продукции, тыс. т				
3. Цена реализации единицы продукции без НДС, р.				
4. Выручка от реализации продукции без НДС, тыс. р.				
5. НДС, тыс. р.				
6. Выручка от реализации продукции с НДС, тыс. р.				
2. Объем реализации товарной продукции, тыс. т				

1. Выручка от реализации продукции за период ИП (B_n , тыс. р.)

$$B_n = \sum_{i=1}^n V_i \cdot C_i, \quad (3.5)$$

где V_i – годовой объем реализации i -го вида продукции в натуральных единицах; C_i – цена единицы продукции i -го вида, тыс. р.; ИП – интервал планирования, дн.; n – количество видов продукции, ед.

2. Сумма налога на добавленную стоимость (НДС, тыс. р.) в выручке от реализации продукции, работ и услуг

$$Z_{\text{НДС}} = B_n \cdot H_{\text{НДС}}, \quad (3.6)$$

где $Z_{\text{НДС}}$ – ставка налога на добавленную стоимость, ед.

Расчет чистой прибыли и рентабельности сводится в таблице 3.21.

Таблица 3.21 – Расчет чистой прибыли и рентабельности производства и продаж

Показатель	Значения показателей, тыс. р.				
	по интервалам расчетного периода				всего
	1	2	...	T	
1. Выручка от реализации продукции, работ и услуг (с НДС), всего (п. 6 табл. 3.20)					
2. В том числе НДС (п. 5 табл. 3.20)					
3. Затраты на производство и сбыт продукции (без НДС) (п. 8 табл. 3.19)					
4. Балансовая прибыль (п. 1 – п. 2 – п. 3)					
5. Налоги, уплачиваемые из прибыли (п. 2 табл. 3.22)					
6. Налогооблагаемая прибыль (п. 4 – п. 5)					
7. Налог на прибыль					
8. Чистая прибыль (п. 6 – п. 7)					
9. Чистая прибыль накопленным итогом					

При определении чистой прибыли и рентабельности в соответствии с действующими правилами налогообложения учитываются налог на прибыль и налоги, уплачиваемые за счет прибыли (на имущество предприятия, на содержание жилищного фонда и объектов соцкультбыта, на нужды образовательных учреждений, на содержание милиции, за превышение экологических нормативов и другие налоги в соответствии с действующим законодательством).

Расчет налогов и платежей, уплачиваемых из прибыли, представляется по форме таблицы 3.22.

Сумма налога на прибыль ($H_{\text{пр}}$, тыс. р.) определяется в соответствии с действующим законодательством

$$H_{\text{пр}} = \frac{(P_{\text{б}} - H_{\text{нб}}) \cdot CT_{\text{нп}}}{100}, \quad (3.7)$$

где P_6 – балансовая прибыль, тыс. р. (п. 4 табл. 3.21); $H_{пб}$ – налоги, уплачиваемые из прибыли, тыс. р. (п. 5 табл. 3.21); $CT_{нп}$ – ставка налога на прибыль, %.

Таблица 3.22 – Налоги и платежи, уплачиваемые из прибыли

Показатели	По интервалам расчетного периода			
	1	2	...	T
1. Исходные данные				
1.1. Стоимость имущества, тыс. р.				
1.2. Ставка налога на имущество, %				
1.3. Выручка без НДС, тыс. р.				
2. Налоги и платежи из прибыли, тыс. р.				
2.1. Налог на имущество (строки 1.1x1.2)/100				
2.3. Прочие налоги				

Для формирования баланса выполняются расчеты по активным и пассивным статьям, суммируются инвестиционные затраты и определяются источники финансирования.

3.6. Полные инвестиционные затраты и источники финансирования

Для расчета полных инвестиционных затрат следует определить суммы текущих (оборотных) активов, необходимых для функционирования предприятия. При формировании потребности в текущих (оборотных) активах выполняются расчеты по каждому оборотному активу исходя из норматива запасов (часть III.11). По программе "Оценка эффективности инженерных решений" расчет активов и пассивов выполняется автоматически.

Ручной расчет оборотных активов осуществляется в следующем порядке.

Сумма оборотного актива по запасам сырья и материалов ($OA_{зм}$, тыс. р.) определяется по видам сырья и материалов, принятых в расчете прямых затрат (таблицы 3.7, 3.8, 3.9):

$$OA_{зм} = \frac{V_m \cdot C_m \cdot H_{зм}}{ИП}, \quad (3.8)$$

где C_m – цена единицы сырья или материала, р.; $H_{зм}$ – норматив запаса сырья или материала, дн.; ИП – интервал расчетного периода, дн.; V_m – объем сырья или материала на период ИП, (т, м³, шт. и др.) равен

$$V_m = H_m \cdot A_c \cdot ИП, \quad (3.9)$$

где H_m – норма расхода материалов на 1000 т добычи, ед.; A_c – суточный объем добычи угля, тыс. т.

Сумма оборотного актива по запасам готовой продукции ($OA_{гп}$, тыс. р.)

$$OA_{гп} = \frac{V_{гп} \cdot H_{гп}}{ИП}, \quad (3.10)$$

где $H_{гп}$ – норматив запаса готовой продукции, дн.; $V_{гп}$ – объем готовой продукции на период ИП, тыс. р.:

$$V_{гп} = (C_{гп} - C_a) \cdot A_c \cdot ИП, \quad (3.11)$$

где $C_{гп}$ – производственная себестоимость 1 т угля, р./т; C_a – себестоимость 1 т угля по элементу «Амортизация», р./т.

Сумма оборотного актива отгруженной продукции потребителям ($OA_{то}$, тыс. р.)

$$OA_{то} = \frac{V_{то} \cdot H_{то}}{ИП}, \quad (3.12)$$

где $H_{то}$ – норматив отгруженной продукции, дн.; $V_{то}$ – объем отгруженной продукции, тыс. р.:

$$V_{то} = (C_{гп} - C_a) \cdot A_{co} \cdot ИП, \quad (3.13)$$

где A_{co} – объем среднесуточной отгруженной продукции потребителям, тыс. т. Для упрощения расчетов принимаем $A_{co} = A_c$.

Сумма оборотного актива дебиторской задолженности менее 12 мес. покупателей ($OA_{дрп}$, тыс. р.)

$$OA_{дрп} = \frac{H_{дрп} \cdot B_n \cdot (1 + H_{ндс})}{ИП}, \quad (3.14)$$

где $H_{дрп}$ – норматив по расчетам покупателей, дн.; $H_{ндс}$ – ставка налога на добавленную стоимость, доли ед.; B_n – выручка от реализации продукции за период ИП, тыс. р.:

$$B_n = \frac{V_{пн} \cdot Ц \cdot ИП}{N_2}, \quad (3.15)$$

где $V_{\text{рп}}$ – годовой объем реализации продукции, тыс. т; Π – цена единицы реализованной продукции, р.; $N_{\text{г}}$ – число дней работы шахты в году, дн.

Доля кредитов покупателям ($K_{\text{п}}$, %)

$$K_{\text{п}} = \frac{OA_{\text{ДРП}} \cdot 100}{B_{\text{п}}} \quad (3.16)$$

Сумма оборотных активов по авансам поставщикам ($OA_{\text{ДАП}}$, тыс. р.)

$$OA_{\text{ДАП}} = \frac{N_{\text{ДАП}} \cdot Z_{\text{м}} \cdot (1 + N_{\text{НДС}})}{ИП} \quad (3.17)$$

где $N_{\text{ДАП}}$ – норматив авансов поставщикам, дн.; $Z_{\text{м}}$ – материальные затраты за период ИП, тыс. р.:

$$Z_{\text{м}} = C_{\text{м}} \cdot A_{\text{с}} \cdot ИП, \quad (3.18)$$

где $C_{\text{м}}$ – себестоимость 1 т угля по элементу «Материалы», р./т (таблицы 3.8-3.9).

Сумма оборотных активов по резерву денежных средств ($OA_{\text{ДС}}$, тыс. р.)

$$OA_{\text{ДС}} = N_{\text{ДС}} \cdot (Z_{\text{м}} - Z_{\text{п}} - ПК) \quad (3.19)$$

где $N_{\text{ДС}}$ – норматив на покрытие потребности в резерве денежных средств, дн.; $ПК$ – проценты за кредит к оплате, тыс. р.; $Z_{\text{п}}$ – затраты на производство продукции, тыс. р.:

$$Z_{\text{п}} = C_{\text{пп}} \cdot A_{\text{с}} \cdot ИП, \quad (3.20)$$

где $C_{\text{пп}}$ – производственная себестоимость 1 т угля, р./т; $A_{\text{с}}$ – суточный объем добычи угля, тыс. т.

Сумма оборотного актива НДС по материальным ценностям, ($OA_{\text{НДСУ}}$, тыс. р.)

$$OA_{\text{НДСУ}} = (НДС_{\text{на}} + НДС_{\text{мп}} + НДС_{\text{пу}}) \cdot K_{\text{УНДС}} \quad (3.21)$$

где $НДС_{\text{па}}$ – налог на добавленную стоимость получаемых постоянных активов, тыс. р.; $НДС_{\text{пу}}$ – налог на добавленную стоимость получаемых производственных и других услуг, тыс. р.; $НДС_{\text{мп}}$ – налог на

добавленную стоимость получаемых материальных ресурсов, тыс. р.;
 $K_{УНДС}$ – коэффициент уплаты НДС, ед.:

$$K_{УНДС} = \frac{1 - НО_{НДС}}{30}, \quad (3.22)$$

где $НО_{НДС}$ – норматив срока задержки платежей поставщикам,
 $НО_{НДС} = 25$ дн.

Итоговая сумма нормируемых текущих оборотных активов
($ОА_n$, тыс. р.)

$$ОА_n = ОА_{зм} + ОА_{зн} + ОА_{то} + ОА_{ДРП} + ОА_{ДАП} + ОА_{НДС} + ОА_{НДСУ}, \quad (3.23)$$

Рассчитанные суммы оборотных активов вносятся в статьи актива баланса (таблица 3.25). Для составления пассива баланса рассчитываются суммы нормируемых краткосрочных пассивов: кредиторскую задолженность поставщикам, работникам предприятия и др.

Сумма пассива кредиторской задолженности поставщикам
($КЗ_П$, тыс. р.)

$$КЗ_П = Н_{оп} \cdot (C_p - C_{от} - C_{сн}) \cdot (1 + Н_{НДС}) \cdot A_c, \quad (3.24)$$

где $Н_{оп}$ – норматив по кредитам поставщиков, дн.; C_p – полная себестоимость 1 т угля, р./т (таблица 3.18); $C_{от}$ – себестоимость 1 т угля по элементу «Оплата труда», р./т; $C_{сн}$ – себестоимость 1 т угля по элементу «Отчисления на социальные нужды», р./т; A_c – суточный объем добычи угля, тыс. т.; $Н_{НДС}$ – ставка налога на добавленную стоимость, ед.

Сумма пассива полученных авансов покупателей ($КЗ_A$, тыс. р.)

$$КЗ_A = \frac{D_{ав} \cdot H_{АП} \cdot B_n \cdot (1 + H_{НДС})}{ИП}, \quad (3.25)$$

где $H_{АП}$ – норматив авансов покупателей, дн.; $D_{ав}$ – доля авансов покупателей в выручке, %, принимается равной D_k – доля кредитов покупателям (3.14).

Сумма пассива задолженности по выплате заработной платы
($КЗ_о$, тыс. р.)

$$КЗ_о = \frac{30 \cdot Z_{ом}}{ИП \cdot K_B}, \quad (3.26)$$

где Z_{OM} – общая заработная плата работников шахты за период ИП, тыс. р. (таблица 3.13); K_B – частота выплаты заработной платы работникам, раз/мес.

Сумма пассива задолженности бюджету по налогам и платежам (KZ_B , тыс. р.)

$$KZ_B = KZ_{HDC} + KZ_{BP} + KZ_{PP}, \quad (3.27)$$

где KZ_{HDC} – сумма задолженности бюджету по НДС, тыс. р.; KZ_{BP} – сумма задолженности бюджету по налогам на прибыль, тыс. р.; KZ_{PP} – сумма задолженности бюджету по прочим налогам и платежам, тыс. р.

Сумма задолженности бюджету по НДС (KZ_{HDC} , тыс. р.) определяется как разность между суммой задолженности покупателей по НДС (OA_{HDCy} , тыс. р.) и суммой задолженности поставщикам по НДС (KZ_{HDCc} , тыс. р.):

$$KZ_{HDC} = OA_{HDCy} - KZ_{HDCc}, \quad (3.28)$$

Сумма задолженности покупателей по НДС (OA_{HDCy} , тыс. р.):

$$OA_{HDCy} = \frac{V_n \cdot H_{HDC} \cdot HO_{HDC}}{IIP}, \quad (3.29)$$

где V_n – выручка от реализации продукции за период ИП, тыс. р. (п. 4 табл. 3.20); H_{HDC} – ставка налога на добавленную стоимость, ед.; HO_{HDC} – норматив срока задержки платежей поставщикам, $HO_{HDC} = 25$ дн.

Сумма пассива задолженности поставщикам по налогу на добавленную стоимость – НДС (KZ_{HDCc} , тыс. р.) принимается равной сумме оборотного актива задолженности НДС по материальным ценностям (OA_{HDCc} , тыс. р.):

$$KZ_{HDCc} = OA_{HDCc}, \quad (3.30)$$

Сумма пассива задолженности бюджету по налогам на прибыль (KZ_{BP} , тыс. р.)

$$KZ_{BP} = \frac{H_{PP} \cdot H_{3P}}{IIP}, \quad (3.31)$$

где $H_{\text{ПР}}$ – сумма налога на прибыль за период ИП, тыс. р. (п.7 табл. 3.21); $H_{\text{ЗП}}$ – норматив задержки платежей по налогу на прибыль, дн. (таблица III.11.1).

Сумма задолженности бюджету по прочим налогам и платежам ($KZ_{\text{ПР}}$, тыс. р.)

$$KZ_{\text{ПР}} = \sum_{j=1}^{пн} \sum_{i=1}^T H_{\text{ПР}ji} \cdot H_{\text{ЗП}ji}, \quad (3.32)$$

где $H_{\text{ПР}ji}$ – сумма j -го прочего налога или платежа в i -м периоде ИП, тыс. р. (п. 2.1-2.5 табл. 3.17); $H_{\text{ЗП}ji}$ – норматив задержки j -го прочего платежа в i -м периоде ИП, дн.; $пн$ – количество j -х прочих налогов и платежей, ед.; T – количество шагов расчета, ед.

Сумма нормируемых краткосрочных пассивов (KZ_K , тыс. р.)

$$KZ_K = KZ_{\text{П}} + KZ_K + KZ_O + KZ_B, \quad (3.33)$$

Прирост краткосрочных пассивов в i -м периоде ИП (ΔKZ_{Ki} , тыс. р.)

$$\Delta KZ_{Ki} = KZ_{Ki} - KZ_{K(i-1)}, \quad (3.34)$$

где KZ_{Ki} – сумма нормируемых краткосрочных пассивов в текущем i -м периоде ИП, тыс. р.; $KZ_{K(i-1)}$ – сумма нормируемых краткосрочных пассивов в предыдущем ($i-1$) периоде ИП, тыс. р.

Полные инвестиционные затраты в расчетном периоде складываются из чистого оборотного капитала и постоянных инвестиционных затрат.

Сумма чистого оборотного капитала в i -м периоде ИП (K_{OKi} , тыс. р.)

$$K_{OKi} = OA_i - KZ_{Ki}, \quad (3.35)$$

где OA_i – итоговая сумма нормируемых текущих оборотных активов в i -м периоде ИП, тыс. р.; KZ_{Ki} – сумма нормируемых краткосрочных пассивов в i -м периоде ИП, тыс. р. (3.33).

Сумма прироста потребности в чистом оборотном капитале в i -м периоде ИП (ΔK_{OKi} , тыс. р.)

$$\Delta K_{OKi} = K_{OKi} - K_{OK(i-1)}, \quad (3.36)$$

где K_{OKi} , $K_{OK(i-1)}$ – сумма потребности в чистом оборотном капитале соответственно в текущем i -м и предыдущем $(i - 1)$ периодах ИП, тыс. р.

Сумма чистого оборотного капитала в i -м периоде ИП (K_{OKi} , тыс. р.)

$$K_{OKi} = K_{OKi} + ДС_i \quad (3.37)$$

где $ДС_i$ – свободные денежные средства рассчитываются по сводному отчету денежных средств как разность между притоком и оттоком денежных средств (п. В.1 табл. 3.24), тыс. р.

Постоянные инвестиционные затраты в i -м периоде ИП, ($ИЗ_i$, тыс. р.) устанавливаются в размере стоимости привлекаемых постоянных активов:

$$ИЗ_i = ПА_i \quad (3.38)$$

где $ПА_i$ – стоимость привлекаемых постоянных активов в i -м периоде ИП, тыс. р. (табл. 3.7).

Полные инвестиционные затраты ($ИЗП_i$, тыс. р.) в i -м периоде ИП

$$ИЗП_i = K_{OKi} + ИЗ_i \quad (3.39)$$

Для определения потребности кредитов рассчитываются источники собственных средств предприятия. Источники финансирования устанавливаются за счет собственных средств и кредитов.

Собственные средства (СС, тыс. р.)

$$СС = УК + АК + П_ч + А_{OC} + ДОТ + ЦФП \quad (3.40)$$

где $УК$ – уставный капитал, тыс. р.; $АК$ – акционерный капитал, тыс. р.; $П_ч$ – чистая прибыль, тыс. р. (п. 9 табл. 3.21); $А_{OC}$ – амортизация (износ) основных средств, тыс. р. (п. 6 табл. 3.16); $ДОТ$ – ассигнования (дотации) из бюджетов всех уровней, тыс. р.; $ЦФП$ – целевые финансирования и поступления, тыс. р.

Заемный капитал рассчитывается по сумме кредитов и процентов. В текущем периоде ИП указывается сумма привлекаемых кредитов и процентов ($К_П$, тыс. р.):

$$К_П = КР \cdot \left(1 + \frac{C_K}{100} \right) \quad (3.41)$$

где K_P – сумма кредита, тыс. р; C_K – ставка кредита, %.

Сумма привлекаемого кредита (K_{II} , тыс. р.) принимается из расчета потребностей в инвестициях в текущем периоде (ИЗП, тыс. р., (3.39) и общей суммы собственных средств (СС, тыс. р.):

$$K_{II} = ИЗП - СС \quad (3.42)$$

Кредиты принимаются по инвесторам. Результаты расчетов источников финансирования сводятся в таблице 3.23.

Таблица 3.23 – Источники финансирования, состав инвесторов и график

Источник финансирования	Всего	Размер инвестиций по интервалам расчетного периода, тыс. р.				
		1	2	T
Общая сумма финансовых ресурсов для реализации проект						
В том числе:						
1. Собственные финансовые ресурсы						
2. Акционерный капитал						
3. Ассигнования из бюджетов всего						
4. Кредиты, всего						
5. Выпуск облигационных займов						
6. Прочие источники финансирования (субсидии, дотации)						
7. Состав инвесторов и их долевое участие						
В том числе:						

По результатам расчетов основных показателей проекта для интервала расчетного периода составляется план денежных поступлений и выплат (таблица 3.24). Постоянные и переменные затраты на производство и реализацию продукции определяются с учетом коэффициентов, принимаемых по данным действующих шахт или шахт-аналогов. Коэффициенты условно-переменных и условно-постоянных затрат изменяются в пределах 0,3-0,7.

План денежных поступлений и выплат формируется в таблице 3.24.

Таблица 3.24 – План денежных поступлений и выплат

Показатели	Значение показателей по интервалам расчетного периода, тыс. р.			
	1	2	...	T
А. Производственная деятельность				
А1. Приток средств, всего				
В том числе:				
А1.1. Выручка от реализации продукции работ, услуг с НДС (п. 6 табл. 3.21)				
А1.2. Амортизационные отчисления (п. 4 табл. 3.19)				
А2. Отток средств, всего				
А2.1. Затраты на производство и реализацию продукции (п. 8 табл. 3.19). В том числе:				
А2.1.1. Постоянные затраты (п. 8 табл. 3.19)				
А2.1.2. Переменные затраты (п. 8 табл. 3.19)				
А2.2. Выплаты НДС в бюджет (расчеты по формуле 3.30)				
А2.3. Налог на прибыль и другие налоги и платежи из прибыли (в табл. 3.21 сумма п. 5 и п. 7)				
А3. Сальдо потока от производственной деятельности (А1 – А2)				
Б. Инвестиционная деятельность				
Б1. Приток средств, всего				
В том числе:				
Б1.1. Продажа имущества				
Б1.2. Продажа финансовых активов				
Б2. Отток средств (п. 4 табл. 3.6: всего инвестиционных издержек)				
Б3. Сальдо потока от инвестиционной деятельности (Б1 – Б2)				
В. Производственная и инвестиционная деятельность				
В1. Чистый поток денежных средств (чистый доход) от инвестиционной деятельности (А3 + Б3)				
В2. Чистый поток денежных средств накопленным итогом.				
В3. Дисконтированный чистый поток денежных средств				
В4. Дисконтированный чистый поток накопленным итогом				

Балансовый отчет представляется для свода расчетных показателей по периодам. Показатели баланса заполняются по результатам расчетов. При использовании программы «Оценка эффективности инженерных решений» балансовый отчет формируется автоматически в виде таблице 3.25.

Таблица 3.25 – Балансовый отчет

Показатели	Значения показателей по интервалам расчетного периода, тыс. р.			
	1	2	...	T
1. Активы				
Постоянные активы:				
– балансовая (первоначальная) стоимость				
– начисленный износ				
– остаточная стоимость				
Незавершенные капитальные вложения				
Оборотные активы:				
– запасы сырья и материалов				
– незавершенная продукция				
– годовая продукция				
– кредиты покупателям				
– авансы поставщикам				
– НДС уплаченный				
– резерв денежных средств				
– свободные денежные средства				
= Итого				
Прочие текущие активы				
= Итого активов				
2. Пассивы				
Источники собственных средств:				
– уставный капитал, в том числе				
– – учредительный капитал				
– – акционерный капитал				
– целевые финансирования и поступления				
– нераспределенная прибыль (+) / убыток (–)				
– добавочный капитал (при переоценке)				
= Итого собственные средства				
Долгосрочные пассивы (кредиты)				
Краткосрочные пассивы:				
– кредиторская задолженность				
– задолженность перед поставщиками оборудования				
– расчеты с бюджетом				
– расчеты с персоналом				
– авансы покупателям				
= Итого краткосрочные пассивы				
= Итого пассивы				
Сальдо баланса				

При расчете показателей эффективности при проектировании строительства на базе действующего предприятия балансовый отчет формируется в таблице 3.26. В данном отчете вносятся базовые пока-

затели, т.е. значения показателей статей бухгалтерского баланса до расчетного периода проекта.

Таблица 3.26 – Балансовый отчет действующего предприятия

Актив	Код показателя	На начало отчетного года	На конец отчетного года
1	2	3	4
I. Внеоборотные активы			
Нематериальные активы	110		
Основные средства	120		
Незавершенное строительство	130		
Доходные вложения в материальные ценности	135		
Долгосрочные финансовые вложения	140		
Отложенные налоговые активы	145		
Прочие внеоборотные активы	150		
Итого по разделу I	190		
II. Оборотные активы			
Запасы	210		
в том числе:			
– сырье, материалы и другие аналогичные ценности	110		
– животные на выращивании и откорме	120		
– затраты в незавершенном производстве			
– готовая продукция и товары для перепродажи			
– товары отгруженные			
– расходы будущих периодов			
– прочие запасы и затраты			
Налог на добавленную стоимость по приобретенным ценностям			
Дебиторская задолженность, в том числе:	220		
– покупатели и заказчики	230		
Дебиторская задолженность (платежи по которой ожидаются в течение 12 месяцев после отчетной даты)			
в том числе:			
– покупатели и заказчики	240		
Краткосрочные финансовые вложения			
Денежные средства			
Прочие оборотные активы	250		

Продолжение таблицы 3.26

Итого по разделу II	260		
Баланс	270		
III. Капитал и резервы	290		
Уставный капитал	300		
Собственные акции, выкупленные у акционеров			
Добавочный капитал	410		
Резервный капитал			
в том числе:	420		
– резервы, образованные с законодательством	430		
– резервы, образованные с учредительными документами			
Нераспределенная прибыль (непокрытый убыток)			
Итого по разделу III			
IV. Долгосрочные обязательства			
Займы и кредиты	470		
Отложенные налоговые обязательства	490		
Прочие долгосрочные обязательства			
Итого по разделу IV	510		
V. Краткосрочные обязательства	515		
Займы и кредиты	520		
Кредиторская задолженность	590		
в том числе:			
– поставщики и подрядчики	610		
– задолженность перед персоналом организации	620		
– задолженность перед гос. внебюджетными фондами			
– задолженность по налогам и сборам			
– прочие кредиторы			
Задолженность участникам (учредителям)			
Доходы будущих периодов			
Резервы предстоящих расходов			
Прочие краткосрочные обязательства	630		
Итого по разделу V	640		
Баланс	650		
Баланс	660		

Составленный балансовый отчет расчетного периода позволяет определить показатели финансовой состоятельности проекта.

3.7. Показатели финансовой состоятельности проекта

К показателям финансовой состоятельности проекта относятся рентабельности активов, собственного капитала, продаж.

Рентабельность активов (R_A , %) определяется отношением чистой прибыли ($П_ч$, тыс. р., п. 6 табл. 3.2) к величине активов ($ИА$, тыс. р., в таблицах 3.24, 3.25):

$$R_A = \frac{П_ч \cdot 100}{ИА}, \quad (3.43)$$

Рентабельность собственного капитала ($R_{СК}$, %) находится отношением чистой прибыли ($П_ч$, тыс. р.) к величине собственного капитала, равной собственным средствам ($СС$, тыс. р., итог раздела 3 табл. 3.25):

$$R_{СК} = \frac{П_ч \cdot 100}{СС}, \quad (3.44)$$

Рентабельность продаж ($R_{П}$, %) вычисляется отношением чистой прибыли ($П_ч$, тыс. р.) к общей сумме выручки без НДС ($В_n$, п. 4 табл. 3.20):

$$R_{П} = \frac{П_ч \cdot 100}{В_n}, \quad (3.45)$$

Показатель затратоемкости производства (E_3 , ед.) определяется отношением затрат на производство продукции ($З_{пн}$, тыс. р., п. 6 табл. 3.19) к выручке ($В_n$, тыс. р.):

$$E_3 = \frac{З_{пн}}{В_n}, \quad (3.46)$$

Показатель затратоемкости продукции ($E_{П}$, ед.) рассчитывается отношением всех затрат на производство и реализацию продукции ($З_p$, тыс. р., п. 3 табл. 3.21) к выручке ($В_n$, тыс. р.):

$$E_{П} = \frac{З_p \cdot 100}{В_n}, \quad (3.47)$$

Показатель оборачиваемости активов (O_A , ед.) вычисляется отношением выручки ($В_n$, тыс. р.) к величине активов:

$$O_A = \frac{В_n}{ИА}, \quad (3.48)$$

Оборачиваемость инвестиционного капитала ($O_{ИК}$, ед.) находится отношением выручки ($В_n$, тыс. р.) к величине инвестиционного ка-

питала, состоящего из собственных, а также долгосрочных заемных средств:

$$O_{ИК} = \frac{B_n}{(СС + ДП)}, \quad (3.49)$$

где СС – собственный капитал, тыс. р. (итог п. 3 табл. 3.26; ДП – долгосрочные пассивы, тыс. р. (итог п. 4 табл. 3.26).

Оборачиваемость уставного капитала ($O_{УК}$, ед.) определяется отношением выручки (B_n , тыс. р.) к величине уставного капитала (УК, тыс. р., табл. 3.25 или табл. 3.26):

$$O_{УК} = \frac{B_n}{УК}, \quad (3.50)$$

Коэффициент общей ликвидности ($K_{ОЛ}$, ед.) рассчитывается отношением итога оборотных активов (ОА, тыс. р.) к итогу краткосрочных пассивов (ИКП, тыс. р., табл. 3.25 или табл. 3.26):

$$K_{ОЛ} = \frac{ОА}{ИКП}, \quad (3.51)$$

Коэффициент мгновенной ликвидности ($K_{МЛ}$, ед.) вычисляется отношением суммы резерва ($ОА_{ДС}$, тыс. р., формула (3.19) и свободных денежных средств (СДС, тыс. р., п. В1 табл. 3.24) к итогу краткосрочных пассивов (ИКП, тыс. р.):

$$K_{МЛ} = \frac{(ОА_{ДС} + СДС)}{ИКП}, \quad (3.52)$$

Коэффициент общей платежеспособности ($K_{ОП}$, ед.) определяется отношением итога собственных средств (СС, тыс. р.) к величине итога краткосрочных пассивов (ИКП, тыс. р.):

$$K_{ОП} = \frac{СС}{ИКП}, \quad (3.53)$$

По показателям рентабельности, ликвидности и платежеспособности оценивается финансовая состоятельность проекта и его эффективность. Чистый дисконтированный доход (ЧДД) определяется как сумма текущих чистых потоков денежных средств (ЧПДС, тыс. р.), приведенных к базисному периоду ($t = 0$):

$$ЧДД = \frac{\sum_{t=0}^T ЧПДС}{(1 + E)^t} \quad (3.54)$$

где E – норма дисконта, ед.

Оценка эффективности проектных решений проводится на основе расчета и анализа значений основных экономических показателей (таблица 3.27).

Таблица 3.27 – Основные показатели эффективности инвестиций

Показатель	Значения по вариантам			
	1	2	...	T
1. Чистый дисконтированный доход (чистый поток денежных средств) накопленным итогом, тыс. р.				
2. Рентабельность инвестиций (индекс доходности), %				
3. Внутренняя норма доходности, %				
4. Срок окупаемости инвестиций, г.				
5. Дисконтированный срок окупаемости инвестиций, г.				

Чистый дисконтированный доход (ЧДД, тыс. р.) определяется как сумма текущих чистых потоков денежных средств (ЧПДС, тыс. р.), приведенных к базисному периоду ($t = 0$):

$$ЧДД = \frac{\sum_{t=0}^T ЧПДС}{(1+E)^t}, \quad (3.54)$$

где E – норма дисконта, ед.

Индексы доходности характеризуют относительную отдачу проекта на вложенные в него средства. Они могут рассчитываться как для дисконтированных, так и для не дисконтированных денежных потоков. При оценке эффективности используют:

– индекс доходности затрат (ИДЗ, ед.) – отношение суммы денежных притоков (ПН, тыс. р., п. А1 табл. 3.24) к сумме денежных оттоков (ОТН, тыс. р., п. А2 таблицы 3.24)

$$ИДЗ = \frac{\sum_{t=0}^T ПН}{ОТН}, \quad (3.55)$$

Текущая внутренняя норма доходности (ВНД, %) определяется при норме дисконта $E = \text{ВНД}$, при которой величина чистого дисконтированного дохода обращается в ноль, при больших значениях

нормы дисконта E отрицательна, при меньших – E положительна. Для отдельных проектов ВНД может не существовать.

Определение ВНД в формуле (3.54) осуществляется методом последовательных приближений посредством подстановки значений ВНД, близких к норме E , при нулевом значении ЧДД.

Сроком окупаемости называется продолжительность периода от начального момента до момента окупаемости. Начальный момент – это начало осуществления проекта. Моментом окупаемости называется период, после которого текущий чистый доход становится и в дальнейшем положительным.

Дисконтированный срок окупаемости определяется с учетом срока наступления положительного чистого дисконтированного дохода.

Срок окупаемости инвестиций не должен превышать периода осуществления проекта строительства шахты. При ее техническом перевооружении срок окупаемости инвестиций не должен превышать период эксплуатации внедряемой техники.

Потребность в дополнительном дисконтировании определяется максимальной абсолютной или дисконтированной величиной отрицательного накопленного сальдо от инвестиционной и операционной деятельности. Фактическая величина потребности в дополнительном финансировании обычно превышает отрицательное накопленное сальдо из-за необходимости обслуживания долга.

4. МЕТОДИКА РАБОТЫ С ПРОГРАММОЙ «ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНЖЕНЕРНЫХ РЕШЕНИЙ»

4.1. Основные положения

Программа «Оценка эффективности инженерных решений» (далее Программа) предназначена для выполнения расчетов экономической эффективности инвестиционных проектов шахт, разрезов и рудников. В основе Программы использован профессиональный программный продукт «Альт-Инвест» фирмы «Альт» (СПб.), реализованный на базе электронных таблиц Microsoft Excel операционной системы Microsoft Windows и рекомендованный для автоматизированного расчета показателей эффективности инвестиционных проектов Методическими рекомендациями 2000г. [3]. Для приближения данного программного продукта к условиям проектирования и эксплуатации предприятий изменены алгоритм промежуточных расчетов и методы определения значений входных данных с учетом законодательной ситуации. Это позволяет использовать Программу для оценки инженерных решений при определении показателей экономической эффективности проектов горнодобывающих предприятий.

Программа составлена в виде систематизированных таблиц, выделенных по признаку однородности представленных в них показателей: «Общие данные», «Макроэкономическое окружение», «Объем реализации» и т.д. Работа с Программой заключается в последовательном заполнении указанных таблиц исходными данными и анализе расчетных промежуточных и выходных значений стоимостных показателей проекта, формируемых в автоматизированном режиме. Такая последовательность в работе с Программой дает возможность по промежуточным и выходным значениям показателей контролировать правильность ввода исходных данных, корректно выполнять расчеты.

Исходными данными для расчета по Программе являются технико-экономические показатели строительства шахты, рудника, разреза, значения которых приняты в технических разделах проекта, а также данные, нахождение которых изложено в предыдущих главах настоящего пособия. Перечень вводимых исходных данных для выполнения расчетов по Программе представлен в таблице 4.1.

Как правило, по строке программы исходные данные вводятся в первую числовую ячейку (столбец F), далее по строке, автоматически или при необходимости – вручную.

Таблица 4.1 – Перечень исходных данных для автоматизированного расчета эффективности проекта

Основные показатели	Краткая информация по вводу данных
1	2
1. Наименование проекта	Вводится в ячейку A13
2. Таблица "Общие данные"	
2.1. Длительность интервала планирования «ИП», дн.	Ячейка F16. Выбрать из списка: 30, 90, 180, 360
2.2. Срок жизни проекта	Ячейка F17. Вводится количество интервалов планирования, например, 10 лет (мес., кварталов)
2.3. Дата начала проекта	Ячейка F18. Вводится дата начала проекта, например, «2006»
2.4. Местная валюта	Ячейка F20. Например, тыс. р., р.
2.5. Иностранная валюта	Ячейка F24. Например, долл., евро
2.6. Валюта итогов	Ячейка F28. Вводится цифра 1, если местная валюта; 2 – иностранная валюта
2.7. Метод расчета	Ячейка F29. Вводится цифра 1, если постоянные цены; 2 – переменные цены
2.8. Таблица «Акцизы»	Ячейка C30. Указываются типы ставок: например, твердые, адвалорные. Далее расчет ставок осуществляется автоматически
3. Таблица «Макроэкономическое окружение»	
3.1. Предполагаемый ежемесячный темп внутренней инфляции местной валюты, %	Ячейка F39. Вводится, например, 0,8 %. Далее по строке значения показателя вводится вручную или автоматически
3.2. Обменный курс иностранной валюты	Ячейка F44. Вводится курс иностранной валюты на начало интервала планирования
3.3. Ставка рефинансирования Центрального банка РФ, %	Ячейка F54. Вводится ставка рефинансирования, например, 12 %
4. Таблица "Объем реализации"	
4.1. Наименование продукции	Ячейка A66. Вводится наименование, например, уголь марки К
4.2. Единица измерения	Ячейка D66. Вводится единица измерения, т; куб. м; шт. и т.д.
4.3. Объем реализации продукции, т (шт. и т.д. в зависимости от наименования реализуемой продукции)	Значения показателя вводят по интервалам ИП
5. Таблица «Отпускные цены без НДС и акцизов»	
5.1. Отпускные цены	Ячейка F77. Вводится стоимость единицы продукции на начало проекта
6. Таблица «Материальные затраты»	
6.1. Наименование затрат	Ячейка A145. Вводится наименование материальных затрат, например, лесные материалы, электроэнергия и т.д.
6.2. Единица измерения затрат	Ячейка D145. Вводится единица измерения, т; куб. м; шт. и т.д.
6.3. Объем материальных затрат	Значения показателя вводят по интервалам ИП

Продолжение таблицы 4.1

7. Таблица «Цены на материальные затраты»	
7.1. Цена материальных затрат	Ячейка F155. Указывается стоимость единицы затрат на начало проекта, например, 1000
8. Таблица «Численность и заработная плата»	
8.1. Наименование категории персонала (профессия, должность)	Столбец А. Указывается категория персонала: основной производственный, вспомогательный производственный, административно-управленческий, сбытовой
8.2. Численность, чел.	По интервалам ИП вводят численность персонала
8.3. Месячный оклад (р./мес.)	Столбец F. Вводится среднемесячная заработная плата
9. Таблица «Текущие затраты»	
9.1. Прочие общепроизводственные расходы	Столбец С. Вводятся расходы, неучтенные в предыдущих статьях расходов
9.2. Прочие управленческие расходы	Столбец С. Вводятся расходы на управленческий персонал (канцелярские расходы, командировочные, аудиторские услуги и др.)
9.3. Коммерческие (непроизводственные) расходы	Столбец С. Указывается процент непроизводственных расходов от объема реализации продукции, например, 10 %
10. Таблица «Постоянные активы»	
10.1. Наименование постоянного актива	Столбец А. Вводится наименование, например, оборудование, строительные-монтажные работы
10.2. № периода постановки актива на баланс	Столбец С. Вводится номер интервала планирования начала эксплуатации актива
10.3. График оплаты актива	Столбец D. Вводится единица измерения «процент» оплаты актива, а в столбцах G, H, I его числовые значения, например, 32, 28, 40 в сумме составляющих 100 %
10.4. Стоимость актива без НДС	Столбец С. Вводится первоначальная стоимость актива
10.5. Наименование метода	Столбец А. Указывается метод (линейный и т.д.)
10.6. Норма амортизации	Столбец С. Вводится процент нормы амортизации или полезного использования
10.7. Наименование расходов будущих периодов (РБП)	Столбец А. Указываются наименование (РБП), например, материалы долговременного пользования и т.д.
10.8. Год начала списания РБП	Столбец С. Вводится номер года
10.9. Списание расходов будущих периодов	Столбец С. Вводится числовое значение процента списания РБП в периоде, например, 20 %
10.10. Ранее осуществленные капитальные вложения. Постоянные активы	Столбец А. Указывается перечень активов, например, оборудование, строительные-монтажные работы (СМР)
10.11. Год перевода незавершенных капитальных вложений на баланс	Столбец С. Указывается числовое значение года, например, 1
10.12. Незавершенные капитальные вложения	Столбец С. Указывается средства, вложенные в постоянные активы, которые будут использоваться в данном проекте
10.13. Балансовая стоимость ранее осуществленных капитальных вложений	Столбец С. Указывается первоначальная стоимость постоянных активов

Продолжение таблицы 4.1

10.14. Остаточная стоимость ранее осуществленных капитальных вложений	Столбец С. Указывается остаточная стоимость постоянных активов
10.15. Амортизационные отчисления	Столбец С. Указывается величина процента
10.16. Ранее осуществленные расходы будущих периодов	Столбец С. Заполнение аналогично п. 10.7-10.9 данной таблицы
11. Таблица «Лизинг»	
11.1. Наименование лизинга	Столбец А. Указываются наименование, например, оборудование
11.2. Тип лизинга	Столбец С. Указывается номер типа лизинга: 1 или 2 – с выкупом; 3 или 4 – оперативный учет
11.3. Год ввода в действие имущества	Столбец С. Указывается числовое значение года, например, 1
11.4. Срок лизинга	Столбец С. Указывается срок действия лизинга, например 3 года
11.5. Стоимость лизинга	Столбец С. Вводится первоначальная стоимость лизинга
11.6. Остаточная стоимость лизинга	Столбец С. Указывается остаточная стоимость лизинга
11.7. Амортизационные отчисления лизинга	Столбец С. Указывается величина процента
11.8. Вознаграждение лизингодателю	Столбец С. Указывается величина процента
12. Таблица «Нормируемые текущие активы» (НА)	
12.1. Материальные затраты (запасы)	Столбец С. Указывается страховой запас затрат, дн. Столбец D. Число дней оборота материальных затрат (запаса)
12.2. Незавершенная продукция. Цикл производства	Столбец F. Значение цикла производства, например, 1 дн.
12.3. Запасы готовой продукции. Периодичность отгрузки	Столбец F. Указывается число дней, например, 3 дн.
12.4. Страховой запас готовой продукции	Столбец F. Указывается число дней, например, 5 дн.
12.5. Дебиторская задолженность. Доля продукции, отгружаемой без предоплаты	Столбец F. Указывается число процентов от отгружаемой продукции, например, 50 %
12.6. Средний срок кредита	Столбец F. Указывается дней отсрочки платежа, например, 30 дн.
12.6. Авансы поставщикам, Доля материальных ресурсов, получаемых по предоплате	Столбец F. Указывается число процентов, например, 50 %
12.7. Средний срок авансовых платежей	Столбец F. Указывается число процентов, например, 50 %
12.8. Резерв денежных средств. Покрытие потребности	Столбец F. Указывается число дней резерва денежных средств, например, 5 дн.
13. Таблица «Нормируемые краткосрочные пассивы»	

Продолжение таблицы 4.1

13.1. Кредиторская задолженность. Доля материальных ресурсов, получаемых без предоплаты	Столбец F. Указывается число процентов, например, 50 %
13.2. Отсрочка платежа по материальным ресурсам	Столбец F. Указывается число дней отсрочки платежа, например, 20 дн.
13.3. Авансы покупателей. Доля продукции, отгружаемой по предоплате	Столбец F. Указывается число процентов, например, 50 %
13.4. Средний срок полученных авансов	Столбец F. Указывается число дней отсрочки платежа, например, 10 дн.
13.5. Расчеты с персоналом. Частота выплаты заработной платы	Столбец F. Указывается количество выплат за месяц, например, 2 раз/мес.
14. Таблица «Источники финансирования»	
14.1. Уставный капитал. Взносы	Столбец F. Указывается сумма взносов, тыс. р.
14.2. Акционерный капитал. Простые акции	Столбец F. Указывается сумма взносов, тыс. р.
14.3. Акционерный капитал. Привилегированные акции	Столбец F. Указывается сумма взносов, тыс. р.
15. Таблица «Кредиты в местной валюте»	
15.1. Наименование кредита	Столбец A. Указываются наименование, например, инвестиционный
15.2. Тип кредита	Столбец F. Указывается шифр кредита, например, 4 (инвестиционный кредит территориального бюджета)
15.3. Период выплаты процентов	Столбец F. Указывается число дней периода, например, 30 дн.
15.4. Отсрочка выплаты процентов	Столбец F. Указывается число периодов отсрочки, например, 3 г.
15.5. Годовая процентная ставка	Столбец F. Указывается число процентов, например, 15 %
15.6. Кнопка "AUTO"	Столбец A. При нажатии кнопки во всплывающем окне «ПОДБОР КРЕДИТА» вводятся данные по возврату кредита
15.7. Увеличение задолженности	Столбец F. Вводится сумма задолженности в «0» периоде
16. Налоги и платежи	
16.1. Налоговые платежи, относимые на текущие затраты: единый социальный налог, страхование от несчастных случаев, налог на пользователей автодорогами, налог на землю, экологические платежи, налог на добычу полезного ископаемого, прочие налоги.	Значения показателя вводят по интервалам ИП. Для каждого показателя налога или платежа во внебюджетный фонд по интервалам ИП вводят значения: – ставки налога, %; – периода уплаты, дн.; – налогооблагаемой базы, тыс. р.
16.2. Налоговые платежи, относимые на финансовые результаты: налог на имущество и др.	
16.3. Налог на прибыль	

Окончание таблицы 4.1

17. Таблица "Эффективность полных инвестиционных затрат"	
17.1. Включение в NPV (чистая текущая стоимость проекта)	Столбец F. Указывается шифр 1 при включении в NPV
17.2. Ставка сравнения номинальная годовая	Значения показателя вводят по интервалам ИП, например 12 %
18. Бюджетная эффективность	
18.1. Налоги и платежи, указанные в п.16	Столбец D. Вводится доля процентов от налогов и платежей, перечисляемая в федеральный бюджет
18.2. Доля средств федерального бюджета в общих средствах государственной поддержки проекта. Целевые финансирование и поступления	Столбец D. Вводится доля процентов от налогов и платежей, направляемая на целевое финансирование
19. Бюджетная эффективность (территориальный бюджет)	
19.1. Налоги и платежи, указанные в п.16	Столбец D. Вводится доля процентов от налогов и платежей, перечисляемая в федеральный бюджет
19.2. Доля средств федерального бюджета в общих средствах государственной поддержки проекта. Целевые финансирование и поступления	Столбец D. Вводится доля процентов от налогов и платежей, направляемая на целевое финансирование
20. Индексы изменения цен на ресурсы	
	Значения показателей вводят по интервалам ИП,

В Программе заложены аналитические зависимости, с помощью которых осуществляется:

- формирование основных форм отчетности по проекту: отчет о прибыли, отчет о движении денежных средств, балансовый отчет;
- оценка финансовой состоятельности проекта с использованием коэффициентов финансовой оценки, таких как прибыльность, рентабельность, оборачиваемость, ликвидность и платежеспособность;
- оценка коммерческой и бюджетной эффективности инвестиций с использованием методов дисконтирования на основе показателей: срок окупаемости инвестиций, чистая текущая стоимость проекта, внутренняя норма прибыли, рентабельность инвестиций;
- автоматическое построение графиков аналитических зависимостей итоговых стоимостных показателей по интервалам планирования на протяжении жизни проекта.

Запуск Программы и завершение работы с ней осуществляется обычным способом для приложения Microsoft Excel из стартового меню операционной системы Microsoft Windows.

Программа содержит макросы сгруппированные в единое целое команды и функции для выполнения рутинных операций с данными.

Поэтому для сохранения функциональности Программы при ее запуске во всплывающем окне Microsoft Excel нажимается кнопка "Не отключать макросы". Далее открывается лист Excel "MAIN" и в соответствии с рекомендациями, изложенными в табл. 4.1, вводятся исходные данные. При этом графические результаты аналитических зависимостей стоимостных показателей по интервалам планирования на протяжении срока жизни проекта в автоматизированном режиме выводятся на листы диаграмм Chart 1-Chart 9.

