

ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
"КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ"

В. А. Скукин, А. Н. Супруненко

ОРГАНИЗАЦИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА
ПРАКТИКУМ

Рекомендовано учебно-методической
комиссией направления подготовки
080200.62 «Менеджмент» профиль
"Производственный менеджмент (по
отраслям)" в качестве электронного
издания для проведения практических
занятий

Кемерово 2013

профессор кафедры "Производственный менеджмент",
д.т.н. С. В. Березнев
Зав. кафедрой "Производственный менеджмент",
к.э.н. Королева Т. Г.

Директор института КузНИИШахстрой

председатель учебно-методической комиссии направления подготовки 080200.62 "Менеджмент" профиль "Производственный менеджмент (по отраслям)"

Скукин Валерий Алексеевич, Супруненко Александр Николаевич. Организация горного производства. Практикум для бакалавров "Экономика и управление на предприятиях горной промышленности и геологоразведки". Рекомендуется для использования студентами при изучении и выполнении практических занятий по дисциплинам: "Экономика и менеджмент горного производства" специальности 130404 "Подземная разработка месторождений полезных ископаемых", "Экономика горного производства" специальности 130403 "Открытые горные работы", "Организация производства и менеджмент" специальности 170100 "Горные машины и оборудование" [Электронный ресурс] / В. А. Скукин, А. Н. Супруненко. – Электрон. дан. – Кемерово: ГУ КузГТУ, 2013. – 1 электрон. опт. диск (CD-ROM); зв.; цв.; 12 см. – Систем. требования: Pentium IV; ОЗУ 8 Мб; Windows XP; (CD-ROM-дисковод); мышь. – Загл. с экрана

Представлены краткие методологические основы организации горного производства на шахтах, рудниках и разрезах Кузбасса, справочные данные для выполнения практических занятий и самостоятельного изучения дисциплины "Организация горного производства", а также выполнения экономической части курсовых и дипломных проектов при проектировании горных предприятий Кузбасса.

© ГУ КузГТУ, 2013

© Скукин В.А., Супруненко А. Н.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	4
ЧАСТЬ 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ.....	5
1. Основы организации горного производства.....	5
1.1. Научные основы организации производства.....	5
1.2. Основы теории систем.....	10
1.3. Сущность, принципы и задачи организации горного производства.....	16
1.4. Современные формы и способы организации производства.....	21
1.5. Задачи и принципы организации производственных систем	26
1.6. Организация производственного процесса.....	33
2. Горное предприятие как производственная система.....	41
2.1. Горное предприятие в структуре отрасли.....	41
2.2. Производственная мощность и формирование структуры горного предприятия.....	43
2.3. Оптимизация календарного режима работы горного предприятия.....	45
2.4. Организация использования комплексов горного оборудования.....	50
2.5. Расчеты оптимального числа машин в задачах взаимоувязки производственных звеньев	55
2.6. Расчеты производительности оборудования с учетом организационных нарушений.....	60
2.7. Графические методы организации производства во времени и пространстве.....	65
2.8. Методические основы оценки эффективности организационных решений.....	73
3. Проектирование организации производства горных предприятий.....	86
3.1. Организация производства при проведении горных выработок на шахтах.....	86
3.2. Организация очистных работ на шахтах и рудниках.....	93
3.3. Организация работ на внутришахтном транспорте и подъеме.....	100
3.4. Организация ремонта и поддержания горных выработок.....	108

3.5. Организация энергомеханической службы и технического обслуживания горно-шахтного оборудова- ния.....	114
3.6. Организация работы технологического комплекса и вспомо- гательных работ на поверхности шахт.....	118
3.7. Организация работ на добычных и вскрышных уступах разреза.....	125
3.8. Организация транспортирования горной массы на разрезах.....	133
ЧАСТЬ 2. ПРАКТИКУМ ПО ОРГАНИЗАЦИИ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА.....	142
4.1. Оценка экономической эффективности организационных решений.....	142
4.2. Расчет производственной мощности шахты.....	145
4.3. Расчет производственной мощности угольного разреза.....	151
4.4. Производственные системы. Тестовый контроль.....	172
4.5. Проектирование организации подготовительных работ на шахте.....	175
4.6. Проектирование организации очистных работ на шахте.....	199
4.7. Проектирование организации работ шахтного подземного транспорта.....	232
4.8. Организация работ на добычных уступах с автомобильным транспортом на разрезе.....	255
Список рекомендуемой литературы.....	262

ПРЕДИСЛОВИЕ

В современных условиях активной инновационной деятельности горных предприятий ее эффективность определяется, в том числе, и состоянием организации производства на предприятии, что существенно повышает роль дисциплины "Организация горного производства".