4.2. Ввод исходных данных при проектировании строительства шахт (рудников) и разрезов

Ввод исходных данных строительства шахты (рудника), разреза при автоматизированном расчете эффективности проекта осуществляется на листе «MAIN» Microsoft Excel в соответствии с таблицей 4.1.

При вводе исходных данных используются различные показателями для нового строительства, технического перевооружения и реконструкции горного предприятия.

4.3. Результаты расчетов

Результаты расчетов по программе «Оценка эффективности инженерных решений» сводятся в итоговую таблицу «Основные показатели проекта». Для анализа показателей эффективности проектных решений рекомендуется использовать диаграммы зависимостей стоимостных показателей.

В экономической части пояснительной записки дипломного проекта сравниваются основные фактические и проектные показатели (таблица 4.2). В состав сравниваемых показателей включаются: запасы, объемы производства, в том числе реализуемой продукции на внутреннем и внешнем рынках, численность работников по категориям, их производительность труда, затраты на производство и реализацию продукции, цена, прибыль и рентабельность продаж. Также в состав показателей включается объем инвестиций (собственных и заемных средств). Кроме того показатели эффективности инвестиций: чистый дисконтированный доход, рентабельность инвестиций (индекс доходности, внутренняя норма доходности, общий и дисконтированный срок окупаемости).

Таблица 4.2 – Технико-экономические показатели предприятия

Показатели	Фактиче-ски	По про-екту	Измене-ние про-екта к факту
Объём добычи за год, тыс. т	5016	5200	184
Объём добычи за сутки, т	14210	14730	520
Объём вскрышных работ, тыс.м ³	26508	27560	1052
Число рабочих дней в году, дн.	353	353	-
Промышленные запасы угля, тыс. т	158000	15800	-
Численность работников шахты, чел. в том числе рабочих	3662 3114	2816 2327	-846 -787
Среднемесячная производительность труда одного рабочего по добыче, т/мес.	134	186	52
Отпускная цена за 1 т угля, р./т	446	513	67
Себестоимость 1т угля, р.	325	290	35
Годовая прибыль шахты от реализации уг-ля, тыс. р.	44303	236174	191871
Рентабельность продаж, %	19,8	32,3	12,5
Сметная стоимость совершенствования ВР, тыс. р.		175000	
Объём инвестиций, тыс. р.,		175000	
в том числе:			
собственных		100000	
заёмных		75000	
Показатели эффективности инвестиций:		5373353	
чистый дисконтированный доход, тыс. р		12	
рентабельность инвестиций (индекс доходности), %		12	
внутренняя норма доходности, %		22	
срок окупаемости инвестиций, лет		7,1	
дисконтированный срок окупаемо-сти инвестиций, лет		7,4	

Перечень диаграмм (графиков, гистограмм) зависимостей стоимостных показателей проекта представлен в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Перечень диаграмм зависимостей стоимостных показателей проекта

№ диаграммы	Название диаграммы	Стоимостные показатели диаграмм, изменяющие свои значения по интервалам планирования жизни проекта, тыс. р.
1	Выручка / Затраты	<ul style="list-style-type: none"> • Прямые материальные затраты • Себестоимость продукции • Полные производственные затраты • Выручка от реализации
2	Чистый оборотный капитал	<ul style="list-style-type: none"> • Нормируемые оборотные активы • Нормируемые краткосрочные пассивы • Потребность в оборотном капитале • Чистый оборотный капитал
3	Обслуживание задолженности	<ul style="list-style-type: none"> • Увеличение задолженности • Погашение задолженности • Выплата процентов • Остаток задолженности
4	Прибыль	<ul style="list-style-type: none"> • Балансовая прибыль • Чистая прибыль • Накопленная чистая прибыль
5	Движение денежных средств	<ul style="list-style-type: none"> • Приток средств • Отток средств • Свободные денежные средства
6	Коэффициенты денежной оценки (1)	<ul style="list-style-type: none"> • Рентабельность активов • Рентабельность продаж • Общая платежеспособность
7	Коэффициенты денежной оценки (2)	<ul style="list-style-type: none"> • Коэффициент общей ликвидности • Коэффициент немедленной ликвидности
8	Чистые доходы (для инвестиционных затрат)	<ul style="list-style-type: none"> • Чистый приток средств • Чистый отток средств • Накопленный чистый доход
9	Чистые доходы (для собственного капитала)	<ul style="list-style-type: none"> • Чистый приток средств • Чистый отток средств • Накопленный чистый доход

По данным сравнения проектных показателей с фактическими делаются окончательные выводы о результатах принятых решений в дипломном проекте.

Часть II. ПРАКТИКУМ ПО КУРСОВОМУ И ДИПЛОМНОМУ ПРОЕКТИРОВАНИЮ ШАХТ (РУДНИКОВ) И РАЗРЕЗОВ

5. Практикум по курсовому проектированию

5.1. Экономическая эффективность очистных работ по участку шахты, отрабатывающей пласты средней мощности

5.1.1. Исходные данные проекта

Исходные данные проекта сведены в таблицу 5.1.

Таблица 5.1 – Исходные данные проекта

Показатели	Значение
1. Пласт	№ 25
2. Мощность пласта, м	2,2
3. Угол падения пласта, град.	12
4. Газообильность пласта, м ³ /т	2,4
5. Залегание пласта	волнистое
6. Почва	устойчивая
7. Кровля	устойчивая
8. Сопротивляемость угля резанию, кН/см	2,0
9. Плотность угля, т/м ³	1,42
10. Тип механизированного комплекса	КМ-144
11. Комбайн	КШЭ
12. Ширина захвата комбайна, м	0,63
13. Тип конвейера в лаве	А 30
14. Маслостанция	3
15. Перегрузатель	ППС
16. Крепь на сопряжениях механизированная	специализированная, секци- онная
17. Средства доставки угля по выработкам	ленточный конвейер 2Л80
18. Средства доставки материалов	монорельсовая дорога
19. Длина лавы, м	200
20. Длина выемочного участка, м	1200
21. Схема работы комбайна	односторонняя
22. Режим работы участка	6 дней, 1 выходной день
23. Режим работы работников	30- часовая рабочая неделя
24. Дополнительные работы: - на вентиляционном штреке - на конвейерном штреке	гидростойки ГС под рамой анкерной крепи через 0,5 м на расстоянии 15м

5.1.2. Расчет нагрузки на очистной забой

Суточная нагрузка на очистной забой рассчитывается по нормативу, техническим возможностям и газовому фактору.

Нормативная нагрузка принимается по нормативам, установленным на шахте или по методике, изложенной в разделе 2.

Согласно данной методике табличные значения суточной нагрузки для комплекса КМ-144 установлено 2110 т угля при длине лавы $l_0 = 150$ м, мощности пласта $m_0 = 2,5$ м, скорости подачи комбайна (XIV группа) и при хрупких углях. Фактические условия работы лавы по пласту 25 отличаются от табличных, поэтому нормативная нагрузка (A_n , т/сут) рассчитывается по формуле:

$$A_n = [A_0 + \Delta A_m \cdot (m - m_0) \cdot 100 + \Delta A_l \cdot (l - l_0)] \cdot K,$$

где: A_0 – величина норматива нагрузки на очистной забой, приведенный в таблицах сборника нагрузок, т/сут; ΔA_m – увеличение (уменьшение) норматива нагрузки на 1 см изменения вынимаемой мощности пласта; $\Delta A_m = 8,2$ т/см; ΔA_l – увеличение (уменьшение) норматива нагрузки на 1 см. изменения длины забоя, т/сут.; $\Delta A_l = 2,2$ т/м; $m_0 = 2,5$ м, $l_0 = 150$ – вынимаемая мощность пласта и длина очистного забоя, для которых норматив нагрузки приведен в таблицах сборника; $m = 2,2$ м, $l = 200$ м – исходные мощность и длина очистного забоя, для которых определяется норматив нагрузки; K – поправочный коэффициент, равный произведению поправочных коэффициентов на режим работы, объемный вес угля, ухудшение горно-геологических условий, разубоживание, вязко пластичность добываемых углей; 100 – учитывает перевод мощности пласта из метров в см.

Поправочный коэффициент K определяется по формуле:

$$K = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot K_7,$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий режим работы лавы.

$$K_1 = (T_{см} \cdot n_{см}) / 1080,$$

где $T_{см}$ – продолжительность добычной смены, $T_{см} = 360$ мин.; $n_{см}$ – число смен по добыче, $n_{см} = 3$.

$$K_1 = (360 \cdot 3) / 1080 = 1;$$

K_2 – коэффициент, учитывающий плотность угля.

$$K_2 = \gamma / 1,3,$$

где: γ – фактическая плотность угля, $\gamma = 1,42$ т/м³,

$$K_2 = 1,43 / 1,3 = 1,092;$$

K_3 – коэффициент, учитывающий неустойчивость кровли. По данным характеристики забоя кровля устойчивая, поэтому $K_3 = 1$; K_4 – коэффициент, учитывающий разубоживание

$$K_4 = [1 + (\gamma_{\text{п}} / \gamma_{\text{у}}) \cdot (m_{\text{пр}} + m_{\text{прис}})] / m_{\text{у}},$$

где $\gamma_{\text{п}}$ – плотность пород в массиве, т/м³; $\gamma_{\text{у}}$ – плотность угля в массиве, т/м³; $m_{\text{у}}$ – вынимаемая мощность пласта по чистым пачкам, м; $m_{\text{пр}}$ – суммарная мощность породных прослоек, м; $m_{\text{прис}}$ – суммарная пресекаемая мощность боковых пород, м.

Так как прослойки породы в пласте угольного пласта учтены при определении плотности пород в коэффициенте K_2 , то $K_4 = 1$; K_5 – коэффициент, учитывающий вязкость углей, принимается при хрупких углях, $K_5 = 1$; K_6 – коэффициент, учитывающий сложные горно-геологические условия, определяется по формуле:

$$K_6 = 1 / \left(1 + \left(\frac{1}{K_{\text{рн}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{пл}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{ткр}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{пол}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{обл}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{зат}}} - 1 \right) \right),$$

где: $K_{\text{рн}}$ – коэффициент, учитывающий работу лавы в зоне разрывного горно-геологического нарушения, доли ед., принимается $K_{\text{рн}} = 1$; $K_{\text{пл}}$ – коэффициент, учитывающий работу очистного забоя в зоне пластового геологического нарушения (уменьшение мощности, разрывы пласта), $K_{\text{пл}} = 1$; $K_{\text{ткр}}$ – коэффициент, учитывающий работу очистного забоя с труднообрушаемой кровлей, принимается по справочным данным (табл. III.3.1.4) для крепей типа КМ-144, имеющих рабочее сопротивление $P = 700$ МПа, при мощности пласта 2,2 м, непосредственной кровли $h_{\text{н}} = 4$ м, прочности пород основной кровли на сжатие $\tau_{\text{сж}} = 600$ МПа, $K_{\text{ткр}} = 0,7$; $K_{\text{пол}}$ – коэффициент, учитывающий выкладку костров в полостях непосредственной кровли, принимается $K_{\text{пол}} = 1$; $K_{\text{зад}}$ – коэффициент, учитывающий затяжку неустойчивой кровли по всей длине лавы между грудью забоя и перекрытиями секций крепи, $K_{\text{зад}} = 1$; $K_{\text{обл}}$ – коэффициент, учитывающий обводненность очистного забоя, для благоприятных условий и угле наклона более 5 град. при слабом наклоне $K_{\text{обл}} = 0,95$.

Таким образом, формула определяющая K_6 имеет вид:

$$K_{\sigma} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{K_{\text{ткр}}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{\text{обл}}} - 1\right)} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{0,7} - 1\right) + \left(\frac{1}{0,95} - 1\right)} = 0,68,$$

где K_7 – коэффициент, учитывающий износ оборудования, с учетом монтажа нового комплекса $K_7 = 1$, следовательно поправочный коэффициент K равен

$$K = 1,092 \cdot 0,68 = 0,742.$$

Нормативная суточная нагрузка на забой равна, т

$$A_{\text{н}} = [2110 + 8,2 \cdot (2,2 - 2,5) \cdot 100 + 2,2 \cdot (200 - 150)] \cdot 0,742 = 1464.$$

Среднесуточная нагрузка на очистной забой по техническим возможностям комбайна $A_{\text{т}}$ (т) определяется

$$A_{\text{т}} = T_{\text{с}} \cdot n_{\text{с}} \cdot K_{\text{м}} \cdot P_{\text{уст}} / (60 \cdot H_{\text{w}}), \text{т}$$

$$A_{\text{т}} = 360 \cdot 3 \cdot 0,5 \cdot 252 / (60 \cdot 0,9) = 2520 \text{ т},$$

где $T_{\text{с}}$ – длительность смены, мин; $n_{\text{с}}$ – число смен по добыче; $K_{\text{м}}$ – коэффициент машинного времени ($K_{\text{м}} = 0,5$); $P_{\text{уст}}$ – установленная мощность электродвигателя, кВт; H_{w} – энергоемкость процесса разрушения угля ($H_{\text{w}} = 0,9$), кВт·ч/т;

$$P_{\text{уст}} = 0,9 \cdot P_{\text{дл}},$$

$$P_{\text{уст}} = 0,9 \cdot 280 = 252, \text{ кВт},$$

где $P_{\text{дл}}$ – длительная мощность электродвигателя резания ($P_{\text{дл}} = 280$), кВт.

Нагрузку на очистной забой по газовому фактору можно определить по формуле:

$$A_{\text{г}} = 864 \cdot S_{\text{л}} \cdot v_{\text{в}} \cdot d \cdot K_{\text{в}} / \delta \cdot q_{\text{пл}} \cdot K_{\text{е}},$$

$$A_{\text{г}} = 864 \cdot 4,33 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 1,3 / 1 \cdot 2,4 \cdot 0,7 = 11580 \text{ т}.$$

где $S_{\text{л}}$ – минимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства, свободная для прохода воздуха в лаве, м^2 ; $v_{\text{в}}$ – допустимая по ПБ скорость движения воздуха в лаве ($V_{\text{в}} = 4$), м/сек; d – допустимая по ПБ концентрация метана в исходящей струе лавы ($d = 1\%$); $K_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству за крепью ($K_{\text{в}} = 1,3$); $q_{\text{пл}}$ – относительная метанообильность пласта, $\text{м}^3/\text{т}$; δ – коэффициент, учитывающий

предварительную дегазацию пласта (при отсутствии $\delta = 1$); K_e – коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта и других источников выделения метана при отсутствии добычных работ (0,7),

$$S_{\text{л}} = 2,25 \cdot m - 0,62,$$

где m – мощность пласта, м.

$$S_{\text{л}} = 2,25 \cdot 2,2 - 0,62 = 4,33 \text{ , м}^3.$$

Должно соблюдаться условие:

$$A_{\text{н}} \leq A_{\text{с}} \leq (A_{\text{т}}; A_{\text{г}}),$$

$$1464 \leq A_{\text{с}} \leq (2520; 11580).$$

Добыча за один цикл рассчитывается:

$$A_{\text{ц}} = m \cdot \ell \cdot r \cdot \gamma \cdot c \text{ , т},$$

где: ℓ – длина очистного забоя, м; r – ширина захвата комбайна, м; γ – плотность угля, т/м³; c – коэффициент извлечения угля в очистном забое (0,95),

$$A_{\text{ц}} = 2,2 \cdot 200 \cdot 0,63 \cdot 1,42 \cdot 0,95 = 374 \text{ т}.$$

Количество циклов в сутки рассчитывается по формуле:

$$n_{\text{ц}} = A_{\text{с}} / A_{\text{ц}} \text{ , циклов},$$

$$n_{\text{ц}} = 2520 / 374 = 6,7 \text{ циклов}.$$

Принимаем $n_{\text{ц}} = 6$ циклов. Тогда суточная добыча составит $A_{\text{с}} = 374 \cdot 6 = 2244$ т.

Расчетная суточная нагрузка проверяется по возможности обеспечения организационным фактором – продолжительностью цикла.

Длительность цикла определяется по формуле:

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{в}} + t_{\text{вв}} + t_{\text{з}} + t_{\text{ко}} + t_{\text{р}} + t_{\text{тп}} \text{ , мин},$$

где: $t_{\text{в}}$ – продолжительность рабочего процесса выемки угля комбайном, мин.; $t_{\text{вв}}$ – продолжительность времени на регулирование исполнительного органа комбайна по высоте (мощности пласта) и проработка его в процессе работы, мин; $t_{\text{з}}$ – продолжительность времени на зачистку лавы (при односторонней схеме работы комбайна), мин.; $t_{\text{ко}}$ – продолжительность процесса подготовки комбайна к выемке следующей полосы угля, зависит от продолжительности выполнения концевых операций, включающих передвижку концевых головок и

зачистку почвы для них, мин.; t_p – продолжительность перерывов, связанного с ожиданием разбивки крупных кусков угля, мин.; $t_{тп}$ – продолжительность технологических перерывов, связанных с осмотром и заменой зубков, проверкой уровня масла в редукторах, подающей части, турбомуфте и его доливкой, мин.

Скорость подачи комбайна при выемке определяем по формуле

$$v_p = (W \cdot K_c) / 60 \cdot S_{ш} \cdot q ,$$

где W – минимальная мощность электродвигателя при часовом режиме ($W = 280$), кВт; K_c – коэффициент, учитывающий снижение часовой мощности, $K_c = 0,9$; $S_{ш}$ – площадь обработки забоя рабочим органом комбайна, m^2

$$S_{ш} = m \cdot r = 2,2 \cdot 0,63 = 1,386 \text{ м}^2;$$

q – удельные энергоресурсы на 1 м^3 штыба, $\text{кВт} \cdot \text{ч} / \text{м}^3$, принимается для углей средней крепости $q = 0,9 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{м}^3$

$$v_p = (280 \cdot 0,9) / 60 \cdot 1,386 \cdot 0,9 = 3,4 \text{ м/мин.}$$

Продолжительность рабочего процесса выемки угля комбайном

$$t_b = \ell / v_p = 200 / 3,4 = 59 \text{ мин.}$$

Продолжительность времени на регулирование исполнительного органа комбайна по высоте по данным шахты или (табл. III.3.1.7)

$$t_{вв} = t_{ввт} \cdot \ell / \ell_T, \text{ мин.},$$

где $t_{ввт}$ – табличное значение продолжительности, мин., для комплекса КМ-144, $t_{ввт} = 2,9$ мин.; ℓ_T – табличное значение длины лавы, $\ell_T = 150$ м.

$$t_{вв} = 2,9 \cdot 200 / 150 = 3,86 \text{ мин.}$$

Продолжительность времени на зачистку лавы при односторонней схеме работы комбайна

$$t_3 = \ell / v_3 ,$$

где v_3 – скорость движения комбайна, которая при зачистке лавы рассчитывается:

$$v_3 = 0,85 \cdot V_{\max} = 0,85 \cdot 6 = 5,1 \text{ м/мин.},$$

$$t_3 = 200 / 5,1 = 40 \text{ мин.}$$

Продолжительность времени на выполнение других вспомогательных операций определяется по (табл. III.3.1.7) с корректировкой на фактическую длину

$$t_{\text{ко}} = t_{\text{ко}} \cdot \ell / \ell_{\text{т}} = 13,3 \cdot 200 / 150 = 17,7 \text{ мин},$$

$$t_{\text{р}} = t_{\text{рт}} \cdot \ell / \ell_{\text{т}} = 2,7 \cdot 200 / 150 = 3,6 \text{ мин},$$

$$t_{\text{тп}} = t_{\text{тпт}} \cdot \ell / \ell_{\text{т}} = 1,07 \cdot 200 / 150 = 1,43 \text{ мин}.$$

Таким образом, нормативная продолжительность цикла равна:

$$T_{\text{ц}} = 59 + 3,86 + 40 + 17,7 + 3,6 + 1,43 = 124,59 \text{ мин}.$$

Расчетная продолжительность цикла определяется:

$$T_{\text{цр}} = T / n_{\text{ц}} ,$$

где T – время работы очистного забоя по добыче за сутки, мин.

$$T = (T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{лн}} - T_{\text{ун}} - T_{\text{тп}}) \cdot n_{\text{см}} , \text{ мин},$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность добычной смены, мин, $T_{\text{см}} = 360$ мин.; $T_{\text{пз}}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций в смену, мин, $T_{\text{пз}} = 16$ мин; $T_{\text{лн}}$ – продолжительность времени на личные надобности в смену, мин, $T_{\text{лн}} = 10$ мин; $T_{\text{ун}}$ – продолжительность устранения мелких неисправностей оборудования, мин; $T_{\text{ун}} = 20$ мин; $T_{\text{тп}}$ – продолжительность технологических перерывов, связанных с устранением неисправностей в конвейерной линии в течение смены, мин, $T_{\text{тп}} = 15$ мин; $n_{\text{с}}$ – число добычных смен в сутки;

$$T = (360 - 16 - 10 - 20 - 15) \cdot 3 = 897 \text{ мин} ,$$

$$T_{\text{цр}} = 897 / 6 = 149,5 \text{ мин}.$$

Так как нормативная продолжительность цикла не превышает расчетную, допустимо выполнение шести циклов за сутки.

5.1.3 Расчет трудоемкости работ, комплексной нормы выработки и расценки

Объемы работ определены по рабочим процессам и операциям в очистном забое и выработкам. Результаты расчетов комплексной расценки заносим в таблицу 5.2. К числу таких работ относятся: выемка угля в забое комбайном; передвижка крепи сопряжения и перегружателя на штреках; установка опережающих подхватов и гидростоек ГС под рамы крепи; техническое обслуживание и ремонт оборудования добычного участка; работы по обслуживанию и управлению

Таблица 5.2 – Расчет комплексной нормы и расценки

Наименование процессов и операций	Норма выработки			Объем работ на цикл	Коэффициент цикличности	Объем работ на смену гр. 6 × гр. 7	Потребное кол-во человек в смену гр. 8 / гр. 5	Разряд	Тарифная ставка, р.	Сменная оплата, р. гр. 9 × гр. 11	Основание для установленной нормы
	по сборнику	поправочный коэффициент к нормам	установленная гр. 3 × гр. 4								
Выемка угля комбайном, т	98	1,08	106	374	2	748	7,06	6;5	511; 440		табл. 1, с.14 [13]
Передвижка крепи сопряжений, м	34,4	0,92	31,5	1,26	2	2,52	0,08	5	440		табл.14, с. 80,[13]
Передвижка перегружателя, м	20,8	1	20,8	0,63	2	1,26	0,06	5	440		табл.62, с. 183,[13]
Установка подхватов. м	9,71	1	9,71	1,26	2	2,52	0,26	5	440		табл.15, с. 82,[13]
Итого							7,48			3362	
в т.ч. МГВМ							1		511	511	
ГРОЗ							6,48		440	2851	

машинами и механизмами на участке, доставке материалов и оборудования по выработкам участка и технике безопасности.

Объемы работ по забою рассчитываются на цикл.

Выемка угля комбайном $V_k = 374$, т .

Объемы по передвижке крепи сопряжения и перегружателя:

$$V_{\text{пер}} = r = 0,63 \text{ м .}$$

Установка подхватов:

$$V_{\text{у.н.}} = r = 0,63 \text{ м .}$$

Нормы выработки по сдельным работам H_T и поправочные коэффициенты $K_{\text{п}}$, учитывающие отклонение фактических условий для нормы, принимаются по данным шахты.

Коэффициент цикличности принимается равным количеству циклов в смену:

$$K_{\text{ц}} = n_{\text{ц}} = 2.$$

Комплексная норма выработки определяется делением объема работ на смену по процессу "выемка угля комбайном" на суммарное количество чел·смен:

$$H_{\text{ком}} = V_{\text{см}} / \sum q = 748 / 7,48 = 100 \text{ т/смен.}$$

Комплексная расценка за 1 т угля определяется делением суммы заработной платы на объем работ на смену по процессу «выемка угля комбайном»:

$$P_{\text{ком}} = \sum 3 / V_{\text{см}} = 3362 / 748 = 4,49 \text{ р./т .}$$

5.1.4. Расчет технико-экономических показателей участка

Производительность пласта определяется:

$$P_{\text{пл}} = m \cdot \gamma , \text{ т/м, } ^2$$

$$P_{\text{пл}} = 2,2 \cdot 1,42 = 3,12 \text{ т/м. } ^2$$

Подвигание лавы за сутки равно:

$$V_c = r \cdot n_c , \text{ м,}$$

$$V_c = 0,63 \cdot 6 = 3,78 \text{ м .}$$

Среднесуточная добыча из лавы:

$$A_c = P_{\text{пл}} \cdot V_c \cdot \ell \cdot c ,$$

$$A_c = 3,12 \cdot 3,78 \cdot 200 \cdot 0,95 = 2244 \text{ т ,}$$

где: c – коэффициент извлечения угля в очистном забое ($c = 0,95$).

Среднемесячная добыча угля из лавы:

$$A_{\text{мес}} = P_{\text{пл}} \cdot V_c \cdot \ell \cdot n_{\text{дн}} \cdot c, \text{ т,}$$

$$A_{\text{мес}} = 3,12 \cdot 3,78 \cdot 200 \cdot 25 \cdot 0,95 = 56020 \text{ т.}$$

На участке планируется численность рабочих-сдельщиков и повременщиков. В курсовом проекте принимается суточная комплексная бригада, состоящая из горнорабочих на сдельной оплате труда и горнорабочих ремонтного звена. Явочный штат рабочих-сдельщиков в добычных сменах определяется по формуле:

$$Ч_{\text{яв}} = A_c / (H_{\text{ком}} \cdot K_{\text{п}}), \text{ чел.,}$$

где A_c – среднесуточная добыча из лавы, т; H_k – комплексная норма выработки, т/чел·смен; $K_{\text{пр}}$ – коэффициент перевыполнения нормы выработки;

$$K_{\text{пр}} = \sum q / Ч_{\text{яв см}} = 7,48 / 7 = 1,0685,$$

где $\sum q$ – суммарная трудоемкость, чел·смен; $Ч_{\text{яв см}}$ – явочная численность добычного звена, чел.

$$Ч_{\text{яв}} = 2244 / (100 \cdot 1,0685) = 21 \text{ чел.}$$

Численность ремонтного звена в забое устанавливается по нормативу для комплекса КМ-138 по суточной нагрузке (табл. III.4.6).

Общая явочная численность звена 10 чел., в том числе ГРОЗ – 9 чел. и МГВМ – 1 чел.

Состав рабочих для технического обслуживания и ремонта оборудования добычного участка устанавливается в зависимости от суточной нагрузки и суммарной ремонтной сложности действующего оборудования. Расчет ремонтной сложности сводится в табл. 5.3.

Численность электрослесарей для технического обслуживания оборудования в ремонтную смену при его суммарной ремонтной сложности 177 баллов устанавливается 10 чел., в том числе 4 по 5 разряду и 6 по 4 разряду. Каждую смену обслуживает участок дежурный электрослесарь.

Для обслуживания погрузочного пункта и пульта автоматизированного управления конвейерной линией каждую смену планируется 1 машинист подземных установок (3 разряд) и 1 машинист подземных установок для управления канатной монорельсовой дорогой (3 разряд).

Таблица 5.3 – Расчет ремонтной сложности оборудования участка

Наименование оборудования	Количество единиц норматива	Ремонтная сложность	
		единицы	всего
Комбайн Кузбасс 300	1	25	25
Конвейер А30: – приводная часть линейная часть	1	10	10
	4	2	8
Перегрузжатель	1	6	6
Ленточный конвейер 3Л80: приводная часть линейная часть	2	15	30
	24	0,8	19
Гидрофицированные крепи М 138	13,3	3	40
Маслостанция	3	10	30
Крепь сопряжения	2	2	4
Монорельсовые дороги	2	2,4	5
Итого:			177

Для доставки материалов и оборудования в ремонтную смену выходят 2 машиниста подземных установок (3 разряд). Для очистки конвейерной линии и выполнения работ по ТБ ежемесячно выходят 3 горнорабочих 2 разряда.

Штат рабочих по списку рассчитывается умножением явочной численности рабочих на коэффициент списочного состава.

Коэффициент списочного состава $K_{сп}$ для подземных рабочих пятидневной недели при непрерывной работе участка 6 дней рассчитывается по формуле:

$$K_{cn} = \frac{T_k - T_n - T_{vy}}{(T_k - T_n - T_{вр} - T_o) \cdot K_y},$$

где T_k – календарное число дней в году; T_n – число праздничных дней в году; $T_{вр}$ – число выходных дней рабочих по графику; T_o – средняя продолжительность отпуска по каждой профессии; T_{vy} – число выходных дней участка; K_y – коэффициент, учитывает число невыходов по уважительным причинам.

Коэффициент списочного состава определяется для группы рабочих, имеющих разные показатели по продолжительности отпуска:

- для горнорабочих очистного забоя ($T_o = 62$ дня)

$$K_{cni} = \frac{365 - 11 - 52}{(365 - 11 - 104 - 62) \cdot 0,96} = 1,66;$$

- для электрослесарей ($T_0 = 52$ дня)

$$K_{cn2} = \frac{365 - 11 - 52}{(365 - 11 - 104 - 52) \cdot 0,96} = 1,59;$$

- для остальных рабочих ($T_0 = 48$ дней)

$$K_{cn3} = \frac{365 - 11 - 52}{(365 - 11 - 104 - 48) \cdot 0,96} = 1,56.$$

Численность инженерно-технических работников определяется в соответствии с типовыми нормативами штатов: начальник участка – 1; заместитель начальника участка – 1; помощник начальника участка – 1; механик участка – 1; горный мастер (явочная численность) – 4 из расчета на смену.

Списочная численность рассчитывается умножением явочного штата на коэффициент списочного состава. Коэффициент списочного состава ИТР, кроме горных мастеров не рассчитывается, а принимается = 1. На основании полученных расчетов составляется таблица 5.4.

Таблица 5.4 – Численность работников участка

Профессия, должность	Численность на работе, чел.	Коэффициент списочного состава	Численность по списку, чел.
Комплексная бригада ГРОЗ	21	1,66	34
Ремонтно-подготовительное звено	10	1,66	16
Дежурные электрослесари	4	1,59	6
Слесари ППР	10	1,59	16
Машинисты подземных установок, III р	10	1,59	15
Подземные горнорабочие II разряда	12	1,56	18
Итого: рабочих	67	1,56	105
ИТР	8		10
ВСЕГО работников	75		115

График выходов рабочих составляется на сутки с разбивкой по сменам для каждой профессии (таблица 5.5.). В каждой смене рекомендуется выполнение работ графически отображать с разбивкой по часам и минутам.

Таблица 5.5 – График выходов рабочих участка

Профессия рабочих	Численность, чел.					График выходов			
	смены				всего	смены			
	1	2	3	4		1	2	3	4
Машинист горно-выемочных работ	1	1	1	1	4				
Горнорабочий очистного забоя	9	6	6	6	27				
Электрослесарь ППР	10				10				
Дежурный электрослесарь	1	1	1	1	4				
Машинист подземных установок	4	2	2	2	10				
Подземный горнорабочий	3	3	3	3	12				
Итого:					67				

Производительность труда горнорабочего очистного забоя на выход и на месяц определяется:

$$P_{\text{мес. ГРОЗ}} = A_{\text{мес}} / N_{\text{сн. ГРОЗ}},$$

$$P_{\text{мес. ГРОЗ}} = 56020 / 50 = 11204 \text{ т.}$$

Производительность труда рабочего по добыче:

На выход:

$$P_{\text{вых. доб}} = A_{\text{сут}} / N_{\text{яв. доб}},$$

$$P_{\text{вых. доб}} = 2244 / 67 = 33,5 \text{ т.}$$

За месяц:

$$P_{\text{мес. доб}} = A_{\text{мес}} / N_{\text{сн. доб}},$$

$$P_{\text{мес. доб}} = 56020 / 105 = 534 \text{ т.}$$

График организации работ на участке включает планограмму работ в забое, график выходов рабочих и таблицу техникоэкономических показателей.

Построение планограммы работ производится в зависимости от режима работы, количества циклов в сутки и продолжительности выполнения рабочих процессов. Рабочий цикл по выемке полосы угля включает в себя следующие виды работ в лаве: выемка угля комбайном, зачистка лавы комбайном, передвижка конвейера, передвижка секций в очистном забое и сопряжений, установка опережающей крепи.

Передвижка секций крепи проводится с небольшим отставанием от выемки угля комбайном, в то время как передвижка секций

конвейера выполняется одновременно с зачисткой лавы комбайном также с небольшим отставанием. При прохождении участков лавы на сопряжениях с вентиляционным и конвейерными штреками выполняются работы по передвигке крепи сопряжения, приводных головок конвейера, перегружателя, установка опережающей крепи. Таким образом, для построения планаграммы учитываются продолжительности времени по выполнению каждого цикла: по выемке угля комбайном (при движении вверх), зачистке лавы (движении комбайна вниз) и концевые операции на вентиляционном и конвейерном штреке. Выполненные расчеты продолжительности цикла в разделе 3 используются в данном расчете.

Продолжительность выполнения вспомогательных операций по регулированию исполнительного органа комбайна ($t_{\text{ВВ}}$), разбивке крупных кусков угля ($t_{\text{р}}$) распределяются пропорционально продолжительности времени при выемке ($t_{\text{в}}$) и зачистке ($t_{\text{з}}$).

Общая продолжительность выемки угля комбайна:

$$t_{\text{ВК}} = t_{\text{в}} + (t_{\text{ВВ}} + t_{\text{р}}) \cdot t_{\text{в}} / (t_{\text{в}} + t_{\text{з}}),$$

$$t_{\text{ВК}} = 59 + (3,86 + 3,60) \cdot 59 / (59 + 400) = 64 \text{ мин.}$$

Общая продолжительность зачистки лавы комбайном:

$$t_{\text{ЗК}} = t_{\text{з}} + (t_{\text{ВВ}} + t_{\text{р}}) \cdot t_{\text{з}} / (t_{\text{в}} + t_{\text{з}}),$$

$$t_{\text{ЗК}} = 40 + (3,86 + 3,6) \cdot 40 / (59 + 40) = 43 \text{ мин.}$$

Продолжительность концевых операций ($t_{\text{КО}}$) распределяется на продолжительность концевых операций на конвейерном штреке ($t_{\text{КОК}}$) и продолжительность концевых операций на вентиляционном штреке ($t_{\text{КОВ}}$) в соотношении 1:2. Продолжительность времени на технологические перерывы ($t_{\text{ТП}}$) добавляются к $t_{\text{КОК}}$.

$$t_{\text{КОК}} = t_{\text{КО}} \cdot 2/3 + t_{\text{ТП}},$$

$$t_{\text{КОК}} = 17,7 \cdot 2/3 + 1,12 = 13 \text{ мин,}$$

$$t_{\text{КОВ}} = t_{\text{КО}} \cdot 1/3,$$

$$t_{\text{КОК}} = 17,7 \cdot 1/3 = 6 \text{ мин.}$$

Продолжительность времени на подготовительно-заключительные операции, принятого в расчете $T_{\text{ПЗ}} = 16$ мин в смену, распределяется в равных значениях на начало и конец смены. Также продолжительность времени на личные надобности $T_{\text{Л.Н.}} = 10$ мин в смену,

устранение мелких неисправностей в оборудовании $T_{\text{ун}} = 20$ мин, технологических перерывов, связанных с устранением неисправностей в конвейерной линии по транспортным выработкам $T_{\text{тп}} = 15$ мин учитываются на планеграмме равными долями в начале и конце смены.

Продолжительность операций в начале смены определяется:

$$T_{\text{нсм}} = T_{\text{ксм}} = (T_{\text{пз}} + T_{\text{лн}} + T_{\text{ун}} + T_{\text{тп}}) / 2,$$

$$T_{\text{нсм}} = (16 + 10 + 20 + 15) / 2 = 30 \text{ мин.}$$

Разница между расчетным и нормативным значениями продолжительности циклов за смену на планеграмме учитываются как резервное в конце смены.

$$T_{\text{рез}} = (T_{\text{цр}} + T_{\text{ц}}) \cdot n,$$

$$T_{\text{рез}} = (149,5 - 126) \cdot 2 = 47 \text{ мин.}$$

Продолжительность времени на выполнение операций в конце смены:

$$T_{\text{ксм}} = (T_{\text{пз}} + T_{\text{лн}} + T_{\text{ун}} + T_{\text{тп}}) / 2 + T_{\text{рез}},$$

$$T_{\text{ксм}} = (16 + 10 + 20 + 15) / 2 + 47 = 78 \text{ мин.}$$

Планеграммой работ в ремонтную смену предусмотрено: прием и сдача смены в равных значениях в начале и конце смены

$$T_{\text{нсмр}} = T_{\text{ксмр}} = T_{\text{пз}} / 2,$$

$$T_{\text{нсмр}} = T_{\text{ксмр}} = 16 / 2 = 8 \text{ мин.}$$

В оставшееся время выполняются наладочно-ремонтные работы, в том числе отдых и личные надобности, и технологические перерывы.

Себестоимость добычи угля на участке определяется делением суммы затрат на объем добычи угля.

При расчете себестоимости учитываются затраты на выполнение месячного объема добычи угля по экономическим элементам: оплата труда, начисления на оплату труда (социальные нужды); материальные затраты, амортизация и электроэнергия.

Месячная сумма затрат на оплату труда складывается из прямой сдельной заработной платы, оплаты по тарифам и окладам, доплат за работу в ночное время, бригадирские, премии за выполнение месячного плана, районного тарифа к общей сумме заработной платы и неучтенных затрат.

Прямая сдельная оплата труда определяется произведением расценки за 1 т добытого угля в забое на месячный объем работ $A_{\text{мес}}$.

Повременная заработанная плата рабочих определяется произведением тарифной ставки рабочих T_{cti} на число выходов

$$Z_{\text{нов}} = \sum_{i=1}^{n_{\text{раб}}} T_{\text{cti}} \cdot N_{\text{vi}}.$$

Число выходов i -ой группы рабочих определяется произведением явочной численности $Ч_{\text{яi}}$ на число дней работы участка $n_{\text{дн}}$

$$N_{\text{vi}} = Ч_{\text{яi}} \cdot n_{\text{дн}}.$$

Заработанная плата инженерно-технических работников участка определяется произведением оклада j -ой должности работника O_j на списочную численность работников $Ч_{\text{итрj}}$

$$Z_{\text{итр}} = \sum_{j=1}^{n_{\text{итр}}} O_j \cdot Ч_{\text{итрj}},$$

Доплаты за ночное время рассчитываются произведением числа ночных смен (часов) $N_{\text{нс}}$ ($N_{\text{нч}}$) на 40% тарифной ставки (0,4 в долях)

$$Z_{\text{н}} = N_{\text{нс}} \cdot 0,4 \cdot T_{\text{ст}}.$$

Число ночных смен работников определяется суммированием числа выходов в 3 и 4 смены по графику (таблица 5.5).

Суммы премий за выполнение плана рассчитываются в соответствии с установленным размером положением о премировании на шахте.

Для горнорабочих очистного забоя и машинистов горновыемочных машин размер премии установлен 80 %, электрослесарей 60 %, машинистов подземных установок 40 %, горнорабочих подъемных 30 %, для ИТР 100 %.

Сумма премий устанавливается в процентах от прямой заработной платы.

Доплаты бригадирам установлены в размерах, определенных на шахте: бригадиру горнорабочих очистного забоя – 15 % от месячной тарифной ставки, сменным бригадирам – 7,5 %, бригадиру электрослесарей – 10 %.

Доплаты бригадиру горнорабочих ($Z_{\text{бр, р.}}$) очистного забоя:

$$Z_{бр} = K_{бр} \cdot T_{бр} \cdot n_{вбр},$$

где $K_{бр}$ – коэффициент доплат бригадиру, един.; $T_{бр}$ – тарифная ставка бригадира (6 разряд), р./дн.; $n_{вбр}$ – число выходов бригадира, дн.

$$Z_{бр} = 0,15 \cdot 511 \cdot 21 = 1610 \text{ р.}$$

Доплаты сменным бригадирам горнорабочих ($Z_{сбг}$, р.) очистного забоя:

$$Z_{сбг} = K_{сбг} \cdot T_{сбг} \cdot n_{всбг} \cdot n_{сбг},$$

где $K_{сбг}$ – коэффициент доплат сменному бригадиру горнорабочих, един.; $T_{сбг}$ – тарифная ставка бригадира горнорабочих; $n_{всбг}$ – число выходов одного сменного рабочего за месяц, руб.; $n_{сбг}$ – численность сменных бригадиров, $n_{сбг} = 5$.

$$Z_{сбг} = 0,075 \cdot 440 \cdot 21 \cdot 5 = 3464 \text{ р.}$$

В ремонтную смену оплата сменному бригадиру составит:

$$Z_{сбгр} = 0,075 \cdot 440 \cdot 21 = 692 \text{ р.}$$

В добычные смены оплата сменным бригадирам составит:

$$Z_{сбгд} = 3464 - 692 = 2762 \text{ р.}$$

Доплата бригадиру электрослесарей:

$$Z_{бс} = 0,1 \cdot 440 \cdot 21 = 924 \text{ р.}$$

Прямая заработная плата в размерах, определенных на шахте для участка с объемом суточной добычи 2244 т. для начальника участка 23800 р. Для заместителей и механика участка оклад установлен 21420р., помощника начальника участка 20230 р., горным мастерам 19040 р.. Горные мастера, работающие в ночные смены (3 и 4) получают доплаты за ночные.

Неучтенные затраты на оплату труда устанавливаются в размере 1 % от общей суммы общих затрат на оплату труда рабочим.

Начисления на оплату труда устанавливаются в размере 42,5% от начисленной оплаты труда).

$$Z_{ноу} = \sum Z_{от} \cdot H_{ноу}, \text{ р.}$$

где $H_{ноу}$ – ставка начислений на оплату труда, ед.

$$Z_{ноу} = 1089790 \cdot (0,34 + 0,085) = 375977 \text{ р.}$$

Расчеты затрат на оплату труда сведены в таблице 5.6.

Таблица 5.6 – Затраты на оплату труда

Наименование работ	Профессия	Численность, чел		Число выходов		Ставка, оклад, р., расценка, р./т	Сумма прямой зарплаты, р.	Премии, р.	Ночные, р.	Бригадирские, р.	Итого оплата, р.	Районный коэффициент, р.	Всего оплата труда, р.
		явочная	списочная	за месяц	ночных								
Выемка угля комбайном	МГВМ,	3	5	75	50	511	-	-	10220	1610	11830	3549	15379
	ГРОЗ	18	29	450	300	440,4,49	251530	201224	52800	2762	508316	152495	660807
Ремонтные работы в забое	МГВМ	1	2	25	-	511	12775	10220	-	-	22995	6898	298935
	ГРОЗ	9	14	225	-	440	99000	79200	-	693	178893	53668	232561
Дежурство	эл/слесарь	4	6	100	50	384	38400	23040	7680	-	69120	20736	89856
Ремонт	эл/слесарь	4	6	100	-	440	44000	26400	-	924	71324	21397	92721
	эл/слесарь,	6	10	150	-	384	57600	34560	-	-	92170	27651	119821
Обслуживание на участке	МПУ	10	15	250	100	341	82500	34100	13640	-	130240	39072	169312
	ГРП	12	18	300	150	284	85200	25560	17040	-	127800	38340	166140
Всего рабочих		75	105	1675	550	-	671005	454304	101380	5989	1212688	532854	1745542
Начисленные затраты													17455
Управление участком	начальник	1	1	21	-	23800	23800	23800	-	-	47600	14280	61880
	заместитель	1	1	21	-	21420	21420	21420	-	-	42840	12852	55792
	механик	1	1	21	-	21420	21420	21420	-	-	42840	12852	55792
	помощник	1	1	21	-	20230	20230	20230	-	-	40460	12138	52598
	Мастер	4	6	84	50	19040	114240	114240	18133	-	246613	73983	320597
Всего ИТР		8	10	168	50		201110	201110	18133	-	420353	126306	546659
Всего работников		83	115	1843	600		872115	655414	119513	5989	1633041	676615	2309656

Затраты на материалы распределяются по группам, относимых в полном объеме на себестоимость, относимых на себестоимость частями как расходы будущих периодов.

Затраты по первой группе рассчитываются по крепежным, взрывчатым материалам, эмульсии, зубкам и прочим материалам разового пользования.

Затраты по второй группе рассчитываются по металлической крепи многоразового пользования, кабеля, скребковой цепи, рештакам, транспортной цепи.

Потребность в крепежных материалах разового пользования (лесных) принимается на основании паспорта крепления забоя и сопряжений лавы с конвейерным и вентиляционным штреком ($N_{\text{лм}} = 8 \text{ м}^3/1000\text{т.}$)

$$P_{\text{лм}} = N_{\text{лм}} \cdot A_{\text{м}}, \text{ м}^3,$$
$$P_{\text{лм}} = 1,8 \cdot 56,02 = 100,8 \text{ м}^3.$$

Необходимое количество смазочных материалов определяется:

$$P_{\text{см}} = \sum N_i \cdot (N_{\text{см}i} \cdot n_{\text{дн}i} + P_{\text{м}i} \cdot n_{\text{з}i}), \text{ кг.}$$

где N_i – число однотипных машин и механизмов; $N_{\text{см}i}$ – суточная норма расхода смазочных материалов, кг; $n_{\text{дн}i}$ – число рабочих дней работы машины, дн.; $P_{\text{м}i}$ – разовый расход масла при полной замене, кг; $n_{\text{з}i}$ – число замен масла в месяц, раз.

Нормы расхода смазочных материалов принимаются по техническому паспорту или данным шахты.

Результаты расчета смазочных материалов сводятся в таблицу 5.7.

Расход зубков для рабочего органа комбайна определяется:

$$P_3 = N_3 \cdot A_{\text{м}} / \gamma,$$

где N_3 – норма расхода на 1 м^3 угля в целике, принимается по данным шахты или справочным данным, $N_3 = 0,08$ шт.; $A_{\text{м}}$ – месячный объем добычи угля, т.; γ – плотность угля.

$$P_3 = 0,08 \cdot 56020 / 1,42 = 3156 \text{ шт.}$$

Расход крепи (гидростоек) определяется по паспорту крепления сопряженной лавы со штреками с учетом потерь гидростоек ($P_{\text{лет}} = 3\%$) и среднего срока службы ($T = 2 \text{ г.} = 24 \text{ мес.}$). Согласно

паспорта гидравлические стойки установлены на штреках по длине $L = 15$ м под рамы анкерной крепи ($N_{ск} = 2$ шт. через $\ell_p = 0,5$ м).

Таблица 5.7 – Расчет расхода смазочных материалов

Наименование	Число машин	Норма расхода в сутки, кг	Число рабочих дней	Разовый расход материалов, кг/мес.	Число замены масла за месяц	Всего расход смазочных материалов, кг
1. Эмульсия	3	8,8	25	-	-	660
2. Масло индустриальное:	-	30,4	-	250	-	1193
- конвейер лавный	1	9,6	25	80	1,0	320
- перегружатель	1	6,2	25	30	0,5	170
- конвейер ленточный	2	8,2	25	80	0,5	490
- монорельсовая дорога	1	3,2	25	30	0,25	110
- лебедка	1	1,6	25	15	0,5	48
- толкатель	1	1,6	25	15	1,0	55
3. Густые смазочные материалы (солидол и др.):	-	20	-	35	-	760
- конвейер лавный	1	1,0	25	6	1,0	31
- перегружатель	1	1,0	25	4	1,0	29
- конвейер ленточный	2	16	25	10	1,0	410
- монорельсовая дорога	1	10	25	10	1,0	260
- толкатель	1	1,0	25	5	1,0	30

Расход металлической крепи за месяц:

$$P_M = N_{ск} \cdot L_{пк} / \ell_p \cdot n_{рм} \cdot (1 + K_{п}) / T, \text{ шт.}$$

$n_{рм}$ – число рабочих мест для установки крепи, $n_{рм} = 2$; $K_{п}$ – коэффициент потерь, един.,

$$K_{п} = \Pi_{пот} / 100 = 3 / 100 = 0,03,$$

$$P_M = 2 \cdot 15 / 0,5 \cdot 2 \cdot (1 + 0,03) / 24 = 5,15 \text{ шт.}$$

Расход кабеля учитывается только по лаве:

$$P_k = \ell_l \cdot K_y / T, \text{ м.}$$

где ℓ_l – длина лавы, м, $\ell_l = 180$ м.; K_y – коэффициент, учитывающий запас длины кабеля, $K_y = 1$; T – срок эксплуатации кабеля, мес.

$$P_k = 200 \cdot 1,1 / 12 = 18,4 \text{ м.}$$

Расход рештаков в лаве:

$$P_{рл} = \ell_p \cdot (1 + K_{п}) / (\ell_l \cdot T), \text{ шт.}$$

где $K_{п}$ – коэффициент потерь, един., $K_{п} = 0,03$; ℓ_p – длина рештака, м.; T – срок эксплуатации рештака, мес., $T = 6$ мес.

$$P_{рл} = 200 \cdot (1 + 0,03) / (1,5 \cdot 6) = 22,9 \text{ шт.}$$

Расчет рештаков перегружателя:

$$P_{рп} = \ell_{п} / (\ell_{р} \cdot T), \text{ шт.}$$

где $\ell_{п}$ – длина перегружателя, м, $\ell_{п} = 60$ м.; $\ell_{р}$ – длина секции, м, (1,2);
T – срок эксплуатации секции перегружателя, мес., T = 6 мес.

$$P_{рп} = 60 / (1,2 \cdot 6) = 8,3 \text{ шт.}$$

Расход скребковых цепей в лаве:

$$P_{сцл} = (2 \cdot \ell_{л} + \ell_{з}) / T, \text{ м.}$$

где $\ell_{з}$ – длина цепи на приводных звездочках, м., $\ell_{з} = 1$ м.; T – срок эксплуатации цепей, мес., T = 6 мес.

$$P_{сцл} = (2 \cdot 200 + 1) / 6 = 66,8 \text{ м.}$$

Расход скребковых цепей перегружателя:

$$P_{сцл} = (2 \cdot \ell_{п} + \ell_{з}) / T, \text{ м.}$$

где $\ell_{з}$ – длина цепи на приводных звездочках, м., $\ell_{з} = 1$ м.

$$P_{сцл} = (2 \cdot 60 + 1) / 6 = 20,2 \text{ м.}$$

Расход транспортной ленты:

$$P_{тл} = (2 \cdot L_{в} + \ell_{з} \cdot n_{к}) / 2 \cdot T_{л}, \text{ м.}$$

где $\ell_{з}$ – длина транспортной ленты под приводные барабаны, м., $\ell_{з} = 15$ м.; $L_{в}$ – длина выработки, м., $L_{в} = 1200$ м.; $n_{к}$ – число приводных станций; $T_{л}$ – срок эксплуатации ленты, мес., $T_{л} = 18$ мес.; 2 – коэффициент, учитывающий уменьшение длины конвейера при отработке выемочного участка (определение средней длины конвейерной линии

$$P_{тл} = (2 \cdot 1200 + 15 \cdot 2) / 2 \cdot 18 = 67,5 \text{ м.}$$

Кроме основных материалов, составляющих наибольший объем, используются ряд прочих материалов (например, специальная одежда, комплектующие изделия, запасные части и другие материалы). Расход прочих материалов принимается в размере 10 % от стоимости учтенных материалов.

Затраты по элементу «Амортизация» определяются по основному оборудованию участка. Месячные нормы амортизации и цены на основное оборудование приняты по данным шахты.

Расчет затрат на материалы сводится в таблицу 5.8.

Таблица 5.8 – Расчет затрат на материалы

Наименование материалов	Единица измерения	Расход на месяц	Цена за единицу, р.	Всего затрат, р.
1. Лесные материалы	м ³	100,8	3039	306331
2. Смазочные материалы всего	кг	2613		100579
в том числе:				
эмульсия	кг	660	21	13860
масло индустриальное	кг	1193	23	27439
густые смазочные материалы	кг	760	78	59280
3. Зубки	шт.	3156	227	716412
4. Стойки 2 ГВС	шт.	5,15	1270	6540
5. Кабель	м	18,4	969	17830
6. Скребок цепи лавные	м	66,8	1492	99666
7. Перегрузателя	м	20,2	1262	25492
8. Рештаки лавные	м	22,9	1176	26930
9. Перегрузателя	м	8,3	1080	8964
10. Транспортная лента	м	67,5	3290	222075
Итого:				1530819
Прочие материалы:				153082
Всего:				1783901

Средний размер амортизационных отчислений определяется делением суммы амортизации оборудования на итоговую стоимость оборудования.

Расчет суммы амортизации за месяц сведен в таблице 5.9

Таблица 5.9 – Расчет суммы амортизации

Наименование оборудования	Количество в работе, шт.	Стоимость, тыс. р.		Размер амортизационных отчислений, %	Сумма амортизационных отчислений, тыс. р.
		единицы	всего		
1. Комбайн	1	12014	12014	3,0	360
2. Секции крепи	133	517	68761	2,85	1960
3. Конвейер скребковый	1	16765	16765	2,45	411
4. Конвейер ленточный	2	5146	10292	1,75	180
5. Крепь сопряжения	2	1024	2048	2,85	58
6. Пускатели	15	128	1920	3,5	67
7. Толкатель	1	977	977	2,43	24
8. Перегрузатель	1	717	717	2,43	17
9. Монорельсовая дорога	1	1740	1740	2,45	43
ИТОГО			115234	2,71	3120
Неучтенное оборудование			5762	2,71	223
ВСЕГО			120996	2,71	3343

Затраты на электроэнергию по участку определяются по формуле:

$$Z_{эл} = (P_y \cdot T_y + W \cdot T_a) \cdot (1 + K), \text{ р.}$$

где P_y – установленная на участке мощность трансформаторов или высоковольтных двигателей с максимальной нагрузкой; T_y – тариф за 1 кВт установленной мощности трансформатора или за 1кВт максимальной мощности двигателя, р.; W – плановое или фактическое потребление электроэнергии за планируемый период, кВт/час; T_a – тариф за 1кВт/час потребленной энергии, руб.; K – поправочный коэффициент, учитывающий запланированную величину $\cos\phi$. Принимаем $\cos\phi = 0,9$, тогда $K = 0$. Величины P_y и W определяются в таблице 5.10. Число часов устанавливается

$$T_p = (t_b + t_3) \cdot (K_p + 1) \cdot n_{ц} \cdot n_{дн} / 60, \text{ час.}$$

где K_p – коэффициент, учитывающий холостую работу машин и механизмов, $K_p = 0,1$.

$$Z_{эл} = 843 \cdot 860 / 12 + 247842 \cdot 2,12 = 585840 \text{ р.}$$

Таблица 5.10 – Расчет расхода энергии

Наименование оборудования	Кол-во	Установленная мощность единицы, кВт	Число работы за месяц, час	Потребленная эл/энергия за месяц, кВт/час
1. Толкатель	1	20	294	5880
2. Комбайн	1	280	294	82320
3. Конвейер скребковый	1	250	294	73500
4. Маслостанция	3	51	294	14994
5. Перегрузатель	1	110	294	32340
6. Конвейер ленточный	2	132	294	38808
ИТОГО:		843		247842

Результаты расчета себестоимости 1 т угля по элементам затрат сводятся в таблицу 5.11.

Показатели эффективности основных фондов определяются по фондоотдачи, фондоемкости и фондовооруженности.

Фондоотдача:

$$F_o = A_{мес} \cdot 12 / \Phi_{осн},$$

где $\Phi_{\text{осн}}$ – стоимость основных фондов, руб. Принимается по данным таблицы 5.10., как итоговая сумма стоимости оборудования.

$$F_o = 56020 \cdot 12 / 120996 = 5,56 \text{ т/тыс. р.}$$

Таблица 5.11 – Калькуляция себестоимости добычи 1 т угля

Элементы затрат	Всего	На 1 т угля
Оплата труда	2309656	41,22
Начисления на оплату труда	981604	17,52
Материалы	1783901	31,84
Амортизация	3343000	59,67
Электроэнергия	585840	10,45
ИТОГО:	14751514	160,7

Фондоемкость:

$$F_e = \Phi_{\text{осн}} / A_{\text{мес}} \cdot 12 = 120996 / 56020 \cdot 12 = 0,18 \text{ тыс. р./т.}$$

Фондовооруженность:

$$F_v = \Phi_{\text{осн}} / Ч_p = 120996 / 105 = 1152,3 \text{ тыс.р./ чел,}$$

где $Ч_p$ – списочная численность рабочих участка.

Расчетные технико-экономические показатели работы участка очистных работ шахты сводятся в таблицу 5.12 и сравниваются с фактически достигнутыми показателями в аналогических условиях.

Таблица 5.12 –Технико-экономические показатели

Показатели	Значение		
	проект	факт	±
1. Месячная добыча, т	56020	32600	23420
2. Число рабочих дней в месяц	25	30	- 5
3. Списочная численность комплексной бригады, чел	40	56	-10
4. Производительность труда рабочего на выход, т	33,5	12,9	22,2
5. Производительность труда рабочего бригады за месяц, т	11204	582	636
6. Затраты на добычу 1 т всего, р., в т.ч. по элементам:	163,7	186,78	-23,08
оплата труда	41,22	54,6	-13,38
начисления на оплату труда	17,52	18,83	-1,31
материалы	31,84	35,92	-4,08
амортизация	59,67	62,84	-3,17
электроэнергия	10,45	14,59	-4,14
7. Фондоотдача, т/тыс.р.	5,56	6,4	1,61
8. Фондоемкость, тыс.р./т	0,18	0,156	-0101
9. Фондовооруженность, тыс.р./чел	1152,3	1524	163,7
10. Условная экономия, тыс.р.	15515		

Выполненный проект организации работ на очистном участке позволил существенно улучшить основные показатели в сравнении с достигнутыми показателями в аналогичных условиях. Увеличилась месячная нагрузка на забой на 23420 т, повысилась производительность труда рабочего очистного забоя и рабочих участка. Это оказало положительное влияние на снижение затрат на производство единицы продукции и получить экономию за год 15515 тыс. р.

5.2. Экономическая эффективность проведения гидроквешлага буровзрывным способом на шахте

5.2.1. Исходные данные для проекта

Обводной гидроквершлаг проходится для подачи свежего воздуха в забой, доставки материалов и оборудования, прокладки трубопроводов для подачи воды в забой и транспортирования пульпы. Породы представлены песчаником и алевролитом с преобладанием песчаника. Коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодяконова колеблется от 4 до 9 единиц. Породы слоистые, средней устойчивости Исходные данные по проектируемой выработке – гидроквершлагоу сведены в таблицу 5.13.

Таблица 5.13 – Исходные данные для проекта

Показатели	Значения
1	2
Назначение выработки	вскрывающая
Длина выработки, м	220
Срок ввода в эксплуатацию, мес.	8
Категория пород по буримости	XI
Форма сечения выработки	арочная
Поперечное сечение в свету, м ²	12,9
Поперечное сечение в проходке, м ²	15,6
Периметр выработки, м	12,9
Ширина выработки, мм: в свету	4290
вчерне	4610
Материал и тип рамы крепи, вес, кг	металл, А13-22, 462
Затяжка	дерево (плаха 50 мм)
Расстояние между рамами крепи, м	0,5
Тип рельсового пути, ширина колеи, мм	Двухколейный, Р -33, 900
Материал шпал	дерево
Способ проведения водоотливной канавки	БВР

Продолжение таблица 5.13

1	2
Площадь поперечного сечения водоотливной канавки, м ²	0,1
Тип бурильной установки	БУЭ-1
Количество шпуров, шт., глубина, м, КИШ	51, 1,15, 0,87
Подвигание забоя за цикл, м	1,0
Тип погрузочной машины	1-ППН-5
Тип транспортного оборудования	Электровоз АРП, платформа
Тип вентилятора, диаметр вентиляционных труб, мм	ВМ-6, 600
Число рабочих дней в месяц, дн.	26
Число рабочих смен в сутки, смен	4

5.2.2. Расчет объемов работ по проведению выработки

Минимальная нормативная скорость проведения выработки за месяц (V_H , м/мес.) составляет 50 м/мес. При проведении выработок буровзрывным способом, забои которых отнесены к опасным по метану, горным ударам, применяется коэффициент 0,9, т. е.

$$V_H = 50 \cdot 0,9 = 45 \text{ м/мес.}$$

Так как скорость проведения выработки на предприятии ниже нормативной (38,9 м/мес.), то для всех последующих расчетов принимаем скорость (V_H) равную 45 м/мес.

Продолжительность сооружения выработки ($t_{св}$, мес.) определяется из выражения:

$$t_{св} = t_{п} + t_{тч} + t_{пр} + t_3,$$

где $t_{п}$ – продолжительность подготовительных работ к проходке выработки, мес.; $t_{тч}$ – время на проведение технологической части выработки длиной $L_T = 30$ м и установку в ней проходческого оборудования, мес.; $t_{пр}$ – время на проведение и крепление выработки с намеченной скоростью (V_{PM}), мес.; t_3 – продолжительность заключительных работ, мес.

Продолжительность проведения технологической части выработки ($t_{тч}$, мес.) определяется

$$t_{тч} = \frac{L_T}{V_T} + t_T,$$

где L_T – длина технологической части выработки, м; V_T – скорость проведения технологической части выработки (принимается $0,7 \cdot V_M$), м/мес.; t_T – время установки постоянного проходческого оборудования и приведение его в рабочее состояние (принимается равным 0,1), мес.

$$t_{Tч} = \frac{30}{0,7 \cdot 45} + 0,1 = 1,1 \text{ мес.}$$

Продолжительность проведения основной части выработки ($t_{пр}$, мес.) определяется

$$t_{пр} = \frac{L_B - L_T}{V_{II}},$$

где L_B – полная длина выработки, м; V_{II} – скорость проведения выработки, равная V_M , м

$$t_{пр} = \frac{220 - 30}{45} = 4,2 \text{ мес.}$$

Таким образом,

$$t_{св1} = 0,8 + 1,1 + 4,2 + 1 = 7,1 \text{ мес.}$$

Отдельно от проходки горной выработки определяется продолжительность разделки и оборудования сопряжения квершлага ($t_{сп}$, сут.), объем которого составляет 62 м^3

$$t_{сп} = 0,03V_c - 0,001P_{бт} - 0,01P_{пт} - 0,01n_{мб} + 0,01f + 0,05T_{кру} - 0,25n_{бр},$$

где V_c – объем разделки сопряжения, м^3 ; $P_{бт}$ – техническая производительность бурильной машины, м/ч; $n_{мб}$ – количество бурильных машин, шт.; $P_{пт}$ – техническая производительность погрузочной машины, $\text{м}^3/\text{мин}$; $T_{кру}$ – удельные трудозатраты на возведение крепи, чел·мин/ м^3 ; $n_{бр}$ – количество проходчиков в бригаде, чел.

Способ проведения сопряжения – буровзрывной. Погрузка горной массы осуществляется погрузочной машиной 1ППН-5 в вагонетки ВГ-3,3. крепление сопряжения осуществляется специальной арочной крепью из профиля СВП-22. Длина сопряжения – 6,5 м,

количество рам – 16, расстояние между рамами 0,4 м, затяжка железобетонная, радиус закругления (стрелочный перевод) 20 м.

$$t_{\text{сп}} = (0,03 \cdot 62 - 0,001 \cdot 170 - 0,01 \cdot 75 - 0,01 \cdot 1 + 0,01 \cdot 9 + 0,05 \cdot 45,4 - 0,25 \cdot 10) \cdot 26 = 21 \text{ день или } 0,7 \text{ мес.}$$

Таким образом, продолжительность сооружения выработки с разделкой сопряжения составит:

$$t_{\text{св}} = 7,1 + 0,7 = 7,8 \text{ мес.}$$

Расчетный объем проведения выработки за сутки ($V_{\text{РС}}$, м/сут) определяется:

$$V_{\text{РС}} = \frac{V_M}{n_p} = \frac{45}{26} = 1,73 \text{ м/сут.}$$

Расчетный объем проведения выработки за смену ($V_{\text{РСМ}}$, м/смену) определяется:

$$V_{\text{РСМ}} = \frac{V_{\text{РС}}}{n_c} = \frac{1,73}{4} = 0,43 \text{ м/смену.}$$

Принимаем объем проведения выработки за смену 1 м.

Объем проведения выработки за цикл ($V_{\text{Ц}}$, м) определяется:

$$V_{\text{Ц}} = L_{\text{Ш}} \cdot \mu,$$

где $L_{\text{Ш}}$ – средняя длина шпура, м; μ – коэффициент использования шпура. Принимаем среднюю длину шпура 1,15 м; $\mu = 0,87$.

$$V_{\text{Ц}} = 1,15 \cdot 0,87 = 1 \text{ м}$$

Объем работ по бурению шпуров ($V_{\text{Б}}$, м):

$$V_{\text{Б}} = L_{\text{Ш}} \cdot n_{\text{Ш}},$$

где $n_{\text{Ш}}$ – число шпуров

$$V_{\text{Б}} = 1,15 \cdot 51 = 58,6 \text{ м}$$

Объем работ по погрузке горной массы ($V_{\text{П}}$, м³)

$$V_{\text{П}} = L_{\text{Ц}} \cdot S_{\text{СП}},$$

где $S_{\text{СП}}$ – сечение выработки в проходке, принимается

$$S_{\text{СП}} = 1,05 \cdot S_{\text{ВЧ}},$$

где 1,05 – коэффициент, учитывающий запас сечения на усадку крепи; $S_{вч}$ – сечение выработки вчерне.

$$V_{\Pi} = 1,05 \cdot 15,6 = 16,4 \text{ м}^3$$

Объем работ по креплению выработки рамной крепью ($V_{кр, рам}$)

$$V_{кр} = \frac{L_{ц}}{L_{р}},$$

где $L_{р}$ – расстояние между рамами, м.

$$V_{кр} = \frac{1,0}{0,5} = 2 \text{ .}$$

Объемы работ: по настилке временного рельсового пути ($V_{нпм}$); по проведению водоотливной канавки ($V_{вкм}$); по креплению канавки желобами ($V_{ккм}$); по навеске вентиляционных труб ($V_{нвм}$); по наращиванию оросительного противопожарного става труб ($V_{отм}$) принимаются равными объему проведения выработки за цикл, или 1 м.

5.2.3. Расчет трудоемкости работ и составление графика выходов рабочих

Явочная численность сменного звена проходческой бригады устанавливается на основании нормативной трудоемкости работ с учетом допустимого перевыполнения норм и числа циклов.

Результаты расчета трудоемкости работ сведены в таблицу 5.14.

Комплексная норма выработки равна

$$H^k_{выр} = \frac{1,0}{4,239} = 0,24 \text{ м/чел.}$$

$$P_k = 2034,72 \text{ р./м.}$$

Принимаем численность сменного звена $N_{яз} = 4$.

Коэффициент перевыполнения норм (K_{Π}) определяется:

$$K_{\Pi} = \sum Ni \cdot \frac{n_{цс}}{N_{яз}},$$

где $\sum Ni$ – суммарная трудоемкость, по табл. 5.14 принята 3,375 ч·смен.

$$K_{\Pi} = 4,239 \cdot \frac{1}{4} = 1,059 \text{ .}$$

Таблица 5.14 – Расчет затрат и стоимости труда

Наименование работ	Норма выработки			Объем на цикл	Трудо-емкость, ч·смен	Раз-ряд	Тариф-ная ставка	Сумма зара-ботной платы
	таб-личная	коэффи-циент	уста-новлен-ная					
Бурение шпу-ров, м	48,6	0,93	45,2	58,6	1,302	V	480	624,96
Погрузка горной массы, м ³	12,2	1,14	13,9	16,4	1,179	V	480	565,92
Крепление вы-работки, рам	1,49	1,0	1,49	2,0	1,342	V	480	644,16
Настилка рель-сов, м	10,1	0,67	6,76	1,0	0,147	V	480	70,56
Проведение и крепление канавки, м	11,1	1,0	11,1	1,0	0,09	V	480	43,2
Навеска венти-ляционных труб, м	198,0	1,0	198	1,0	0,005	V	480	2,4
Наращивание ППС, м	13,5	1,0	13,5	1,0	0,074	V	480	35,52
Прочие работы					0,1	V	480	48
Итого				1,0	4,239	V	480	2034,72

Численность суточной бригады проходчиков (N_C , чел.) определяется исходя из численности сменного звена ($N_{ЯЗ}$, чел.) и числа смен в сутки по проведению выработки ($n_{см}$).

$$N_C = N_{ЯЗ} \cdot n_{см}, = 4 \cdot 4 = 16 \text{ чел.}$$

Для определения численности подземных электрослесарей для выполнения ремонта, необходимо рассчитать ремонтную сложность оборудования проводимой горной выработки. Расчет сводится в таблицу 5.15.

Таблица 5.15 – Расчет ремонтной сложности оборудования подготовительного участка

Наименование оборудования	Ед. изм.	Норма баллов	Количество	Сумма баллов
Бурильная установка БУЭ-1	шт.	25	1	25
Погрузочная машина 1-ППН-5	шт.	15	1	15
Электровоз АРП-7	шт.	25	1	25
Вентилятор ВМ-6	шт.	0,1	2	0,2
Противопожарный став	м	0,002	220	0,44
Итого				65,64

По сумме баллов 65,64 и табл. Ш.4.5. принимаем 7 подземных электрослесарей.

Численность рабочих по списку рассчитывается путем умножения явочной численности рабочих на коэффициент списочного состава ($K_{СП}$).

$$K_{СП} = \frac{T_K - T_{П}}{(T_K - T_{П} - T_{ВД} - T_{О}) \cdot K_{У}},$$

где T_K – календарное число дней в году, $T_{П}$ – число праздничных дней в году, $T_{ВД}$ – число выходных дней рабочего по графику, $T_{О}$ – продолжительность отпуска, $K_{У}$ – коэффициент, учитывающий число невыходов по уважительным причинам.

$$K_{СП} = \frac{365 - 12}{(365 - 12 - 105 - 66) \cdot 0,95} = 2,04$$

Численность инженерно-технических работников устанавливается на участке: начальник участка – 1 чел.; заместитель начальника участка – 1 чел.; помощник начальника участка – 1 чел.; механик – 1 чел.; горный мастер – 1 чел./смену.

На основании полученных расчетов составляется таблица 5.16.

Таблица 5.16 – Численность работников участка

Профессия и должность	Явочная численность	Коэффициент списочного состава	Списочная численность
Проходчик	16	2,04	33
Подземный электрослесарь	3	1,56	5
Дежурный электрослесарь	4	1,56	6
Горнорабочий подземный	5	1,56	8
Итого рабочих	28		52
ИТР	8		11
Всего работников	36		63

График выходов составляется на сутки с разбивкой по сменам для каждой профессии (табл. 5.17).

Таблица 5.17 – График выходов рабочих

Профессия рабочего	Численность рабочих, чел.					График смены			
	смены				всего	I	II	III	IV
	I	II	III	IV					
Проходчик	4	4	4	4	16				
Эл.слесарь по ремонту	3	-	-		3				
Эл.слесарь дежурный	1	1	1	1	4				
Горнорабочий	2	1	1	1	5				

5.2.4. Расчет и построение графика организации работ

Для построения графика организации работ необходимо определить продолжительность каждой операции цикла.

При буровзрывном способе выемки продолжительность процесса (t , мин) определяется

$$t = N \cdot \frac{K_{ТО}}{n_P \cdot K_{П}},$$

где N – трудоемкость по операции, чел./см.; n_P – число рабочих выполняющих процесс; $K_{ТО}$ – коэффициент, учитывающий сокращение времени на технологических операций за счет потерь времени на зарядание, взрывание шпуров и проветривание; $K_{П}$ – коэффициент, учитывающий выполнение норм.

$$K_{ТО} = \frac{T_{Ц} - (T_{взр} + T_{пр})}{T_{Ц}} = \frac{340 - (38 + 15)}{340} = 0,844,$$

где $T_{Ц}$ – продолжительность цикла, мин; $T_{взр}$ – продолжительность времени на зарядание и взрывание шпуров, мин; $T_{пр}$ – время, необходимое для проветривания забоя ($T_{пр} = 15$ мин).

Продолжительность времени на зарядание, и взрывание шпуров ($T_{взр}$, мин) определяется по формуле

$$T_{взр} = n_{ш} \cdot \frac{t_3}{N_3} = 51 \cdot \frac{3}{4} = 38 \text{ мин.}$$

где $n_{ш}$ – количество заряжаемых шпуров, чел.; t_3 – время, необходимое на зарядание одного шпура (3-6 мин); N_3 – число рабочих, занятых на зарядание шпуров, чел.

Расчета продолжительности операций сведен в таблицу 5.18.

Таблица 5.18 – График организации работ в смену

Наименование работ	Продолжительность, мин.	Часы					
		1	2	3	4	5	6
Бурение шпуров	96	█					
Зарядание, взрывание	38		█				
Погрузка породы	51			█			
Крепление забоя	114				█		
Прочие работы	26					█	
Прием и сдача смены	20	█					
Проветривание	15			█			

5.2.5. Расчет технико-экономических показателей

Расчет затрат на оплату труда производится следующим образом. Прямая заработная плата рабочих проходчиков ($Z_{ПР}$, р.)

$$Z_{ПР} = P_K \cdot V_M,$$

где P_K – комплексная расценка за 1 м проведения выработки;
 V_M – объем проведения выработки за месяц, м

$$Z_{ПР} = 2034,72 \cdot 104 = 211610,88 \text{ р.}$$

Заработная плата по должностным окладам ($Z_{ОИ}$, р.):

$$Z_{ОИ} = O_{И} \cdot N_{И},$$

где $O_{И}$ – месячный оклад каждого работника ИТР, р.; $N_{И}$ – число ИТР, чел.

Доплаты за работу в ночное время рассчитываются в размере 40 % часовой тарифной ставки за каждый отработанный час в ночное время. Расчеты по фонду заработной платы представлены в таблице 5.19.

Расчет ведется по материалам, используемым однократно, и материальным ресурсам длительного использования. Расчет потребности в материалах представлен в таблицах 5.20 и 5.21. Общие затраты на материалы определяются следующим образом:

$$Z_M = 1,1 \cdot (Z_{МО} + Z_{ММ}),$$

где $Z_{МО}$ – сумма затрат на материалы, используемые однократно, р.;
 $Z_{ММ}$ – сумма затрат на материалы длительного пользования, р.

Сумма затрат на материалы длительного пользования ($Z_{ММ}$, р.)

$$Z_M = 1,1 \cdot (127222 + 621579,4) = 823682 \text{ р.}$$

Расчет суммы амортизации за месяц (A_M , р.) производится исходя из балансовой стоимости оборудования и норм амортизации:

$$A_M = \Phi_{П} \cdot \frac{H_A}{12 * 100},$$

где $\Phi_{П}$ – первоначальная стоимость оборудования и других основных фондов, р.; H_A – годовая норма амортизации, %.

Результаты расчета амортизационных отчислений (АО) за месяц представлены в таблице 5.22.

Таблица 5.20 – Затраты на материалы, используемые однократно

Наименование материалов	Ед. измерения	Норма расхода на 1 м	Объем проведения выработки, м/мес	Расход за месяц	Цена, р.	Сумма затрат, р.
Затяжка деревянная	м ³	0,472	104	49,08	1764	86577,12
Взрывчатые вещества	кг	30,5		3172	31,5	99918
Средства взрывания	шт.	51		5304	21	111384
Коронки	шт.	10		1040	304,5	316680
Буровая сталь	т	0,001		0,104	55952,4	5819,05
Масло И-40	кг	0,5		52	23,1	1201,2
Итого затрат						

Таблица 5.21 – Затраты на материалы долговременного пользования

Наименование материалов	Ед. измерения	Норма расхода на 1 м	Объем проведения выработки, м/мес	Цена, р.	Сумма затрат, р.	Срок службы материала, лет	Затраты на месяц, р.
Крепь А13-22	комп.	2	104	19740	4105920	3	114053,3
Рельсы Р-33	т	0,066		20097	137945,8		3831,8
Шпалы	м ³	0,21		1827	39901,7		7389,2
Кабель силовой	м	1		546	56784		1577,3
Кабель осветительный	м	1		31,5	3276		91
Труба (ø600)	м	1		378	39312		1092
Труба (ø159)	м	1		346,5	36036		1001
Труба (ø100)	м	1		315	32760		910
Итого затрат							4580001

Таблица 5.22 – Амортизационные отчисления

Наименование основных фондов	Кол-во	Цена за ед., руб.	Общая стоимость	Годовая норма АО	АО	
					год	месяц
БУЭ – 1	1	884448,6	884448,6	25	221112	18426
1-ППН-5	1	612570	612570	20	122514	10209,5
Вентилятор	2	87624,6	175249,2	27	47317,2	3943,1
Пускатели ПВИ 250	1	86625	86625	16,1	13946,4	1162,2
Пускатели ПВИ 125	5	29400	147000	33,3	48951,6	4079,3
Итого			1905892,8		453841,2	37820,1

Затраты на электроэнергию ($Z_{\text{Э}}$, р.) по двухставочному тарифу, расходу электроэнергии за месяц и установленной мощности рассчитываются

$$Z_{\text{Э}} = W_{\text{М}} \cdot T_{\text{У}} + P_{\text{Э}} \cdot T_{\text{А}},$$

где $W_{\text{М}}$ – установленная заявленная мощность машин и механизмов, кВт; $P_{\text{Э}}$ – месячный расход электроэнергии, кВт·ч; $T_{\text{У}}$ – ставка (тариф) за 1 кВт максимума нагрузки, руб.; $T_{\text{А}}$ – ставка (тариф) за 1 кВт·ч.

Результаты расчета установленной мощности и расхода электроэнергии представлены в таблице 5.23.

Таблица 5.23 – Расчет расхода электроэнергии

Наименование	Установленная мощность	Коэффициент нагрузки	Количество часов в сутки, ч	Суточный расход эл. энергии, кВт·ч	Количество дней работы в месяц, дн.	Месячный расход электроэнергии, кВт·ч
БУЭ – 1	15,0	0,2	2,5	7,9	26	205
1-ППН-5	21,5	0,3	3,6	23,2		604
ВМ-6	12,0	0,8	24	230,0		5980
Итого	48,5			261,1		6789

Таким образом, затраты на электроэнергию составят:

$$Z_{\text{Э}} = 48,5 \cdot 50 + 6789 \cdot 2,56 = 19804,84 \text{ р.}$$

Проектируемые объемы проведения выработки определяются на основании ранее выполненных расчетов:

- Объем проведения выработки за смену принят 1 м.
- Объем проведения выработки за сутки ($V_{\text{СУТ}}$, м)

$$V_{\text{СУТ}} = V_{\text{СМ}} \cdot n_{\text{СМ}} = 1 \cdot 4 = 4 \text{ м.}$$

- Объем проведения выработки за месяц ($V_{\text{М}}$, м)

$$V_{\text{М}} = V_{\text{СУТ}} \cdot n_{\text{ДН}} = 4 \cdot 26 = 104 \text{ м.}$$

- Производительность труда рабочих за месяц ($ПТ_{\text{М}}$, м/чел.)

$$ПТ_{\text{М}} = \frac{V_{\text{М}}}{N_{\text{С}}},$$

где $N_{\text{С}}$ – списочная численность рабочих, чел.

$$\text{ПТ}_M = \frac{104}{52} = 2 \text{ м/чел.}$$

- Производительность труда проходчиков (ПТ_{МП}, м/чел.)

$$\text{ПТ}_{МП} = \frac{V_M}{N_{СП}},$$

где $N_{СП}$ – списочная численность проходчиков, чел.

$$\text{ПТ}_{МП} = \frac{104}{33} = 3,15 \text{ м/чел.}$$

- Производительность труда проходчиков на выход (ПТ_{ВП}, м/чел.)

$$\text{ПТ}_{ВП} = \frac{V_M}{\sum B_{П}},$$

где $\sum B_{П}$ – сумма выходов проходчиков за месяц, дней, V_M – объем проведения выработки за месяц, м

$$\text{ПТ}_{ВП} = \frac{104}{416} = 0,25 \text{ м/чел.}$$

Себестоимость проведения горной выработки рассчитывается по элементам: оплата труда; начисления на оплату труда (составляют 34,5%); материалы; амортизация; электроэнергия.

Результаты расчета затрат на проведение одного метра выработки представлены в таблице 5.24.

Таблица 5.24 – Затраты на единицу объема проведения выработки

Элементы затрат	Сумма затрат на месяц, р.	Объем проведения выработки, м/мес.	Стоимость 1 п. м
Материалы	823682	104	7920
Оплата труда	533061		51256
Начисления на оплату	449613		4323
Электроэнергия	19805		190
Амортизация	37820		364
Себестоимость	1863981		17923

Показатели использования основных фондов:

- Фондоотдача ($f_{отд}$, р./р.)

$$f_{отд} = \frac{\Phi_B}{\Phi_{ОСН}} = \frac{1248 \cdot 17923}{907568} = 24,6 \text{ р./р.}$$

где Φ_B – стоимость проведения выработки, р.; $\Phi_{ОСН}$ – стоимость основных фондов, р.

- Фондовооруженность ($f_{воор}$, р./чел.)

$$f_{воор} = \frac{\Phi_{ОСН}}{N_{СС}} = \frac{907568}{52} = 17453 \text{ р./чел.}$$

- Энерговооруженность (\mathcal{E}_B , кВт/чел.)

$$\mathcal{E}_B = \frac{P_y}{N_{СС}},$$

где P_y – установленная мощность энергоприемников, кВт.

$$\mathcal{E}_B = \frac{48,5}{52} = 0,933 \text{ кВт/чел.}$$

Таким образом, по результатам расчетов и на основе фактических данных по предприятию можно рассчитать условную годовую экономию по эксплуатационным затратам.

Средняя стоимость проведения одного метра горизонтальной горной выработки (квершлага) сечением $15,6 \text{ м}^2$ составляет 17923 р.

Основные технико-экономические показатели по проекту представлены в таблице 5.25.

Таблица 5.25 – Техничко-экономические показатели проекта

Наименование	Значение		
	проект	фактически по шахте	± к проекту
1. Объем проведения, м:			
за цикл	1,0	0,75	0,25
за смену	1,0	0,37	0,63
за сутки	4,0	1,5	2,5
за месяц	104	38,9	65,1
за год	1248	466,8	781,0
2. Численность работников всего, чел.	63	56	7
в том числе			
рабочих	52	46	6
в том числе проходчиков	33	28	5
ИТР	11	11	-
3. Производительность рабочих:			
среднемесячная, м/чел.	2	0,849	1,151
на выход, м/чел.	0,143	0,083	0,06
4. Себестоимость 1 п. м., р.	17923	23320	- 5397
5. Условная годовая экономия, тыс. р.	6735,5	-	-

Условная годовая экономия затрат $\mathcal{E}_{\text{УГ}}$ составляет:

$$\mathcal{E}_{\text{УГ}} = (26320 - 17923) \cdot 1,248 = 6735,5 \text{ тыс. р.}$$

Следовательно, проект проведения горной выработки является эффективным.

5.3. Экономическая эффективность проведения конвейерного штрека комбайновым способом на шахте

5.3.1. Исходные данные

Проектом развития горных работ предусмотрено проведение конвейерного штрека для откатки грузов, проветривания и другое в условиях, представленных в таблице 5.26. Для расчетов предоставляются показатели: по горногеологическим условиям (мощность, угол падения, газообильность, плотность угля); горнотехническим условиям (длина выработки, сечение в свету и в чернее, материал крепи, форма сечения, средства механизации, выемки и погрузки горной массы, транспортные средства, тип вентиляторных установок); организационным условиям (режим работы участка и рабочих).

Таблица 5.26 – Основные данные

Показатель	Значение
1	2
Мощность пласта, м	4,5
Угол падения, град	6
Плотность угля, м ³ /т	1,29
Относительная газообильность пласта, м ³ /т	2-5
Сопrotивляемость угля резанию, кг/см ²	190
Категория горных пород по буримости:	
по породе	3-5 – (XI)
по углю	1,9 – (VII)
Марка угля	Г
Опасность угля	не опасен
Вмещающие породы:	алевролиты
непосредственная и основная кровли, м	3,5 и 20
почва, м	3,5
Обводненность, м ³ /ч	20
Глубина разработки, м	380
Назначение выработки	для вентиляции и откатки
Длина выработки, м	1750
Форма сечение выработки	прямоугольная
Поперечное сечение в свету:	16,3
по углю, м ²	16,3
по породе, м ²	-

Продолжение таблицы 5.26

1	2
Поперечное сечение в черне:	16,7
по углю, м ²	16,7
по породе, м ²	-
Ширина выработки, м	4,40
Материал крепи	металл
Расстояние между рамами, м	1
Расстояние между шпалами, м	-
Тип бурильной установки	Rambor
Количество бурильных установок	1
Приспособления для бурения	манипуляторы
Тип комбайна	ГПКС
Тип перегружателя	ПТЛ
Тип доставочного оборудования	дизель ЛСП-70
Количество шпуров для анкеров на 1 м выработки:	20
Глубина шпура:	
по углю, м	2,20
по породе, м	
Вес одной рамы, кг	110
Периметр выработки до осадки, мм	16400
Размер секции конвейера, м	1,4
Тип вентилятора	СВМ-8
Диаметр вентиляционных труб, мм	1000
Число рабочих дней в месяц, дн.	25
Число рабочих дней рабочего, дн.	22
Число рабочих смен в сутки	3
Продолжительность смены, мин	360

5.3.2. Расчет объемов работ по проведению выработки

Расчетный объем проведения выработки за сутки (V_{PCYT} , м/сут.) определяется:

$$V_{PCYT} = \frac{V_{ПР}}{n_{РД}} = 150 / 25 = 6 \text{ м,}$$

где $n_{РД}$ – число рабочих дней по проведению выработки, принять 25 дн.; $V_{ПР}$ – нормативный объем проведения выработки, $V_{ПР} = 150$ м.

Расчетный объем проведения выработки за смену (V_{PCM} , м/смену) определяется:

$$V_{PCM} = \frac{V_{СУТ}}{n_{СМ}} = 6 / 3 = 2 \text{ м,}$$

где $n_{СМ}$ – число рабочих смен в сутки.

Расчетный объем проведения выработки за цикл (V_{PC} , м) определяется:

$$V_{PC} = \frac{V_{PCM}}{n_{CC}} = 2 / 2,0 = 1,0 \text{ м.}$$

где n_{CC} – число циклов в смену.

Принимаем 2 цикла в смену. Тогда объем проведения выработки за смену составит 2 м.

При проведении выработки в забое выполняются основные и вспомогательные рабочие процессы, представленные в табл. 5.27.

Расчет объемов работ ведется на 1 м проведения выработки.

Таблица 5.27 – Расчет затрат и стоимости труда

Наименование работ	Объем работ	Норма выработки			Трудоемкость, ч/смен	Трудоемкость учётом коэфф. ч/смен	Тарифная ставка, р.	Сумма затрат, р.	Обоснование
		табличная	коэффициент	установленная					
1. Выемка угля комбайном ГПКС, м	1,0	6,6	0,68	4,5		0,22			
МГВМ VI р.					1,035	0,23	511	117,53	
проходчик Vp.					1,035	0,23	440	101,2	
2. Крепление выработки:									
2.1. Бурение шпуров для анкера, м.	13,8	20,2	0,88	17,776		0,774	440	340,56	
2.2. Крепление выработки анкерами, шт.	6,3	18,2	0,94	17,108		0,365	440	160,6	
2.3. Бурение шпуров в борта, м.	10,8	118,3	0,99	118,30		0,091	440	40,04	
2.4. Крепление выработки анкерами (борт), шт.	6,0	18,2	1,00	18,200		0,330	440	145,2	
3. Установка монорельс:									
3.1. Монтаж монорельса для перегружателя, м.	1,0	23,7	1,00	23,700		0,042	440	18,4	
3.2. Бурение шпуров для подвески монорельса, м	1,2	20,2	0,88	17,776		0,068	440	29,92	
3.3. Крепление монорельса анкерами, шт.	0,7	36,3	1,00	36,300		0,018	440	7,92	

Продолжение таблицы 5.27

3.4. Демонтаж монорельсы для перегружателя, м.	1,0	47,4	1,00	47,400		0,021	440	9,24	
4. Навеска вентиляционных труб, м.	2,8	148,0	1,00	148,00		0,019	440	6,6	
5. Снятие труб при наращивании става, м.	1,65	290,0	1,00	290,00		0,006	440	2,64	
6. Наращивание скребкового конвейера:									
6.1. Укладка рештаков, м.	1,0	13,8	1,00	13,80		0,072	440	14,01	
6.2. Бурение шпуров под анкера, м	0,533	21,4	0,88	18,83		0,028	440	5,47	
6.3. Крепление одиночными анкерами, шт.	0,444	36,3	1,00	36,30		0,012	440	2,37	
6.4. Крепление клиновой стойкой, шт.	0,222	98,6	0,85	83,81		0,003	440	0,51	
Комплексная норма, м.	1,0			0,43		2,308		1002,21	

Тарифные ставки принимаются по данным шахты. Трудоемкость выполнения работ по каждому процессу (N_i) рассчитывается:

$$N_i = \frac{V}{H_{yc}} .$$

Комплексная норма выработки (H_K , м) определяется

$$H_K = \frac{L_{ц}}{\sum_{i=1}^n N_i} = 0,8 / 2,308 = 0,347 \text{ м.}$$

Расценка 1 м стоимости работ по оплате труда (P_K , р./м.)

$$P_K = \frac{\sum_{i=1}^n Z_i}{L_{ц}} = 1002,21 / 1 = 1002,21 \text{ р./м.}$$

5.3.3. Планирование штата и составление графика выходов рабочих

Явочная численность сменного звена проходческой бригады ($N_{яз}$, чел.) устанавливается на основании нормативной трудоемкости работ с учетом допустимого перевыполнения норм и числа циклов.

$$N_{\text{яз}} = \sum_{i=1}^n N_i \cdot n_{\text{цс}} = 2,308 \cdot 2,5 = 5,77 \text{ чел.},$$

где $n_{\text{цс}}$ – число циклов в смену определяется делением скорости проведения выработки за смену на подвигание забоя за цикл

$$n_{\text{цс}} = \frac{V_{\text{см}}}{L_{\text{ц}}} = 2/0,8 = 2,5 \text{ цикла.}$$

Коэффициент перевыполнения норм ($K_{\text{п}}$) определяется

$$K_{\text{п}} = \sum_{i=1}^n N_i \cdot \frac{n_{\text{цс}}}{N_{\text{яз}}} = 2,308 \cdot (2,5/5) = 1,19$$

Численность суточной бригады проходчиков ($N_{\text{с}}$, чел.) определяется исходя из численности сменного звена $N_{\text{яз}}$ и числа смен в сутки по проведению выработки

$$N_{\text{с}} = N_{\text{яз}} \cdot n_{\text{см}} = 5 \cdot 3 = 15 \text{ чел.},$$

где $n_{\text{см}}$ – число смен в сутки.

Численность подземных электрослесарей для выполнения ремонта принимается в соответствии с нормативами, установленными по сумме баллов ремонтной сложности действующего оборудования в выработке (участка). Расчет баллов ремонтной сложности сводится в таблице 5.28.

Таблица 5.28 – Расчет ремонтной сложности оборудования подготовительного участка

	Норма баллов	Количество	Сумма баллов
Комбайн – ГПКС	35	1	35
Бурильная установка – Rambor	8	2	16
Перегружатель – ПТЛ	10	1	10
Скребокый конвейер – СР-70	10	1	10
Дизелевоз – ЛСП-70	20	1	20
Итого	83		91

Численность дежурных электрослесарей принимается из расчета 1 чел. в смену.

Численность машинистов подземных установок устанавливается по данным шахты.

Численность рабочих по списку рассчитывается путем умножения явочной численности рабочих на коэффициент списочного состава $K_{СП}$

$$K_{СП} = \frac{T_K - T_{П}}{(T_K - T_{П} - T_{ВД} - T_{О}) \cdot K_{У}},$$

где T_K – календарное число дней в году; $T_{П}$ – число праздничных дней в году; $T_{ВД}$ – число выходных дней рабочего по графику; $T_{О}$ – продолжительность отпуска; $K_{У}$ – коэффициент, учитывающий число невыходов по уважительным причинам, $K_{У} = 0,94-0,96$.

По результатам расчетов коэффициенты списочного состава получены для: проходчиков – 1,97; электрослесарей и горных мастеров – 1,83; машинистов подземных установок – 1,73.

Списочный штат рабочих на смену составит ($N_{СП}$, чел.)

$$N_{СП} = N_{ЯР} \cdot K_{СП},$$

где $N_{ЯР}$ – явочная численность рабочих, чел.

Численность инженерно-технических работников определяется в соответствии с типовыми нормативами штатов: начальник участка – 1 чел.; заместитель начальника участка – 1 чел.; помощник начальника участка – 1 чел.; механик участка – 1 чел.; горный мастер – 1 чел. в смену.