Дисциплина "Организация горного производства" входит в число специальных экономических дисциплин государственного образовательного стандарта для студентов специальности 080502 "Экономика и управление на предприятии (в горной промышленности и геологоразведки)".

Учебное пособие для практических занятий по курсу "Организация горного производства" подготовлено в соответствии с государственным стандартом и ориентировано на самостоятельную работу студентов. Оно содержит комплексное изложение следующих вопросов:

- научные основы организации производства;
- производственный процесс, и методы его организации;
- производственная мощность и формирование структуры предприятия;
- проектирование организации производственных процессов на горных предприятиях;
- методы оценки эффективности организационных решений;

Цель настоящего учебного пособия закрепить базовые знания по дисциплине, полученные студентами в лекционном курсе и приобрести практические навыки по обоснованию эффективности принимаемых решений в конкретных хозяйственных ситуациях. В связи с этим, по каждой рассматриваемой теме в пособии предлагается перечень вопросов для подготовки студентов к практическим занятиям, методические указания к их изучению, реальные задачи из хозяйственной деятельности угольных предприятий Кузбасса с примерами решения и для самостоятельного решения студентами.

Учебное пособие предназначено, в первую очередь, для студентов КузГТУ всех форм обучения, изучающих дисциплину "Организация горного производства" и включает обязательный для студента минимум учебного и методического материала по данной дисциплине.

ЧАСТЬ 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

1. Основы организации горного производства

1.1. Научные основы организации производства

Организация производства является немаловажным фактором повышения эффективности деятельности предприятия и связано с системой управления.

В общем, виде управление как явление объективного мира представляет собой воздействие на некоторый функционирующий объект, а точнее – цепь воздействий, осуществляемых для наилучшего достижения объектом поставленной цели. Выделяют три основных класса управления: в неживой природе, в частности, в технических системах; в живой природе, организмах; в обществе, в частности, в искусственно созданных, организованных системах, к которым относится, например, производство.

В обществе управление является социальным и включает в себя управление индивидуальной трудовой деятельностью и коллективной деятельностью людей, в частности, управление производством (общественной трудовой деятельностью).

Управление производством как особый вид деятельности возникло в результате разделения труда; оно предназначено для координации общественного воспроизводства. По словам К. Маркса, **управлением** – это особая функция, возникающая из самой природы общественного процесса труда и относящаяся к этому последнему. Цель управления производством – обеспечить взаимодействие людей в процессе их трудовой деятельности.

Если под словом производство понимать некоторую функционирующую систему, включающую в себя коллектив людей, оборудование, технологию и т. д., то **управление производством** – это процесс подготовки и осуществления совокупности целенаправленных воздействий на производственную систему, обеспечивающих ее оптимальное функционирование, т. е, наиболее эффективное решение стоящих перед ней задач.

Как всякий развитой вид деятельности управление общественным производством за период своего существования стало объек-

том изучения, в результате чего сформировалась самостоятельная наука – теория управления общественным производством.

Исследуя один и тот же объект, различные науки в качестве непосредственного предмета исследования могут рассматривать конкретные стороны этого объекта. Предметом теории управления служат закономерности управления, определяющие формирование как единой, комплексной системы, а также функционирование этой системы, взаимодействие ее элементов.