На основании полученных расчетов составляется таблица 5.29.

Таблица 5.29 – Численность работников участка

Профессия и должность	Явочная численность, чел.	Коэффициент списочного состава	Списочная численность, чел.
Проходчик	15	1,97	29
Подземный электрослесарь	4	1,83	7
Дежурный электрослесарь	3	1,83	5
Машинист подземных установок	3	1,73	5
Горнорабочий подземный	12	1,73	21
Итого: рабочих	37		67
ИТР	8		11
Всего трудящихся	45		78

График выходов составляется на сутки с разбивкой по сменам для каждой профессии (таблица 5.30).

Таблица 5.30 – График выходов рабочих

Профессия рабочего	Численность рабочих, чел.					График смены			
	смены				всего	I	II	III	IV
	I	II	III	IV					
Проходчик	6	6	6	-	18	—————			
Подземный электрослесарь	-	-	-	4	4				—————
Дежурный электрослесарь	1	1	1	-	3	—————			
Машинист подземных установок	1	1	1	-	3	—————			
Горнорабочий подземный	6	-	6	-	12	—————		—————	

5.3.5. Расчет и построение графика организации работ

Для построения графика необходимо определить продолжительность каждого процесса (операции) цикла.

Расчет продолжительности проходческих процессов (операций) выполняется в следующей последовательности:

1) определяется продолжительность работы комбайна (T_K , мин) при выемке горной массы за смену

$$T_K = t_{ЗАХ} \cdot n_{ЗАХ}, = 13,37 \cdot 3,33 = 44,52 \text{ мин.}$$

где $t_{ЗАХ}$ – время работы комбайна на одну величину заходки, мин.; $n_{ЗАХ}$ – количество заходов за смену.

$$t_{ЗАХ} = 60 \cdot \gamma \cdot B \cdot \frac{S_{П}}{Q_{Э}}, = 60 \cdot 1,29 \cdot 0,6 \cdot 16,7 / 58 = 13,37 \text{ мин}$$

где B – величина заходки, м; γ – объемный вес горной массы т/м³; $S_{П}$ – поперечное сечение выработки в проходке, м²; $Q_{Э}$ – эксплуатационная производительность проходческого комбайна, т/ч:

$$Q_{Э} = Q_m \cdot K_{Э}, = 193,38 \cdot 0,3 = 58 \text{ т/ч}$$

где Q_m – теоретическая производительность комбайна, т/ч; $K_{Э}$ – коэффициент непрерывности работы комбайна (0,3-0,5)

$$Q_m = 3600 \cdot H_k \cdot B \cdot V_{П} \cdot \gamma, = 3600 \cdot 0,347 \cdot 0,4 \cdot 0,3 \cdot 1,29 = 193,38 \text{ т/ч}$$

где V_{II} – максимальная скорость перемещения исполнительного органа за единицу времени, м/с; m_P – мощность разрушаемого слоя угля или породы при поперечном перемещении органа по забою, м

$$m_P = \frac{D_K}{2}, = 0,8 / 2 = 0,4 \text{ м.}$$

где D_K – диаметр коронки, м;

2) количество заходов за смену (округляется до целевого числа):

$$n_{ЗАХ} = \frac{V_{СМ}}{B} = 2 / 0,6 = 3,33$$

Продолжительность выполнения остальных рабочих процессов (операций) (t , мин.)

$$t = t_{СМ} \cdot \frac{N}{n_P} \cdot K_{II},$$

где $t_{СМ}$ – продолжительность смены, мин; N – трудоемкость работ по данному рабочему процессу, чел./см.; n_P – число рабочих, перевыполняющий данный рабочий процесс, чел.; K_{II} – коэффициент перевыполнения норм.

Результаты расчетов длительности проходческих процессов сводится в таблице 5.31.

На основании выполненных расчетов строится график организации работ в подготовительном забое, аналогично примера в подразделе 5.2.

Таблица 5.31 – Продолжительность выполнения проходческих процессов

Наименование работ	Трудозатраты за цикл, чел./смен	Число рабочих выполняющих процесс, чел.	Длительность процесса, мин
1	2	3	4
Проведение комбайном ГПКС:	0,222		44,5
МГВМ VI р.	0,229		
Проходчик Vp.	0,229		
Бурение шпуров под анкера	0,774	2	139
Крепление выработки анкерами	0,365	2	66
Бурение шпуров в борта	0,091	2	16
Крепление выработки анкерами (борт)	0,330	2	59

Продолжение таблицы 5.31

1	2	3	4
Монтаж монорельсы для перегружателя	0,042	3	5
Бурение шпуров для подвески монорельсы	0,068	2	12
Крепление монорельса	0,018	2	3
Демонтаж монорельсы для перегружателя	0,021	2	4
Навеска вентиляционных труб	0,019	2	3,5
Снятие труб при наращивании става	0,006	2	1
Наращивание скребкового конвейера	0,072	4	6,5
Крепление натяжной головки:			
Бурение шпуров под анкера	0,028	2	5
Крепление одиночными анкерами	0,012	2	2
Крепление клиновой стойкой	0,003	2	0,5

5.3.6. Расчет затрат на производство работ

Расчет затрат производится по элементам: оплата труда, начисления, материалы, амортизация и электроэнергия.

Затраты по оплате труда рабочих ($Z_{ПР}$, р.) подготовительного забоя определяются

$$Z_{ПР} = P_K \cdot V_M, = 1002,21 \cdot 180 = 180378 \text{ р.},$$

где P_K – комплексная расценка за 1 м (табл. 5.30); V_M – объем проведения выработки за месяц (основной части), м

$$V_M = L_{Ц} \cdot n_{ЦС} \cdot n_{СМ} \cdot n_{РД}, = 0,8 \cdot 2,5 \cdot 3 \cdot 30 = 180 \text{ м.}$$

где $L_{Ц}$ – принятый объем проведения выработки за цикл по графику организации работ, м; $n_{ЦС}$ – число циклов за смену, принятому по графику; $n_{СМ}$ – число смен по проведению выработки в сутки; $n_{РД}$ – число дней работы участка (выработки).

Заработная плата по должностным окладам ($Z_{ОИ}$, р.)

$$Z_{ОИ} = O_{И} \cdot N_{И},$$

где $O_{И}$ – месячный оклад каждого работника (ИТР), р.; $N_{И}$ – число ИТР, чел.

Доплаты за работу в ночное время рассчитывается в размере 40 % часовой тарифной ставки за каждый отработанный час в ночное время (с 22 до 6 часов утра) ($Z_{ДН}$, р.).

$$Z_{ДН} = 0,4 \cdot \frac{n_{РД}}{t_{СМ}} \cdot T_{СТ} \cdot t_H \cdot N_{ЯН},$$

где T_{CT} – тарифная ставка рабочих в ночную смену, р.; t_H – число ночных часов рабочих, ч; $N_{ЯН}$ – число рабочих в ночную смену.

Доплаты за работу в ночное время ИТР ($Z_{ДН}$, р.) горным мастерам

$$Z_{ДНИ} = 0,4 \cdot O_{И} \cdot t_{НИ} \cdot \frac{N_{ЯИ}}{n_{ДН} \cdot t_{СМ}},$$

где $t_{НИ}$ – число ночных часов ИТР (горных мастеров), ч; $N_{ЯИ}$ – явочная численность ИТР, чел.

Премиальные выплаты ($D_{ПР}$, р.) устанавливаются в соответствии с положением о премировании в процентах от суммы прямой заработной платы ($П_{П}$, %).

Доплаты за руководство бригадой в размере 15 % от месячной тарифной ставки бригадирам и 50 % от установленного размера звеньевым.

Доплаты за передвижение до рабочего места и обратно принятые в размере часовой тарифной ставки за каждый выход рабочего. Прочие неучтенные – в размере 1 % от заработной платы рабочих подготовительного забоя. Доплаты, установленные районным регулированием, приняты в размере 30 % от суммы прямой заработной платы и других доплат. Расчеты по плате труда сведены в таблице 5.33.

При расчете стоимости 1м выработки сумма затрат по оплате труда ИТР учтена в размере одной трети от начисленной, так как в обслуживании участка включаются и другие объекты.

Расход материалов устанавливается в натуральном и денежном выражении.

Потребность в материалах определяется на основании паспорта крепления горной выработки, норм расхода на различные виды материалов и материальные ресурсы.

При определении расхода вложения средств на зубки, резцы, запасные части следует использовать нормы, разработанные на шахте или рекомендованные паспортами технического обслуживания.

Расчет для первой группы материалов используемых однократно сводится в таблице 5.34.

Таблица 5.33 – Расчет оплаты труда

Наименование работы, должность	Профессия и разряд	Объем работ, м/мес.	Расценка сдельная, р.	Количество выходов	Численность, явочная (списочная), чел.	Расценка, тарифная ставка, оклад, р.	Прямая заработная плата, р.	Доплата, р.			Премия % (сумма)	ФЗП, р.	Районный коэффициент, р.	Всего ФЗП, р.
								за работу в ночь		бригадиру				
								час	сумма					
Проведение выработки	МГВМ, VI	180	1002	90	3 (6)	511	180398	360	12264	465	80 (144318)	383876	115163	499039
	проходчик, V			360	12 (24)	440			42240					
Ремонт и обслуживание шахтного оборудования	эл.слесарь, V			30	1 (2)	440	13200	180	5280	968	60 (7920)	27368	8210	35578
	эл.слесарь, IV			90	3 (5)	384	34560	180	6192		60 (20736)	61488	18446	79934
	эл.ослесарь, III			90	3 (6)	341	30690	90	2736		60 (18414)	51840	15552	67392
Доставка материалов в шахту	горнорабочий подземный, III			240	8 (14)	341	81840	90	7296		40 (32736)	121872	36562	158434
Обслуживание погрузочного пункта	машинист установки, III			60	2 (3)	341	20460	90	1824		40 (71557)	93841	28152	121993
Обслуживание насосов	машинист установки, II			30	1 (2)	309	9270	90	792		30 (2781)	12843	3853	16696
Осланцевание горных выработок	горнорабочий подземный, I			120	4 (7)	284	34080	90	3024		30 (10224)	47328	14198	61526
Итого													1040592	
Неучтенные доплаты (1 % от итога)													10406	
Начальник участка					1 (1)	20400	20400				100 (20400)	40800	12240	53040
Зам. начальника участка					1 (1)	18360	18360				100 (18360)	36720	11016	47736
Механик					1 (1)	18360	18360				100 (18360)	36720	11016	47736
Помощник начальника участка					1 (1)	17340	17340				100 (17340)	34680	10404	45084
Горные мастера					4 (7)	16320	114240	360	17803		100 (114240)	246283	73885	320165
Итого ИТР													513761	
Всего по участку													1564759	

Таблица 5.34 – Затраты на материалы, используемые однократно

Наименование материала	Норма расхода, шт./м	Объем проведения выработки за месяц, м	Месячный расход материала	Цена единицы материала, р.	Сумма затрат на материалы, р.
Верхняк	1,25	180	225	611	137475
Анкер (2,2 м)	13,75	180	475	116	55100
Анкер (1,8 м)	10,8	180	1994	99	197406
Ампула	24,55	180	4419	47	207893
Решётка	11,8	180	2124	161	341964
Рельс	2	180	360	1575	567000
Шпала	1,7	180	306	820	250920
Рельсовое крепление	0,25	180	45	178	8010
Зубки	0,5	180	90	614	55260
Смазочные материалы, (кг/м)	0,5	180	90	37	3330
Запасные части	60	180	-	-	10800
Итого					1780058

Расчет затрат на материалы, используемые многократно (кабели, канаты, решетки и др.) сводятся в таблице 5.35.

Таблица 5.35 – Затраты на материалы долговременного пользования

Наименование	Норма расхода, м/п.м	Объем проведения выработки за месяц, м	Цена за единицу, р.	Сумма затрат на материалы гр. 3 × гр. 4 × гр. 5	Срок службы	Сумма затрат на месячный объем
Вентиляционная труба	1	180	308	55440	6	9240
Кабель	1	180	398	71640	24	2905
Итого						12145

Затраты на неучтенные материалы (Z_M , р.) принимаются в размере 10 % от стоимости учтенных материалов. Общие затраты на материалы складываются.

$$Z_M = 1,1 \cdot (Z_{MO} + Z_{MM}), = (1780058 + 12145) \cdot 1,1 = 1971423 \text{ р.}$$

где Z_{MO} – сумма затрат на материалы однократного пользования (итого таблицы 5.34), р.; Z_{MM} – сумма затрат на материалы долговременного пользования (итого таблицы 5.35), р. мрппрвапрвпарвапра

Расчет месячной суммы амортизации (A_M , р.) производится исходя из балансовой стоимости оборудования и норм амортизации:

$$A_M = \Phi_{II} \cdot \frac{H_A}{12} \cdot 100,$$

где Φ_{II} – первоначальная (учетная) стоимость оборудования и других основных фондов, р.; H_A – годовая норма амортизации, %.

Стоимость основных фондов и нормы амортизации принимаются по данным шахты или по справочным данным.

Результаты расчета амортизационных отчислений за месяц сводятся в таблицу 5.36.

Таблица 5.36 – Амортизационные отчисления (АО)

Наименование основных фондов	Количество	Цена за ед., тыс. р.	Общая стоимость, тыс. р. гр. 2 × гр. 3	Годовая норма АО, %	Сумма, тыс. р.	
					год гр. 4 × гр. 5 / 100	месяц гр. 6 / 12
Комбайн	1	12118	12118	24	2908	232
Перегрузатель	1	643	643	18,9	122	10,12
Конвейер	1	7250	7250	22,2	1609	134,12
Буровая установка	2	806	1616	50	808	67,33
Итого			21626			444

Затраты на электроэнергию ($Z_{\mathcal{E}}$, р.) рассчитывается по двухставочному тарифу, расходу электроэнергии за месяц и установленной мощности.

$$Z_{\mathcal{E}} = W_T \cdot T_Y + P_{\mathcal{E}} \cdot T_A, = 440 \cdot 50 + 31680 \cdot 2,53 = 102150 \text{ р.},$$

где W_T – установленная заявленная мощность машин и механизмов (итого табл. 5.37), кВт; $P_{\mathcal{E}}$ – месячный расход электроэнергии (итого табл. 5.37), кВт·ч; T_Y – ставка (тариф) за 1 кВт максимума нагрузки, р.; T_A – ставка (тариф) за 1 кВт·ч, р.

Результаты расчета установленной мощности и расхода электроэнергии сводятся в таблицу 5.37.

Продолжительность работы машины и механизма определяются по расчетным показателям графика организации работ в забое.

Таблица 5.37 – Расчет расхода электроэнергии

Наименование	Установленная мощность, кВа	Коэффициент нагрузки	Количество часов в сутки, ч	Суточный расход электроэнергии, кВт·ч	Количество дней работы участка в месяц, дн.	Месячный расход электроэнергии, кВт·ч
Комбайн	175	0,7	2,23	273,18	30	8195,4
Конвейер	55	0,9	2,23	110,39	30	3311,7
Перегружатель	160	0,8	2,23	285,44	30	8563,2
Буровая установка	2 · 25	0,9	8,6	387,00	30	11610
Итого	440		Итого			31680

5.3.7. Расчет технико-экономических показателей

Планируемые объемы проведения выработки определяются на основании выполненных расчетов в разделе 5.3.2.

Объем проведения выработки за смену (V_{CM} , м)

$$V_{CM} = L_{Ц} \cdot n_{ЦС} = 0,8 \cdot 2,5 = 2 \text{ м/см.},$$

Объем проведения выработки за сутки ($V_{СУТ}$, м)

$$V_{СУТ} = V_{CM} \cdot n_{CM} = 2 \cdot 3 = 6 \text{ м/сут.},$$

Объем проведения выработки за месяц (V_M , м)

$$V_M = V_{СУТ} \cdot n_{ДН} = 6 \cdot 30 = 180 \text{ м/мес.},$$

Производительность рабочих за месяц ($П_{MP}$, м)

$$П_{MP} = \frac{V_M}{N_{СПР}}, = 180 / 81 = 2,22 \text{ м/чел.},$$

где $N_{СПР}$ – списочная численность рабочих.

Производительность рабочих забоя (проходчиков) ($П_{МП}$, м):

$$П_{МП} = \frac{V_M}{N_{СПП}}, = 180 / 35 = 5,14 \text{ м/чел.},$$

где $N_{СПП}$ – списочная численность проходчиков.

Производительность проходчиков на выход ($П_{ВП}$, м):

$$P_{ВП} = \frac{V_M}{\sum B_{П}}, = 180 / 540 = 0,33 \text{ м/чел.}$$

где $\sum B_{П}$ – сумма выходов проходчиков за месяц.

Расчеты затрат на единицу объема проведения выработки приведены в таблицу 5.38.

Начисления на оплату труда (Z_H , р.) определяются

$$Z_H = H_C \cdot \frac{Z_{ОТВ}}{100}, = 519457 \text{ р.}$$

где H_C – социальный налог, %; $Z_{ОТВ}$ – затраты по оплате труда приходящиеся на выработку. Они рассчитываются по фонду оплаты труда участка (всего табл. 5.33) за вычетом 66 % фонда оплаты.

Таблица 5.38 – Расчет затрат на единицу объема проведения выработки

Элементы затрат	Сумма затрат за месяц, р.	Месячный объем, м	Стоимость единицы 1 п. м, р.
Материалы	1971423	180	10952
Оплата труда	1222252	180	6790
Начисление на оплату	519457	180	2886
Электроэнергия	102250	180	568
Амортизация	444000	180	2467
Себестоимость	4259382	180	23663

Показатели использования основных фондов:

Фондоотдача ($f_{ОТД}$, м/р.)

$$f_{ОТД} = \frac{V_G}{\Phi_{ОСН}} = 2184 / 21627000 = 0,0001 \text{ м./р.}$$

где V_G – годовой объем проведения выработки, м.

Фондовооруженность ($f_{ВООР}$, р./чел.)

$$f_{ВООР} = \frac{\Phi_{ОСН}}{N_{СП}}, = 21627000 / 78 = 277269 \text{ р./чел.}$$

где $\Phi_{ОСН}$ – стоимость основных фондов, р.

Энерговооруженность ($\mathcal{E}B$, кВт/чел.)

$$\mathcal{E}B = \frac{P_Y}{N_{СП}}, = 440 / 78 = 5,64 \text{ кВт/чел. ,}$$

где P_y – установленная мощность энергоприемников, кВт.

Результаты расчета технико-экономических показателей и фактические показатели по шахте сводятся в табл. 5.39. Проводится сравнение плановых и фактических показателей, рассчитывается условная годовая экономия $\mathcal{E}_{y.g}$ по эксплуатационным затратам, р.

$$\mathcal{E}_{y.g} = (C_T - C_{II}) \cdot V_r = (23663 - 24322) \cdot 2184 = 14400 \text{ р.}$$

где C_T – себестоимость проведения 1 п. м на шахте в аналогичных условиях; C_{II} – плановая (проектная) себестоимость 1 п. м; V_r – годовой объем проведения выработки.

Таблица 5.39 – Технико-экономические показатели проекта

Наименование показателя	Значение		Отклонение проекта от факта
	проект	факт	
1. Объем проведения, м:			
за цикл	0,8	0,8	-
за смену	2	1,6	+ 0,4
за сутки	6	4,8	+ 1,2
за месяц	180	144	+ 36
за год	2184	1747	+ 437
2. Численность работников всего, чел.	78	89	- 11
в том числе:			
рабочих	45	48	- 3
проходчиков	24	32	- 8
ИТР	8	8	-
3. Производительность рабочих:			
среднемесячная, м/мес.	4,0	3,0	+ 1,0
на выход, м/чел.	0,33	0,26	+ 0,07
4. Себестоимость 1 п. м, р.	23663	24322	- 659
5. Экономия затрат, тыс. р.	14,4		

Таким образом, разработанный проект организации работ является эффективным: достигнуто снижение стоимости проведения одного метра горной выработки на 2332 р., повысилась производительность рабочих и достигнута экономия затрат на сумму 5092 р./г.

5.4. Экономическая эффективность работ на горном участке Березовского разреза

5.4.1. Исходные данные

Исходные данные для расчета экономической эффективности работ горного участка Березовского разреза представлены в таблице 5.40.

Таблица 5.40 – Исходные данные проекта отработки горного участка

Показатель	Значение
Мощность пласта, м	12,98
Плотность угля, т/м ³	1,4
Годовая производительная мощность разреза, т/г.	4670788
Плотность полезного ископаемого, т/м ³	1,4
Коэффициент вскрыши	7,36
Длина выемочного блока, м	600
Режим работы участка в сутки, смен	2 по 12 ч
Недельный режим работы участка	непрерывный
Суточный режим работы работника, ч	12

В качестве основного выемочно-погрузочного оборудования на разрезе применяются одноковшовые экскаваторы с прямой лопатой ЭКГ-4у, ЭКГ-5у, ЭКГ-8, ЭКГ-10, ЭКГ-12,5, РН-120, РН-40Е.

На разрезе "Березовский" применяется транспортная система разработки с использованием автомобильного и железнодорожного транспорта, а так же – бестранспортная система разработки.

На участке № 1 на добыче и вскрыше коренных пород применяется транспортная система разработки с использованием автомобильного транспорта и размещением вскрышных пород во внутренние и внешние отвалы. Замковая часть и крылья Новоколбинской синклинали, где угол падения пластов не превышает 10-15 град, отрабатываются по бестранспортной технологии с размещением вскрышных пород на нерабочем борту на почве пл. Подволковский П.

5.4.2. Расчет производительности участка.

Годовой объем угля ($V_{\text{ПИ}}$, м³) по фронту горных работ

$$V_{\text{ПИ}} = \frac{A_{\text{ГОД}}}{P_{\text{ПИ}}} = 4670788 / 1,4 = 3336277 \text{ м}^3,$$

где $A_{ГОД}$ – годовая производственная мощность разреза, т/г.; $R_{ПИ}$ – плотность полезного ископаемого, т/м³.

Годовой объем вскрышных пород (V_B , м³)

$$V_B = A_{ГОД} \cdot K_{CP} = 4670788 \cdot 7,36 = 34377000 \text{ м}^3,$$

где K_{CP} – средний коэффициент вскрышных работ, м³/т.

Годовой объем горной массы ($V_{ГМ}$, м³)

$$V_{ГМ} = V_B + V_{ПИ} = 3336277 + 34377000 = 37713277 \text{ м}^3,$$

где $V_{ГМ}$ – годовой объем горной массы перерабатываемой, м³.

Годовой объем вскрышных пород ($V_{B.БУР}$, м³), подлежащих бурению

$$V_{B.БУР} = V_B = 34377000 \text{ м}^3.$$

Для определения месячной нагрузки необходимо найти сменную нагрузку на каждый экскаватор ($Q_{СМ}$, м³)

$$Q_{СМ} = \frac{60 \cdot n \cdot T \cdot E \cdot K_{ИСП} \cdot K_{НАП} \cdot K_{П}}{K_{РАЗ}},$$

где n – число циклов в минуту; T – количество часов работы в смену, ч.; E – емкость ковша, м³; $K_{НАП}$ – коэффициент наполнения ковша; $K_{ИСП}$ – коэффициент использования оборудования во времени; $K_{РАЗ}$ – коэффициент разрыхления; $K_{П}$ – коэффициент, учитывающий простои на смене.

Суточная нагрузка ($Q_{СУТ}$, м) определяется по формуле

$$Q_{СУТ} = Q_{СМ} \cdot n_1,$$

где n_1 – количество смен в сутки.

Месячная нагрузка ($Q_{МЕС}$, м) определяется по формуле

$$Q_{МЕС} = Q_{СУТ} \cdot n_2 \cdot K_{ЭКСК},$$

где n_2 – количество рабочих дней в месяц; $K_{ЭКСК}$ – количество однотипных экскаваторов на участке.

Число дней работы в месяц (n_2 , дн.) определяется:

$$n_2 = N - n_{ВЫХ} - n_{РЕМ} - n_{ПРАЗД} = 30 - 0 - 4 - 1 = 25 \text{ дн.},$$

где N – календарное число дней в месяц; $n_{ВЫХ}$ – количество выходных; $n_{РЕМ}$ – число дней на ремонт; $n_{ПРАЗД}$ – число праздничных дней.

Расчеты сведены в таблицу 5.41.

Таблица 5.41 – Расчет производительности экскаваторов

Тип оборудования	Виды работ	Сменная производительность, м ³	Суточная производительность, м ³	Месячная производительность, м ³
ЭКГ-8ус, №191	добыча/вскрыша	2 328	4 656	116 400
ЭКГ-8и, №1756	добыча/вскрыша	2 328	4 656	116 400
ЭКГ-10, №259	вскрыша	2 778	5 556	138 900
ЭШ-10/70, А №134	вскрыша	2 976,4	5 952,8	148 820
ЭШ-10/70 А, № 93	вскрыша	2 976,4	5 952,87	148 820
RH-40 №2	добыча	3 885,5	7 771	194 275
RH-120 №1	вскрыша	3 596,2	7 192,4	179 810

В таблице 5.42 сведены расчеты месячных объемов производства по каждому экскаватору и видам работ участка.

Таблица 5.42 – Объемы работ экскаваторов

Виды работ	Объем по типам экскаваторов							Всего
	ЭКГ-8ус № 191	ЭКГ-8и № 1756	ЭКГ-10 № 259	ЭШ10/70 № 134	ЭШ10/70 № 93	RH-40 № 2	RH-120 № 1	
Добыча, т	48888	16296				271985		337169
Вскрыша, м	81480	104760	138900	148820	148820		179810	802590
в т. ч.:								
автомобильная, м ³	81480	104760	139900				179810	504950
бестранспортная, м ³				148820	148820			297640

В зависимости от производственного процесса, вида транспорта определяем нормативную производительность каждого экскаватора по формулам.

При погрузке горной массы в железнодорожный транспорт ($H_{ВЖТ}$),

$$H_{ВЖТ} = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ЛН} - T_{ТП}}{T_{ПС} + T_{ОБМ}} \cdot V_C, \text{ м}^3$$

где $T_{СМ}$ – продолжительность смены, мин; $T_{ПЗ}$ – время на выполнение подготовительно-заключительной работы; $T_{ОБМ}$ – время обмена состава, мин; $T_{ЛН}$ – время на личные надобности, мин; $T_{ТП}$ – время

технологических перерывов из-за неравномерности подачи состава под погрузку, мин; V_C – объем горной массы в составе (м^3):

- Для экскаваторов ЭКГ-8ус, 8и

$$H_{ВЖТ1} = (720 - 25 - 10 - 30) \cdot 280 / (27,6 + 12) = 4\ 631\ \text{м}^3$$

- Для экскаваторов ЭКГ-10, ЭШ-10/70

$$H_{ВЖТ2} = (720 - 25 - 10 - 30) \cdot 280 / (22,6 + 12) = 5301\ \text{м}^3$$

- Для экскаваторов РН-40, 120

$$H_{ВЖТ3} = (720 - 25 - 10 - 30) \cdot 280 / (19,2 + 12) = 5\ 878\ \text{м}^3$$

При погрузке горной массы в автосамосвалы (H_B , м^3)

$$H_B = \frac{T_{CM} - T_{НА} - T_{ЛН} - T_{ТП}}{T_{ПЛ} + T_{УП}} \cdot V_A,$$

где T_{CM} – продолжительность смены, мин; $T_{ПЗ}$ – время на выполнение подготовительно-заключительной работы, мин; $T_{ЛН}$ – время на личные надобности, мин; $T_{ТП}$ – время технологических перерывов из-за неравномерности подачи автосамосвала под погрузку, мин ($T_{ТП} = 50$ мин); V_A – объем горной массы в автосамосвале, м^3 ; $T_{УП}$ – время установки автосамосвала под погрузку, мин.

- Для экскаваторов ЭКГ-8ус, ЭКГ-8и

$$H_{B1} = (720 - 25 - 10 - 50) \cdot 21,4 / (2,11 + 10) = 1122\ \text{м}^3$$

- Для экскаваторов ЭКГ-10, ЭШ-10/70

$$H_{B2} = (720 - 25 - 10 - 50) \cdot 21,0 / (1,69 + 10) = 1141\ \text{м}^3$$

- Для экскаватора РН-40

$$H_{B3} = (720 - 25 - 10 - 50) \cdot 21,4 / (1,47 + 10) = 1185\ \text{м}^3$$

- Для экскаватора РН-120

$$H_{B4} = (720 - 25 - 10 - 50) / (1,44 + 10) \cdot 21,0 = 1166\ \text{м}^3$$

При экскавации горной массы ($H_{ВЭО}$, м) в отвал, при приеме породы в железнодорожные отвалы и переэкскавации горной массы в отвал

$$H_{ВЭО} = \frac{(T_{CM} - T_{ПЗ} - T_{ОГД} - T_{ЛН} - T_{РП}) \cdot 60}{T_{Ц}} Q_K,$$

где T_{CM} – продолжительность смены, мин; $T_{ОБМ}$ – время на отдых, мин; $T_{ПЗ}$ – время на выполнение подготовительно-заключительной работы; $T_{ПР}$ – время ремонтных перерывов, мин; $T_{ЛН}$ – время на личные надобности, мин; $T_{Ц}$ – оперативное время на цикл экскавации, сек; Q_K – объем горной массы в ковше, м³.

- Для экскаваторов ЭКГ-8ус, 8и

$$H_{ВЭО1} = (720 - 35 - 25 - 10 - 35) \cdot 60 \cdot 5,92 / 36,5 = 5\,950 \text{ м}^3.$$

- Для экскаваторов ЭКГ-10, ЭШ-10/70

$$H_{ВЭО2} = (720 - 35 - 25 - 10 - 35) \cdot 60 \cdot 7,4 / 37,3 = 7\,321 \text{ м}^3.$$

- Для экскаваторов РН-40, 120

$$H_{ВЭО3} = (720 - 35 - 25 - 10 - 35) \cdot 60 \cdot 9,25 / 39,6 = 8\,619 \text{ м}^3.$$

Нормативная производительность бурового станка ($H_{ВБС}$, м) определяется по формуле

$$H_{ВБС} = \frac{T_{CM} - T_{НА} - T_{ЛН}}{T_O + T_B},$$

где T_B – время на выполнение вспомогательных операций, мин; T_O – время на выполнение основных операций, приходящихся на 1 м.

$$H_{ВБС} = (720 - 20 - 10) / (2,56 + 3) = 124,1 \text{ м}^3.$$

Годовой режим работы участка, по условиям работы разреза, принят непрерывным, но в проекте принимается годовой режим работы за вычетом праздничных дней.

Число смен в сутки – 2, продолжительность смены – 12 час.

5.4.3. Расчет показателей организации производства и труда

На участке планируется явочная и списочная численность рабочих-сдельщиков, рабочих-повременщиков и ИТР.

Списочная численность ($Ч_C$, чел.) определяется по формуле

$$Ч_C = Ч_Я \cdot K_{СП},$$

где $Ч_Я$ – явочная численность работников, чел; $K_{СП}$ – коэффициент списочного состава.

Коэффициент списочного состава ($K_{СП}$) при непрерывной работе участка рассчитывается по формуле

$$K_{СП} = \frac{T_K - T_N}{(T_K - T_N - T_B - T_A) \cdot K_Y},$$

где T_B – число выходных дней рабочего по графику, $T_B = 168$ дн.; T_K – календарное число в году, $T_K = 365$ дн.; T_N – число праздничных дней в году, $T_N = 12$ дн.; T_O – средняя продолжительность отпуска; K_Y – коэффициент, учитывающий число невыходов по уважительным причинам ($K_Y = 0,96$).

Коэффициент списочного состава определяется для группы рабочих, имеющих разные показатели по продолжительности отпуска и выходжаемости. Рассчитывается для разных групп рабочих.

Коэффициент списочного состава ИТР, кроме горных мастеров ($K_{СПГМ}$) не рассчитывается, а принимается равным 1.

$$K_{СПГМ} = (365 - 12) / ((365 - 12 - 168 - 42) \cdot 0,96) = 2,57.$$

Коэффициент списочного состава ($K_{СПСД}$) рабочих-сдельщиков

$$K_{СПСД} = (365 - 12) / ((365 - 12 - 168 - 42) \cdot 0,96) = 2,57.$$

Коэффициент списочного состава рабочих повременщиков

$$K_{СППВ} = (365 - 12) / ((365 - 12 - 168 - 36) \cdot 0,96) = 2,47.$$

Результаты расчета численности рабочих и ИТР сведены в таблицу 5.43.

Таблица 5.43 – Численность рабочих и ИТР

Профессия, должность	Количество единиц оборудования	Нормативная численность на единицу оборудования, чел.		Явочная численность, всего, чел.		Коэф. списочного состава	Списочная численность, всего, чел.	
		в смену	в сутки	в смену	в сутки		в смену	в сутки
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Рабочие:								
машинист экскаватора	7	1	2	7	14	2,57	18	36
пом. машин. экскаватора	7	1	2	7	14	2,57	18	36
машинист бурстанка	2	1	2	2	4	2,57	5	10
газоэлектросварщик		1	2	1	2	2,47	2	4
электрослесарь		1	2	1	2	2,47	2	4
слесарь		1	2	1	2	2,47	2	4

Продолжение таблицы 5.43

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Итого рабочих:		6	12	19	38		47	94
ИТР:								
нач. участка		1	1	1	1	1	1	1
зам. началь. участка		1	1	1	1	1	1	1
механик		1	2	1	2	1	1	2
Горный мастер		1	2	1	2	2,57	3	5
Итого ИТР:		4	6	4	6		6	9
ВСЕГО		10	18	23	44		53	103

График выходов рабочих представлен в таблице 5.44.

Таблица 5.44 – График выходов рабочих

№ п/п	Профессия рабочего	Численность рабочих, чел.			Выхода	
		в смену		всего	смены	
		I	II		I	II
1	Машинист экскаватора	7	7	14		
2	Помощник машиниста	7	7	14		
3	Машинист бурстанка	2	2	4		
4	Газоэлектросварщик	1		1		
5	Электрослесарь дежурный	1	1	2		
6	Слесарь ремонтной смены	1		1		
	Итого рабочих	19	17	36		

Среднемесячная производительность ($P_{CP.M}$, т/чел) по добыче

$$P_{CP.M} = \frac{D_{MEC}}{n_{СП}} = 337\,169 / 94 = 3\,587 \text{ т/чел.},$$

где D_{MEC} – месячный объем добычи на участке, т; $n_{СП}$ – списочная численность рабочих на участке, чел.

Производительность труда рабочего на выход ($P_{ВЫХ}$, т/чел)

$$P_{ВЫХ} = \frac{D_{СУТ}}{n_{ЯВ}} = 11\,239 / 38 = 296 \text{ т/чел.},$$

где $D_{СУТ}$ – суточная добычи на участке, т; $n_{ЯВ}$ – явочная численность рабочих, чел.

5.4.4. Расчет затрат на добычу угля на участке

Прямая сдельная заработная плата (Z_{CD} , р.) определяется произведением расценки 1 т горной массы на месячный объем работ

$$Z_{CD} = P \cdot V_{ГМ},$$

Повременная заработная плата ($Z_{ПВ}$, р.) рабочих определяется произведением тарифной ставки i -ой группы рабочих T_{CTi} на число выходов N_{Vi} – ой группы рабочих.

$$Z_{ПВ} = \sum_{i=1}^{n_{РАБ}} T_{CTi} \cdot N_{Vi}.$$

Число выходов i -ой группы рабочих (N_{Vi} , вых.) определяется произведением явочной численности $Ч_{Яi}$ на число дней работы участка $n_{ДН}$

$$N_{Vi} = Ч_{Яi} \cdot n_{ДН}.$$

Заработная плата инженерно-технических работников участка ($Z_{СД}$, р.) определяется произведением оклада j -ой должности работника на списочную численность работников ЧИТР $_j$

$$Z_{СД} = \sum O_j \cdot Ч_{ИТРj},$$

где $n_{ДН}$ – число должностей работников.

Доплаты за ночное время ($N_{НЧ}$, р.) рассчитываются произведением числа ночных часов НЧ на 40 % тарифной ставки

$$Z_{Н} = N_{НЧ} \cdot 0,4 \cdot T_{СТ}.$$

Суммы премий за выполнение плана рассчитываются в соответствии с установленным размером положением о премировании.

Для машинистов экскаваторов и их помощников размер премии установлен 80 %, электрослесарей 60 %, машинистов бурстанка 80%, других рабочих 30 %, для ИТР 100 %.

Сумма премий устанавливается в процентах от прямой заработной платы. Доплаты бригадирам установлены в размерах, определенных на разрезе: бригадир-машинисту экскаватора – 15 % от месячной тарифной ставки.

Доплаты бригадирам ($Z_{БР}$, р.):

$$Z_{БР} = K_{БР} \cdot T_{БР} \cdot n_{ВБР},$$

где $K_{БР}$ – коэффициент доплат бригадиру, един.; $T_{БР}$ – тарифная ставка бригадира, р./дн (6 разряд); $n_{ВБР}$ – число выходов бригадира, дн.

Неучтенные затраты на оплату труда устанавливаются в размере 2 % от общей суммы общих затрат на оплату труда рабочим.

Расчеты затрат на оплату труда сведены в таблицу 5.45.

Начисления на оплату труда ($Z_{НОТ}$, р.) включают:

- общий N_B отчислений в ПФ 26 % от налогооблагаемой базы в (через ЕСН) и страхование от несчастных случаев до 5,4 % от начисленной оплаты труда.

$$Z_{НОТ} = \sum Z_{ОТ} \cdot H_{НОТ} = 820097,83 \cdot 35,6\% = 291954,82 \text{ р.}$$

где $H_{НОТ}$ – ставка начислений на оплату труда, ед.

Расчет потребности материалов, относимых полностью на себестоимость при передаче их в производство, производится из объемов работ, норм расхода и цен на потребляемые материалы.

Потребность в материалах определяется на основании норм расхода на 1 т добычи угля (1 м³ горной массы) или машино-часы.

Затраты на запчасти ($Z_{ЗЧ}$, р.) равняются 10 % от величины амортизационных отчислений за месяц

$$Z_{ЗЧ} = \frac{A_{МЕС} \cdot 10}{100},$$

где $A_{мес}$ – сумма амортизационных отчислений за месяц, р.

$$Z_{ЗЧ} = 1\,365\,303,2 \cdot 10\% = 136\,30,32.$$

Затраты на ГСМ ($Z_{ГСМ}$, р.) определяются по формуле

$$Z_{ГСМ} = H_{РАС} \cdot Ц \cdot T \cdot n \cdot K,$$

где $H_{РАС}$ – норма расхода ГСМ на один м/час работы, кг; $Ц$ – цена за один кг, р; T – время работы машины за сутки, час ($T = 22$ час); n – число дней работы машины в месяц ($n = 26$ дн.); K – число экскаваторов, шт. ($K = 7$) Расчеты сведены в таблицу 5.46.

Таблица 5.46 – Расчет затрат на ГСМ

Наименование ГСМ	Цена, кг/р.	Норма расхода на м/ч в кг	Затраты за месяц, р.
Смазка:			
Мобилух EP1	126,178	0,2	101 043,34
Канатная	11,542	0,12	5 545,70
Графитная	13,305	0,13	6 925,52
Масла:			
SHELL RIMULA D10W	43,152	0,03	5 183,42
И-20А	11,925	0,01	477,48
Трансформаторное	14,576	0,08	4 668,98
ИТОГО			123 844,44

Расчет затрат на канаты производится по формуле:

$$З = \frac{H_{PAC} \cdot Q_{MEC} \cdot Ц}{1000000},$$

где H_{PAC} – норма расхода канатов на 10^6 м³ горной массы, м; Q_{MEC} – объем работ на каждый экскаватор, м³; $Ц$ – цена за 1 м каната, р.

Результаты сводим в таблицу 5.47

Таблица 5.47 – Расчет затрат на канаты

Назначение каната	Расход на 10^6 кубов горной массы, м	Цена 1 м, р.	Объем горной массы, м ³	Затраты на месяц, р.
подъемный	900	296,08	1043425	278 043,5
возвратный	400	296,08		123 574,9
напорный	450	164,39		77 787,9
стрелковый	240	296,08		74 144,9
открывание днища ковша	300	164,39		51 458,6
вспомогательная лебедка	110	164,39		18 868,1
Итого				623 277,9

Расчет других материальных затрат представлен в таблице 5.48.

Таблица 5.48 – Расчет других материальных затрат

Наименование материала	Норма расхода на 1 м ³	Расход	Цена, р.	Затраты на месяц, р.
Зубья ковша, шт.	0,00009	1 043425	5 500,00	516 495,4
Кабель гибкий, м	0,00027	1 043425	719,00	202 560,1

Расчет общей суммы всех материальных затрат по участку сводится в таблицу 5.49.

Таблица 5.49 – Сводная сумма затрат на материалы

Затраты	Сумма, р.
1. Канаты	623 277,9
2. Зубья ковша	516 495,4
3. ГСМ	123 844,44
4. Запчасти	136 530,32
5. Кабель гибкий	202 560,1
Итого учтенных	1 602708,16
Прочие (10 % от учтенных)	160 270,816
ВСЕГО	1 762978,976

Амортизация ($З_A$, р.) начисляется только на оборудование, находящееся в работе

$$З_A = \Phi_n \cdot \frac{H_A}{12} \cdot 100,$$

где Φ_n – стоимость оборудования, р.; H_A – годовая норма амортизации, %. Расчет суммы амортизации приведен в таблице 5.50.

Таблица 5.50 – Расчет суммы амортизации

Наименование оборудования	Количество в работе, шт.	Стоимость, тыс. р.		Размер амортизационных отчислений за месяц, %	Сумма амортизационных отчислений за месяц, тыс. р.
		единицы	всего		
ЭКГ-8ус	1	1469,1	1469,1	0,833	12,2
ЭКГ-8и	1	2581,4	2581,4	0,833	21,5
ЭКГ-10	1	12074,5	12074,5	0,833	100,6
ЭШ-10/70	2	4449,5	8899,1	0,833	74,1
РН-40	1	21814,7	21814,7	0,833	181,7
РН-120	1	67999,5	67 999,5	0,833	566,4
Сварочный аппарат	1	9	9	1,03	0,09
Трансформаторная подстанция	1	42	42	1,3	0,5
Трансформатор ТМ-250/6	1	4	4	1,3	0,05
Буровой станок СБР-160-24А	1	3 973,1	3 973,1	1,0	39,7
Буровой станок D50KS	1	24 416,2	24 416,2	1,0	244,2
ИТОГО:			142982,4		1 241,2
Неучтенное оборудование (10%)					124,1
ВСЕГО:					1 365,3

Затраты на электроэнергию ($Z_{эл}$, р.) по участку определяются по формуле

$$Z_{эл} = (P_y \cdot T_y + W \cdot T_A)(1 \pm K) = (6\,953 \cdot 420 + 3\,851\,705 \cdot 0,75) \cdot (1+0) = 5\,809\,039 \text{ р.}$$

где P_y – установленная на участке мощность трансформаторов или высоковольтных двигателей с максимальной нагрузкой; T_y – тариф за 1 кВт установленной мощности трансформатора или за 1 кВт максимальной мощности двигателя, р.; W – плановое или фактическое потребление электроэнергии за планируемый период, кВт/час; T_A – тариф за 1 кВт/час потребленной энергии, р.; K – поправочный коэффициент (таблица 5.51).

Себестоимость 1 т угля (C_{1T} , р.) определяется по каждому элементу как частное от деления суммы затрат по данному элементу на месячный объем горной массы и сводится в таблицу 5.52.

$$C_{1T} = \frac{\sum Z}{V_{1M}}$$

Таблица 5.51 – Расчет расхода энергии

Наименование оборудования	Количество	Установленная мощность, кВт,	Число часов работы за месяц	Потребленная электроэнергия за месяц, кВт/ч., гр. 2×гр. 3
Трансформаторная подстанция	1	250	600	150 000
Трансформатор ТМ -250/6	1	250	600	150 000
ЭКГ-8ус	1	630	550	346 500
ЭКГ-8и	1	630	550	346 500
ЭКГ-10	1	630	550	346 500
ЭШ-10/70	1	1250	550	687 500
ЭШ-10/70	1	1250	550	687 500
РН-40	1	477	550	262 350
РН-120	1	954	550	524 700
Итого:		6 321		3 501 550
Неучтенное оборудование (10 %)		632		350 155
ВСЕГО:		6 953		3 851 705

Таблица 5.52 – Калькуляция себестоимости добычи 1 т угля и ее структура

Элементы затрат	Всего, р.	На 1 т угля, р.	Структура, %
Оплата труда	820 097,83	2,4	8,16
Начисления на оплату труда	291 954,82	0,9	2,91
Материалы	1 762 978,976	5,2	17,54
Амортизация	1 365 303,2	4,1	13,59
Электроэнергия	5 809 039	17,2	57,8
ИТОГО:	10 049 373,826	29,8	100

Расчет эффективности работы участка определяется по следующим показателям:

- Фондоотдача (F_O , т/тыс. р.):

$$F_O = \frac{A_{\text{МЕС}} \cdot 12}{\Phi_{\text{ОСН}}} = (337\,169 \cdot 12) / 142\,982,40 = 28,3 \text{ т/тыс. р.}$$

где $\Phi_{\text{ОСН}}$ – стоимость основных фондов, р. Принимается по данным таблицы, как итоговая сумма стоимости оборудования.

- Фондоемкость (F_E , тыс. р./т):

$$F_E = \frac{\Phi_{\text{ОСН}}}{A_{\text{МЕС}} \cdot 12} = 142\,982,40 / (337\,169 \cdot 12) = 0,035 \text{ тыс. р./т .}$$

- Фондовооруженность (F_B , тыс. р./чел.):

$$F_B = \frac{\Phi_{ОСН}}{Ч_P} = 142\,982,40 / 94 = 1\,521 \text{ тыс. р./чел.}$$

где $Ч_P$ – списочная численность рабочих участка.

- Энерговооруженность труда (\mathcal{E}_{BT} , кВт·ч/чел.):

$$\mathcal{E}_{BT} = \frac{Q_{\mathcal{EЛ}}}{Ч_P} = 3\,851\,705 / 94 = 40\,976 \text{ кВт·ч/чел.}$$

где $Q_{\mathcal{EЛ}}$ – суммарный расход электроэнергии.

Условная годовая экономия ($\mathcal{E}_Г$, р.) определяется как разность между фактической себестоимостью 1 т угля ($C_{1ТФ}$, р.) и проектной ($C_{1ТП}$, р.) умноженной на годовой объем добычи по проекту (Q_G , т)

$$\mathcal{E}_Г = (C_{1ТФ} - C_{1ТП}) \cdot Q_G = (34,3 - 29,8) \cdot 337169,12 = 18207126 \text{ р.}$$

Таблица 5.53 – Техничко-экономические показатели участка

Наименование показателей	Значение		Отклонение факта от проекта
	факт	проект	
1. Месячная добыча, т	170000	337169	167169
2. Затраты на добычу 1 т всего, р. в т. ч. по элементам:	34,3	29,8	– 4,5
– оплата труда	2,8	2,4	– 0,4
– начисления на оплату труда	1,04	0,9	– 0,14
– материалы	5,98	5,2	– 0,78
– амортизация	4,72	4,1	– 0,62
– электроэнергия	19,76	17,2	– 2,56
3. Списочная численность участка, всего чел.	100	103	3
в т. ч. рабочие из них: комплексная бригада и ИТР	91 и 9	94 и 9	3 и 0
4. Производительность труда рабочего на выход, т/мес.	161	296	135
5. Производительность труда в месяц в бригаде, т/мес.	1 868	3 587	1 719
6. Фондоотдача, т/тыс. р.	28,3	28,3	0
7. Фондоемкость, тыс. р./т	0,035	0,035	0
8. Фондовооруженность, тыс. р./чел.	1571	1521	– 50
9. Энерговооруженность труда, кВт·ч./чел.	42326	40976	– 1350
10. Условная годовая экономия затрат, тыс. р.		18207	

Результаты расчета показателей эффективности показали, что месячная добыча угля увеличилась на 167165 т в результате максимального использования рабочего времени работы экскаваторов, при этом затраты на добычу 1 т угля снизились по всем элементам более, чем на 15%, что является положительным для предприятия.

6. ПРАКТИКУМ ПО ДИПЛОМНОМУ ПРОЕКТИРОВАНИЮ

В данном разделе представлены примеры составления экономической части дипломных проектов при строительстве новых шахт, расширении, реконструкции и техническом перевооружении действующих горных предприятий.

6.1. Экономическая эффективность строительства шахты «Междуреченская»

6.1.1. Общие сведения о шахте «Междуреченская»

Поле шахты "Междуреченская" расположено в центральной части Ольжерасского месторождения Томь-Усинского района и по административному делению входит в состав г. Междуреченска Кемеровской области.

Угленосная толща шахты включает 11 рабочих пластов различной мощности и выдержанности. Для шахтного поля характерно преимущественное наличие мощных (от 3,5 м и более) и средней мощности (1,4-3,5 м) угольных пластов с углами падения от 6 до 28 град. Балансовые запасы угля категорий А+В+С₁ составляют 279920 тыс. т. Коэффициент извлечения балансовых запасов шахтного поля соответствует в среднем 52 %. Угли всех пластов относятся к ценным маркам К и КО и имеют качественные показатели: зольность угля 10,6-13,7 %, выход летучих 19-25 %, толщина пластического слоя 11-14 мм, удельная теплота сгорания 7050-8510 ккал/кг.

Производственная мощность шахты по проекту составляет 3000 тыс. тонн угля в год. К первоначальной разработке месторождения принят пласт IV мощностью 2,5-3,5 м с переходом на мощный пласт III мощностью 8,5-10,0 м и обеспечивается работой двух очистных забоев по пласту IV с суточной нагрузкой по 4900 т, оборудованных механизированными комплексами ЗКМ-174, комбайнами К-500 и скребковыми конвейерами «Анжера-349Л».

Шахтное поле вскрывается до гор. + 260 м двумя наклонными стволами – вентиляционным и конвейерным по тонкому пласту II мощностью 1 м с углом падения 6 град длиной по 653 м, далее до пласта IV – конвейерным и вентиляционным квершлагами сечением в свету по 18 м² длиной по 436 м. По пласту IV пройдены конвейерный, путевой и вентиляционный уклоны сечением в свету по 12 м²

каждый. Наклонные стволы имеют сводчатую форму, крепление принято анкерное с набрызг-бетоном сечением в свету по 18 м^2 . Конвейерный, вентиляционный квершлаг и уклоны закреплены арками из спецпрофиля СВП-22, конвейерный уклон имеет длину 1480 м, а путевой и вентиляционный уклоны – по 1460 м.

Подготовка шахтного поля принята двухсторонними панелями с размерами по простиранию 2500 м и падению 1500 м. В каждой панели от центральных уклонов для подготавливаемых выемочных участков проводятся вентиляционные и конвейерные штреки и монтажные камеры. Вентиляционные и конвейерные штреки закреплены анкерной крепью, имеют сечение в свету по 12 м^2 , каждый длиной по 2500 м. Монтажные камеры лав сечением в свету по 25 м^2 закреплены анкерной и деревянной крепью.

Проведение подготовительных выработок осуществляется проходческими комбайнами ГПКС.

Система разработки пластов – длинные столбы по простиранию с полным обрушением пород кровли с выемкой в один или в последующем в два слоя.

На шахте осуществлена полная конвейеризация транспортирования угля от забоя до поверхности. Спуск оборудования, материалов, людей в шахту по наклонному вентиляционному стволу, путевому уклону и штрекам осуществляется с помощью подвесной монорельсовой дороги фирмы «Шарф» с дизелевозом DZ66-3. По путевому квершлагу транспорт материалов и грузов осуществляется с помощью напочвенной монорельсовой дороги этой же фирмы.

Выдача угля из каждой лавы производится через перегружатель ПС (мощность электродвигателя 200 кВт) на ленточный конвейер 2ЛТ-120 (мощность электродвигателей 500 кВт) конвейерного штрека длиной 2500 м. Далее по конвейерному уклону ленточным конвейером 3Л120Б (мощностью двигателей 500 кВт) длиной 500 м на время ввода шахты в эксплуатацию. Затем по конвейерному квершлагу ленточным конвейером 1Л120 (мощностью двигателей 500 кВт) длиной 436 м и по наклонному конвейерному стволу ленточным конвейером 4Л-120Д (мощностью двигателей 500 кВт) длиной 653 м.

Горная масса из подготовительных забоев транспортируется скребковыми конвейерами СР70М на перегружатели ПТК1У-01 и ленточные конвейеры 2ЛТП80У.

Шахта отнесена к сверх категорийным по газу метану. Пласты отнесены к угрожаяемым по горным ударам с глубины 150 м и по внезапным выбросам угля и газа с глубины 340 м, угольная пыль взрывоопасна, угли пластов отнесены к группе весьма склонных к самовозгоранию. Ожидаемая абсолютная метанообильность выемочных участков составит 70-80 м³/мин. Проектом предусматривается единая система, центрально – отнесенная схема и нагнетательный способ проветривания шахты. Свежий воздух подается по наклонному вентиляционному стволу в нижнюю точку шахтного поля (гор. +125м) с помощью вентилятора главного проветривания ВЦД-31,5М, установленному на поверхности в здании совместно с калориферной. В качестве привода вентилятора используются асинхронные электродвигатели АО-102-6МУ мощностью 125 кВт, 1000 об./мин, 380 В. проветривание подготовительных выработок осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания ВМЦ-8 или СВМ-6.

Приток воды в горные выработки шахты составит: нормальный – 500 м³/час, максимальный – 750 м³/час. Главный водоотлив оборудован на гор. + 260 м. в камере конвейерного квершлага пятью насосами ЦНСнА300-360 с электродвигателями ВАО2-560S-4, мощностью 500 кВт, напряжением 6 кВ. участковый водоотлив оборудован на гор. +125 м в почве пласта 4 в камере конвейерного уклона тремя насосами ЦНС60-225, электродвигатели КО51-4 мощностью 75 кВт, напряжением 660 В.

Из шахты уголь выдается по наклонному конвейерному стволу ленточным конвейером 4Л-120Д в здание технологического комплекса, где осуществляется разделение рядового угля на классы 0-15 мм, +15 мм на грохоте ГЦЛЗ-1 с выдачей на закрытый склад вместимостью 40000 т.

Выгрузка угля со склада производится ленточным конвейером 1Л100К и далее загружается в железнодорожные полувагоны с интенсивностью 1000 т/час.

Ближайшей станцией на железнодорожной магистрали является станция Междуреченск. Подъездной путь к шахте «Междуреченская» примыкает к железнодорожному пути на шахту «Распадская» и имеет протяженность 5,2 км.

Внешнее электроснабжение потребителей шахты «Междуреченская» осуществляется по двум воздушным линиям 6 кВ от подстанции 110/6 кВ «Распадская-2». Распределение электроэнергии на

шахте осуществляется через поверхностную подстанцию 6/0,4 кВ с РУ-6 кВ, расположенную на промплощадке, и пункты ЯКНО-6. Потребители на подземных горных работ запитаны напряжениями 6,0 и 0,6 кВ.

Шахтные воды в количестве 350 м/час нормального притока насосами ЦНС 300/120 подаются по трубопроводам в очистное сооружение, представляющие собой горизонтальный бетонированный отстойник емкостью $V = 6000 \text{ м}^3$.

Административно-бытовой комбинат представляет 2-х этажное кирпичное здание с размерами 126x270 м.

На промплощадке шахты строятся: ремонтно-механические мастерские, подстанция, насосная станция, гараж, материальный склад модульного типа, склад леса и крупногабаритного оборудования с козловым краном, лесопильный склад, склад ГСМ, участковые подсобные помещения.

6.1.2. Формирование сметной стоимости строительства шахты

Сметная стоимость строительства шахты необходима для формирования основных фондов в соответствие с производственной мощностью. Сметная стоимость необходима также для обоснования объемов инвестиций при принятии решений о финансировании строительства, инвесторах. Для установления необходимых сроков поступления инвестиций, источников погашения по заемным средствам необходимо составление календарного графика строительства шахты. Он формируется в технической части проекта и в экономической части является основным документом для составления сметной стоимости строительства шахты. Календарный график строительства представлен в таблице 6.1.

Дополнительными документами являются расчеты капитальных затрат на горные работы, сведенные в таблицу 6.2, строительные работы, соответственно, в таблицу 6.3, оборудование – в таблицу 6.4, сводная стоимость строительства шахты – в таблицу 6.5.

Таблица 6.1– Календарный график строительства шахты «Междуреченская»

Наименование объектов строительства	Объемы работ	Месячные темпы строительства	Продолжительность строительства, мес.	Годы, кварталы												
				2012				2013				2014				
				1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	
ГЛАВА 1. Подготовка территории строительства, тыс. р.	1280	853,3	1,5	—												
ГЛАВА 2. Объекты основного производственного назначения																
2.1. Наклонный вентиляционный ствол, $S_{св} = 18 \text{ м}^2$	653 п. м 11754 м ³	80 п. м 1440 м ³	8,2 8,2		—	—	—									
2.2. Наклонный конвейерный ствол, $S_{св} = 18 \text{ м}^2$	653 п. м 11754 м ³	80 п. м 1440 м ³	8,2 8,2		—	—	—									
2.3. Конвейерный квершлаг, $S_{св} = 18 \text{ м}^2$	436 п. м 7848 м ³	100 п. м 1800 м ³	4,4 4,4				—									
2.4. Вентиляционный квершлаг, $S_{св} = 18 \text{ м}^2$	436 п. м 7848 м ³	100 п. м 1800 м ³	4,4 4,4				—									
2.5. Конвейерный уклон, $S_{св} = 12 \text{ м}^2$	1480 п. м 17760 м ³	200 п. м 2400 м ³	7,4 7,4						—	—						
2.6. Путьевой уклон, $S_{св} = 12 \text{ м}^2$	1460 п. м 17520 м ³	200 п. м 2400 м ³	7,3 7,3						—	—						
2.7. Вентиляционный уклон, $S_{св} = 12 \text{ м}^2$	1460 п. м 17520 м ³	200 п. м 2400 м ³	7,3 7,3						—	—						
2.8. Конвейерный штрек лавы 1, $S_{св} = 12 \text{ м}^2$	2500 п. м 30000 м ³	300 п. м 3600 м ³	8,3 8,3									—	—	—		
2.9. Вентиляционный штрек лавы 1, $S_{св} = 12 \text{ м}^2$	2500 п. м 30000 м ³	300 п. м 3600 м ³	8,3 8,3									—	—	—		
2.10. Монтажная камера лавы 1, $S_{св} = 25 \text{ м}^2$	250 п. м 6250 м ³	150 п. м 3750 м ³	1,7 1,7												—	
2.11. Вентиляционный штрек лавы 2, $S_{св} = 12 \text{ м}^2$	2500 п. м 30000 м ³	300 п. м 3600 м ³	8,3 8,3										—	—	—	

Таблица 6.2 – Капитальные затраты на горные работы

Наименование объектов	Объём работ, м ³	Продолжительность строительства, мес.	Стоимость единицы, тыс. р.	Общая стои- мость по пря- мым нормиру- емым затра- там, тыс. р. (графа 2х графа 4)	Сметная стоимость с учётом всех рас- ходов, тыс. р. (графа 5х Ксм) Ксм=3,157	Годы строительства		
						2004	2005	2006
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Глава 2								
Наклонный вентиляционный ствол	11754	8,2	2,19	25741	81264	81264		
Наклонный конвейерный ствол	11754	8,2	2,19	25741	81264	81264		
Наклонный конвейерный квершлаг	7848	4,4	1,23	9653	30475	17315	13160	
Вентиляционный квершлаг	7848	4,4	1,23	9653	30475	17315	13160	
Конвейерный уклон	17760	7,4	0,9	15984	50461		50461	
Путевой уклон	17520	7,3	0,9	15768	49780		49780	
Вентиляционный уклон	17520	7,3	0,9	15768	49780		49780	
Конвейерный штрек	30000	8,3	0,52	15600	49249		1187	48062
Вентиляционный штрек лавы 1	30000	8,3	0,52	15600	49249		1187	48062
Монтажная камера лавы 1	6250	1,7	0,62	3875	12233			12233
Вентиляционный штрек лавы 2	30000	8,3	0,52	15600	49249			49249
Конвейерный штрек лавы 2	30000	8,3	0,52	15600	49249			49249
Монтажная камера лавы 2	6250	1,7	0,62	3875	12233			12233
Прочие выработки	8877	10,4	1,28	11363	35873		25525	10348
Итого затрат по главе 2, тыс. р.				199821	630835	197158	204240	229436

Продолжение таблицы 6.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Глава 3								
Насосная камера с дополнительными выработками под наклонными стволами	4500	7,5	1,61	7245	22872	7624	15248	
Насосная камера с дополнительными выработками под уклонами	2700	4,5	1,72	4644	14661			14661
Камера ожидания	203	0,3	1,76	357	1127	1127		
Итого затрат по главе 3, тыс. р.				12246	38660	8751	15248	146661
Глава 4								
Камера центральной подземной подстанции	491	2,4	2,07	1016	3208			3208
Трансформаторная подстанция с ходками	417	2,1	1,34	559	1765			1765
Итого затрат по главе 4, тыс. р.				1575	4973			4973
Итого затрат по 2-4 главам, тыс. р.				213642	674468	205909	219488	249070
Глава 11								
Непредвиденные работы и затраты (10 % от сметной стоимости 2-4 глав), тыс. р.					67447	22480	22480	22487
Глава 12								
Затраты по технике безопасности, промсанитарии и охране окружающей среды (15 % от сметной стоимости 2-4 глав), тыс. р.					101170	33720	33720	33730
Всего затрат на горные работы, тыс. р.					843085	262109	275688	305287

Таблица 6.3 – Капитальные затраты на строительные работы

Наименование объектов	Объём работ	Продолжительность строительства, мес.	Стоимость единицы, тыс. р.	Общая стоимость по прямым нормируемым затратам, тыс. р. (гр. 2 х гр. 4)	Сметная стоимость с учётом всех расходов, тыс. р. (гр. 5 х Ксм), Ксм=3,157	Годы		
						2004	2005	2006
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Глава 3								
Здание вентиляционной установки типа ВПД-32, м ³	4400	3,2	0,3	1320	2376	1262	1114	
Здание для подъёмной машины 2х5х2,5, м ³	5230	3,8	0,36	1883	3389	1694	1695	
Административно-бытовой комбинат, м ³	25000	12,5	0,73	18250	32850	27594	5256	
Итого затрат по главе 3, тыс. р.				21453	38615	30550	8065	
Глава 4								
Котельная, м ³	8200	6,0	0,98	8036	14465	14465		
Здание подстанции на промплощадке, м ³	6200	4,6	0,98	6076	10937	10937		
Итого затрат по главе 4, тыс. р.				14112	25402	25402		
Глава 5								
Транспортные эстакады на промплощадке, м ³	21000	14,0	0,98	20580	37044	7938	29106	
Ж/д пути, п. м	3000	12,0	2,14	6420	11556	8667	2889	
Итого затрат по главе 5, тыс. р.				27000	48600	16605	31995	
Глава 6								
Сооружения внешних сетей водопроводов диаметром 250 мм, м ³	400	2,0	0,62	248	446	446		
Напорный канализационный коллектор, м ³	200	4,0	0,35	700	1260	1260		
Резервуар запаса воды, м ³	800	4,0	0,62	496	893	268	625	
Отстойник шахтных вод, м ³	4400	3,2	1,62	7128	12830			12830

Продолжение таблицы 6.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Итого затрат по главе 6, тыс. р.				8572	15430	1974	625	
Итого затрат по главам 2-6, тыс. р.				71137	128047	74532	40685	12830
Глава 1								
Подготовка территории строительства (1 % от сметной стоимости глав 2-6), тыс. р.					1280	1280		
Итого сметная стоимость по главам 1-6, тыс. р.					129327	75812	40685	12830
Глава 7								
Благоустройство промплощадки (1 % от сметной стоимости глав 1-6), тыс. р.					1293			1293
Глава 8								
Временные здания и сооружения (3,9 % от сметной стоимости глав 1-6), тыс. р.					5044		5044	
Итого сметная стоимость по главам 1-8, тыс. р.					135664	80856	40685	14123
Глава 11								
Непредвиденные работы и заказы (10 % от сметной стоимости глав 1-8), тыс. р.					13566	4520	4520	4526
Глава 12								
Затраты по ТБ, промсанитарии и охране окружающей среды (15 % от сметной стоимости глав 1-8), тыс. р.					20350	6784	6784	6782
Итого стоимость строительных работ, тыс. р.					169580	92160	51989	25431

Таблица 6.4 – Капитальные затраты на оборудование по объектам строительства

Наименование оборудования	Кол-во	Затраты, тыс. р.			Общая сметная стоимость, тыс. р.	Годы, кварталы		
		Стоимость приобретения		Монтажные работы		2004	2005	2006
		единицы	всего					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Глава 2								
Вскрытие и подготовка шахтного поля			28800	3456	32256	3456		
Конвейер ленточный УЛ120Д, по 100 м	25	960	24000			24000		
Электрооборудование (20 % от стоимости ленточного конвейера)			4800			4800		
Оборудование подготовительных работ			57234	6868	64102		6868	
Комбайн 1ГПКС, шт.	3	4637	13911				13911	
Конвейер скребковый СР-70М, шт.	3	1096	3288				3288	
Конвейер ленточный КШЛТ, L=1000 м, по 100 м	30	489	14670				14670	
Пусковая и защитная аппаратура, шт.	40	61	2440			812	812	816
Агрегат пусковой АПЩ, шт.	6	47	282				282	
Освещение, шт.	200	2,5	500			100	400	
Вентилятор ВМЭ-10, шт.	6	51,3	308			308		
Конвейер ленточный ЗЛ120, по 100 м	6	702,5	4215				2102	2113
Трансформатор ТСВП, шт.	5	491	2455				491	1964
Дорога монорельсовая подвесная ДМКМ, L=2500 м, по 100 м	80	183	14640				2928	11712

Продолжение таблицы 6.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Автоматизированный комплекс АУК 1м, шт.	2	223	446					446
Устройство контроля скорости УКС1, шт.	5	8,3	42					42
УКС2, шт.	5	7,4	37					37
Оборудование очистных работ			181079	21729	202808			21729
Секции комплекса ЗКМ-138/4, шт.	360	294	105840					105840
Комбайн ГШ500, шт.	2	9500	19000					19000
Скребковый конвейер «Анжеро-26м», шт.	2	12500	25000					25000
Маслостанция СНЕ, шт.	4	800	3200					3200
Ленточный конвейер 2ЛТ, шт.	4	4404	17616					17616
Крепь сопряжения ПКС, шт.	2	330	660					660
Перегружатель ПТК, шт.	2	110	220					220
Автоматизированный комплекс АУК-1м, шт.	2	223	446					446
Устройство контроля скорости УКС-1	4	8,3	33					33
Трансформатор ТСВП, шт.	4	491	1964					1964
Светильники СВЛ-11, шт.	400	2,5	1000					1000
Пусковая и защитная аппаратура, шт.	100	61	6100					6100
Подземный локомотивный транспорт:			44570	5348	49918			5348
Электровоз АРП-14, шт.	10	1012	10200				5100	5100
Вагонетка ВПШ-18, шт.	60	310	18600				12400	6200

Продолжение таблицы 6.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Вагонетка ВЛН-15, шт.	15	260	3900				2600	1300
Вагонетка ВГ-3.3, шт.	150	46	6900			1840	1840	3220
Толкатель ТКЦ8-3.5, шт.	10	497	4970			497	1988	2485
Оборудование надшахтных зданий			9960	1195	11155	11155		
Погрузочное хозяйство			23932	2872	26804	5639		21165
Оборудование склада угля			5639					
Пункт погрузки			18293					
Итого по главе 2			345575	41468	387043	52607	69680	264756
Неучтённое оборудование (15 % от стоимости по главе 2)			51836	6220	58056	19352	19352	19352
Всего по главе 2			397411	47688	445099	71959	89032	284108
Глава 3								
Водоотлив			17303	2076	19379		16250	3129
Главный водоотлив, насос УНС300-360, шт.	5	3250	16250					
Участковый водоотлив, насос УНС60-225, шт.	3	351	1053					
Вентиляция (12 %)*			32620	3914	36534		36534	
Нагнетательная вентиляционная установка ВУД, шт.	2	16310	32620					
Складское хозяйство (11 %)*			3513	386	3899	1739	2160	
Складское оборудование			1739					
Склад взрывчатых материалов			554					
Склад пылевидных материалов			1110					
Склад материалов			110					
Мастерские (11 %)*			15294	1682	16976			16976

Продолжение таблицы 6.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Блок цехов			15294					
Главный подъём (12 %)*			9960	1195	11155		11155	
Подъёмная машина 2Цх5х2,3			9960					
Административно-бытовой комбинат (2 %)*			18620	3724	22344	10000	12344	
Итого по главе 3			97310	12977	110287	11739	78443	20105
Неучтённое оборудование (15 % от стоимости по главе 3)			114596	1966	16562	5520	5520	5522
Всего по главе 3			111906	14949	126849	17259	83963	25627
Глава 4								
Объекты тепловой энергии котельных с котлами КЕ10-140, шт. (30 %)*	3		14334	4300	18634	18634		
Внешнее электроснабжение оборудования и сети (30 %)*			24000	7200	31200	31200		
Энергетические сети поверхности (30 %)*			19500	5850	25350	25350		
Подземное электроснабжение (30 %)*			22000	6600	28600	28600		
Итого по главе 4			79834	23950	103784	103784		
Неучтённое оборудование (15 % от стоимости по главам 1-4)			11975	3592	15567	5192	5192	5183
Всего по главе 4			91809	27542	119351	108976	5192	5183
Глава 5								
Автомобильное оборудование			9300	1116	10416	10416		
Легковые автомобили			400	48	448	448		
Грузовые автомобили			1400	168	1568	1200	368	

Окончание таблицы 6.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Телефонная и диспетчерская связи			35000	21000	56000	17000	20000	19000
Итого по главе 5			46100	22332	68432	29064	20368	19000
Неучтённое оборудование (15 % от стоимости по главам 1-5)			6915	3350	10265	3420	3420	3425
Всего по главе 5			53015	25682	78697	32484	23788	22425
Глава 6								
Внешние сети и сооружения, канализация и теплоснабжение								
Водоснабжение			70			70		
Канализация			12000			12000		
Итого по главе 6			12070	1448	13518	13518		
Неучтённое оборудование (15% т стоимости по главам 1-6)			1810	217	2027	672	672	683
Всего по главе 6			13880	1665	15545	14190	672	683
Всего по главам 2-6			668021	117520	785541	244868	202647	338026
Глава 11								
Непредвиденные работы (10 % от стоимости по главам 2-6)			66802	11752	78554	26184	26184	26186
Глава 12								
Затраты по ТБ, промсанитарии и охране окружающей среды (15 % от стоимости по главам 2-6)			100203	38077	138280	46092	46092	46096
Всего по главам 2-12			835026	167349	1002375	317144	274923	410308

* – проценты в скобках определяют норматив стоимости монтажных работ.

Таблица 6.5 – Сводная сметная стоимость строительства шахты

Наименование глав, объектов, работ и затрат	Сметная стоимость по видам затрат, тыс. р.					Общая сметная стоимость, тыс. р.	Сметная стоимость по годам, тыс. р.		
	Горные работы	Строительные работы	Монтажные работы	Оборудование	Прочие затраты		2004	2005	2006
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Глава 1. Подготовка территории строительства		1280				1280	1280		
Глава 2. Основные объекты строительства	630835		47688	397411		1075934	269117	293272	513544
Глава 3. Объекты подсобного и обслуживающего значения	38660	38615	14943	111906		204124	56560	107276	40288
Глава 4. Объекты энергетического хозяйства	4973	25402	27542	91809		149726	134378	5192	10156
Глава 5. Объекты транспортно-го хозяйства и связи		48600	25682	53015		127297	49089	55783	2425
Итого по главам 2-5	674468	113897	115855	654141		1558361	510424	461523	586413
Глава 6. Внешние сети и сооружения водоснабжения, канализации и теплоснабжения		15430	1665	13880		30975	16164	1297	13513
Итого по главам 1-6	674468	129327	117520	668021	0	1589336	526588	462820	599926
Глава 7. Благоустройство и озеленение		1293				1293	1293		
Глава 8. Временные здания и сооружения		5044				5044	5044		
Глава 9. Прочие работы и затраты (1 % от общей сметной стоимости глав 1-6)					158933	158933	52976	52976	52981
Итого по главам 1-9	674468	135664	117520	668021	158933	1754606	585901	515796	652907

Продолжение таблицы 6.5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Глава 10. Проектные и изыскательские работы (0,1 % от общей сметной стоимости по главам 1-9)					1755	1755	1755		
Итого по главам 1-10	674468	135664	177520	668021	160688	1756361	587657	515796	652909
Глава 11. Непредвиденные работы и затраты (принимаются 10 % от прочих затрат по итогам 1-10 глав)	67447	13566	11752	66802	16069	175636	58540	58540	58556
Глава 12. Затраты по ТБ, промсанитарии и охране окружающей среды (принимаются 15 % от суммы 10 глав)	101170	20350	38077	100203	24103	283903	94628	94628	94647
Итого по главам 1-12	843085	169580	167349	835026	200860	2215900	740824	668964	806112
Налог на добавленную стоимость НДС=20 %	168617	33916	33470	167005	40172	443180	148165	133793	161222
Всего по главам 1-12 с НДС	1011702	203496	200819	1002031	241032	2659080	888989	802757	967332
Возвратные суммы за уголь от попутной добычи						-124141		-36333	-87808
Продажа временных зданий и сооружений (40 % от общей сметной стоимости 8 главы)						-2018			-2018
Итого возвратные суммы						-126159		-36333	-89826
Итого инвестиций без НДС						2532921	888989	766425	877507

При проведении горных выработок производится попутная добыча угля. При реализации угля образуются дополнительные источники для финансирования строительства (таблицы 6.6-6.7).

Таблица 6.6 – Расчет возвратных сумм по статье «Попутная добыча»

Горные выработки	Расчетные показатели				Сумма, тыс. р.
	сечение по углю, м ²	длина, м	объемный вес, т/м ³	цена, р./т	
Конвейерный штрек лавы 1	12,0	2500	1,34	514	20663
Вентиляционный штрек лавы 1	12,0	2500	1,34	514	20663
Монтажная камера лавы 1	25,0	250	1,34	514	4305
Конвейерный штрек лавы 2	12,0	2500	1,34	514	20663
Вентиляционный штрек лавы 2	12,0	2500	1,34	514	20663
Монтажная камера лавы 2	25,0	250	1,34	514	4305
Вентиляционный уклон	12,0	1460	1,34	514	12067
Конвейерный уклон	12,0	1480	1,34	514	12232
Путевой уклон	12,0	1460	1,34	514	12067
Итого					127628

Таблица 6.7 – Расчет возвратных сумм по статье «Попутная добыча» по кварталам

Горные выработки	Сумма, тыс. р.	Возвратные суммы по кварталам реализации угля, тыс. р.						
		2013 г.			2014 г.			
		2	3	4	1	2	3	4
Конвейерный штрек лавы 1	20100			484	7265	7265	5086	
Вентиляционный штрек лавы 1	20100			484	7265	7265	5086	
Монтажная камера лавы 1	4188						2217	1971
Конвейерный штрек лавы 2	20100				3633	7265	7265	1937
Вентиляционный штрек лавы 2	20100				3633	7265	7265	1937
Монтажная камера лавы 2	4188							4188
Вентиляционный уклон	11738	2379	4759	4600				
Конвейерный уклон	11889	2410	4820	4659				
Путевой уклон	11738	2379	4759	4600				
Итого	124141	7168	14338	14827	21796	29060	26919	10033
Год			36333					68208

6.1.3. Затраты на производство и реализацию продукции

Затраты определяются в расчете на годовой объем добычи и реализации 3000 тыс. т по нормативам и экономическим элементам. Результаты расчета сводятся в таблицу 6.8.

Таблица 6.8 – Расчет вспомогательных материалов

Показатель	Цена единицы, р.	Норма расхода		Затраты	
		на 1000 т добычи	процент от итого затрат п. 1-3, %	на всю добычу, тыс. р.	на 1 т, р.
1. Лесные материалы, м ³	820	2,5		6150	2,05
2. Взрывчатые материалы, кг	96	4,0		1152	0,38
3. Средства взрывания, шт.	36	10,4		1123	0,38
Итого по п. 1-3				8425	2,81
Погашение (в % от п. 1-3)				8425	
4. Запасные части, %			100	8425	2,81
5. Малоценные и быстроизнашиваемые предметы			53,3	4500	1,50
6. Спец. одежда и спец. обувь			23,3	1960	0,65
7. Металлическая и ж/б крепь			83,4	7014	2,34
Итого по п. 1-7				30330	10,11
8. Прочие вспомогательные материалы (в % от п. 1-7)			160	48540	16,18
Всего (п. 1-8)				78870	26,29

Результаты расчетов материальных затрат представлены в таблице 6.9.

Таблица 6.9 – Материальные затраты по годам расчетного периода

Показатель	Материальные затраты, тыс. р. по годам расчетного периода			
	строительство			эксплуатация
	1	2	3	4
1. Вспомогательные материалы				78870
2. Топливо				3840
3. Электроэнергия				45144
4. Услуги производственного характера				12410
Итого п. 1-4				140264
5. Прочие материальные затраты (15 % от п. 1-4)				21030
Итого материальных затрат (без НДС)				157822
6. НДС (20 % от п. 1-5)				31564
Всего с НДС				189386

Затраты на оплату труда определяются из расчета трудоемкости работ, объема среднесуточной добычи и средней заработной платы по категориям работающих (таблицы 6.10, 6.11).

Таблица 6.10 – Численность промышленно–производственного персонала (ППП)

Наименования участков, цехов	Норматив на 1000 т суточной добычи	Численность персонала		
		всего	подземного	поверхностного
1. Добычные участки	16,8	168	162	6
2. Подготовительные участки	19,2	192	186	6
3. Участок БВР	0,4	4	4	–
4. Шахтный транспорт	12	120	96	24
5. Содержание и ремонт выработок	1,4	14	14	–
6. ВТБ	6,0	60	50	10
7. Водоотлив, водоснабжение	5,0	50	30	20
8. Горномонтажный участок	3,0	30	21	9
9. Ремонт общешахтного оборудования	10	100	60	40
10. Доставка и хранение ВВ	0,3	3	–	3
11. Маркшейдерская служба	0,3	3	–	3
12. Прочие подземные работы	1,0	10	10	–
13. Технологический комплекс	6,0	60	–	60
14. Контроль качества продукции	0,8	8	3	5
15. Складское хозяйство	1,2	12	–	12
16. Котельная	2,4	24	–	24
17. Мехмастерские	1,8	18	–	18
18. Ламповая	1,2	12	–	12
19. АБК	4,8	48	–	48
20. Ремонтно-строительный цех	1,2	12	–	12
21. Автотранспортный цех	0,8	8	–	8
22. Служба безопасности	1,0	10	–	10
Итого рабочих		966	639	327
23. Руководители, специалисты, служащие, всего	14,5	145	86	59
В том числе: ППП всего		1111	725	386
24. Непромышленная группа	4,0	40	–	40
Всего работающих		1151	725	426

Расчет затрат по элементу «Топливо»

$$Z_T = C_T \cdot a_T \cdot D_T = 520 \cdot 0,004 \cdot 3000 = 6240,$$

где: Z_T – затраты по элементу «Топливо», тыс. р.; C_T – цена 1 т покупного угля (себестоимость), р.; a_T – расход угля в процентах от годовой добычи, а = 0,004 %; D_T – годовой объем добычи угля, тыс. т.

Таблица 6.11 – Фонд заработной платы и отчислений на социальные нужды и страхования от несчастных случаев

Показатели	По годам расчетного периода							
	Строительство			Эксплуатация				
	1	2	3	4	5	6	7	8
1. Численность ППП всего, чел				1111				
1.1. Рабочие подземные				639				
1.2. Рабочие поверхности				327				
1.3. Руководители, специалисты и служащие				133				
1.4. Работники сбыта				10				
2. Численность непромышленной группы				40				
3. Всего работников				5				
4. Средняя заработная плата, р.				1149				
4.1. Рабочие подземные								
4.2. Рабочие поверхности				8200				
4.3. Руководители, специалисты и служащие				4300				
4.4. Работники сбыта				10600				
4.5 Работники непромышленной группы				5200				
5. Фонд оплаты труда, тыс. р.				3700				
5.1. Рабочие подземные								
5.2. Рабочие поверхности				62877				
5.3. Руководители, специалисты и служащие				16873				
5.4. Работники сбыта				16920				
5.5 Работники непромышленной группы				624				
5.6. Всего по ППП				1776				
5.7. Всего по работникам				97294				
6. Отчисления на социальные нужды, тыс. р.				99070				
6.1. Рабочие подземные								
6.2. Рабочие поверхности				27729				
6.3. Руководители, специалисты и служащие				7441				
6.4. Работники сбыта				7460,7				
6.5 Работники непромышленной группы				27				
6.6. Всего по ППП				275,2				
6.7. Всего по работникам				39634				

Расчет затрат по элементу «Электроэнергия»

$$Z_э = Ц_э \cdot a_э \cdot D_г = 2,72 \cdot 20,9 \cdot 3000 = 170544,$$

где: $Z_э$ – затраты по элементу "Электроэнергия", тыс. р.; $Ц_э$ – средняя цена 1 кВт·ч, р.; $a_э$ – норматив расхода электроэнергии на 1000 т, 10^3 кВт·ч.

Услуги производственного характера принимаются равными стоимости монтажно-демонтажных работ при подготовке очистных забоев на год

$$Z_{пх} = Z_{мс} \cdot D_г / Z_{пс} = 21729 \cdot 3000 \cdot 5252,8 = 12410 ,$$

где $Z_{пх}$ – услуги производственного характера, тыс. р.; $Z_{мс}$ – сметная стоимость монтажных работ (всего по главам 2-12, графа 5 табл. 6.4), тыс. р.; $Z_{пс}$ – объем производственных запасов по смете, тыс. т;

$$Z_{пс} = n_{зс} \cdot m \cdot l \cdot L \cdot \gamma \cdot (1 - K_{п}) / 1000 = \\ = 2 \cdot 3,2 \cdot 250 \cdot 2500 \cdot 1,34 \cdot (1 - 0,02) = 5253 \text{ тыс. т}$$

где $n_{зс}$ – число подготовленных забоев по смете; m – средняя мощность пласта, м; l – средняя длина забоев, м; L – средняя длина выемочных участков, м; γ – объемный вес угля, т/м³; $K_{п}$ – коэффициент эксплуатационных потерь.

Прочие материальные затраты принимаются в расчете 15 % от суммы учтенных материальных затрат.

Расчет амортизации по специализированным основным фондам сводится в таблицу 6.12, по другим фондам – таблицу 6.13.

Отнесение сметной стоимости горных выработок по группам осуществляется по данным таблицы 6.2 графы 6.

Таблица 6.12 – Расчет амортизационных отчислений по основным фондам, связанным с отработкой запасов

Основные фонды	Стоимость основных фондов, тыс. р.	Запасы соответствующей части шахтного поля, тыс. р.	Потонная ставка, р./т (гр. 2 : гр. 3)	Годовая добыча из соответствующей части шахтного поля, тыс. т	Годовая сумма амортизации, тыс. т (гр. 4 x гр. 5)
Горные выработки, всего	843085		69,99	3000	209970
В том числе					
1 группа	418179	145558	2,87		
2 группа	87315	30678	2,86		
3 группа	337591	5253	64,26		

Затраты по элементу «Амортизация основных средств» сведена в таблицу 6.13.

Таблица 6.13 – Затраты по элементу «Амортизация основных средств»

Показатели	По годам расчетного периода							
	строительство				эксплуатация			
	1	2	3	4	5	6	7	8
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1. Оборудование с монтажом				1202850				
1.1. Первоначальная стоимость, тыс. р.				1002375				

Продолжение таблицы 6.13

1	2	3	4	5	6	7	8	9
1.2. Норма амортизации, %				15				
1.3. Износ, тыс. р.				180428				
2. Промышленные здания и сооружения, всего, тыс. р.								
2.1. Связанные с отработкой запасов								
2.1.1. Первоначальная стоимость, тыс. р.				843085				
2.1.2. Норма амортизации, %				24,9				
2.1.3. Износ, тыс. р.				209970				
2.2. Не связанные с отработкой запасов (табл.6.2)								
2.2.1. Первоначальная стоимость, тыс. р.				167562				
2.2.2. Норма амортизации, %				5				
2.2.3. Износ, тыс. р.				8378				
3. Прочие основные фонд (табл.6.5 строка 12.2 графа 7)								
3.1. Первоначальная стоимость, тыс. р.				200860				
3.2. Норма амортизации, %				5				
3.3. Износ, тыс. р.				10043				
4. Всего основных фондов								
4.1. Первоначальная стоимость, тыс. р.				2213863				
4.2. Норма амортизации, %				17,1				
4.3. Износ, тыс. р.				378743				

Расчет по элементу «Прочие затраты» сведен в таблицу 6.14.

Таблица 6.14 – Расчет по элементу «Прочие затраты»

Показатели	Годы расчетного периода			
	4	5	6	7
1. Исходные показатели				
1.1. Объем добычи угля, тыс. т	3000			
1.2. Объем реализованного угля, тыс. р.	1500000			
1.3. Площадь территорий, га	14,5			
1.4. Плата за землю, р./га	8600			
1.5. Экологические платежи, р./1000 т	120			
1.6. Плата за пользование водными объектами, р./1000 т	8,7			
1.7. Прочие затраты, р./1000	11,26			
1.8. Налог на добычу полезных ископаемых, %	4			
1.9. Транспортный налог, %	1			
2. Налоги и платежи				
2.1. Налог на добычу полезных ископаемых, тыс. р.	60000			
2.2. Плата за землю, тыс. р., (стр. 1.4 x стр. 1.3)	124,7			
2.3. Транспортный налог, тыс. р., (стр. 1.9 x стр. 1.2)	15000			
2.4. Экологические платежи, тыс. р.	360			
2.5. Платежи за пользование водными ресурсами, тыс. р.	26,1			
3. Прочие затраты, тыс. р., (стр. 1.7 x стр. 1.1)	33780			
ИТОГО	109291			

Расчет внепроизводственных расходов сведен в табл. 6.15

Таблица 6.15 – Расчет внепроизводственных расходов

Показатели	Значения по годам расчетного периода		
	4	5	6
1. Исходные данные			
1.1. Стоимость перевозки 1 т/км по пути ПТУ, р./т·км	0,8	0,8	0,8
1.2. Длина транспортировки по пути ПТУ, км	7	7	7
1.3. Объем перевозки по пути ПТУ, тыс. т	3000	3000	3000
1.4. Стоимость перевозки по пути МПС, р./т	38	38	38
1.5. Затраты, связанные со сбытом, %	1,5	1,5	1,5
1.6. Стоимость товарного угля, тыс. р.	116267	116267	116267
2. Внепроизводственные расходы, тыс. р.	153300	153300	153300
2.1. Расходы на перевозку угля по пути ПТУ, тыс. р., (стр. 1.1 x стр. 1.2 x стр. 1.3)	16800	16800	16800
2.2. Расходы на перевозку угля по пути МПС, тыс. р., (стр. 1.4 x стр. 1.3)	114000	114000	114000
2.3. Затраты на сбыт угля, тыс. р.	2250,0	2250,0	2250,0

Результаты расчета затрат по себестоимости сводятся в таблицу 6.16, а расчет выручки от реализации продукции в таблицу 6.17.

Таблица 6.16 – Затраты на производство и реализацию продукции

Показатели	Затраты		Структура затрат %
	тыс. р.	На 1 т, р.	
1. Материальные затраты	161294	53,77	
1.1. Материалы	78870	26,29	
1.2. Топливо	3840	1,28	
1.3. Электроэнергия	45144	15,05	
1.4. Услуги производственного характера	12410	4,14	
1.5. Прочие материальные затраты	21030	7,01	
2. Оплата труда	97294	32,43	
3. Начисления на оплату труда	39634	13,21	
4. Амортизация	378743	126,2	
5. Прочие затраты	109291	36,4	
6. Внепроизводственные расходы	116267	38,75	
7. Полная себестоимость	1102630	367,94	
Итого	902523	300841	100

Таблица 6.17 – Программа реализации угольной продукции (работ, услуг) и выручка от реализации

Показатели	Значения по годам расчетного периода		
	2007	2008	2009
1. Объем реализации, тыс. т	3000	3000	3000
2. Цена реализации, р.	500	500	500
3. Выручка от реализации, тыс. р.	1500000	1500000	1500000
4. НДС (20 % от стр. 3)	300000	300000	300000
5. Выручка от реализации с НДС, тыс. р.	1800000	1800000	1800000

Реализация расчета показателей эффективности представлена в таблице 6.18.

Таблица 6.18 – Техничко-экономические показатели строительства шахты «Междуреченская»

Показатели	По шахте-эталону (фактически)	По проекту	Изменение проекта к эталону
Объём добычи за год, тыс. т	2400	3000	600
Объём добычи за сутки, т	6800	10000	3200
Число рабочих дней в году, дн.	353	300	- 53
Промышленные запасы угля, тыс. т	156000	156000	
Численность работников шахты, чел. в том числе рабочих	2500 2260	1109 976	- 1391 - 1384
Среднемесячная производительность труда одного рабочего по добыче, т	194	256	62
Отпускная цена за 1 т угля, р./т	514	514	
Себестоимость 1т угля, р.	438	344	- 68
Годовая прибыль шахты, тыс. р.	182400	236174	54774
Рентабельность продаж, %	13,9	15	1,1
Сметная стоимость строительства, тыс. р.		3291000	
Объём инвестиций, тыс. р. в том числе собственных заёмных		2562000 22000 2540000	
Показатели эффективности инвестиций: - чистый дисконтированный доход, тыс. р - рентабельность инвестиций (индекс доходности), % - внутренняя норма доходности, % - срок окупаемости инвестиций, лет - дисконтированный срок окупаемости, лет		1468319 12 22 7,1 7,4	

Сравнение проектных показателей с фактическими подтверждает эффективность строительства шахты. В проекте достигнуто увеличение добычи угля на 600 тыс. т, среднемесячной производительности труда рабочих на 62 т и снижение себестоимости добываемого угля на 68 р./т.

6.2. Экономическая эффективность технического перевооружения шахты «Орловская»

6.2.1. Общие сведения о шахте «Орловская»

Поле шахты "Орловская" расположено в Ленинском геолого-экономическом районе Кузбасса. На шахте работает один очистной забой с нагрузкой 400 тыс. т. угля в год. Необходимо обеспечить проектную мощность шахты 900 тыс. тонн угля в год работой одного очистного забоя по вводимому в эксплуатацию пласту Красногорскому.

Шахтное поле вскрыто до гор. +100 м двумя наклонными стволами – грузовым и людским по пласту Несложному, двумя уклонами по пласту Тонкому и путевым бремсбергом по пласту Несложному. Грузовой и вентиляционный стволы длиной по 670 м, сечением в свету по 9 м² закреплены металлической арочной крепью.

Южное крыло шахты до гор. +100 м вскрыто бремсбергом № 2, сечением в свету 10-12 м², длиной 600 м, закрепленным металлической арочной крепью.

Система разработки пластов – длинные столбы по простиранию с полным обрушением пород кровли. Добыча из очистного забоя производится комплексом типа ОКП. Проведение подготовительных выработок осуществляется комбайнами ГПКС.

На шахте «Орловская» осуществлена полная конвейеризация транспортирования угля от забоя до поверхности. Главный ствол и северный основной штрек оборудованы ленточными конвейерами 2Л100У-01, южный концентрационный штрек – ленточными конвейерами 2Л100У-01 и КЛК-1000. По конвейерному бремсбергу № 2 пласта Несложного установлен ленточный конвейер 1ЛТ-80. На конвейерном штреке очистного забоя в проекте рассматриваются ленточные конвейеры 1ЛТ-80 или КЛК-1000.

Материалы и оборудование доставляются в вагонетках ВГ-3,3 или на площадках типа ВП-3,3 по рельсовому пути путевого бремсберга № 2 пласта Несложного до гор. +100 м подъемной машиной ЛВ-25, затем лебедками ЛВ-34 по вентиляционному квершлагу и далее по путевому бремсбергу № 2 пласта Красноорловского.

По газу метану шахта отнесена к 1 категории, пласты опасны по угольной пыли, уголь склонен к самовозгоранию. В настоящее время в работе находится водоотлив с 6 насосами ЦНС300-180. Емкость водосборников составляет 3100 м³.

Из шахты уголь выдается по наклонному грузовому стволу ленточным конвейером 2Л-100У на поверхность. Далее уголь перегружается на систему ленточных конвейеров КЛК-1000, 1Л-100К. Уголь с выделенными классами 0-50 мм и +50 мм транспортируется на склад. Выгрузка угля со склада и доставка к погрузке производится ленточным конвейером 1Л100К. Суточная отгрузка угля в среднем составляет 1500 т.