Применительно к отдельному конкретному производственному объекту (будь то предприятие, цех, бригада и т. д.) управление обычно рассматривается как динамичный процесс воздействия на уже созданный, функционирующий объект. Формирование же объекта принято считать статической задачей организации производства. Однако в наиболее полном значении **организация производства** – это совокупность принципов, решений и мероприятий, обеспечивающих наиболее эффективную подготовку и функционирование производственного объекта за счет взаимоувязки его частей и элементов. Иначе говоря, **цель организации** – не только создать, сформировать объект, но и обеспечить его работу, текущую взаимоувязку всех операций и действий в процессе производства. В этом смысле организация является функцией, частью управления. В то же время при создании предприятия преследуются определенные цели, вытекающие из задач управления отраслью. Следовательно, и эту функцию организации можно рассматривать как часть, элемент управления, только на более высоком уровне.

Отсюда следует, что организация и управление производством тесно связаны между собой. Применительно к действующему предприятию целесообразно говорить об организационно-управленческой деятельности, протекающей параллельно с производственным процессом. Единство организационно-управленческой и производственно-хозяйственной деятельности дает основание рассматривать теоретические положения организации производства и управления производством в рамках единого научного направления. В частности, применительно к горному производству теории организации и управления представляются как два взаимосвязанных раздела единой науки (имеют общий объект, пересекающиеся функции и задачи, общие методы их решения).

Как правило, в вузовских учебных планах организацию, управление, планирование, экономику и технологию производства

представляют понятиями одного порядка и изучают как самостоятельные дисциплины. Если исходить из объекта научной дисциплины, то следует подчеркнуть, что объектов здесь, по крайней мере, три: собственно производственная деятельность (объект технологии), финансово-экономическая деятельность (объект экономики), организационно-управленческая деятельность (изучается разными дисциплинами). В соответствии с этим, рассматривая указанные понятия как некоторые множества (принципов, задач, методов), их взаимосвязи можно представить в терминах теории множеств.

Особенность **организации и управления горным производством** как единой самостоятельной части науки состоит в ее комплексном характере, определяемом условиями ее формирования на базе социально-экономических и технических наук. Непосредственными источниками данной науки являются три направления исследований:

а) изучение общей теории организации промышленного производства и использование ее закономерностей;

б) анализ горного предприятия и производства как системы целенаправленно и взаимосвязано функционирующих производственных элементов;

в) изучение и применение принципов и методов научного управления производством для решения конкретных организационных задач

Отсюда – *основные методологические особенности теории организации производства: прямая ориентировка на запросы практики, системный анализ проблем и задач с помощью экономико-математических оптимизационных моделей.*

Промышленное производство, являясь важнейшей сферой жизнедеятельности современного общества, в первую очередь отражает специфические особенности общества, в частности, особенности производственных отношений.

Планомерность общественного производства предусматривает решение основных общих задач его организации из единого социально-экономического центра, каковым является представитель собственника на средства производства.

Горные предприятия являются частными и роль государства сводится к регулированию финансовой деятельностью через систему законов. Предприятия (компании) планируют свою деятельность на основе прямых договоров с потребителями. Это основная, ис-

ходная часть хозяйственного механизма управления экономикой в рыночных условиях.

Использование требований объективных экономических законов включает исполнительную производственную и организаторскую деятельность. Механизмом реализации этих требований является управление, которое находится между объективными экономическими законами и исполнительной производственной деятельностью. В процессе управления объективные законы претворяются в практическую хозяйственную деятельность.

Научная организация производства возможна только на основе познания и полного использования объективных законов. Первоочередное значение для организации производства имеют два важнейших экономических закона: закон планомерного, пропорционального развития хозяйства и закон экономии рабочего времени (повышения производительности труда). Каждый из этих законов определяет целевую направленность соответствующей части организации производства: организации производственных предприятий (систем) и организации производственного процесса (функционирования системы).

Реализация объективных экономических законов и вытекающих из них принципов организации производства осуществляется в результате развития и широкого внедрения в производство ряда, основных закономерностей, форм и способов организации.

Одним из основных принципов организации производственной системы является пропорциональность производства, т. е. соблюдение определенных соотношений, пропорций между объемами всех работ, выполняемых в течение любого отрезка времени на том или ином участке производства.