Подъездной путь к шахтоуправлению примыкает к железнодорожному пути на разрез Моховский и имеет протяженность 4,1 км.

Внешнее электроснабжение потребителей шахты "Орловская" осуществляется по двум воздушным линиям 6 кВ от подстанции 110/35/кВ "Моховская". Распределение электроэнергии осуществляется через поверхностную подстанцию 6/0,4 кВ с Ру-6 кВ. Потребители на подземных горных работах запитаны через скважины напряжениями 6 и 0,6 кВ.

Для подачи в шахту свежего воздуха на промплощадке имеется нагнетательная вентиляторная установка в блоке с калориферной, оборудованная 2 вентиляторами типа В1ПЦ-16 с асинхронными электродвигателями АО-102-6МУ мощностью 125 кВт, 1000 об/мин, 380 В.

Шахтные воды в количестве 350 м³/ч нормального притока насосами ЦНС300/120 подаются по трубопроводам в очистные сооружения, представляющие собой два отстойника емкостью 6600 м³ и 12500 м³.

Административно-бытовой комбинат представляет двухэтажное здание в плане 43х15 м.

В настоящее время на промплощадке шахты имеются здания и сооружения ремонтно-складского комплекса: механический цех, гараж, материальный склад модульного типа, склад леса и крупногабаритного оборудования с козловым краном, лесопильный склад, склад ГСМ, участковые подсобные помещения, открытый склад песка и щебня.

Проектом намечено техническое перевооружение действующих очистных забоев, подготовка новых выемочных полей с увеличением параметров (длины по простиранию до 1200 м, по падению – до 150 м), применение высокопроизводительной техники, крепи «Глиник», комбайна ГШ 68, лавного конвейера «Анжера-26», перегружателя «Грот», ленточного конвейера «Гварек» и другое оборудование.

6.2.2. Выбор и расчет исходных данных для реализации проекта программе «Оценка инженерных решений»

Необходимые исходные данные формируются согласно рекомендаций, изложенных в разделах методической части и включают показатели по сметной стоимости строительства при техническом перевооружении, себестоимости и нормативные показатели, заимствованные из справочных и фактических данных действующей шахты.

Длительность интервала планирования принимается 360 дней, срок жизни проекта 5 лет, предполагаемый темп инфляции – 0,6 % в месяц. Уголь марки ЖР реализуется в объемах в базовом варианте (году, предшествующем осуществлению проекта перевооружения) в 2011 году – 415,2 тыс. т, в планируемом проектном периоде – 680 тыс. т в год.

Объемы капитальных затрат на горные работы определены по укрупненным показателям (таблица 6.19).

Таблица 6. 19 – Капитальные затраты на горные работы

Наименование объектов	Объем работ	Стоимость единицы, тыс. р.	Общая стоимость по прямым нормируемым затратам, тыс. р.
ГЛАВА 2			
Путевой бремсберг, м ³	500	0,90	450
Конвейерный бремсберг, м ³	500	0,90	450
Вентиляционный штрек лавы 1, м ³	12000	0,52	6240
Конвейерный штрек лавы 1, м ³	14400	0,52	7488
Монтажная камера лавы 1, м ³	2250	0,62	1395
Полная сметная стоимость затрат на горные работы по лаве 2, тыс. р.			16023

Объемы работ по подготовке и реализации проекта заимствованы из технической части проекта и представлены календарным графиком в таблице Затраты на приобретение и монтаж оборудования, расчеты в которой выполнены по ценам шахты (таблица 6.20).

Показатели по себестоимости определены по методике, изложенной в разделе 3, нормативам, сложившимся на шахте в базовом (2011 г.) периоде. В составе затрат учтены все элементы производственной и полной себестоимости, сформировавшихся на данном горном предприятии.

Затраты на приобретение и монтаж оборудования определены по ценам шахты (таблица 6.21).

Таблица 6.21– Капитальные затраты на оборудование

Наименование оборудования	Количество	Затраты, тыс. р.			Годовая норма амортизации	Амортизационные отчисления за год, тыс. р.	Общая сметная стоимость, тыс. р.
		стоимость приобретения		монтажные работы			
		единицы	всего				
ГЛАВА 2 Оборудование очистных работ:							
Комбайн 1 ГШ 68, шт.	1	2978,4	2978	58	22,2	674,0	3036
Скребковый онвейер «Анжера 26», шт.	1	745	745	15	8,28	62,9	760
Перегрузатель «Грот», шт.	1	184	184	4	6,6	12,4	188
Ленточный конвейер «Гварек», шт.	1	1377	1377	27	16,08	225,8	1404
Крепль «Глинник», шт.	150	32,6	4890	10	33,24	1628,8	4900
Маслостанция СНТ-32, шт.	2	174	348	7	33,24	118,0	355
Лебедка ЛВ-25, шт.	1	94	94	2	31,32	30,1	96
Крепль сопряжения, шт.	4	167	668	13	22,2	151,2	681
Насос 1В 20/10, шт.	2	13	26	1	18,0	4,9	27
Трансформатор, шт.	2	11	22	1	24,0	5,5	23
Дробилка, шт.	1	163	163	3	18,0	29,9	166
Всего			11495	141	25,3	2943,5	11636

Прямые затраты в базовом периоде задаются по фактическим отчетным данным. В планируемом периоде расход материальных затрат определяется с учетом расчетного коэффициента изменения затрат

$$K_{zi} = d_{ni} \cdot (D_n / D_v - 1) + 1 = 0,4217 \cdot (680/415,2 - 1) + 1 = 1,2689 ,$$

где K_{zi} – расчетного коэффициента изменения затрат; d_{ni} – доля постоянных затрат в базовом периоде; D_n – объем реализации угля в плановом периоде, тыс. т; D_v – объем реализации угля в базовом периоде, тыс. т.

Коэффициент изменения затрат принимается ко всем материальным затратам, кроме «Топливо». По элементу «Топливо»

корректировка при изменении объема производства не проводится, так как эти затраты постоянные.

Численность и фонд заработной платы в базовом варианте принимается по фактическим данным (2011г).

Расчет прямых материальных затрат сведен в таблицу 6.22 (раздел «Прямые материальные затраты» программы).

Таблица 6.22 – Прямые материальные затраты

Показатели	Годы						
	нулевой	базовый	эксплуатационные				всего
			1	2	3	4	
1	2	3	4	5	6	7	8
Лесные материалы							
Расход, м ³	0	1175	1491	1491	1491	1491	7139,0
Цена за м ³ (без НДС), тыс. р.	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	638,0	809,6	809,6	809,6	809,6	3876,5
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	127,6	161,9	161,9	161,9	161,9	775,3
Взрывчатые материалы							
Расход, кг	0	1161	1473	1473	1473	1473	7053,0
Цена за кг (без НДС), тыс. р.	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	111,5	141,4	141,4	141,4	141,4	677,1
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	22,3	28,3	28,3	28,3	28,3	135,4
Средства взрывания							
Расход, шт.	0	4318	5479	5479	5479	5479	26234,0
Цена за шт. (без НДС), тыс. р.	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	155,4	197,2	197,2	197,2	197,2	944,4
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	31,1	39,4	39,4	39,4	39,4	188,9
Запасные части							
Расход, шт.	0	1905	2417	2417	2417	2417	11573,0
Цена за шт (без НДС), тыс. р.	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	1905	2417,0	2417,0	2417,0	2417,0	11573,0
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	381,0	483,4	483,4	483,4	483,4	2314,6
Малоценные и быстроизнашивающиеся предметы							
Расход, шт.	0	1600	2030	2030	2030	2030	9720,0
Цена за шт (без НДС)	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	1600	2030,0	2030,0	2030,0	2030,0	9720,0
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	320	406,0	406,0	406,0	406,0	1944,0
Металлическая и железобетонная крепь							
Расход, т	0	300	381	381	381	381	1824,0
Цена за т (без НДС), тыс. р.	7,0	7,0	7,0	7,0	7,0	7,0	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	2100	2667,0	2667,0	2667,0	2667,0	12768,0
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	420	533,4	533,4	533,4	533,4	2553,6
Прочие							
Расход, шт.	0	6410	7752	7752	7752	7752	37418,0
Цена за шт. (без НДС), тыс. р.	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	32050	38760	38760	38760	38760	187090,0
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	6410	7752	7752	7752	7752	37418,0

Продолжение таблицы 6.22

1	2	3	4	5	6	7	8
Топливо							
Расход, т	0	4896	4896	4896	4896	4896	24480,0
Цена за т (без НДС), тыс. р.	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	2046,5	2046,5	2046,5	2046,5	2046,5	10232,6
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	406,3	406,3	406,3	406,3	406,3	2046,5
Электроэнергия							
Расход, тыс. кВт*ч.	0	6514	8265	8265	8265	8265	39574,0
Цена за тыс. кВт*ч. без НДС), тыс. р.	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	4839,9	6140,9	6140,9	6140,9	6140,9	29403,5
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	968,0	1228,2	1228,2	1228,2	1228,2	5880,7
Электроэнергия							
Расход, тыс. кВт*ч.	0	6514	8265	8265	8265	8265	39574,0
Цена за тыс. кВт*ч. без НДС), тыс. р.	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	4839,9	6140,9	6140,9	6140,9	6140,9	29403,5
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	968,0	1228,2	1228,2	1228,2	1228,2	5880,7
Услуги производственного характера							
Расход, шт.	0	10160	12872	12872	12872	12872	61648,0
Цена за шт. (без НДС), тыс. р.	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	
Затраты (без НДС), тыс. р.	0,0	10160	12872,0	12872,0	12872,0	12872,0	61648,0
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	2032,0	2574,4	2574,4	2574,4	2574,4	12329,6
=Прямые материальные затраты, тыс. р.	0,0	55606,4	68081,7	68081,7	68081,7	68081,7	327933,1
=НДС к затратам, тыс. р.	0,0	11121,3	13616,3	13616,3	13616,3	13616,3	65586,6

В проекте на счет сокращения числа одновременно работающих очистных забоев и технического перевооружения численность подземных рабочих уменьшается на 65 человек (табл. 6.23).

Таблица 6.23 – Расчет численности и заработной платы и отчислений на социальные нужды

Показатели	Годы						
	нулевой	базовый	эксплуатационные				всего
			1	2	3	4	
1	2	3	4	5	6	7	8
Основной производственный персонал							
Рабочие подземные, чел	0	352	287	287	287	287	
Месячный оклад, тыс. р.	8,2	8,2	8,2	8,2	8,2	8,2	
Численность, чел	0	352	287	287	287	287	
Зарплата основного производственного персонала, тыс. р.	0,0	34636	28240	28240	28240	28240	147600
Отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	15274	12454	12454	12454	12454	65091

Продолжение таблицы 6.23

1	2	3	4	5	6	7	8
Вспомогательный производственный персонал							
Рабочие поверхности, чел	0	174	174	174	174	174	
Месячный оклад, тыс. р.	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	
Численность, чел	0	174	174	174	174	174	
Зарплата вспомогательного персонала, тыс. р.	0,0	6715	6715	6715	6715	6715	33575
Отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	2961,3	2961,3	2961,3	2961,3	2961,3	14806,6
Административно-управленческий персонал							
Руководители, специалисты, служащие, чел	0	136	122	122	122	122	
Месячный оклад, тыс. р.	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	
Численность, чел	0	136	122	122	122	122	
Заработная плата АУП, тыс. р.	0,0	8160,0	7320,0	7320,0	7320,0	7320,0	37440,0
Отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	3598,6	3228,1	3228,1	3228,1	3228,1	16511,0
Сбытовой персонал							
Работники отдела маркетинга и сбыта, чел	0	10	10	10	10	10	
Месячный оклад, тыс. р.	2,8	2,8	2,8	2,8	2,8	2,8	
Численность, чел	0	10	10	10	10	10	
Заработная плата сбытового персонала, тыс. р.	0,0	337,7	337,7	337,7	337,7	337,7	1688,4
Отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	148,9	148,9	148,9	148,9	148,9	744,6
Прочий персонал							
Работники непромышленной группы, чел	0	9	9	9	9	9	
Месячный оклад, тыс. р.	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	
Численность, чел	0	9	9	9	9	9	
Заработная плата прочего персонала, тыс. р.	0,0	270,0	270,0	270,0	270,0	270,0	1350,0
Отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	119,1	119,1	119,1	119,1	119,1	595,4
Итого численность, чел	0	681	602	602	602	602	
Итого заработная плата, тыс. р.	0,0	50119,5	42883,5	42883,5	42883,5	42883,5	221653,4
Итого отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	22102,7	18911,6	18911,6	18911,6	18911,6	97749,2

Расчет себестоимости и полных производственных затрат сводится в таблицу 6.24.

Таблица 6.24 – Расчет себестоимости продукции

Показатели	Годы						Всего
	нуле- вой	базовый	эксплуатационные				
			1	2	3	4	
1	2	3	4	5	6	7	8
Прямые материальные затраты, тыс. р.	0,0	55606,4	68081,7	68081,7	68081,7	68081,7	327933,1
Зарплата основного производственного персонала, тыс. р.	0,0	34636,8	28240,8	28240,8	28240,8	28240,8	147600,0
Зарплата основного производственного персонала, тыс. р.	0,0	34636,8	28240,8	28240,8	28240,8	28240,8	147600,0
Отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	15274,8	12454,2	12454,2	12454,2	12454,2	65091,6
Общехозяйственные расходы							
Зарплата вспомогательного персонала, тыс. р.	0,0	6715,0	6715,0	6715,0	6715,0	6715,0	33575,0
Отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	2961,3	2961,3	2961,3	2961,3	2961,3	14806,6
Прочие общехозяйственные расходы, тыс. р., (5 % от зарплаты и отчислений)	0,0	6062,9	6234,4	6234,4	6234,4	6234,4	31000,3
Итого общехозяйственные расходы, тыс. р.	0,0	15739,2	15910,7	15910,7	15910,7	15910,7	79382,0
НДС к прочим общехозяйственным расходам, тыс. р.	0,0	1212,6	1246,9	1246,9	1246,9	1246,9	6200,1
Итого прямые затраты, тыс. р.	0,0	121257,2	124687,4	124687,4	124687,4	124687,4	620006,7
Административные расходы							
Заработная плата АУП, тыс. р.	0,0	8160,0	7320,0	7320,0	7320,0	7320,0	37440,0
Отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	3598,6	3228,1	3228,1	3228,1	3228,1	16511,0
Заработная плата прочего персонала, тыс. р.	0,0	270,0	270,0	270,0	270,0	270,0	1350,0
Отчисления на социальные нужды (тыс. р)	0,0	119,1	119,1	119,1	119,1	119,1	595,4
Прочие административные расходы, тыс. р. (5 %)	0,0	6062,9	6234,4	6234,4	6234,4	6234,4	31000,3
Итого административные расходы, тыс. р.	0,0	18210,5	17171,6	17171,6	17171,6	17171,6	86896,7
НДС к прочим административным расходам, тыс. р.	0,0	1212,6	1246,9	1246,9	1246,9	1246,9	6200,1

Продолжение таблицы 6.24

1	2	3	4	5	6	7	8
Сбытовые расходы							
Заработная плата сбытового персонала, тыс. р.	0,0	337,7	337,7	337,7	337,7	337,7	1688,4
Отчисления на социальные нужды, тыс. р.	0,0	148,9	148,9	148,9	148,9	148,9	744,6
Прочие сбытовые расходы, тыс. р., (5 %)	0,0	6124,2	12410,0	12410,0	12410,0	12410,0	55764,2
Итого сбытовые расходы, тыс. р.	0,0	6610,8	12896,6	12896,6	12896,6	12896,6	58197,2
НДС к прочим сбытовым расходам, тыс. р.	0,0	1224,8	2482,0	2482,0	2482,0	2482,0	11152,8
Итого операционные расходы, тыс. р.	0,0	146078,5	154755,5	154755,5	154755,5	154755,5	765100,6
Амортизационные отчисления, тыс. р.	0,0	7208,2	10117,2	10117,2	10117,2	10117,2	47676,9
Проценты, включаемые в себестоимость, тыс. р.	0,0	4455,5	4148,1	2765,4	1382,7	0,0	12751,6
Итого себестоимость, тыс. р.	0,0	157742,1	169020,8	167638,1	166255,4	164872,7	825529,0
Проценты, не включаемые в себестоимость, тыс. р.	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Прочие текущие затраты, тыс. р.	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
НДС к прочим текущим затратам, тыс. р.	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Итого полные производственные затраты, тыс. р.	0,0	157742,1	169020,8	167638,1	166255,4	164872,7	825529,0
Итого НДС к себестоимости, тыс. р.	0,0	14771,3	18592,1	18592,1	18592,1	18592,1	89139,6
Итого НДС к полным производственным затратам, тыс. р.	0,0	14771,3	18592,1	18592,1	18592,1	18592,1	89139,6

Расчет постоянных активов сводится в табл. 6.25. При этом ввод стоимости постоянных активов действующей шахты осуществляется в нулевом периоде (перед базовым – 2006 г.) по данным шахты, капитальных затрат в базовом периоде.

Продолжение таблицы 6.25

1	2	3	4	5	6	7	8
Амортизационные отчисления, тыс. р.	0,0	0,0	2909,0	2909,0	2909,0	2909,0	11636,0
Здания и сооружения, не связанные с отработкой запасов:							
Прочие основные фонды:							
№ интервала ввода в действие (№=1) и график оплаты, %	100%	0%	0%	0%	0%	0%	
Затраты на приобретение (без НДС), тыс. р.	1080,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	1080,0
НДС к затратам, тыс. р.	216,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	216,0
Норма амортизации, %	5%	5%	5%	5%	5%	5%	
Амортизационные отчисления, тыс. р.	0,0	54,0	54,0	54,0	54,0	54,0	270,0
№ интервала ввода в действие (№=1) и график оплаты, %	0%	100%	0%	0%	0%	0%	
Затраты на приобретение (без НДС), тыс. р.	0,0	11636,0	0,0	0,0	0,0	0,0	11636,0
НДС к затратам, тыс. р.	0,0	2327,2	0,0	0,0	0,0	0,0	2327,2
Норма амортизации, %	25%	25%	25%	25%	25%	25%	
Амортизационные отчисления, тыс. р.	0,0	0,0	2909,0	2909,0	2909,0	2909,0	11636,0
Итого постоянные инвестиционные затраты, тыс. р.	76665,0	11636,0	0,0	0,0	0,0	0,0	88301,0
Итого НДС к затратам, тыс. р.	15333,0	2327,2	0,0	0,0	0,0	0,0	17660,2
Итого амортизационные отчисления, тыс. р.	0,0	7208,2	10117,2	10117,2	10117,2	10117,2	47676,9

Все остальные данные вводятся в программу по рекомендуемой методике (таблица 6.26).

Таблица 6.26 – Техничко-экономические показатели технического перевооружения на шахте «Орловская»

Показатели	Фактически	По проекту	Изменение проекта к факту
Объём добычи за год, тыс. т	5016	5200	184
Объём добычи за сутки, т	14210	14730	520
Объём вскрышных работ, тыс.м ³	26508	27560	1052
Число рабочих дней в году, дн.	353	353	-
Промышленные запасы угля, тыс. т	158000	15800	-
Численность работников шахты, чел. в том числе рабочих	3662 3114	2816 2327	-846 -787
Среднемесячная производительность труда одного рабочего по добыче, т/мес.	134	186	52
Отпускная цена за 1 т угля, р./т	446	513	67
Себестоимость 1т угля, р.	325	290	35

Продолжение таблицы 6.26

Годовая прибыль шахты от реализации угля, тыс. р.	44303	236174	191871
Рентабельность продаж, %	19,8	32,3	12,5
Сметная стоимость совершенствования ВР, тыс. р.		175000	
Объём инвестиций, тыс. р. в том числе: собственных заёмных		175000 100000 75000	
Показатели эффективности инвестиций: - чистый дисконтированный доход, тыс. р - рентабельность инвестиций, % - внутренняя норма доходности, % - срок окупаемости инвестиций, лет - дисконтированный срок окупаемости инвестиций, лет		5373353 12 12 22 7,1 7,4	

6.3. Экономическая эффективность технического перевооружения разреза «Усинский»

6.3.1. Исходные условия

Разрез «Усинский» ведет добычу угля на двух территориально изолированных участках: на основном поле и геологическом участке «Сибиргинский» размерами по простиранию 6 км и вкрест простирания 1,75 км.

Подсчет запасов угля по разрезу произведен по минимальной мощности пласта для коксующихся углей – 0,7 м, а для энергетических – 10 м, максимальной зольности с учетом 100% засорения породными прослоями – 30 %.

Отработка угольных пластов осуществляется по следующим технологическим схемам:

- в зоне транспортной системы обрабатывается наклонными и горизонтальными слоями заходками шириной 20 м экскаваторами: ЭКГ-6, Зус, ЭКГ-8ус, ЕХ-1800 ЭШ-11/70 на автомобильный транспорт;
- в зоне бестранспортной системы пласты обрабатываются наклонными слоями экскаваторами ЭКГ-8ус, ЭКГ-8И с последующей заменой его на гидравлический экскаватор (обратная лопата) Ех-1800, на автомобильный транспорт заходками шириной 40 м.

Общие промышленные запасы принятые к отработке в проектных границах разреза составили по чистому углю – 104545 тыс. т., по

угольной массе – 116244 тыс. т. Мощность пластов составляет 0,98-9,55 м, междупластий – 18-37 м.

Высота вскрышных уступов составляет 15-34 м. Рабочий угол откоса добычного уступа составляет 75 %; устойчивый угол откоса равен 51 %. Зачистка угольных пластов на контакте, их с породой осуществляется бульдозером ДЗ-141.

Настоящим проектом сохраняется на вскрышных работах вращательный способ бурения с применением станков шарошечного бурения ЗСБШ-200-60. Диаметр бурения составляет в зонах: транспортной системы разработки – 215 мм, бестранспортной – 244 мм.

Для обеспечения короткозамедленного взрывания применяются РП-8 с замедлением 20, 35, 50 мс и СИНВ-П с замедлением 20, 30, 45 мс. Расход ВВ для разных условий: автомобильная вскрыша – 0,85 кг/м³; железнодорожная вскрыша – 0,95 кг/м³; бестранспортная вскрыша – 1,00 кг/м³. Средний расход ВВ по разрезу равен 0,93 кг/м³.

Буровые работы производятся 355 дней в году по две смены продолжительностью 12 часов. Взрывные работы осуществляются – в первую смену.

Для доставки ВВ со склада ВМ и механизированного заряжания скважин используется одна зарядная машина МЗ-4, для забойки скважин – одна забоечная машина ЗС-1М.

Для каждого экскаватора создается 15-суточный запас взорванной горной массы. В течение месяца на разрезе производится восемь массовых взрывов. В каждой технологической зоне в течение месяца производится по два взрыва с интервалом 14-15 сут.

Режим работы разреза – 355 дн., 2 смены по 12 ч.

Перевозка горной массы осуществляется автосамосвалами грузоподъемностью 110, 120 и 130 т. Типа БелАЗ.

На перевозке вскрышных пород используются тяговые агрегаты ОПЭ-1 и думпкары 1С-105 грузоподъемностью 105 т. Руководящий уклон железнодорожных путей – 40 %. Количество думпкаров в составе – 8-12 штук. Емкость кузова одного думпкара в целике – 40 м³, емкость породного состава – 320-480 м³. Руководящий уклон железнодорожных путей разреза – 40 %. Минимальный радиус кривых постоянных путей – 150 м, передвижных – 200 м.

Верхнее строение путей: тип рельсов Р65, шпалы деревянные тип II, количество шпал на один км – 1840 шт. Толщина щебеночного балластного слоя под шпалой на передвижных путях – 20 см.

Показатели работы разреза «Усинский» за 2010 г. представлены в таблице 6.27.

Таблица 6.27 – Техничко-экономические показатели

Показатель	Всего	На 1 т добычи	Структура, %
1	2	3	4
Производственная мощность, тыс. т	5000		
Добыча, тыс. т	5016		
в т.ч. коксование	2910		
ОС	2005		
КС	905		
Вскрыша общая, тыс. м ³	32562		
в т.ч.: на ж/д транспорт	14310		
на автомобильный транспорт	13503		
бестранспортная	4749		
Горная масса, тыс. м ³	36251		
Грузооборот по МПТУ, тыс. м ³	542693		
Грузооборот по автобазе, тыс. м ³	124642		
Среднесуточная добыча, т	13740		
Коэффициент вскрыши	6,49		
Основные фонды, тыс.р.	1519495		100
в т.ч. здания	121329		7,98
сооружения	268514		17,67
машины и оборудование	539925		35,53
транспортные средства	584051		38,44
инструмент и инвентарь	5679		0,37
Численность, всего, чел.	3655		100
в т.ч. ППП	3543		96,94
рабочие	3007		82,27
ИТР	540		14,77
непромышленная группа	108		2,95
Производительность труда рабочего, т	148		
Трудоемкость, ч./ 1000 т	7		
Фонд оплаты труда, тыс.р.	318501		
Среднемесячная зарплата работников	7806		
Среднемесячная зарплата машиниста экскаваторов	10101		
Среднемесячная зарплата машиниста локомотива	8946		
Среднемесячная зарплата водителя автомобиля	9373		
Материальные затраты, тыс.р.	571994	114,02	52,73
в т.ч. материалы:	420004	83,73	38,72
в т.ч. лесные	126	0,03	0,01
запасные части	104877	20,91	9,67
ГСМ	126292	25,18	11,64
износ автошин	32342	6,45	2,98
рельсы	1304	0,26	0,12
кабель	3599	0,72	3,39
канат	9103	1,82	0,84

Продолжение таблицы 6.27

1	2	3	4
щебень	4351	0,87	0,4
прочие материалы	25360	5,06	2,34
налог на недра	52586	10,48	4,85
топливо	3023	0,6	0,27
электроэнергия	54777	10,92	5,05
услуги промышленного характера	41524	8,28	3,83
Оплата труда	229542	45,76	21,16
Единый социальный налог	79696	15,89	7,35
Амортизация	52979	10,56	4,88
Прочие денежные расходы	142918	28,49	13,17
Внепроизводственные расходы	7590	1,51	0,7
Полная себестоимость	1084649	216,24	100
Товарная продукция, тыс.р	1516931		
Затраты на 1 р. товарной продукции	91,53		
Затраты по подразделениям, всего			100
в т.ч.: АУП			1,1
внепроизводственные расходы			13,4
ПТУ			1,5
автобаза			26,8
разрез			57,2
Реализация угля, тыс. р.	1514797		
Цена 1т отгруженного угля, р.		319,32	
Прибыль до налогообложения, тыс. р.	134124		
Чистая прибыль, тыс. р.	82076		
Оборотные активы, тыс. р.	404143		34,8

6.3.2. Разработка технологии и организации взрывных работ на базе новых взрывчатых веществ

В основном выделяют два основных типа комбинированных зарядов, формируемых из эмульсионного ВВ и ВВ простейшего состава «гранулит УП или НП».

Послойный комбинированный заряд применяется, когда нижнюю часть скважины заряжают "под столб воды" водоустойчивым эмульсионным ВВ и после дренирования воды (обычно на следующий день) дозаряжают неводоустойчивым ВВ простейшего состава. Как показали результаты применения таких зарядов, запаса энергии ВВ в верхней части скважины, т.е. «гранулита УП или НП», явно недостаточно в сравнении с энергетическими возможностями заряда в нижней части скважины («сибирит»).

Низкий КПД взрыва «гранулитов УП или НП» связан, в первую очередь, с использованием плотной гранулированной аммиачной селитры, удерживающая способность которой по отношению к

нефтепродукту изначально невелика и продолжает быстро снижаться в течение первых 1-2-х дней хранения заряда в скважине. Поэтому скорость детонации «гранулитов УП или НП» обычно находится на уровне 3 км/с, в то время как в зарубежных аналогах, использующих пористую аммиачную селитру, скорость детонации достигает 4 км/с. Соответственно, КПД взрыва «гранулитов УП или НП» также намного ниже потенциально достижимого уровня.

Комбинированный заряд коаксиального типа. Исходя из вышеизложенного, для того, чтобы поднять КПД взрыва «гранулитов УП или НП» необходимо «заставить» детонировать эти ВВ в режиме пересжатой детонации, когда взрывчатое превращение осуществляется при более высоких давлениях и с большей полнотой.

Эта возможность может быть реализована применением линейного инициатора детонации в заряде «гранулита УП или НП», когда по оси скважины размещается дополнительный заряд ВВ относительно небольшого диаметра (в виде шланга или гирлянды), скорость детонации которого существенно превышает стационарную скорость детонации «гранулита УП или НП».

Как показывают научные исследования, комбинированный заряд коаксиального типа может быть механизировано сформирован при одновременной подаче в скважину (сверху) «сибирита» и «гранулита УП или НП» и представляет собой систему «цилиндр в цилиндре», где осевой заряд «сибирита» окружен «гранулитом УП или НП». Формирование заряда такой конфигурации происходит естественным путем, т.к. перемешиванию фаз препятствует высокая вязкость эмульсии, обеспечивающая неразрывность эмульсионного заряда. На рис. 6.3.1 представлена схема закладки комбинированного заряда.

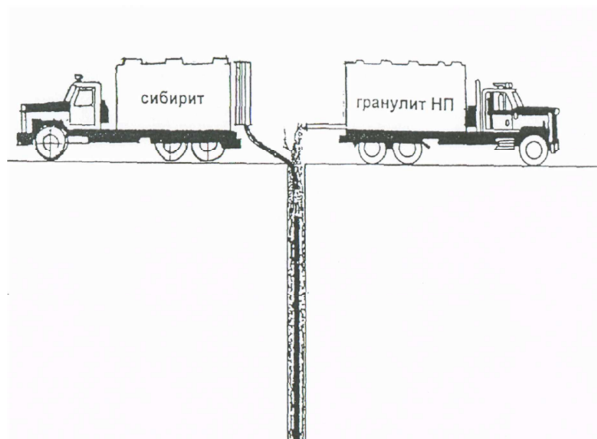


Рис. 6.3.1. Схема закладки комбинированного заряда

Основными параметрами, в наибольшей степени определяющими эффективность взрыва заряда ВВ в горной породе, являются объемная энергия E и скорость детонации D . При этом коэффициент мощности ВВ, представленный в виде $K = E \cdot D$, является комплексным показателем, учитывающим как количество выделяемой при взрыве заряда энергии, так и скорость ее высвобождения. При изготовлении и применении следует придерживаться следующих элементов. Сибириты-1200 – промышленные взрывчатые вещества 1 класса, изготавливаемые на местах применения в непатронированном виде, предназначенные для заряжания механизированным способом взрывных скважин с дневной поверхности и взрывания пород при любой степени обводненности во всех климатических условиях (кроме пород, которые при взаимодействии с водой образуют сильные кислоты и щелочи). Сибириты-1200 изготавливаются на местах применения в смесительно-зарядных машинах (СЗМ): "Нитро Нобель", МЗ-8 и МЗВ-20 и других, допущенных к постоянному применению, в соответствии с инструкцией по эксплуатации СЗМ. В состав сибиритов 1200 входят следующие элементы которые сгруппированы в таблице 6.28.

Таблица 6.28 – Состав сибиритов-1200

Наименование компонента	Норма для сибирита 1200 марки:		
	НМ	НГ	ИГ
1. Эмульсия сибирита-1200: в т.ч. (номинальное значение):			
Селитра аммиачная	74,1	77,0	76,2
Азотная кислота	-	до 0,3	до 0,3
Вода	15,2	15,7	15,5
Масло индустриальное	5,4	5,6	6
2. Микросферы	4	нет	нет
3. Нитрит натрия (сверх 100%)	нет	0,03-0,1	0,03-0,1

Изготовление сибирита-1200 марки НГ или ИГ производится в смесительно-зарядных машинах «Нитро Нобель», МЗ-8, МСЗ-20 и других, допущенных к постоянному применению, в процессе заряжания скважин путем смешения эмульсии с газогенерирующей добавкой (водным раствором нитрита натрия).

Изготовление сибирита-1200 марки НМ (смешение эмульсии с микросферами) производится на стационарной или модульной установке, после чего его загружают в смесительно-зарядную машину «Нитро Нобель», МЗ-8, МСЗ-20 или другую СЗМ, допущенную к по-

стоянному применению, для доставки к месту взрывных работ. Максимально допустимое время нахождения сибирита-1200 марки НМ в СЗМ-24 часа при сохранении температуры не ниже 65 С.

Плотность сибирита-1200 марки НГ или ИГ должна находиться в пределах 1200 (+,-) 100 кг/м³, сибирита-1200 марки НМ – в пределах 1250(+,-) 50 кг/м³.

Для обеспечения короткозамедленного взрывания применяются РП-Д замедлением 20,30, 45 м/с.

При расчетах необходимого количества ВВ расчетный удельный расход определяется с учетом поправочного коэффициента. Коэффициент эталона аммонита бЖВ равен 1,0. Расчетные коэффициенты эквивалентных зарядов ВВ, применяемых на разрезе равны: Сибирит2500 РЗ – 1,23; Сибирит1200 – 1,23; Гранулит НП – 1,14.

Таким образом, с внедрением новой технологии уменьшится срок ввода в эксплуатацию взорванного блока массива пород. Данное мероприятие позволит повысить производительность разреза, снизить затраты на взрывные работы и повысить эффективность производства и реализации продукции.

6.3.3. Экономическая оценка новой технологии взрывных работ

Оценка экономической эффективности внедрения нового взрывчатого вещества на базе ОАО «Междуречье» производилась по программе «Оценка инженерных решений»

При реализации проекта необходимы капитальные вложения в размере 64,8 млн. р., которые будут инвестированы в покупку машин по приготовлению взрывчатого вещества. Дополнительных капитальных затрат не требуется, так как буровое оборудование уже имеется в наличии, склады для хранения взрывчатого вещества уже существуют, численность рабочих останется также неизменной.

Результаты расчетов технико-экономических показателей: объем добычи угля, численность работников предприятия, среднемесячная производительность труда рабочего, себестоимость добычи, годовая прибыль шахты, объем инвестиций и рентабельность продаж, а так же показатели эффективности совершенствования взрывных работ на разрезе «Усинский» сведены в таблицу 6.29.

Таблица 6.29 – Техничко-экономические показатели совершенствования взрывных работ на разрезе «Усинский»

Показатели	Фактически	По проекту	Изменение проекта к факту
Объём добычи за год, тыс. т	5016	5200	184
Объём добычи за сутки, т	14210	14730	520
Объём вскрышных работ, тыс.м ³	26508	27560	1052
Число рабочих дней в году, дн.	353	353	-
Промышленные запасы угля, тыс. т	158000	15800	-
Численность работников шахты, чел.	3662	2816	-846
в том числе рабочих	3114	2327	-787
Среднемесячная производительность труда одного рабочего по добыче, т/мес.	134	186	52
Отпускная цена за 1 т угля, р./т	446	513	67
Себестоимость 1т угля, р.	325	290	35
Годовая прибыль шахты от реализации угля, тыс. р.	44303	236174	191871
Рентабельность продаж, %	19,8	32,3	12,5
Сметная стоимость совершенствования ВР, тыс. р.		175000	
Объём инвестиций, тыс. р.		175000	
в том числе:			
собственных		100000	
заёмных		75000	
Показатели эффективности инвестиций:			
- чистый дисконтированный доход, тыс. р		5373353	
- рентабельность инвестиций (индекс доходности), %		12	
- внутренняя норма доходности, %		12	
- внутренняя норма доходности, %		22	
- срок окупаемости инвестиций, лет		7,1	
- дисконтированный срок окупаемости инвестиций, лет		7,4	

Анализ полученных результатов позволяет сделать вывод о снижении суммы всех затрат (прямые затраты, себестоимость, полные производственные затраты) при одновременном росте выручки.

Часть III. СПРАВОЧНЫЕ ДАННЫЕ

III.1. Укрупненные показатели стоимости проведения горных выработок, зданий и сооружений

В справочных данных представлены показатели, необходимые для выполнения экономических расчетов. В составе раздела предусмотрена справочная информация: укрупненные показатели стоимости объектов строительства, средние цены и расход на материальные ресурсы и оборудование, нормативы нагрузок по выполняемым работам, нормативы численности работников, основные показатели работы горных предприятий.

При строительстве нового предприятия необходимо учитывать затраты, связанные с развитием социальной инфраструктуры и отчислениями в региональные и местные бюджеты. Для расчета затрат используются нормативные коэффициенты, которые указаны в учебных пособиях. Данными источниками также следует руководствоваться при расчете стоимости проведения горных выработок.

Средние цены на горно-шахтное оборудование установлены на основании статистической обработки данных горных предприятий, информационных источников заводов-изготовителей и индексов цен.

Расчетные цены не учитывают налог на добавленную стоимость (НДС), услуги по монтажу и наладке машин и механизмов. При определении сметной стоимости и затрат необходимо их учитывать в объемах, рекомендуемых в учебном пособии [2]. Укрупненные значения нормативов расхода материальных ресурсов применяются для формирования входных данных при оценке на ЭВМ эффективности инженерных решений в проекте строительства горных предприятий.

При определении себестоимости проведения 1 м выработки и добычи 1 т угля в очистном забое по элементу «оплата труда» необходимо использовать коэффициенты, учитывающие доплаты к тарифам рабочих.

Для формирования входных данных в оценке эффективности инженерных решений на ЭВМ при определении суммы оплаты труда можно использовать показатель средней заработной платы с применением к ней коэффициентов для: руководителей и специалистов – 2,2; подземных рабочих – 1,4; поверхностных рабочих – 0,8; сбытовому персоналу – 0,7; непроизводственному персоналу – 0,6.

Таблица III. 1.1 – Укрупненные показатели стоимости проведения горных выработок Кузнецкого бассейна на 01.01. 2012

Наименование выработок	Техническая характеристика выработки			Ед. измерения	Цена, тыс. р.
	сечение в свету, м ²	материал крепи	объем, м ³		
1	2	3	4	5	6
Скиповой ствол с армировкой диаметром:					
4,5 м	15,9	бетон	-	м	61,7
5,0 м	19,6	бетон	-	м	68,1
5,5 м	23,8	бетон	-	м	77,3
6,0 м	28,3	бетон	-	м	88,9
6,5 м	33,2	бетон	-	м	97,3
7,0 м	38,5	бетон	-	м	106,4
7,5 м	44,2	бетон	-	м	118,1
8,0 м	50,3	бетон	-	м	129,7
8,5 м	55,5	бетон	-	м	141,7
Клетевой ствол с армировкой и лестничным отделением диаметром:					
4,5 м	15,0	бетон	-	м	67,1
5,0 м	19,6	бетон	-	м	69,8
5,5 м	23,8	бетон	-	м	78,4
6,0 м	28,3	бетон	-	м	90,1
6,5 м	33,2	бетон	-	м	99,7
7,0 м	38,5	бетон	-	м	107,8
7,5 м	44,2	бетон	-	м	117,9
8,0 м	50,3	бетон	-	м	130,3
8,5 м	55,5	бетон	-	м	143,5
Вентиляционный ствол диаметром:					
до 7,0 м	-	бетон	-	м ³	2,84
до 8,0 м	-	бетон	-	м ³	2,74
Шурфы	-	метал.	-	м ³	1,26
Трубопровод сжатого воздуха в скиповом стволе	-	-	-	м ствола	2,11
Трубопровод центрального водоотлива, водопроводная и кабельная сеть в клетевом стволе диаметром:					
4,5-6,5 м	-	-	-	м ствола	4,42
7,0-8,5 м	-	-	-	м ствола	5,41
Околоствольные дворы	-	бетон	5200-15000	м ³	2,14
Горизонтальные выработки, проводимые по породе	5,4-9,3	бетон	-	м ³	2,14-2,03
	9,3-20,0	бетон	-	м ³	2,03-1,86
	5,4-9,3	метал. рамная	-	м ³	1,68-1,43
	9,3-2,0	метал. рамная	-	м ³	1,52-1,09

Продолжение таблицы III. 1.1

1	2	3	4	5	6
Горизонтальные выработки, проводимые по углю	5,4-9,3	дерево	-	м ³	1,6-1,54
	5,4-25,0	метал. анкер, решетка	-	м ³	1,24-1,09
Наклонные выработки, проводимые по породе	12,0-18,0	метал. рамная	-	м ³	2,44-2,38
	12,0-18,0	бетон	-	м ³	2,74-2,64
Наклонные выработки, проводимые по углю:					
с подрывкой породы до 50 %	5,4-12,7	метал. рамная крепь	-	м ³	2,38-2,29
с подрывкой породы до 50 %	5,4-12,7	метал. анкер	-	м ³	2,14-2,05
Наклонные выработки, проводимые по углю	5,7-12,7	метал. анкер	-	м ³	1,92-1,8
Скаты углеспускные	2,9-4,8	дерево	-	м ³	1,9-1,82
Печи разрезные	1,8-2,3	дерево	-	м ³	0,61-0,58
Монтажные камеры	12,0-25,0	метал. анкер	-	м ³	1,84-1,78
Депро противопожарного поезда в обособленной выработке со сводчатым перекрытием	6,6	бетон	205	м ³	2,24
	7,5-7,8	бетон	233-242	м ³	2,18
	8,5	бетон	264	м ³	2,09
Подземный диспетчерский пункт	-	бетон	32	м ³	2,3
Камера ожидания с ходками	-	бетон	203	м ³	235
Камеры скиповых стволов диаметром:					
5,5 м	-	бетон, ж/б*	391	м ³	2,84
6-7 м	-	бетон, ж/б*	436	м ³	2,89
Склады взрывчатых веществ емкостью:					
до 2160 кг	-	бетон, метал. арки	764	м ³	2,26
на 2160 кг	-	бетон, метал. арки	874	м ³	2,23
на 3240 кг	-	бетон, метал. арки	965	м ³	2,11
на 3960 кг	-	бетон, метал. арки	1475	м ³	2,01
Камера опрокидывателя и толкателя	-	ж/б*	562	м ³	2,78

Продолжение таблицы Ш. 1.1

1	2	3	4	5	6
Камера центральной подземной подстанции:					
для шахт с глубиной до 250 м:					
на 14 ячеек	-	бетон сводчатый	309	м ³	2,39
на 20 ячеек	-	бетон сводчатый	391	м ³	2,32
на 30 ячеек	-	бетон сводчатый	491	м ³	2,26
для шахт с глубиной более 250 м:					
на 14 ячеек	-	бетон с обратным сводом	309	м ³	2,74
на 20 ячеек	-	бетон с обратным сводом	391	м ³	2,77
на 30 ячеек	-	бетон с обратным сводом	491	м ³	2,77
Трансформаторная подстанция с ходками	-	бетон	411	м ³	2,74
	-	метал. ар- ки с ж/б* затяжкой	417	м ³	2,32
Насосная камера с ходками, резервуарами и водосборниками	-	бетон	1050- 1200	м ³	2,9
	-	бетон	1201- 1500	м ³	2,78
	-	бетон	1501- 1900	м ³	2,71
	-	бетон	1901- 3500	м ³	2,59
	-	бетон	3501- 4500	м ³	2,53
	-	бетон	4501- 5500	м ³	2,44
Участковая насосная камера с ходками и водосборниками	-	бетон	690	м ³	2,35
Зумпфовая водоотводная камера с ходка- ми и водосборниками	-	бетон	18	м ³	2,3
Камера для лебедок бремсбергов и уклонов с ходками и фундаментами	-	бетон	139	м ³	2,41
	-	бетон	204	м ³	2,34
	-	бетон	300	м ³	2,32
	-	бетон	460	м ³	2,29
	-	бетон	537	м ³	2,57
	-	метал.	204	м ³	2,2
	-	метал.	300	м ³	2,14
	-	метал.	460	м ³	2,11
	-	метал.	537	м ³	2,08

Окончание таблицы III. 1.1

1	2	3	4	5	6
Подземное депо для аккумуляторных электровозов со сводчатым перекрытием	-	бетон	1755	м ³	2,44
	-	бетон	2317	м ³	2,39
	-	бетон	2900	м ³	2,44
	-	бетон	8654	м ³	1,5
Сопряжение горных выработок	-	дерево	115-165	м ³	2,02-2,32
	-	метал.	150-219	м ³	2,06-2,44
Сопряжение горных выработок со сводчатым перекрытием	-	бетон	125-140	м ³	2,5
	-	ж/б*	215-232	м ³	2,44-2,5
Приемно-отправительные площадки	-	метал.	4270	м ³	0,34

ж/б* – железобетон.

Примечание: в показатели стоимости горных выработок включены прямые нормируемые затраты, для полной стоимости необходимо учитывать:

- а) общешахтные расходы 97-105% от прямых расходов;
- б) накладные расходы 28,3 % от прямых расходов;
- в) плановые накопления 8 % от суммы прямых и накладных расходов.

Таблица III. 1.2 – Укрупнённые показатели стоимости зданий и сооружений на шахтах Кузнецкого бассейна на 01.01.2012

Наименование объекта	Годовая мощность шахты, тыс. т	Объём работ, тыс. м ³	Основные крепёжные материалы	Стоимость 1 м ³ , р.
1	2	3	4	5
Блок главного ствола с одноканатными подъёмными машинами	1200	18,75	сборный железобетон	2016
	1200	11,0		2186
	1500 - 1800	20,4		2063
	1200	11,9		1898
Блок главного ствола с многоканатными подъёмными машинами	1200	24,7	монолитный железобетон	2002
	1200	32,45		2004
	1500 - 1800	25,6		1943
	1500 - 1800	34,1		1884
	1500 - 1800	39,2		1800
	1500 - 1800	47,2		1760
	2400 - 3000	49,73	сборный железобетон	1884
	2400 - 3000	55,0		1829
	2400 - 3000	44,4		1843
	2400 - 3000	55,0		1819
Блок вспомогательного ствола с многоканатными подъёмными машинами	1200	46,15	сборный железобетон	2121
	1500	51,0		2000
	1800	56,05		1958
	2400	60,95		1891
	3000	65,9		1688

Продолжение таблицы III. 1.2

1	2	3	4	5
Вентиляторная установка	1200 - 3000	4,25	сборный железобетон	1024
Отстойник шахтных вод с хлораторной емкостью:				
100 м ³	1200 - 3000	0,1	сборный железобетон	11905
150 м ³	1200 - 3000	0,15		9250
300 м ³	1200 - 3000	0,3		5642
400 м ³	1200 - 3000	0,4		5152
700 м ³	1200 - 3000	0,7		3942
Здания для подъемной машины:				
2x4x1,8	1200 - 1800	4,22	сборный железобетон	1080
2x5x2,3	1200 - 1800	4,32		1264
1x6x3,2	1200 - 1800	4,82		1174
2x6x3,2	1800 - 3000	5,23		1214
Блок подъемной машины 1x6x2,4 и вентиляционной установки	1200 - 3000	6,77		1643
Котельная	1200	4,62		2606
	1500	5,66		2906
	1800	7,0		3302
	2400 - 3000	8,2		3218
Пункт безбункерной погрузки угля	1200 - 3000	2,3		2995
Склад крепёжных материалов:				
типа КО-7	1200 - 3000	3,6	сборный железобетон	4276
типа КО-8	1200 - 3000	4,37		4315
типа КО-9	1200 - 3000	4,37		4568
типа КО-10	1200 - 3000	4,93		6754
типа КО-11	1200 - 3000	4,93		7174
Административно-бытовой комбинат с переходной галереей				
на 1400-2000 чел.	1200 - 3000	25,0	сборный железобетон	2388
на 2300 чел.	1200 - 3000	32		2206
на 2700 чел.	1200 - 3000	35,0		2186
на 3000 чел.	1200 - 3000	39,0		2112
на 3400 чел.	1200 - 3000	42,0		2085
на 3400 чел.	1200 - 3000	42,0		2086
Резервуар запаса воды емкостью:				
100 м ³	1200 - 3000	0,100	монолитный железобетон	2063
600 м ³	1200 - 3000	0,600		1708
800 м ³	1200 - 3000	0,800		1431
Внешняя сеть водопроводов из чугунных труб диаметром:				
200 мм	1200 - 3000	100 м ³ на 1000 м труб	сборный железобетон	2086
250 мм	1200 - 3000	то же		2656
Внешняя сеть водопровода из стальных труб диаметром:				
200 мм	1200 - 3000	то же	сборный железобетон	1961
250 мм	1200 - 3000	то же		2480

Окончание таблицы III. 1.2

1	2	3	4	5
Напорный канализационный коллектор				
из чугунных труб диаметром:				
200 мм	1200 - 3000	600 м ³ на 1000 т су- точной до- бычи	сборный железобетон	2124
300 мм	1200 - 3000	то же		1816
из асбоцементных труб диаметром:				
200-300 мм	1200 - 3000	то же	сборный железобетон	1174
500 мм	1200 - 3000	то же		1843
из керамических труб диаметром				
200 мм	1200 - 3000	то же	сборный железобетон	1364
300 мм	1200 - 3000	то же		1835
400 мм	1200 - 3000	то же		2120
500 мм	1200 - 3000	то же		2682
Автодороги за 1 км:				
1-й промышленной категории	-	-	-	7159
2-й промышленной категории	-	-	-	4786
3-й промышленной категории	-	-	-	2437
Подъездной ж/д путь за 1 м	-	-	-	9809
Стационарный ж/д путь за 1 м	-	-	-	7030
Ж/д путь узкой колеи за 1 м	-	-	-	1898
Здание поверхностной подстанции	1200 - 3000	6,2	сборный железобетон	2196
Блок-эстакада на промышленной площадке	1200 - 3000	21 - 30		2227

III.2. Средние цены на оборудование на 01.12.2011 (без НДС)

III.2.1. Оборудование шахт и рудников

Таблица III. 2.1.1 – Механизированные комплексы (шахты)

Комплекс		Секция крепи			
тип	длина, м	тип	шаг установки, м	вынимаемая мощность, м	цена, тыс. р.
1	2	3	4	5	6
KM-138	200	3M138И	1,5	1,4-2,1	684
				1,5-2,4	710
				1,6-2,6	696
				1,8-3,0	874
КМК-500	200	МК-500	1,5	1,3-2,5	440
КМК-700	250	МК-700	1,5	1,7-3,1	516
KM-142	150	M142	1,5	2,0-3,5	480
				3,0-5,0	712
KM-144	150-200	M144	1,5	2,0-3,2	717
				2,5-4,5	941
				3,6-5,5	1007

Продолжение таблицы III. 2.1.1

1	2	3	4	5	6
KM-171	200	M171	1,5	2,0-3,5	512
				2,4-4,2	560
				3,0-4,5	780
				3,6-5,5	920
1ОКП-70Б	100-150	ОКП	1,1	1,9-2,6	277
2ОКП-70Б	100-150	ОКП	1,1	2,4-3,5	313
3ОКП-70Б	100-150	ОКП	1,1	2,6-4,0	355
KM-130	120	M130	1,2	2,0-3,5	523
4KM-130	120	M130	1,2	2,8-4,15	598
1УКП	150	1УКП	1,5	1,4-2,5	486
2УКП	120	2УКП	1,5	2,4-4,2	931
2УКП-5	120	2УКП	1,5	3,7-5,0	995
JOY	250	ZX689/18/38	1,75	2,5-3,6	1157

Таблица III. 2.1.2 – Очистные комбайны (шахты)

Тип комбайна	Мощность пласта, м	Ширина захвата, м	Максимальная скорость подачи, м/мин	Мощность электропривода резания, кВт	Цена без НДС, тыс. р.
2ГШ68	1,4-2,5	0,63; 0,8	6,0	320	5354
КШЗМ	1,6-3,0	0,5; 0,63	4,4	290	5098
2КШЗ	2,0-4,1	0,5; 0,63	4,4	290	5112
К300	1,35-2,6	0,63; 0,8	8,0	2x105	15044
К500	1,5-3,5	0,63; 0,8	10,0	2x250	20273
К700	2,5-4,5	0,63; 0,8	10,0	2x270	22620
К800	3,0-6,0	0,63; 0,8	10,0	2x315	25181
4LS20 «JOY»	3,1-3,6	0,8	10	690	41888
KGS-445.RW		0,8	4,5-9,0	500	41573
SL-500	3,0-6,0	0,63	10	1130	69725

Таблица III. 2.1.3 – Проходческие комбайны (шахты)

Тип комбайна	Площадь сечения выработки, м ²	Производительность комбайна, т/мин	Мощность электродвигателей, кВт	Цена без НДС, тыс. р.
4ПП-2	9-25	0,6-1,2	250	6576
ГПКС	6-17	0,2-1,5	175	5810
П110	7-30	0,3-1,5	2x55	11288
ПК30	10-30	1,0-1,5	150	12118
2МС-18	10-25	8-23,0	373	14216

Таблица III. 2.1.4 – Конвейеры (шахты)

Наименование	Тип	Длина, м	Производительность, т/ч.	Мощность электродвигателя, кВт	Цена без НДС, тыс. р.
1	2	3	4	5	6
Скребокый конвейер	C50-01	120	180	37; 45; 55	292
	2СР-70	140	350	37; 45; 55	1048
	КЛТ	60	60	11	126

Продолжение таблицы Ш. 2.1.4

1	2	3	4	5	6
Скребок- конвейер	A26M	230	720	250	20250
	A30	310	1200	400	29150
	A34	350	1650	400	29920
	A38	350	1800	600	30492
	AFC JOY	250	1998	3×375	52600
Ленточный конвейер	1ЛТ-80	450- 650	690	75-132	7250
	2ЛТ-100	750	890	3×110	11586
	4Л120Д	800	1100	2×500	14264
	2ЛТ-120	1250	850	2×250	11146
	3Л120Б	500	850	500	9520
Перегрузатель скребковый	ПСП-26	50	960	110	643
	ПСП- 26-03	50	1100	160	712
	ПСП- 308	50	1800	550	1218
	JOY				1360

Таблица Ш. 2.1.5 – Транспортное и прочее оборудование (шахты, рудники)

Наименование	Тип	Цена без НДС, тыс. р.
1	2	3
Дорога напочвенная	ДКНЛ1	994
Дорога монорельсовая	ДМКЛ	3740
Лебёдка	ЛВ25	223
Лебёдка	ЛВД-34	260
Лебёдка	ЛЛШВ	304
Крепь сопряжения	ПКС	866
Погрузочная машина	1ППМ-5	4499
	2ПНБ-2	7794
	МПНБ	3769
Буровая установка	СБУ	854
	УБШ	1068
	ПБУ	639
	УБТУ	781
	НКР-100	196
Электрическое сверло ручное	ЭР18Д-2М	7
	ЭРП18Д-2М	9
Вентиляторы	ВЦ	1075
	ВЦЗ	1436
	ВМ-8М	122
Аппаратура контроля поступления воздуха	АПТВ1000	95
Аппаратура громкоговорящей связи	АС-3СМЗ	264
Автоматизированный комплекс управления конвейерами	АУК.1М	565

Продолжение таблицы Ш. 2.1.5

1	2	3
Устройство контроля скорости ленточного конвейера	УКС-1	21
Устройство контроля скорости скребкового конвейера	УКС-2	19
Аппаратура управления шахтными дорогами	УМД1200	317
Шахтные пускатели	ПВИ	128
	ПРВ	129
	ПВИР-63	150
Стойка гидравлическая	2ГВС	5
	2ГВТ	7
	2ГСК	8
Машина подъемная барабанная стационарная	Ц3,5x2,4	2830
	2Ц4x2,3	4562
Котёл для котельной	ПП2-21-2-П	1436
Бульдозер	Т-130	8356
Трактор	К-700	4118
Экскаватор	ЭО-5225	6210
Автомобиль	КРАЗ-256	982
Светильник шахтный головной	СГГ.5М05	4
Зарядная установка	ЗМБС-2	38
Светильник взрывобезопасный люминесцентный	СВЛ11	4
Электровоз	АРП14	5491
	АМ8Д	3590
	К-14	3291
Вагонетка	ВГ	78
	ВГ	97
	ВШ8К	549
	ВППШ-18	655
Толкатели вагонетки	ПГВ	538
	ТГ	1049
	ГУАПП	1075

Ш.2.2. Оборудование разрезов

Таблица Ш. 2.2.1 – Оборудование разрезов на 01.01.2010

Наименование	Тип	Цена, тыс. р.
1	2	3
Экскаватор	РН 40Е	31413
Экскаватор	ЭКГ – 10	17386
Экскаватор	ЭШ-10/70	5000
Автосамосвал	БЕЛАЗ – 75131	27190
Автосамосвал	БЕЛАЗ – 7555D	27832
Бульдозер	КОМАЦУ D – 275	21928
Бульдозер	САТ-834	21350

Продолжение таблицы III. 2.2.1

1	2	3
Бульдозер	TD – 40С	18300
Автогрейдер	ДЗ – 98В1	1904
Автобус	ЛИАЗ 52563 – 01	1688
Автобус	Magirus	1019
Автомобиль	УАЗ	163
Думпкары	2ВС – 105	866
Полувагон	12 – 295	1184
Буровой станок	DML	21500
Машина пробора разделочная	МПЛ – 150	619
Радиостанция	МОТОРОЛА	15
Ячейка	ЯКУ	258

Таблица III. 2.2.2 – Оборудование разрезов на 01.01.2005

Наименование	Тип	Цена, тыс. р.
1	2	3
Автобус большого класса	ЛИАЗ-5256	1500
Автобус вахтовый	УРАЛ-4320	1070
Автобус вахтовый	КамАЗ-4320	1000
Автобус среднего класса	ПАЗ 32053-07	1106
Автосамосвал, 5 т	ЗИЛ ММЗ-45065	380
Автосамосвал, 10 т	Урал-5557	975
Автосамосвал, 30 т.	БелАЗ-7540А	2500
Автосамосвал, 45т.	БелАЗ-7547	4500
Автосамосвал, 130т.	БелАЗ-75131	18000
Автомобиль масловоз	КамАЗ АМЗ-43101	1500
Автовышка	АГП-22	700
Автопогрузчик	40814	500
Полуприцеп, 26 т., длина 13,84, 3-х осный	МАЗ-9758-030	435
Сидельный тягач 3-осный	МАЗ-642208-020	1025
Стенд для разборки колес авт. БелАЗ, 80-120 т.	31-37	772
Подъемник передвижной гидравлический	ПТ-96	131
Подъемник передвижной гидравлический, 90 т.	ПТ-79	119
Ударный гайковерт	2350	20
Пневмогайковерт	ИП-3131	2
Передвижной сварочный аппарат	АДД-4001	87
Насосный агрегат	Д-320	64
Насосный агрегат, центробежный, консольный, моно-блочный	КМ 100 65-200	36
Насос глубинный	ЭЦВ 8-40-110	21
Стенд контрольно-испытательный для проверки электрооборудования	Э-242	79,8
Установка для проверки гидросистем рулевого управления	К-465М	33,8
Тепловоз, б/у	ДМ-62	10
Думпкары ,б/у	2-ВС-105	1,1

Продолжение таблицы Ш. 2.2.2

1	2	3
Агрегат бензоэлектрический	АБ-4	30
Машина для смены шпал универсальная	МСШУ-5	1900
Радиостанция	GM-340	20
Переносная радиостанция	P-040	11,5
Переносная радиостанция	GP-340	11,5
Аппаратура диспетчеризации	GM-340	13,2
Радиотелеграфная связь для поста станции	GM-640	22
Усилитель	ПУМ-М	20
Антенный анализатор	MFJ-269	10
КСВ метр	SX-40	3,5
Углесос	12У6	306
Углесос	12У10	200
Автомат	А37 36 ФУЗ	4
Устройство для передвижения вагонов	УПВ-25	3000
Грохот	ГИСЛ-62	1700
Редуктор	ЦДН-710-50-12	800
Сепаратор электромагнитный	ЭБМ-90/270	700
Гидроциклон	ГДЧ-360	80
Агрегат мокрого пылеулавливания	ПК-35	400
Насос, 100 м ³	КМ	80
Насос	К-45-55	15
Насос	ЭЦВ 10-63-140	45
Насос	К-20-140	11
Автомобиль бортовой	Фермер	150
Вентилятор	ВД-12,5	125
Прибор-расходомер по воде	Взлет	80
Вибратор	ИВ-98	20
Деаэрационная колонка	ДА 50/25	105
Лебедка	П4-2	20
Насос	УН1250/125	70
Гидромонитор	ГМД-250М	40
Маслостанция	ГМД-250М	20
Пульт управления	ГМД-250М	10
Погрузчик	L-34	3500
Автоматизированная система технического учета электроэнергии	L-560	8000
Мостовой кран, 10 т.	АСКУЭ	3508
Компрессор	ВВ-07/9	25
Пневмогайковерт	ЭПКУ-01,7/9	70
Сушильные печи для сушки электродвигателей	ИП-3128	5900
Двигатель	АДД-4001	5000
Генератор	МПЭ-450	900
Генератор	4ГПМ-1250	1234
Охранно-пожарная сигнализация АБК	2ГПЭ-36-1000	1164
Смесительно-зарядные машины	ЭВМ	76563

III.3. Нормативы нагрузок на очистные забои и темпы проведения выработок на шахтах

III.3.1. Очистные забои

Таблица III. 3.1.1 – Нормативы нагрузки на очистные забои

Тип комплекса	Условия, для которых определен норматив нагрузки		Норматив нагрузки на очистной забой, т/сут	Увеличение (уменьшение) норматива, т/сут	
				на 1 м изменения длины очистного забоя	на 1 см изменения мощности пласта
1	2		3	4	5
«Глинник»	Длина лавы, м	200	3526	2,2	17,0
	Мощность пласта, м	2,0			
	Категория скорости подачи комбайна	XV			
КМК 700/800	Длина лавы, м	150	3300	2,8	16,5
	Мощность пласта, м	2,0			
	Категория скорости подачи комбайна	XV			
«Пиома»	Длина лавы, м	200	3430	1,6	11,0
	Мощность пласта, м	3,0			
	Категория скорости подачи комбайна	XV			
2КМКЛ	Длина лавы, м	50	1540	10,4	7,5
	Мощность пласта, м	2,0			
	Категория скорости подачи комбайна	XV			
КМ-138	Длина лавы, м	200	3330	2,1	16,5
	Мощность пласта, м	2,0			
	Категория скорости подачи комбайна	XV			

Продолжение таблицы Ш. 3.1.1

1	2	3	4	5	6
КМ-144	Длина лавы, м	150	2110	2,2	8,2
	Мощность пласта, м	2,5			
	Категория скорости подачи комбайна	XV			
2ОКП-70	Длина лавы, м	125	2530	3,10	8,5
	Мощность пласта, м	3,0			
	Категория скорости подачи комбайна	XV			
КМТ	Длина лавы, м	100	1360	1,6	8,1
	Мощность пласта, м	1,8			
	Категория скорости подачи комбайна	IX			
«Джой»	Длина лавы, м	240	5690	4,2	26,0
	Мощность пласта, м	2,2			
	Категория скорости подачи комбайна	XVIII			
КМ-142	Длина лавы, м	200	4500	2,2	9,5
	Мощность пласта, м	4,5			
	Категория скорости подачи комбайна	XV			

Примечание: Нормативы нагрузки для механизированных комплексов рассчитаны при средней рабочей скорости подачи комбайна. При других группах данных скоростей применять коэффициенты по табл. Ш.3.1.2.

Таблица Ш.3.1.2 – Коэффициенты к нормативам нагрузки, учитывающие изменение рабочей скорости подачи комбайна

Группа скорости подачи комбайна	При длине лавы 50-150 м			При длине лавы 151-250 м			
	"Глиник", КМК 700/800, "Пиома", 2КМКЛ, КМ-138	КМ-144, 2ОКП-70	КМТ	"Глиник", КМК 700/800, "Пиома", 2КМКЛ, КМ-138	КМ-144, 2ОКП-70	КМ-142	"Джой"
1	2	3	4	5	6	7	8
IX			1,00				
X			1,07				
XI	0,70	0,75	1,15	0,73	0,78	0,73	
XII	0,76	0,82	1,23	0,80	0,86	0,80	

Продолжение таблицы Ш.3.1.2

1	2	3	4	5	6	7	8
XIII	0,83	0,91	1,30	0,86	0,94	0,86	
XIV	0,92	1,00		0,93	1,00	0,93	
XV	1,00	1,09		1,00	1,07	1,00	0,73
XVI	1,08	1,17		1,07	1,13	1,07	0,82
XVII	1,16	1,25		1,13	1,19	1,13	0,91
XVIII	1,23	1,33		1,17	1,27	1,17	1,00
XIX							1,09
XX							1,18

Таблица Ш.3.1.3 – Поправочные коэффициенты к нормативам от сопротивления (P) и прочности пород на сжатие ($\sigma_{сж}^0$)

Отношение мощности непосредственной кровли к 4-кратной мощности пласта	Класс крепи	Значения поправочного коэффициента к нормативам по интервалам		
		1,0-0,9	0,89-0,6	менее 0,6
0	поддерживающе-оградительные	0,6	0,5	0,4
	оградительно-поддерживающие	0,75	0,65	0,5
0,01-0,59	поддерживающе-оградительные	0,7	0,6	0,45
	оградительно-поддерживающие	0,82	0,67	0,55
0,59-0,79	все классы	0,87	0,75	0,6
0,79-1,0	все классы	1	0,85	0,7

Таблица Ш.3.1.4 – Поправочные коэффициенты к нормативам в зависимости от типа и класса пород

Класс пород	Тип пород	Коэффициент
Среднеобрушаемые	1. Аргиллиты толстослоистые, прочные алевролитовые среднеслоистые, алевролитовые среднеслоистые прочные	1,2
	2. Алевролиты, мелкозернистые прочные, алевролитопесчаники среднеслоистые, прочные	1,0
	3. Песчаники алевролитистые мелкозернистые	1,0
	4. Известняки глинистые среднеслоистые, песчаники мелкозернистые	1,0
Труднообрушаемые	1. Аргиллиты алевролитистые толстослоистые	1,2
	2. Алевролиты	1,0
	3. Алевролиты карбонатные	0,9
	4. Песчаники среднезернистые карбонатные	0,67
	5. Известняки доломитовые толстослоистые	0,67
Весьма труднообрушаемые	1. Аргиллиты алевролитистые монолитные	1,0
	2. Аргиллиты окварцованные	0,75
	3. Алевролиты окварцованные	0,75
	4. Песчаники окварцованные	0,6
	5. Известняки окварцованные	0,6

Таблица III.3.1.5 – Площадь обнажения кровли при выемке комбайном

Тип комбайна	Величина обнаженной площади кровли в зоне выемки (S , м ²)
1ГШ68	7,4
2ГШ68	8,1
КШЗМ	5,5
1КШЭ, 2КШЭ	8,7
KGS, KSW, SL-300, 4LS5	10,5

Таблица III.3.1.6 – Поправочные коэффициенты к нормативам в зависимости от притока воды

Условия стока воды из очистного забоя или сопряжения его с нижней бортовой выработкой	Приток воды в очистной забой	Поправочный коэффициент
Благоприятные: (при угле падения пласта более 5 град. и отсутствии водонепроницаемых целиков длиной более 4 м у нижней бортовой выработки)	капез, струи	0,95 0,89
Неблагоприятные: (при падении пласта менее 5 град. – наличие мульд в лаве или на сопряжении; при любых углах падения – наличие водонепроницаемых целиков, длиной более 4 м у нижней бортовой выработки)	капез, струи	0,87 0,81

Таблица III.3.1.7 – Нормативы времени на процессы (операции) по механизированным комплексам

Тип комплекса	Условия для базового норматива	Нормативы времени									
		на смену				на полосу (цикл)					
		$T_{пз}$	$T_{ун}$	$T_{пн}$	$T_{лн}$	вы-емка угля	регу-лиров-ка шне-ков	конеч-ные опе-рации	перерывы		сум-мар-ное вре-мя
							теку-щий ре-монт	раз-бив-ка поро-ды			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
КМ-144	L=150м	16	20	15	10	110,7	2,9	13,3	1,07	2,7	130,7
	m=2,5м										
	V=XIV										
2ОКП-70	L=125м	16	20	15	10	92,25	2,35	11,25	0,65	2,43	108,9
	m=3,0м										
	V=XIV										
КМТ	L=100м	16	20	15	10	81,96	1,88	11,25	0,52	1,94	97,55
	m=1,8м										
	V=IX										
Джой	L=240м	10,2	10	15	10	51,96	3	12,84	2,16	1,82	71,78
	m=2,0м										
	V=XX										

Продолжение таблицы Ш.3.1.7

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Пиома	L=200м	16	20	15	10	104,7	6,5	13,3	0,4	3,6	128,5
	m=3,0м										
	V=XV										
2КМКЛ	L=50м	16	20	15	10	31,06	1,4	13,9	0,16	1,04	47,56
	m=2,0м										
	V = XV										
КМК-700/800	L=150м	18,5	20	15	10	50,57	1,92	8,5	0,84	4,05	65,88
	m=2,0м										
	V=XV										
Глиник	L=100м	14,5	15	15	10	33,72	1,47	10,8	0,39	1,6	47,98
	m=2,0м										
	V=XV										
Глиник	L=200м	14,5	15	15	10	67,43	2,94	10,8	0,78	3,2	85,15
	m=2,0м										
	V=XV										
КМ-138	L=100м	16	20	15	10	33,72	2,09	10,7	0,95	2,05	49,51
	m=2,5 м										
	V=XV										
КМ-138	L=200м	16	20	15	10	67,43	4,18	10,7	1,9	4,1	88,31
	m=2,0м										
	V=XV										
КМ-142	L=176 м	16	20	15	10	134,8	1,92	6,67	0,25	5,4	149,1
	m=4,6 м										
	V=XV										

Примечание: $T_{пз}$ – время на подготовительно-заключительные операции; $T_{ун}$ – время на устранение неисправностей; $T_{пн}$ – время на разбивку негабаритов угля; $T_{лн}$ – время на личные надобности.

Ш.3.2. Подготовительные работы

Таблица Ш.3.2.1 – Нормативы темпов проведения выработок комбайнами 4ПУ, ГПК, ГПКС, S-100 и анкерной крепью

Наименование (тип) выработок	Ед. измерения	Сечение выработок, кв. м в свету							
		до 8	8,1-10,0	10,1-12,0	12,1-14,0	14,1-16,0	16,1-18,0	18,1-20,0	20,1 и более
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Скорость проведения, м									
1. Горизонтальные выработки с углом наклона от 0 до ± 5 град.									
по углю и породе f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	4,18	3,79	3,39	2,99	2,6	2,26	1,92	1,64
	сутки	12,54	11,36	10,17	8,97	7,8	6,78	5,76	4,92

Продолжение таблицы Ш.3.2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,39	2,99	2,6	2,26	1,92	1,64	1,36	1,13
	сутки	10,17	7,8	7,8	5,76	5,76	4,92	4,08	3,39
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,99	2,6	2,26	1,92	1,69	1,47	1,24	1,02
	сутки	8,97	7,8	5,76	5,76	5,07	4,41	3,72	3,06
2. Наклонные выработки, проводимые снизу вверх (от 6 до 10 град)									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,95	3,56	3,11	2,77	2,43	2,09	1,81	1,53
	сутки	11,85	10,68	9,33	8,31	7,29	6,27	5,43	4,59
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,16	2,77	2,37	2,09	1,81	1,53	1,3	1,07
	сутки	9,48	8,31	7,11	6,27	5,43	4,59	3,9	3,21
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,77	2,43	2,15	1,81	1,58	1,4	1,1	0,9
	сутки	8,31	7,29	6,45	5,43	4,74	4,08	3,39	2,7
3. Наклонные выработки, проводимые сверху вниз (от 6 до 10 град.)									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,73	3,33	2,94	2,6	2,2	1,98	1,69	1,41
	сутки	11,2	9,99	8,82	7,8	6,6	5,94	5,07	4,23
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50% породы с f от 2,1 до 5, м	смена	2,94	2,54	2,2	1,92	1,64	1,41	1,19	0,96
	сутки	8,82	7,62	6,6	5,76	4,92	4,23	3,57	2,88
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,54	2,2	1,98	1,69	1,47	1,3	1,07	0,85
	сутки	6,6	5,76	5,25	4,59	4,08	3,57	3,06	2,7

Примечание: f – коэффициент крепости горных пород по Протоdjяконову.

Таблица III.3.2.2 – Нормативы темпов проведения выработок комбайнами 4ПП-2, П-110, 1П-110, П-100-01, «Джой» и анкерной крепью

Наименование (тип) выработок	Ед. измерения	Сечение выработок, кв. м в свету							
		до 8	8,1-10,0	10.1-12,0	12.1-14,0	14,1-16,0	16,1-18,0	18,1-20,0	20,1 и более
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Скорость проведения, м									
1. Горизонтальные выработки с углом наклона от 0 до ± 5 град.									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	4,29	3,95	3,62	3,22	2,82	2,49	2,15	1,81
	сутки	12,87	11,85	10,86	9,66	8,46	7,47	6,45	5,43
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,56	3,22	2,82	2,49	2,15	1,86	1,58	1,36
	сутки	10,68	9,66	8,46	7,47	6,45	5,58	4,74	4,08
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	3,22	2,82	2,49	2,09	1,81	1,58	1,36	1,13
	сутки	9,66	8,46	7,47	6,27	5,43	4,74	4,08	3,39
2. Наклонные выработки, проводимые вниз (от 6 до 10 град)									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,84	3,39	2,94	2,49	2,09	1,69	1,47	1,3
	сутки	11,52	10,17	8,82	7,47	6,27	5,07	4,41	3,9
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,22	2,88	2,49	2,09	1,75	1,53	1,36	1,19
	сутки	9,66	8,64	7,47	6,27	5,25	4,59	4,08	3,57
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,82	2,49	2,15	1,81	1,58	1,36	1,24	1,13
	сутки	8,46	7,47	6,45	5,43	4,74	4,08	3,72	3,39
3. Наклонные выработки, проводимые снизу вверх (от 6 до 10 град.)									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	4,12	3,67	3,22	2,77	2,32	1,92	1,64	1,47
	сутки	12,37	11,0	9,66	8,31	6,96	5,76	4,92	4,41
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,56	3,11	2,66	2,32	1,92	1,69	1,53	1,36
	сутки	10,68	9,33	7,98	6,96	5,76	5,07	4,59	4,08

Примечание: f – коэффициент крепости горных пород по Протодяконову.

Продолжение таблицы Ш.3.2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,99	2,66	2,32	1,98	1,69	1,47	1,36	1,24
	сутки	8,97	7,98	6,96	5,94	5,07	4,41	4,08	3,72

Примечание: f – коэффициент крепости горных пород по Протодяконову.

Таблица Ш.3.2.3 – Нормативы темпов проведения выработок комбайнами 4ПУ, ГПК, ГПКС, S-100с арочной и трапециевидной крепью

Наименование (тип) выработок	Ед. измерения	Сечение выработок, кв. м в свету							
		до 8	8,1-10,0	10,1-12,0	12,1-14,0	14,1-16,0	16,1-18,0	18,1-20,0	20,1 и более
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Скорость проведения:									
1. Горизонтальные выработки с углом наклона от 0 до ± 5 град.									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f 2,1 до 5, м	смена	3,84	3,45	3,05	2,66	2,32	2,03	1,75	1,47
	сутки	11,52	10,33	9,15	7,98	6,96	6,09	4,41	3,16
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,16	2,77	2,32	2,03	1,75	1,53	1,36	1,19
	сутки	9,48	8,31	6,96	6,09	5,25	4,59	4,08	3,57
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,6	2,26	1,98	1,75	1,53	1,36	1,19	1,07
	сутки	7,8	6,78	5,94	5,25	4,59	4,08	3,57	3,21
2. Наклонные выработки, проводимые снизу вверх (от 6 до 10 град)									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f 2,1 до 5, м	смена	3,62	3,22	2,82	2,43	2,15	1,86	1,64	1,36
	сутки	10,86	9,66	8,46	7,29	6,45	5,58	4,92	4,08
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	2,77	2,43	2,15	1,86	1,64	1,41	1,24	1,07
	сутки	8,31	7,29	6,45	5,58	4,92	4,23	3,72	3,21
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,37	2,09	1,86	1,64	1,41	1,24	1,07	0,96
	сутки	7,11	6,27	5,58	4,92	4,23	3,72	3,21	2,88
3. Наклонные выработки, проводимые сверху вниз (от 6 до 10 град.)									

Продолжение таблицы Ш.3.2.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,39	2,99	2,66	2,32	2,03	1,75	1,53	1,3
	сутки	10,17	8,97	7,98	6,96	6,09	5,25	4,59	3,9
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	2,77	2,32	2,03	1,75	1,53	1,36	1,19	1,02
	сутки	8,31	6,96	6,09	5,25	4,59	4,08	3,57	3,06
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,2	1,92	1,75	1,53	1,36	1,19	1,02	0,9
	сутки	7,62	6,6	5,94	5,07	4,41	3,9	3,21	2,55

Примечание: f – коэффициент крепости горных пород по Протодьяконову.

Таблица Ш.3.2.4 – Проведение подготовительных выработок комбайнами 4ПП-2, П-110, 1П-110, П-100-01, «Джой» с арочной и трапециевидной крепью

Наименование (тип) выработок	Ед. измерения	Сечение выработок, кв. м в свету							
		до 8	8,1–10,0	10.1-12,0	12.1-14,0	14,1-16,0	16,1-18,0	18,1-20,0	20,1 и более
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Скорость проведения, м:									
1. Горизонтальные выработки с углом наклона от 0 до ± 5 град.									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,95	3,56	3,22	2,77	2,43	2,15	1,86	1,58
	сутки	11,85	10,68	9,66	8,31	7,29	6,45	5,58	4,74
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,28	2,94	2,54	2,15	1,86	1,64	1,47	1,3
	сутки	9,84	8,82	7,62	6,45	5,58	4,92	4,41	3,9
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,71	2,37	2,09	1,86	1,64	1,47	1,3	1,19
	сутки	8,13	7,11	6,27	5,58	4,92	4,41	3,9	3,57
2. Наклонные выработки, проводимые сверху вниз (от 6 до 10 град)									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,39	3,05	2,77	2,49	2,2	1,75	1,41	1,19
	сутки	10,17	9,15	8,31	7,47	6,6	5,25	4,23	3,57

Продолжение таблицы Ш.3.2.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	2,71	2,37	2,09	1,86	1,64	1,41	1,19	1,02
	сутки	8,13	7,11	6,27	5,58	4,92	4,23	3,57	3,06
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,43	2,15	1,86	1,64	1,41	1,3	1,13	0,96
	сутки	7,29	6,45	5,58	4,92	4,23	3,9	3,39	2,88
3. Наклонные выработки, проводимые снизу вверх (от 6 до 10 град.)									
по углю и породе с f до 2 или смешанному забою с присечкой до 20 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	3,56	3,22	2,94	2,6	2,32	1,86	1,53	1,3
	сутки	10,68	9,66	8,82	7,8	6,96	5,58	4,59	3,9
смешанным забоем с присечкой от 20,1 до 50 % породы с f от 2,1 до 5, м	смена	2,88	2,54	2,26	1,98	1,75	1,53	1,3	1,13
	сутки	8,64	7,62	6,78	5,94	5,25	4,59	3,9	3,39
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 2,1 до 5, м	смена	2,6	2,26	1,98	1,75	1,53	1,36	1,19	1,02
	сутки	7,8	6,78	5,94	5,25	4,59	4,08	3,57	3,06

Примечание: f – коэффициент крепости горных пород по Протодяконову.

Таблица Ш.3.2.5 – Проведение подготовительных выработок буровзрывным способом, механизированной погрузкой с арочной и трапециевидной крепью

Наименование (тип) выработок	Ед. измерения	Сечение выработок, кв. м в свету							
		до 8	8,1-10,0	10,1-12,0	12,1-14,0	14,1-16,0	16,1-18,0	18,1-20,0	20,1 и более
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Скорость проведения, м:									
1. Горизонтальные выработки с углом наклона от 0 до ± 5 град.									
смешанным забоем с присечкой породы до 50 % с f от 4,1 до 6, м	смена	1,53	1,36	1,24	1,13	1,07	1,02	0,96	0,90
	сутки	4,58	4,07	3,73	3,39	3,22	3,05	2,88	2,71
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 4,1 до 6, м	смена	1,30	1,19	1,07	0,96	0,90	0,85	0,79	0,73
	сутки	3,90	3,56	3,22	2,88	2,71	2,54	2,37	2,20
выработки по породе с f от 4,1 до 6, м	смена	1,07	0,96	0,85	0,79	0,73	0,68	0,62	0,56
	сутки	3,22	2,88	2,54	2,37	2,20	2,03	1,86	1,69
2. Наклонные выработки, проводимые снизу вверх (от 6 до 10 град.)									

Продолжение таблицы Ш.3.2.5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
смешанным забоем с присечкой породы до 50 % с f от 4,1 до 6, м	смена	1,38	1,30	1,19	1,07	1,02	0,96	0,90	0,85
	сутки	4,14	3,90	3,56	3,22	3,05	2,88	2,71	2,54
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 4,1 до 6, м	смена	1,24	1,13	1,02	0,90	0,85	0,79	0,73	0,68
	сутки	3,73	3,39	3,05	2,71	2,54	2,37	2,20	2,03
выработки по породе с f от 4,1 до 6, м	смена	1,02	0,90	0,79	0,73	0,68	0,62	0,56	0,51
	сутки	3,05	2,71	2,37	2,20	2,03	1,86	1,69	1,53
3. Наклонные выработки, проводимые сверху вниз (от 6 до 10 град.)									
смешанным забоем с присечкой породы до 50 % с f от 4,1 до 6, м	смена	1,41	1,24	1,13	1,02	0,96	0,90	0,85	0,79
	сутки	4,24	3,73	3,31	3,05	2,88	2,71	2,54	2,37
смешанным забоем с присечкой породы 50,1 % и более с f от 4,1 до 6, м	смена	1,19	1,07	0,96	0,85	0,79	0,73	0,68	0,62
	сутки	3,56	3,22	2,88	2,54	2,37	2,20	2,03	1,86
выработки по породе с f от 4,1 до 6, м	смена	0,96	0,85	0,73	0,68	0,62	0,56	0,51	0,45
	сутки	2,88	2,54	2,20	2,03	1,86	1,69	1,53	1,36

Примечание: При наличии осложняющих условий в табличных нормативах вводятся поправочные коэффициенты. При выполнении специальных мероприятий по предотвращению внезапных выбросов угля, породы, газа: $K_1 = 0,7$ при образовании разгрузочных полостей, гидрорыхления и гидроотжима угольного пласта, гидровывывания опережающих полостей; $K_2 = 0,6$ при бурении опережающих скважин с учётом прогноза на выбороопасность пласта в угольном забое, проводимый в течение смены с участием представителя участка ВТБ и $K_3 = 0,5$ при сотрясательном взрывании, низконапорном увлажнении угольного массива; $K_4 = 0,9$ при плотности установки крепи 2 и более рам на 1 п.м.; $K_5 = 0,95$ и $K_6 = 0,9$ при анкерном креплении и плотности установки анкеров на 1 п.м.: от 10 до 14 шт. и более 14 шт., соответственно; $K_7 = 0,9$ и $K_8 = 0,85$ при проведении подготовительных выработок с углом наклона от $\pm 10^0$ до $\pm 16^0$ и более 16^0 , соответственно; $K_9 = 0,85$ при раздельной выемке и транспортировке угля и породы; $K_{10} = 0,9$ при проведении подготовительных выработок проходческими комбайнами «лёгкого» типа с присечкой пород с коэффициентами крепости $f > 5$; $K_{11} = 0,85$ при проведении подготовительных выработок вкрест простирания; $K_{12} = 0,95$ при выделении воды их почвы в подготовительных с углом наклона; $K_{13} = 0,85$ при сильном капеже из кровли на рабочих;

$K_{14} = 0,9$ при проведении подготовительных выработок буровзрывным способом, забои которых отнесены к опасным по метану; $K_{15} = 0,8$ к особо опасным по метану; $K_{16} = 0,9$ при проведении подготовительных выработок комбайновым способом, забои которых отнесены к особо опасным по метану;

при проведении подготовительных выработок буровзрывным способом породным или смешанным забоем с коэффициентом крепости пород (f):

$K_{17} = 0,9$ при $f = 6,1-8,0$; $K_{18} = 0,8$ при $f = 8,1-10,0$; $K_{19} = 0,75$ при $f > 10,0$;

при одновременном влиянии нескольких неблагоприятных факторов (без учёта выполнения специальных мероприятий) величина общего поправочного коэффициента к нормативу определяется путём перемножения отдельных поправочных коэффициентов, но не ниже 0,7.

Таблица III.3.2.6 – Укрупненные нормативы месячных темпов проведения выработок и строительства зданий и сооружений

Наименование объекта	Норматив
Штреки, пройденные без присечки породы	300 м/мес., 3600 м ³ /мес.
Уклоны, пройденные без присечки породы	200 м/мес., 2400 м ³ /мес.
Квершлагги и полевые штреки	60 м/мес., 1800 м ³ /мес.
Сопряжения выработок, пройденные без присечки породы	400 м ³ /мес.
Наклонные стволы	80 м/мес., 1440 м ³ /мес.
Вертикальные стволы	40 м/мес., 1440 м ³ /мес.
Зумпфы и водосборники, пройденные без присечки породы	80 м/мес., 640 м ³ /мес.
Монтажные камеры	150 м/мес., 3750 м ³ /мес.
Насосные камеры	600 м ³ /мес.
Подземные горные выработки – камеры, пройденные по породе буровзрывным способом	200 м ³ /мес.
Производственные здания	1360 м ³ /мес.
Поверхностные выработки, котлованы с бетонированием	500 м ³ /мес.

III.4. Нормативы расхода ресурсов

Таблица III.4.1 – Нормативы расхода материальных ресурсов шахт

Технология добычи угля	Нормативы расхода на 1000 т добычи угля							
	в % от суммарной стоимости лесных материалов и ВМ				лесные, м ³	взрывчатые вещества, кг	средства взрывания, шт.	электроэнергия 10 ³ , кВт·ч
	запасные части	металлическая крепь	прочие	все-го				
буровзрывная добыча	9,2	20,8	49,7	32,2	16,6	474	833	41,7
буровзрывная и механизированная до 25%	11,9	24,7	55,0	21,2	15,3	320	590	39,6
механизированная до 50%	34,1	34,8	82,0	18,2	3,8	126	284	36,2
механизированные: - добычи угля 100%; - проведение выработок до 75%	68,4	46,4	93,0	6,2	1,8	17,3	34,8	27,2
механизированные: - добычи угля 100%; - проведения выработок до 90%	102,0	63,3	160,0	2,5	1,06	4,0	8,6	20,9
гидродобыча	83,3	41,7	194,4	9,6	5,8	43,1	115,3	72,0

Таблица III.4.2 – Трудоёмкость добычи угля на шахтах Кузбасса

Наименование районов и шахты	Численность трудящихся, чел.	
	всего (факт)	норматив трудоёмкости на 1 тыс. т суточной добычи
Томусинский район:		
Им. В.И. Ленина	1998	373
Распадская	4611	196
Новокузнецкий район:		
Есаульская	1626	166
Кушеяковская	695	199
Абашевская	2318	262
Полосухинская	1483	148
Антоновская	626	142
Беловский район:		
Листвяжная	1431	192
Заречная	1413	296
Ленинский район:		
Им. С.М. Кирова	2320	264
Им. 7 Ноября	1622	223
Полысаевский район:		
Октябрьская	1520	251
Полысаевская	1793	347
Берёзовский район:		
Берёзовская	1332	380
Анжерский район:		
Сибирская	1537	828
Прокопьевский район:		
Зенковская	2115	827
Тырганская	1926	652
Им. Ф.Э. Дзержинского	2151	832
Ерунаковский район:		
Кыргайская	1199	298

Таблица III.4.3 – Нормативы численности работников для вновь строящихся шахт

Категория работников	Нормативы численности	
	на 1000 т суточной добычи, чел.	структуры, %
1	2	3
1. Годовая добыча шахты 3000 тыс. т		
1.1. Всего работающих	120	100
1.2. Промышленно-производственный персонал (ППП)	116	96,4
1.3. Персонал непромышленной группы	4,0	3,6
1.4. Руководители, специалисты, служащие	16,9	14,0
1.5. Рабочие	99	82,4
1.6. Подземные рабочие	62,1	51,7
1.7. Рабочие поверхности	36,9	30,7

Продолжение таблицы Ш.4.3

1	2	3
2. Годовая добыча шахты 2000 тыс. т		
2.1. Всего работающих	180,0	100
2.2. ППП	171,0	95,0
2.3. Персонал непромышленной группы	9,0	5,0
2.4. Руководители, специалисты и служащие	21,0	11,7
2.5. Рабочие	150,0	83,3
2.6. Подземные рабочие	92,2	51,2
2.7. Рабочие поверхности	57,8	32,1
3. Годовая добыча шахты 1200 тыс. т (Прокопьевско-Киселёвский район)		
3.1. Всего работающих	520	100
3.2. ППП	488,8	94,0
3.3. Персонал непромышленной группы	31,2	6,0
3.4. Руководители, специалисты и служащие	64,5	12,4
3.5. Рабочие	424,3	81,6
3.6. Подземные рабочие	262	50,4
3.7. Рабочие поверхности	152,3	31,2

Таблица Ш.4.4 – Ремонтная сложность проходческого оборудования

Наименование оборудования	Количество баллов
Комбайн типа 4ПП-2, ПК-9Р	35
Комбайн типа ПК-3, ГПК	30
Буропогрузочные машины типов ПНБ	20-25
Погрузочные машины типа ППМ	15
Бурильные станки	8
Насосы типа 1В-20, К-60, ЦНС	2
Лебедки маневровые типа ЛВД	3
Скребокковые конвейеры типа «Анжера»	15
Скребокковые конвейеры типа С-53, С-50, СР-70,	8-10
Ленточные конвейеры	
приводные станции с шириной ленты до 0,8	10
0,81-1,2	15
1,21 и более	20
линейная часть на каждые 100 м с шириной ленты до 0,8	0,6
0,81-1,2	0,8
1,21 и более	1,0
Толкатели и автоматизированные погрузочные пункты	4-6
Передвижные трансформаторные подстанции	3
Вентиляторы местного проветривания на 10 шт.	1
На 1000 м противопожарного, дегазационного трубопровода	2
Ручные и колонковые электросверла	1-1,5
Трансформаторы осветительных установок АП, АПШ	1

Примечание: На техническое обслуживание и ремонт находящегося в работе в очистных и подготовительных забоях оборудования к его ремонтной сложности применять поправочные коэффициенты: К=1,5 при мощности пласта 0,71-1,3 м; К=1,1 при обводненности рабочего места.