Таким образом, закон планомерного, пропорционального развития определяет структуру производства на всех уровнях: от компании до отдельного участка и бригады. Условие пропорционального выполнения работ обеспечивает наилучшее взаимодействие производственных звеньев, минимальные потери времени, и, следовательно, наиболее благоприятные экономические результаты производства. Соблюдение пропорций действующего производства зависит не только от структуры и соотношения мощностей производственных звеньев, но и от их использования, от затрат рабочего

времени на создание той или иной продукции. В этом находит свое выражение закон экономии рабочего времени: основным принципом организации любого производственного процесса является сокращение затрат времени на производство определенного объема продукции (или обратная задача: создание максимального объема в течение заданного периода времени). Всякая экономия, в конечном счете, сводится к экономии времени. Сформулированный принцип составляет суть интенсификации производства. Для современного этапа развития производства он выражается в том, что повышение эффективности производства происходит главным образом за счет увеличения производительности труда, повышения отдачи основных фондов, улучшения использования сырья и материалов.

Познание и применение объективных экономических законов и основных принципов организации производства позволяют создать полную и достаточно стройную систему закономерностей, форм и способов организации. Степень ее использования на конкретном производственном объекте (отрасль, компания, предприятие) характеризует уровень организованности данного производства.

Управлению производством, в частности, присущ ряд специфических закономерностей и принципов, использование которых в практике организации и управления производством обеспечивает научность, объективный характер этой деятельности, предохраняет от субъективизма и волюнтаризма в хозяйствовании.

Тест

1. Организация – совокупность принципов, решений и мероприятий, обеспечивающих наиболее эффективную подготовку и функционирование производственного объекта за счет взаимосвязки его частей и элементов.

2. производством – процесс подготовки и осуществления совокупности целенаправленных воздействий на производственную систему, обеспечивающих ее оптимальное функционирование, т. е. наиболее эффективное решение стоящих перед ней задач.

3. Источниками науки "Организация и управление производством" являются направления исследования.

4. Источником науки "Организация и управление производством" является изучение общей теории и использование ее закономерностей.

5. Источником науки "Организация производством" является горного предприятия и производства как система целенаправленно и взаимосвязано функционирующих производственных элементов.

6. Формирование объекта производства считается задачей, а управление рассматривается, как динамичный процесс воздействия на уже созданный функционирующий объект.

1.2. Основы теории систем

Для современной теории организации управления наиболее характерным и важным является принцип системности. Он заключается в том, что любой объект исследования и управления рассматривается как часть системы и одновременно сам является системой.

Система – это организованная совокупность частей (подсистем) и элементов, находящихся в определенных отношениях, связях друг с другом и образующих единое целое.

Выделенная из системы по какому-либо признаку часть называется подсистемой. Минимальная, не делимая по данному признаку часть системы называется элементом системы.

Принцип системности (системный подход) предусматривает изучение, учет только существенных связей и взаимодействий элементов. Несущественные и малозначащие по данному признаку связи агрегируются или исключаются.

По отношению к рассматриваемой системе все смежные и более общая система могут рассматриваться как внешняя среда. Влияние среды на систему представляется в виде ограничений и принуждающих связей. Выделение системы из окружающей среды зависит от целей исследования, т. е. один и тот же объект в разных слу-

чаях может рассматриваться как самостоятельная система или как часть более сложной системы (рис. 1.1).

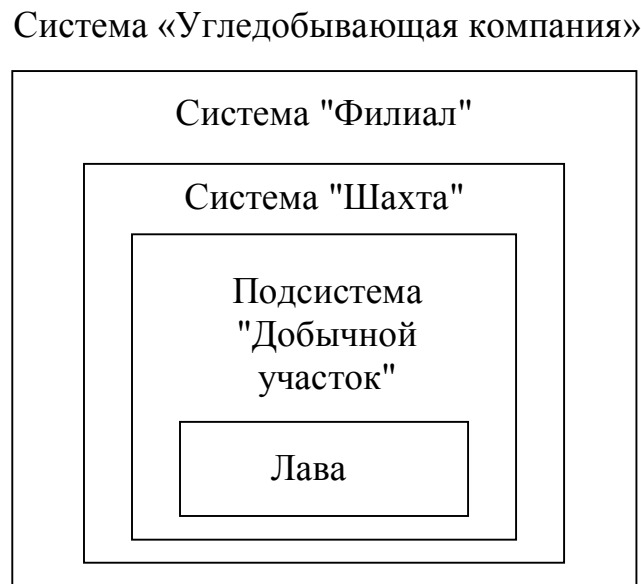


Рис. 1.1. Принцип системности на примере угольной промышленности

Системный подход играет важную роль для управления, позволяя более правильно ставить цели управления, формулировать задачи управления, типизировать задачи и методы их решения.