Таблица III.4.5 – Нормативы численности электрослесарей по техническому обслуживанию и ремонту проходческого оборудования, чел./смен в сутки

Ремонтная сложность действующего оборудования, баллы	Нормативы численности при количестве забоев до 5 при среднем значении расстояния между забоями, м			
	до 1000	1001-2000	2001-4500	4500 и более
до 65	2	3	4	5
66-110	3	4	5	6
111-155	4	5	6	7
156-200	5	6	7	8
201-245	6	7	8	9
246-290	7	8	9	10
291-336	8	9	10	11
337-380	9	10	11	12
381-420	10	11	12	13
421-470	11	12	13	14
471-515	12	13	14	15
516-560	13	14	15	16
561-605	14	15	16	17

Таблица III.4.6 – Нормативы численности рабочих комплексно механизированных очистных забоев в ремонтно-подготовительную смену

Виды оборудования	Нормативы численности, чел./смен при плановой суточной нагрузке на лаву, т						
	до 500	501-1000	1001-1500	1501-2000	2001-2500	2501-3000	свыше 3000
Механизированные комплексы типов ОКП, КМ, JOY	4	6	8	10	11	12	13
Механизированные комплексы типа, МК, МКЭ, КМТ, КМК	3	4	5	6	7	8	9
Механизированные комплексы типов КМК, агрегаты и струги	4	4	5	5	6	7	8

Таблица III.4.7 – Нормативы численности электрослесарей на добычных участках с механизированными комплексами

Суточная добыча угля по участку, т	Нормативы численности в сутки, чел. при ремонтной сложности действующего оборудования, баллы									
	до 25	26-162	163-198	199-244	245-280	281-326	327-382	343-428	429-464	465 и более
до 1000	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1001-1500	6	7	8	9	0	1	2	3	4	15
1501-2000	7	8	9	0	1	2	3	4	5	16
2001-2500	8	9	0	1	2	3	4	5	6	17
2501-3500	9	0	1	2	3	4	5	6	7	18
3500 и более	0	1	2	3	4	5	6	7	8	19

Таблица III.4.8 – Ремонтная сложность оборудования очистных участков

Наименование оборудования	Ремонтная сложность единицы оборудования, баллы
1. Комбайны угольные: Кузбасс-700, Кузбасс-500, ГШ-500	50
1КШЭ, ГШ-68, ГШ-3М, РКУ-13	30
Кузбасс-300, ГШ-200, 1К101УД, 1КШЭУ	25
КА80, КШ1, ККУ, 1К101У, МК67И	20
2. Скребковые конвейеры:	
2.1. Приводные станции: – лавные	10
– штрековые	5
2.2. Линейная часть на 50 м: – лавные	2
– штрековые	1
– перегружатели скребковые	6
3. Ленточные конвейеры	
3.1. Приводные станции: ширина ленты до 0,8 м	10
– ширина ленты 0,81-1,2 м	15
– ширина ленты 1,21 м и более	20
3.2. Линейная часть на каждые 100 м: – ширина ленты до 0,8 м	0,6
– ширина ленты 0,81-1,2 м	0,8
– ширина ленты 1,21 м и более	1,0
4. Гидрофицированные крепи на 10 секций:	
1ОКП, 1УКП, КМТ, 1М138, М250, М87УМН, М88, 1МТ-1,5	1
ОКП-70, М138/2, 3М138/4, 3М138И	2
3М138/2, 4М138/2, М171, JOY	3
5. Маслостанции	10
6. Крепь сопряжений на одно сопряжение	2
7. Маневровые лебедки	3
8. Монорельсовые канатные дороги 500 м	10

Таблица III.4.9 – Нормативы численности обслуживающих рабочих добычных участков

Наименование работ	Единицы норматива в смену	Разряд	Норматив
1	2	3	4
1. Управление лебедками (на 1 лебедку)	чел.	III	0,5
– монорельсовыми и напочвенными дорогами	чел.	III	1
2. Управление конвейерными линиями, пультоуправления, линейной частью на каждые 500 м	чел.	III	1
3. Доставочные работы	по нормам и объемам работ	II	по нормам и объемам работ

Продолжение таблицы Ш.4.9

1	2	3	4
4. Работ по ТБ	по нормам и объемам работ	I	по нормам и объемам, но не менее 1 человека в смену
5. Обслуживание погрузочных пунктов:	чел.	III	
– толкатели, сменной нагрузкой до 1800 т			1
– толкатели, сменной нагрузкой свыше 1800 т.			2
– лебедка, сменной нагрузкой до 1000 т.			1
– лебедка, сменной нагрузкой свыше 1000 т.			2

Таблица Ш.4.10 – Нормативы расхода материальных ресурсов на разрезах

Процессы, оборудование	Наименование норматива, единица измерения	Значения
1	2	3
Добычные и вскрышные работы на 1 млн. м ³ :		
ЭКГ-6,3УС	зуб ковша, шт	17,8
	канат возвратный d = 45,5 мм, м	74
	канат напорный d = 45,5 мм, м	111
	канат подъемный d = 45,5 мм, м	296
ЭКГ-8У	зуб ковша, шт	19,3
	канат возвратный d = 52 мм, м	191
	канат напорный d = 52 мм, м	191
	канат подъемный d = 52, м	490
ЭКГ-8УС	зуб ковша на 1 млн. м ³ , шт	19,4
	канат возвратный d = 52 мм, м	114
	канат напорный d = 52 мм, м	114
	канат подъемный d = 52 мм, м	533
ЭКГ-10	зуб ковша на 1 млн. м ³ , шт	15,5
	канат возвратный d = 52 мм, м	78
	канат напорный d = 52 мм, м	78
	канат подъемный d = 52 мм, м	308
ЭКГ-12,5	зуб ковша на 1 млн. м ³ , шт	6,2
	канат возвратный d = 52 мм, м	115
	канат напорный d = 52 мм, м	115
	канат подъемный d = 52 мм, м	185
ЭКГ-15	зуб ковша на 1 млн. м ³ , шт	5,8
	канат возвратный d = 57, м	86
	канат напорный d = 52 мм, м	132
	канат подъемный d = 52, м	281
ЭШ-10/70	зуб ковша . м ³ , шт	8,8
	канат тяговый d = 52 мм, м	272
	канат подъемный d = 39 мм, м	396
ЭШ-10/50	зуб ковша на 1 млн. м ³ , шт	20,2
	канат тяговый d = 52 мм, м	186
	канат подъемный d = 39 мм, м	239

Продолжение таблицы Ш.4.10

1	2	3
Расход дизельного топлива бульдозерами:		
Т-35,01	кг/ мото·час	30
ТД-25С		22
ТД-40С		35
САТ-834В		29
САТ-9R		26
Т-20,01		18
ТД-20Н		18,1
Белаз 78231		23
Пробег шин технологическими автомобилями:		
Бел7512,Е1А	тыс. км	100
Бел7513,Е1А		90
Бел7512,Е2А		115
Бел7513,Е2А		95
Бел7512,Mich		115
Бел7513,Mich		110
Бел7512,Бел		75
Бел7513,Бел		65
Бел7521,Е1А		85
Бел75303,Е1А		80
Бел75306,Е1А		70
Бел7521,Е2А		90
Бел75303,Е2А		85
Бел75306,Е2А		85
Бел75306, Mich		70
Расход топлива технологическими автомобилями:		
БелАЗ-7540	г/т·км	77,35
БелАЗ-7548		90,38
БелАЗ-7555		91,19
БелАЗ-7512		132,12
БелАЗ-7513		126,4
БелАЗ-7521		128,53
БелАЗ-75303		107,72
БелАЗ-75306		94,22
Расход топлива на перевозки ЖД транспортом, кг/тыс. т·км:		
локомотивы ОПЭ	на технологические перевозки	0,90
локомотивы ОПЭ-1	на перевозки угля	7,27
локомотивы ТЭМ 2		27,00
локомотивы ТЭМ 2	на маневровой работе	15,60
СМ-2, СМ-3м	на путеремонтную технику, кг/час	12,41
Настилка рельсового пути:		
Шпалы деревянные	тыс. шт.	0,892
Рельсы	т	48,13

III.5. Нормативы численности обслуживающего персонала на разрезах

Таблица III.5.1.1 – Нормативы численности помощников взрывника, человек в сутки

Количество скважин взрываемых за сутки, шт.	Среднесуточный расход ВВ, т.					
	до 15,0	15,1-25,0	25,1-35,0	35,1-45,0	45,1-55,0	свыше 55
До 100	4	5	6	-	-	-
101-150	5	6	7	8	9	10
151-200	6	7	8	9	10	11
201-250	7	8	9	10	11	12
251-300	8	9	10	11	12	13
301-350	9	10	11	12	13	14
Свыше 350	10	11	12	13	14	15

Примечание: При разгрузке, погрузке, внутрискладской переработке ВМ на складах разреза (базисных, раздаточных, хранилищах и других) нормативы численности (табл. III. 5.1.1) увеличиваются за каждые 10 т среднесуточного объема погрузочно-разгрузочных работ, производимых вручную – на 0,5 чел.; с помощью погрузчиков – на 0,3 чел.

Таблица III.5.2.1 – Нормативы численности раздатчиков взрывчатых материалов, чел. · смен в сутки

Среднесуточный объем по выдаче ВМ, т				
до 15,0	15,1-30	30,1-45	45,1-60	свыше 60
1	2	3	4	5

Примечание: При наличии на разрезе нескольких складов численность рабочих определяется для каждого склада в отдельности. При наличии на разрезе базисного склада ВМ дополнительно устанавливается один лаборант в сутки для химического анализа ВМ.

III.5.3. Управление бульдозером

Таблица III.5.3.1 – Нормативы численности машинистов бульдозеров при протяженности дорог свыше 25 км, чел. в сутки

Суточный объем экскавации в автотранспорт, тыс. м ³									
до 10	10,1-15,2	15,3-20,4	20,5-25,6	25,7-30,8	30,9-36,0	36,1-41,2	41,3-46,4	46,5-51,6	51,7-56,8
10	13	16	19	22	25	28	31	34	37

Примечание: При работе экскаваторов по автотранспортной схеме или на железнодорожный транспорт нормативы численности увеличивается из расчета: 0,5 чел. в сутки на каждые 1000 м³ па железнодорожный транспорт; 0,8 чел. в сутки на каждые 1000 м³ при бестранспортной технологии; при протяженности технологических автодорог до 25 км к нормативам численности применять коэффициент 0,8.

При наличии на разрезе угольных складов, сортировок, обогатительных установок, участков буровзрывных работ нормативы численности увеличиваются из расчета: на угольном складе, углеприемной яме и участке буровзрывных работ 1 человек в смену; на погрузке угля – два человека в смену.

III.5.4. Управление трактором

Численность рабочих (тракторист) устанавливается из расчета один человек в смену на рабочую машину

III.5.5. Ремонт автотракторного оборудования

Профессии рабочих: слесарь-ремонтник, слесарь по топливной аппаратуре, токарь, газорезчик, медник, электрогазосварщик, аккумуляторщик, фрезеровщик, слесарь по ремонту дорожно-строительных машин и тракторов.

Численность рабочих устанавливается в зависимости от количества приведенных единиц основного тракторно-бульдозерного парка оборудования, приведенных к трудоемкости ремонта трактора Т-100.

Таблица III.5.5.1 – Нормативы численности рабочих, занятых на ремонте тракторно-бульдозерного парка оборудования, чел. в сутки

до 55	55- 63	63- 71	71- 79	79- 87	87- 95	95- 103	103- 111	111- 119	119- 127	127- 135	135- 143	143- 151	151- 159	159- 167	167- 175
6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21

Примечание: Кроме рассчитанных по нормативу в ремонте принимают участие рабочие, эксплуатирующие оборудование. При увеличении количества приведенных единиц работающего оборудования автотракторного парка свыше табличного значения, нормативы численности увеличивать на 0,12 чел. в сутки на каждую последующую единицу. При выполнении в условиях автотракторного парка капитального ремонта двигателей тракторов и бульдозеров к нормативам численности применять $K = 1,3$.

III.5.6. Обслуживание насосных установок

Численность машинистов насосных установок устанавливается исходя из норматива:

- одного машиниста в смену на одну обособленную непрерывно работающую неавтоматизированную насосную установку;
- одного машиниста в смену для обслуживания нескольких насосных установок с неавтоматизированным управлением. При этом суммарная продолжительность работы насосных установок, обслуживаемых одним человеком, вместе со временем, необходимым для переходов между установками, не должна превышать продолжительности смены;
- одного машиниста в смену на одну неавтоматизированную насосную установку, работающую периодически и расположенную от других насосных установок на расстояние свыше 300 м;

- 0,4 человека в смену на одну неавтоматизированную насосную установку, работающую периодически и расположенную от другой на расстояние до 100 м;
- одного машиниста в смену на один пульт управления несколькими неавтоматизированными установками;
- 0,3 человека в смену на одну непрерывно работающую автоматизированную установку.

Численность машинистов не устанавливается для обслуживания: насосных установок, оборудованных автоматическими устройствами; насосных установок с ручным (местным) управлением, расположенных от места работы рабочих основных профессий таким образом.

III.5.7. Обслуживание кранов

Численность машинистов крана (крановщиков) устанавливается:

- при расположении кранов в одном помещении (зоне) на расстоянии, не превышающем 100 м – 0,5 чел. в смену на один работающий кран;
- при расположении кранов в разных помещениях или на расстоянии свыше 100 м – 1 чел. в смену на один работающий кран.

III.6. Нормативы расхода материальных ресурсов на рудниках

Таблица III.6.1 – Нормативы расхода материалов на очистных работах на 1000 м³ руды

Наименование работ и материала, единица измерения	Норматив
1. Буровая сталь, кг	292
2. Буровая штанга, кг	112
3. Буровая коронка диаметром 75 мм, шт.	67
4. Буровая коронка диаметром 105 мм, шт.	75
5. Гранулит 79/21, кг	2100
6. Детонирующий шнур, м	120

Таблица III.6.2 – Нормативы расхода материалов на подготовительных работах рудников на 1 м³ горной массы

Наименование работ и материала, единица измерения	Норматив
1. Буровая сталь, кг	0,1
2. Буровая коронка диаметром 75 мм, шт.	0,4
3. Электрозажигательный патрон ЭЗП-5 № 4, шт.	1,68
4. Огнепроводный шнур, м	5,13
5. Аммонит бЖВ, кг	3,45

III.7. Средние оклады и тарифные ставки работников предприятий

Таблица III.7.1 – Группы по оплате труда ИТР очистных участков шахт

Мощность пласта, м.	Плановая среднесуточная добыча угля, т		
	группа I	группа II	группа III
свыше 1,8	свыше 2500	1501-2500	800-1500
от 1,21 до 1,8	1501-2500	801-1500	600-800
до 1,2	801-1500	601-800	400-600

Таблица III.7.2 – Должностные оклады начальников очистных участков шахт

Группы	Месячный оклад, р.
I	27540 – 32300
II	23800 – 25840
III	20400 – 22100

Примечание: Оклады заместителя начальника и механика участка устанавливаются на 10 %, горного мастера на 20 %, помощника начальника участков на 15 % ниже должностных оклада начальника участка, заместителю механика участка с проектной добычей 1000 т угля в сутки и более, как горным мастерам.

Должностные оклады начальников подготовительных участков принимаются по II группе.

Таблица III.7.3 – Тарифные ставки рабочих угольных шахт

Профессия	Разряд	Тариф, р./смену
Машинист горно-выемочных машин	6	511
Горнорабочий очистного забоя	5	440
Горнорабочий очистного забоя	4	384
Проходчик	5	440
Электрослесарь	5	440
Электрослесарь	4	384
Электрослесарь	3	341
Машинист подземных установок	3	341
Машинист подземных установок	2	309
Горнорабочий подземный	2	309
Горнорабочий подземный	1	284

Таблица III.7.4 – Тарифные ставки рабочих рудника

Профессия, разряд	Часовая тарифная ставка, р.
Очистные работы: Бурильщик, 5	42,09
Взрывник, 5	38,04
Машинист ВДПУ- 4, 2	33,27
2. Подготовительные работы: Бурильщик, 5	51,24
Машинист погрузочной машины, 4	46,8
Крепильщик, 3	37,68
Машинист электровоза, 4	46,8
Путевой рабочий, 3	37,68

Таблица III.7.5 - Тарифные ставки рабочих разрезов

№ п/п	Наименование вида работ, отраслей, подразделений, профессиональных групп	Разряды						Вне сетки	
		I	II	III	IV	V	VI	1-ая	2-ая
1	На работах в действующих и строящихся разрезах (в т.ч. на горно-капитальных работах и рекультивации земель) и на отвалах	23,22	25,28	27,96	31,49	36,12	41,80	46,07	50,38
2	То же на работах с тяжелыми, опасными и вредными условиями труда (работы на глубине 150 м и более)	25,57	27,81	30,78	34,64	39,72	46,00	50,69	55,46
3	Работы на поверхности действующих и строящихся разрезов (в технологической цепочке): на транспортировке угля и породы в процесс основного производства; угольные склады, установки по переработке и сортировке угля (ДСК, ДПК, ДПУ, ПК, СОТ, СПК), обогатительные установки, обогатительные фабрики; погрузка угля в ж.д. вагоны	20,13	21,92	24,30	27,41	31,20	36,30	42,74	47,03
4	На остальных работах поверхности: в ремонтных цехах, на строительных и ремонтно-строительных работах, на складах ГСМ, нефтебазах, АЗС	18,08	19,63	21,81	24,62	28,08	32,61	38,77	42,88
5	На работах, перечисленных в п.4, производимых во вредных и опасных условиях, тарификация осуществляется по п.3 данной таблицы								
6	На остальных работах, не перечисленных в пп. 1-5 во всех предприятиях и организациях (кроме указанных особо)	15,14	16,54	18,38	20,53	23,42	27,46		

Таблица III.7.6 – Тарифные ставки водителей автотранспорта разрезом

Грузоподъемность ав- томобиля (тоннах)	I группа ставок		II группа ставок		III группа ставок
	Бортовые автомобили и автомоби- ли-фургоны общего назначения		Специализированные и специальные автомо- били: самосвалы, цистерны, фургоны, кон- тейнеровозы, пожарные, технической помо- щи, снегоочистительные, поливомоечные,		Автомобили по пере- возке цемента, ядохи- микатов, трупов, без- водного аммиака, ам- миачной воды, гнию- щего мусора, ассени- зирующих грузов
	на работах отно- сящихся к тех- нологическим перевозкам	на работах не относящихся к технологическим перевозкам	на работах относя- щихся к технологи- ческим перевозкам	на работах не относя- щихся к технологи- ческим перевозкам	
до 0,5	-	-	25,09	22,86	23,41
свыше 0,5 до 3,0	25,76	23,41	26,60	24,17	25,09
свыше 3,0 до 5,0	26,60	24,17	27,62	25,09	25,76
свыше 5,0 до 10,0	28,47	25,76	29,59	26,69	28,04
свыше 10 до 20	29,59	26,69	31,05	28,04	30,21
свыше 20 до 60	33,52	30,21	36,23	32,53	-
свыше 60 до 100	-	-	39,16	35,11	-
свыше 100 до 140	-	-	43,46	38,87	-
свыше 140 до 190	-	-	48,68	43,43	-
свыше 190 до 250	-	-	53,86	48,05	-

III.8. Налоги и платежи

Таблица III.8.1 – Налоги и платежи

Наименование налога, платежа	Налогооблагаемая база	Единица измерения налогооблагаемой базы	Срок оплаты налога, последний день месяца	Ставка
Социальный налог	ФОТ	тыс. р.	15	34%
Отчисления на страхование от несчастного случая:				
на шахтах, рудниках	ФОТ	тыс. р.	15	8,5 %
разрезах	ФОТ	тыс. р.	15	5,4 %
Налог на добычу полезных ископаемых	Выручка без НДС	тыс. р.	20	4,0 %
Плата за землю	Площадь горного отвода	га	сентябрь, 15	18600 р.
Транспортный налог	Мощность двигателей транспортных средств	кВт	15	по шкале, р.
Налог на пользователей автодорогами	Выручка без НДС	тыс. р.	15	1 %
Плата за пользование водными объектами	Объем добычи	тыс. т	20	18,3 р.
Налог на имущество	Стоимость имущества	тыс. р.	квартал, 15	2 %
Налог на прибыль	Налогооблагаемая прибыль	р.	25	24 %
Налог на добавленную стоимость	Выручка	тыс. р.	20	20 %

Примечание: Экологические платежи принимаются в соответствии с методикой (раздел 1.7).

III.9. Нормы амортизационных отчислений

Таблица III.9.1 – Нормы амортизационных отчислений на оборудование шахт

Наименование машин и оборудования	Годовая норма, %
1	2
1. Электродвигатели до100 кВт	12,6
2. Электродвигатели более 100 кВт	8,1
3. Пускатели, фидерные автоматы, реостаты	33,1
4. Трансформаторы, распределительные ящики, выпрямители	14,8
5. Измерительные приборы маркшейдерские	16,7
6. Измерительные приборы электрические	10,0
7. Электровозы	14,3
8. Вагонетки	22,8
9. Аккумуляторные батареи	12,8
10. Насосы центробежные	12,5

Продолжение таблицы III.9.1

1	2
11. Насосы шламовые, участковые	33,3
12. Вентиляторы частичного проветривания	25,0
13. Вентиляторы главного проветривания	12,5
14. Дымососы, калориферы	10,0
15. Компьютеры	12,5
16. Конвейеры скребковые	24,0
17. Конвейеры ленточные	20,0
18. Лебёдки	16,7
19. Перегрузатели	18,9
20. Комбайны	22,2
21. Маслостанции	33,3
22. Секции механизированной крепи	34,3
23. Сбочно-буровые станки и установки	30,2
24. Бурильные и отбойные молотки, перфораторы и другой механический, пневматический и электрифицированный инструмент	50,0

Таблица III.9.2 – Нормы амортизационных отчислений на оборудование разрезов

Наименование машин и оборудования	Годовая норма, %.
1	2
Здания со стенами из кирпича толщиной 1,5-2,5 кирпича, перекрытие железобетонное или бетонное	1,8
Здания, облегченные из кирпича, монолитного ж/б, шлакоблоков. Перекрытия железобетонные, бетонные и деревянные	1,0
Тракторы гусеничные: 5, 10, 15, 25 и 35 т	11,1
Металлорежущее оборудование массой до 10 т:	
станки с ручным управлением	5,0
станки с ЧПУ	6,7
Прессы механические, гидравлические, ножницы, правильные и гибочные машины, ковочные вальцы, горизонтально-ковочные машины, молоты:	
массой до 30 т	7,7
массой более 30 т	5,6
Компрессоры общего назначения производительностью:	
до 20 м ³ /мин	5,4
более 20 м ³ /мин	6,7
Конвейеры стационарные с шириной ленты 1600-2000 мм и более, ленточные для открытых горных работ производительностью	
от 1000 до 2500 м ³ /ч.	10,0
от 2500 до 5000 м ³ /ч. и более	8,0
Станки для бурения скважин	20,0
Конвейеры ленточные для открытых горных работ производительностью более 5000 м ³ /ч.	5,0

Продолжение таблицы III.9.2

1	2
Экскаваторы роторные для открытых горных работ с производительностью (по разрыхленной массе):	
от 630 до 2500 м ³ /ч	6,3
от 2500 до 4500 м ³ /ч.	5,0
более 4500 м ³ /ч. и многоковшовые на ж/д ходу	4,0
более 4500 м ³ /ч. одноковшовые с вместимостью от 13-40 м ³	
Экскаваторы одноковшовые с ковшом вместимостью	
от 3 до 13 м ³	5,7
более 13 м ³	3,5
Электровозы постоянного и переменного тока	3,3
Тепловозы маневровые и промышленные:	
с электрической передачей	4,0
с гидравлической передачей мощностью 550 кВт и выше	5,0
с гидравлической передачей мощностью до 550 кВт	6,6
Полувагоны 4-, 6- и 8-осные	4,5
Вагоны грузовые бункерные	3,3
Автомобили грузоподъемностью:	
до 0,5 т	20,0
от 0,5 до 2 т	14,3
свыше 2 т с ресурсом до капитального ремонта, % от стоимости машины на каждые 1000 км пробега	
до 200 тыс. км	0,37
от 200 до 250 тыс. км	0,30
от 250 до 350 тыс. км	0,22
от 350 до 400 тыс. км	0,20
Автомобили-самосвалы, работающие на карьерах, грузоподъемностью (% стоимости в год):	
от 27 до 50 т	16,7
от 50 до 120 т	14,3
от 120 до 220 т	12,5
свыше 220 т	11,1
Автомобили-самосвалы, работающие на прочих работах (% стоимости машин на каждые 1000 км пробега) грузоподъемностью:	
от 27 до 50 т	0,37
от 50 до 120 т	0,3
от 120 до 220 т	0,22
свыше 220 т	0,2
Думпкары (для карьеров $k = 1,6$)	6,1

Таблица III.9.3 – Укрупнённые нормы амортизации угольных шахт

Наименование объекта основных средств	Годовая норма, %
Здания и сооружения	5
Машины и оборудование	15
Прочие объекты основных средств	10

III.10. Укрупнённые показатели прочих расходов в себестоимости продукции

Показатели прочих расходов определены на основании достигнутых показателей себестоимости 1 т угля на шахтах Кузбасса. Показатель прочих расходов установлен в процентах суммы затрат на 1 т угля по элементам: материальные затраты, оплата труда, отчисления на социальные нужды и амортизация основных фондов.

Таблица III.10.1 – Прочие расходы на шахтах

Регион Кузбасса	Показатель, %
Томь-Усинский район	14,1
Новокузнецкий район	12,5
Беловский район:	11,7
Ленинск-Кузнецкий район	14,1
Полысаевский район	14,2
Берёзовский район	18,7
Анжерский район	17,5
Киселёвский район	14,1
Прокопьевский район	15,2
Ерунаковский район	11,4

Таблица III.10.2 – Прочие расходы на разрезах

Разрез	Показатель, %
Черниговец	25,4
Кедровский	17,2
Шестаки	12,7
Медуречье	13,2

III.11. Нормативные запасы материальных ресурсов и сроки проведения платежей

Таблица III.11. – Нормативные запасы материальных ресурсов и сроки проведения платежей

Наименование запасов и платежей	Сроки, дн.
Запасы материалов на складе	30
Запасы угля на складе	3
Сроки проведения платёжных поручений	4
Задержка платежей по покупателям, по поставщикам	25
Задолженность по заработной плате	15
Налоговые платежи в бюджет	30
Резервы (из расчёта отпускных)	60

III.12. Цены на материальные ресурсы

Таблица III.12.1 – Средние цены на материальные ресурсы шахт

Наименование материала, ресурса	Цена, р.
1	2
Лесные материалы (средняя цена для всего ассортимента), м ³ :	4856
Круглый лес	3163
Брус	4998
Однорезка	3831
Плаха, тес	5248
Доска необрезная	5353
Крепь металлическая арочная из СВП-17, комплект:	
АЗУ917, АЗУ117	5267
АЗУ1117	5520
Крепь металлическая арочная из СВП-22, комплект:	
АЗУ1022	6312
АЗУ1122	6707
АЗУ1322	7495
АЗУ1822	8481
Крепь металлическая арочная из СВП-27, комплект:	
АЗУ1027	7299
АЗУ11	7495
АЗУ13	7890
АЗУ16	8482
АЗУ18	8876
Крепь металлическая трапециевидная, комплект:	
КМПТ3,2x2,8	5779
КМПТ3,5x2,5	5568
КМПТ3,8x1,8	7497
КМПТ4,5x2,8	6943
КМПТ6,2x3,4	9271
КМПТ3,2x2,5	6086
КМПТ3,6x2,5	6746
КМПТ3,6x2,8	7101
КМПТ4,2x2,5	8185
КМПТ4,2x2,8	8581
Верхняк В-300, шт.:	
Длина 3,0 м	354
Длина 3,5 м	385
Анкерная крепь ШК длиной, комплект:	
2 м	84
1,4 м	94
1,6 м	102
1,8 м	110
Анкера АСП № 20 длиной, комплект:	
1,0 м	66
1,2 м	74
1,5 м	83

Продолжение таблицы Ш.12.1

1	2
1,6 м	91
1,8 м	99
2,0 м	108
2,2 м	116
Ампулы для анкерной крепи, шт.:	
АКУ 330 Н, У	25
АКУ 470 Н, У	37
АП-М-330	31
АП-М-470	47
Подхват для анкерной крепи из швеллера № 8 длиной, шт:	
2,4 м	388
3,0 м	472
3,2 м	499
3,4 м	527
3,6 м	554
3,8 м	582
4,0 м	611
Затяжка:	
Железобетонная, м ³	5502
Решетчатая ЭР-1, м ²	154
Решетчатая S-1-0,5, м ²	164
Болты анкерные с гайками, т	36163
Трубы для орошения противопожарные, т	22092
Вентиль фланцевый типа ДУ диаметром, шт.:	
50 мм	647
80 мм	1000
120 мм	2185
Задвижки чугунные типа ДУ диаметром, шт.:	
50 мм	653
100 мм	1175
Фланец диаметром, шт.:	
50 мм	128
80 мм	172
Буровая сталь, т	3945
Вентиляционная труба диаметром, м:	
800 мм	243
1000 мм, м	308
Транспортерная лента шириной:	
0,8 м	
1,0 м	2585
1,2 м	3132
Элементы монорельсовой дороги, шт.:	
Вертлюг	997
Захват для анкерной крепи	908
Захват для арочной крепи	977
Контейнер грузовой	65724

Окончание таблицы III.12.1

1	2
Кронштейн к пассажирской балке на 16 мест	5050
Кронштейн к пассажирской балке на 8 мест	7720
Пассажирская балка на 8 мест	9389
Пассажирская балка на 16 мест	12909
Элементы напочвенной дороги:	
Болт путевой 22x115, т	52600
Костыли, т	25643
Накладки, т	26194
Рельсы, т	23865
Стрелочный привод Р-24, шт.	72252
Шпала деревянная 2600 мм, шт.	331
Шпала деревянная, м ³	2352
Шпала деревянная 1300 мм, шт.	165
Взрывчатые вещества, кг	37
Средства взрывания, шт.	11
Резец, шт.:	
ЭР	442
ЭС-40	156
КБ-01	175
УМК-90	284
РПП-2М	614
РКС-1И-02	178
РТЗ-32	581
РС-4	923
Кабельная продукция, м:	
КГЭШ 1140 в 3x4+1x2,5	87
КГЭШ 1140 в 3x6+1x4	139
КГЭШ 1140 в 3x10+1x6	164
КГЭШ 1140 в 3x25+1x10	271
КГЭШ 1140 в 3x95+1x10	761
КГЭШ 1140 в 3x70+3x6	611
КПГСН 660 в 3x25+1x1,5	273
КПГСН 660 в 3x16+1x6	163
КПГСН 660 в 3x50+1x16	398
КПГСН 660 в 3x95+1x35	768
Элементы линейной части ленточного конвейера ЛТ-100, м	393

Таблица III.12.2 – Средние цены на материальные ресурсы разрезов

Наименование	Цена, р.
1	2
Канаты, м :	
подъемный, а также возвратный	296,08
напорный	164,39
стрелковый	296,08
открывания днища ковша, (вспомогательные лебедки)	164,39
Зубья ковша, шт.	5500

Продолжение таблицы Ш.12.2

1	2
Кабель гибкий, м	719
Горюче-смазочные материалы, кг: Масло М10 ДМ	12,80
Смазка 1-13	46,61
SAE	44,07
RIMULAX15W40 API CF-4/	77,97
Авиамасло МС-20	16,95
Солидол С	17,80
Литол 24	37,29
Графитная смазка УСС А	20,34
Турбинное ТП-22	21,19
Веретенное И-12 (И-20)	18,93
ТМ 3-18 API GL-3	13,19
Масло марки «А»	15,42
Трансформаторное	28,81
ВМГ3	20,34
Тасол	23,31
МГЕ -46В (М8 Г2К)	11,44
М8В	12,29
Керосин	12,54
Дизтопливо	12,97
Бензин АИ-92	13,05
Бензин А-80	11,58

Таблица Ш.12.3 – Контрактные цены на реализацию угля, в зависимости от калорийности за 2011 г.

Предприятие	Марка угля	Цена, \$/т	Контрактная цена продажи, \$/т	Калорийность, ККал	Цена FCA с учетом калорийности, \$/т
7 ноября	Гомсш	27,82	86,63	5852	29,23
Заречный	ДР	25,62	83,65	5670	26,54
Изыхский	Домсш	24,44	72,35	5000	16,65
Камышанский	ДР	34,71	92,22	5600	25,51
КАРО/Белон	Домсш	15,25	79,04	5400	22,55
Кирова	Гконц	18,35	75,65	6450	38,05
Комсомолец	Гконц	48,12	99,68	6400	37,31
Котинский	ДГомсш	26,32	83,80	5980	31,11
Красноярская	Домсш	45,76	111,63	5230	20,04
Полысаевская	Гомсш	70,71	115,37	6100	32,89
Шахта №7	ДГомсш	28,89	86,74	5900	29,93
Березовский	2БР	61,86	114,00	3600	61,86
Изыхский	Домсш	79,01	122,91	5000	26,65
Касьяновская ОФ	Домсш	26,65	65,00	5500	108,13
Сибэнергоуголь	Тпк	44,32	100,00	0	44,32
Тугнуйский	Домсш	42,56	83,27	5636	42,56
Ургалуголь	ГР	43,00	67,21	4650	43,00
Среднее		40,76	92,33		36,65

Таблица III.12.4 – Мировые цены на уголь с 1987 по 2009 гг.

Годы	Рынок Северо-Западной Европы	Рынок США	Импортные цены на коксующийся уголь в Японии	Импортные цены на энергетический уголь Японии
1987	31,30		53,44	41,28
1988	39,94		55,06	42,47
1989	42,08		58,68	48,86
1990	43,48	31,59	60,54	50,81
1991	42,80	29,01	60,45	50,30
1992	38,53	28,53	57,82	48,45
1993	33,68	29,85	55,26	45,71
1994	37,18	31,72	51,77	43,66
1995	44,50	27,01	54,47	47,58
1996	41,25	29,86	56,68	49,54
1997	38,92	29,76	55,51	45,53
1998	32,00	31,00	50,76	40,51
1999	28,79	31,29	42,83	35,74
2000	35,99	29,90	39,69	34,58
2001	39,29	49,74	41,33	37,96
2002	31,65	32,95	42,01	36,90
2003	42,52	38,48	41,57	34,74
2004	71,90	64,33	60,96	51,34
2005	61,07	70,14	89,33	62,91
2006	63,67	62,98	93,46	63,04
2007	86,60	51,12	88,24	69,86
2008	149,78	116,14	179,03	122,81
2009	70,66	68,08	167,82	110,11

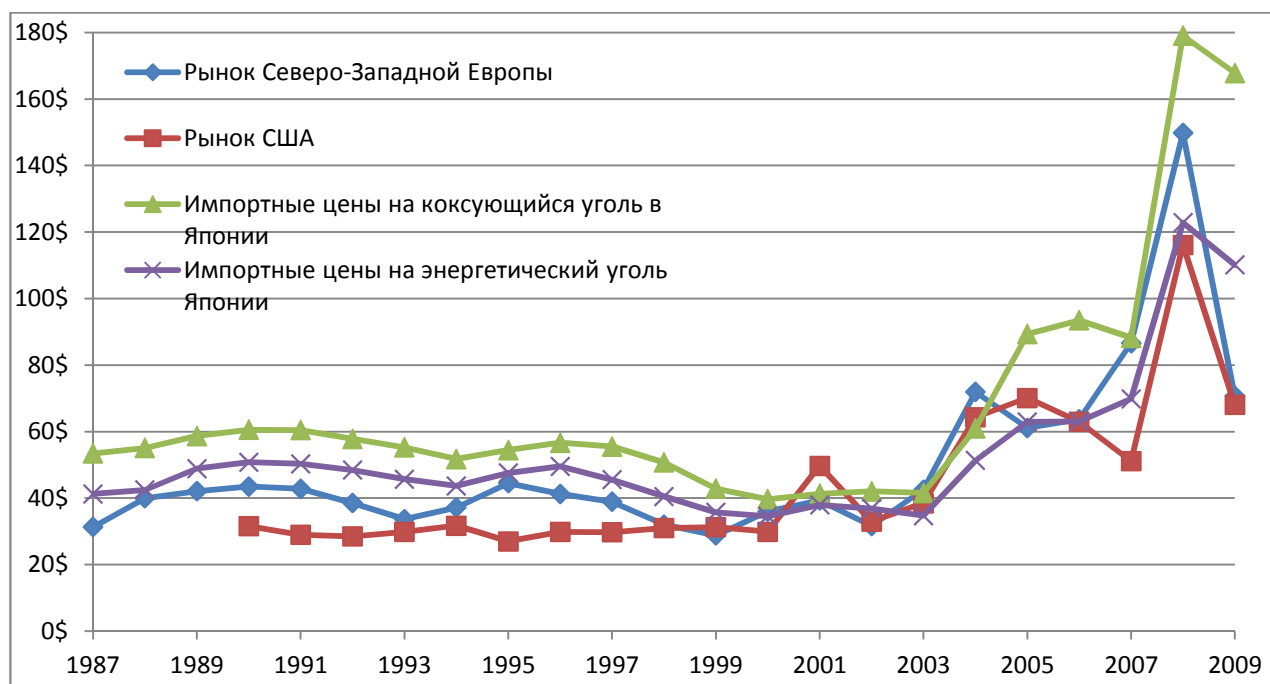


Рисунок III.12.1 – Динамика изменения цен на уголь

III.13. Дефляторы цен Российской Федерации

Таблица III.13.1 – Дефляторы цен по ресурсам

Годы	Дефлятор потребительских цен на товары и услуги населению	Дефлятор цен производителей промышленной продукции	Дефлятор цен производителей в строительстве (по капитальным вложениям)	Дефлятор тарифов на грузовые перевозки	Дефлятор агрегированный
1990	1,1	1,0	1,1	1,1	1,075
1991	2,6	2,4	2,6	1,5	2,275
1992	26,1	33,8	16,1	35,6	27,9
1993	9,4	9,9	11,6	18,5	12,35
1994	3,2	3,3	5,3	3,5	3,875
1995	2,3	2,7	2,7	2,7	2,600
1996	1,218	1,256	1,722	1,271	1,354
1997	1,110	1,076	1,145	1,009	1,085
1998	1,844	1,232	1,055	1,167	1,324
1999	1,365	1,673	1,308	1,182	1,382
2000	1,202	1,316	1,422	1,515	1,364
2001	1,186	1,107	1,144	1,386	1,706
2002	1,129	1,073	1,098	1,029	1,082
2003	–	1,131	1,103	1,235	1,120
2004*	1,112	1,584	1,146	1,150	–
2005*	1,105	1,066	1,142	1,223	–
2006*	1,082	1,060	1,117	0,983	–
2007*	1,091	1,225	1,160	1,163	–
2008*	1,122	1,128	1,177	1,116	–
2009*	1,077	0,995	0,948	1,017	–

Примечание: * – дефляторы цен указаны по Кузбассу

Таблица III.13.2. – Индексы цен по отраслям промышленности

Отрасли промышленности	Годы								
	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009
Вся промышленность	1,107	1,17	1,13	-	1,066	1,059	1,225	1,123	0,995
Электроэнергетика	1,3	1,27	1,14	1,062	1,196	1,229	1,194	1,168	1,120
Нефтедобывающая	0,97	1,26	1,02	-	-	-	-	-	-
Газовая	1,42	1,30	0,77	1,150	1,211	1,097	1,191	-	-
Угольная	1,22	1,09	1,10	1,606	1,144	0,947	1,269	1,335	0,804
Машиностроение	1,17	1,11	1,11	-	-	-	-	-	-

III.14. Нормативные показатели финансового состояния и эффективности инвестиционного проекта

Таблица III.14.1 – Нормативные показатели финансового состояния

Показатели	Расчётная формула	Нормативное значение
Коэффициент общей ликвидности	ОА/КП	2,0
Коэффициент мгновенной ликвидности	ДС/КП	0,2
Коэффициент абсолютной ликвидности	(ДС+КФВ)/КП	0,1
Коэффициент общей платёжеспособности	(ВА+ЗЗ)/(ДП+КК+З)	>0,5
Коэффициент финансирования	КиР/(ДП+ККиЗ)	>1,0
Коэффициент долевого участия денежного капитала	(ДС+ДЗ+ПОА)/ВБ	1,0
Коэффициент финансовой независимости	КиР/ВБ	0,5
Доля собственных оборотных средств в покрытии запасов	СОС/ЗЗ	0,5
Чистый дисконтированный доход, тыс. р.		≥ 0
Индекс доходности		$\geq 1,0$
Внутренняя норма доходности, %		\geq ПКИ
Срок окупаемости, г.		\leq Тэ

Примечание: ВБ – валюта баланса; ДЗ – дебиторская задолженность; ДП – долгосрочные пассивы; ДС – денежные средства; З – займы; ЗЗ – запасы и затраты; КиР – капитал и резервы; КК – краткосрочные кредиты; КП – краткосрочные пассивы; КФВ – краткосрочные финансовые вложения; ОА – оборотные активы; КИ – плата за кредит инвестора; ПОА – прочие оборотные активы; СОС – собственные оборотные средства, чистый оборотный капитал; Тэ – срок эксплуатации шахты.

III.15. Основные показатели работы горных предприятий

Таблица III.15.1 – Показатели работы шахт и разрезов Кузбасса за 2010 год

Наименование предприятия	Марка угля	Отпускная цена за 1 т, р.	Себестоимость добычи 1 т, р.	Добыча, тыс. т.	Среднемесячная производительность труда рабочего, т.	Среднемесячная численность работников, чел.	Среднемесячная зарплата работников, р.
1	2	3	4	5	6	7	8
ИК Соколовская	Д	353,43	281,42	4084,8	167	2577	9064
Ерунаковская УК		318,00	275,66	3522,6	185	2932	
р. Караканский-Юж.	Д	250,00	233,90	2728,4	532	332	11670
р. Ерунаковский				2718,3	251	1081	10878
р. Таежный	Д	279,53	325,24	2613,4	165	1605	10117
Сибирь-уголь				2316,3	77	4171	8314

Продолжение таблицы Ш.15.1

1	2	3	4	5	6	7	8
р. Караканский	Д			2081,1	219	985	9764
р. Сартакинский	Д, ДГ			1724,1	141	1626	10251
р. Задубровский	Д	250,58	213,48	1664,2	256	647	11797
р. Осинниковский	Т			1628,7	168	974	10357
ш/у Котинское	ДГ	479,51	251,47	1621,6	289	467	12785
р. Вахрушевский	СС			1551,2	140	1125	10702
ш. Первомайская	К, КО	551,49	430,58	1363,4	107	1276	9264
ш. Березовская	К	555,76	468,61	1255,1	104	1229	9250
ш. Алардинская	КС, Т			1171,9	66	1781	11464
р. Евтинский	Д	286,70	281,90	759,8	221	358	11191
р. Шестаки	СС, КС	722,99	695,49	750,6	92	783	
ш/у Физкультур- ник		596,90	548,90	719,1	68	1016	
ш. Чертинская	Ж	785,92	823,86	713,8	47	1523	8664
ш. N 12	КС, Т	879,27	973,63	705,4	51	1400	13160
ш. Краснокамен- ская	Д	519,12	591,41	627,1	50	1247	7937
СП Карбо-КХ	Т	344,50	278,63	617,0	289	285	12408
ш. Егозовская	Д	445,54	530,54	575,2	54	1108	7826
ш. Колмогоровская	ДГ	323,62	367,11	558,4	91	678	8643
р. Калининский	КС	758,95	733,86	525,1	66	792	12528
р. Пермьяковский	Д	356,26	379,68	522,7	320	186	14117
ш. Тайжина	Ж			398,9	137	287	14105
ш/у Ленинское	Д	397,53	533,12	391,8	64	655	7579
ш/у Сибирское	КС, ТС, ОС	661,16	698,12	369,5	47	829	7435
р. Октябринский	СС	398,90	352,47	269,4	89	302	6966
ш/у Анжерское	ТС, ОС	701,73	799,15	261,6	51	513	9850
ш. Дальние Горы	Г	592,53	1197,37	216,6	22	1060	5570
р. Кайчакский	Б2	143,50	142,65	111,2	206	72	5161
ш. Новая	Ж	770,89	770,89	33,2	71	445	8781

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В настоящем учебном пособии разработаны методические указания по составлению экономической части курсовых и дипломных проектов, позволяющие определять экономическую эффективность принимаемых инженерных решений. Эффективное использование инвестиций требуют совершенствования их оценки, а также уточнение принятых в мировой практике комплекса показателей, учета неопределенности и рисков.

Для горного инженера, экономиста-менеджера в рыночных условиях становится важным проверка эффективности своих решений в проектах строительства, реконструкции и технического перевооружения шахт, разрезов и рудников современными экономическими методами. С этой целью в учебном пособии приведена методология современных экономических расчетов по оценке инженерных решений в курсовых и дипломных проектах, выполняемых студентами горных и экономических специальностей.

Для снижения трудоемкости выполнения экономических расчетов при различных вариантах рекомендованы стандартные компьютерные программы профессионального уровня. Представлены методические указания по их применению к различным проектным решениям.

Для выполнения расчетов сметной стоимости строительства, капитальных и эксплуатационных затрат, показателей эффективности в пособии приведены примеры составления экономической части курсовых и дипломных проектов, выполняемые студентами различных специальностей горного профиля.

В справочном разделе пособия даны укрупненные стоимостные и нормативные показатели, разработанные для условий проектирования шахт, разрезов и рудников Кузбасса.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов: (Вторая редакция) /М-во экон. РФ, М-во фин. РФ, ГК по стр-ву, архит. и жил. политике; рук. авт. кол.: Коссов В.В., Лившиц В.Н., Шахназаров А.Г. - М.: ОАО «НПО «Изд-во «Экономика», 2000.- 421 с.
2. Экономика горного производства и менеджмент: Учеб.пособие/ В.А. Скукин, А.Н. Супруненко, Л.С. Скрынник; ГУ КузГТУ. – Кемерово, Кузбассвуиздат, 2007. – 478 с.
3. Большой экономический словарь /Под ред. А.Н. Аэрилияна, –7-е изд. доп. – М.: Институт новой экономики, 2007. – 1472 с.
4. Графова Г.Ф. Экономическая оценка инвестиций: учеб.пособие / Г.Ф. Графова, С.В. Гуськов. – М.: «Дашков и К», 2007. – 138 с.
5. Скрынник Л.С. Экономика природопользования: Учебное пособие. – Кемерово: Кемеровский институт (филиал) РГТЭУ, 2011. – 54с.
6. Гирусов Э.В., Бобылев С.Н., Новоселов А.Л., Чепурных Н.В. Экология и экономика природопользования: Учебник для вузов. 3-е изд. перераб. и доп.– М.: «ДАНА»,2007. –591 с.
7. Массажковский Я.В. Экономика горной промышленности: Учебник для вузов. – М.: Издательство МГГУ, 2004.-525 с.
8. Осипова Л.М. Экономическая оценка инвестиций: учеб.пособие / Л.М. Осипова; Кузбас. гос. техн. Ун-т. – Кемерово, 2011. – 86 с.
9. Стоянова Е.В. Эколого-экономическая модель оценки эффективности инновационных природоохраных технологий на угледобывающем предприятии./Сборник научн. работ: «Эколого-экономические проблемы природопользования в горной промышленности» - Шахты, изд-во ЮРО АГН, 2009. – С.131-134.
10. Стоянова Е.В. Автореферат диссертации «Эколого-экономическое обоснование формирования комплексной программы снижения негативного воздействия угольных шахт на окружающую среду»./М.: - МГГУ, 21 с.
11. Сборник «Нормы выработки на проведение горных выработок проходческими комбайнами для шахт ОАО «Компания Кузбассуголь», изд. Кузбасского ЦОТ, Прокопьевск, 2002. 18 с.
12. Кузбасс 2010: Стат. сб./Кемеровостат. – Кемерово, 2010. – 285 с.

13. Скукин В.А. Организация горных работ на разрезах. Метод. указ. по выполнению курсового проекта, КузГТУ, Кемерово, 2011. – 34 с.
14. Скукин В.А. Организация производства на добычных участках шахты. Метод. указ. по выполнению курсового проекта, КузГТУ, Кемерово, 2011. – 31 с.
15. Скукин В.А. Организация производства подготовительных работ на шахте. Метод. указ. по выполнению курсового проекта, КузГТУ, Кемерово, 2011. – 50 с.
16. Скукин В.А. Расчет производственной мощности угольного разреза. Метод. указ. по выполнению курсового проекта, КузГТУ, Кемерово, 2011. – 31 с.