Системы могут быть материальные (шахта, экскаватор, проходческая бригада) и нематериальные (система математических уравнений, система премирования). Наиболее часто системы разделяют по степени сложности на три класса: простые динамические, сложные (системы с разветвленной структурой и разнообразием внутренних связей, но поддающиеся описанию); очень сложные (большие), не поддающиеся полному описанию при настоящем уровне науки.

Кроме того, по степени определенности функционирования выделяют детерминированные и вероятностные системы. Различие между этими системами условно и зависит от степени изученности системы (насколько известны причинно-следственные связи, определяющие ее поведение), а также от целей и условий анализа системы. Для практики важно, чтобы в определенных пространственно-временных границах с достаточной степенью точности систему можно было принять детерминированной или вероятностной. Например, экскаватор как машина, безусловно, относится к первому

классу систем. Однако экскаватор, работающий в забое, есть вероятностная система со случайными характеристиками производительности, интенсивности отказов и т. д. Сочетание двух названных признаков – степени сложности и детерминированности позволяет выделять шесть классов теоретически возможных систем. На практике, по крайней мере, один из них – класс очень сложных детерминированных систем – пустой.

Существуют и другие классификации систем. Например, по внутренней сущности, природе элементов выделяют системы: формальные (математика, логика); механические (техника); физические и химические; живые (биология); социальные (общество, люди); организационные (комбинированные). В рамках данной учебной дисциплины нас будут интересовать преимущественно организационные системы, в состав которых входят люди, группы людей (коллективы), технические средства, автоматы, финансы и т. д.

Организационная система способна к восприятию и переработке информации, поэтому она относится к категории кибернетических систем.

Кибернетическая система – множество взаимосвязанных элементов, способных воспринимать, запоминать и перерабатывать информацию, а также обмениваться информацией.

Система может быть статичной (не меняет своего состояния) или динамичной: тогда она в каждый момент времени находится в одном из возможных состояний. Изменение состояний системы или отдельных ее элементов определяет ее функционирование. По характеру возможных состояний и переходов системы делят на дискретные и непрерывные.

Для обеспечения наиболее эффективного взаимодействия элементов и функционирования системы осуществляется управление системой. Управляемой является такая кибернетическая система, которая изменяет свои состояния в результате приема и переработки информации.

Управление осуществляется специальным органом, который может рассматриваться как часть (подсистема) организационной системы, состоящая из специализированных элементов. Эта подсистема называется управляющей или системой управления. Частный случай организационной управляемой системы – производственная система.

Производственная система – упорядоченная совокупность элементов и частей, обладающих постоянной взаимосвязью, функционирующая с целью создания (производства) определенной продукции, причем функционирование каждого элемента подчинено общей цели системы.

Любое промышленное предприятие, являясь первичным структурным звеном (элементом) народного хозяйства, состоит из взаимосвязанных внутренних частей, образуя производственную систему (рис. 1.1).

Функционирование производственной системы заключается в выполнении отдельных работ, комплексов работ, частичных процессов. Вся совокупность этих работ и процессов составляет единый производственный процесс.

В качестве элемента производственной системы обычно рассматривается ее минимальная часть, самостоятельно выполняющая более или менее законченную отдельную работу, т. е. обладающая производственной самостоятельностью в исследуемом масштабе времени.

Организационные системы, функционирующие во взаимодействии с внешней средой, обладают рядом свойств, которые обеспечивают эффективность этого функционирования. Наиболее важными являются следующие свойства.

Гомеостаз – устойчивость внутреннего состояния и основных функций системы, поддержание состояния устойчивого равновесия системы с внешней средой. При изменениях среды механизм саморегулирования системы (гомеостаз) должен обеспечивать быстрое реагирование системы на эти изменения. В частности, для того, чтобы производственные системы были достаточно эффективны, они должны строиться как гомеостатические, т. е. должны реагировать на изменения конъюнктуры в экономике, колебания спроса и т. д. Как видно, гомеостаз – такое свойство, которое проявляется во внешних связях системы.

Эмерджентность – внутреннее свойство системы обладать чертами, не присущими ни одному из ее элементов. При этом, чем больше система и меньше рассматриваемая часть, тем вероятнее различие в свойствах.

При оптимизации функционирования организационной системы в процессе управления эмерджентность проявляется в несовпадении частных оптимумов подсистем с общим глобальным оптимумом.

мом системы. Отсюда возникает необходимость системного подхода в управлении: если руководитель при управлении системой сосредоточивает внимание на отдельных специализированных вопросах, то он может упустить из виду общие цели управляемого объекта и его роль в более крупных системах (так сказать "за деревьями не увидеть леса"). Локальный подход к решению задач, характерный для энергичных и квалифицированных руководителей отдельных цехов, управлений или отделов, который приводит к частной оптимизации соответствующих подразделений, может быть вреден для жизнедеятельности всего предприятия в целом. В то же время функционирование всех элементов подчинено общей цели, которая является целью всей системы. Поэтому любая система должна быть организована таким образом, чтобы обеспечивались наилучшие условия для эффективного функционирования каждого элемента.

Из названных свойств следует ряд требований к системе, которые определяют следующее важнейшее качество – управляемость, т. е. способность своевременно и однозначно реагировать на управляющие воздействия.

Управляемость – комплексное качество организационной системы, складывающееся из следующих свойств; оптимальна величина и структура (число частей и элементов, их взаимное расположение и связи); гибкость технологии, наличие нескольких альтернатив организации и поведения системы; наличие резервных материальных ресурсов, которыми можно маневрировать; однозначность, адекватность реакции всех элементов и системы в целом на управляющие воздействия и др.

Для систем, существующих достаточно длительное время характерно еще одно важное качество: организационная система должна обладать свойством адаптации, выражающим в накоплении опыта и самосовершенствовании в процессе работы. Таким образом, для организационных систем характерна меньшая, чем для технических систем стабильность структуры функций. Отсюда вытекает специфическая постоянная *функция управления* – анализ эффективности и совершенствования действующей системы.

Основной путь построения и изучения *организационной системы* – ее структуризация, основанная на двух принципах:

а) выделение подсистем, функционирующих параллельно относительно независимо, т. е. деление системы как бы "по горизон-

тали, уменьшающее объемность задач управления (формирование производственной структуры предприятия);

б) иерархическое построение структуры, деление системы "по вертикали" на высшие и низшие подсистемы в порядке подчинения их друг другу, что обеспечивает четкость распределения и выполнения управленческих функций.

На использовании указанных принципов базируется наиболее универсальный в настоящее время метод исследования производства – системный анализ. Кратко сущность метода состоит в представлении любого объекта в виде системы, расчленении (декомпозиции) ее на подсистемы и элементы, а также в исследовании отдельных элементов с учетом их роли в системе и взаимосвязей с остальными элементами.

При рассмотрении сложной производственной системы в зависимости от целей и характера решаемой задачи целесообразно ограничивать декомпозицию системы на элементы каким-либо определенным уровнем. Иначе говоря, следует выделять и рассматривать элементы в соответствии с их значимостью в процессе функционирования системы в принятом масштабе времени.

Так, в качестве элементов могут рассматриваться некоторые подсистемы, если их внутренней сложностью можно пренебречь. Определяющее значение при этом имеет структура производственного процесса за рассматриваемый период времени.

Эффективность функционирования кибернетической системы во многом зависит от правильного соотношения между управляющей и управляемой подсистемами. Правильность соотношения определяется, прежде всего, тем, что управляющая подсистема должна быть "достойна" управляемого объекта; чем больше состояний может иметь управляемая подсистема, тем более разнообразными должны быть управляющие воздействия. Это условие выражается законом необходимого разнообразия, впервые сформулированным известным кибернетиком У. Р. Эшби. Смысл закона заключается в необходимости соответствия разнообразия и адекватности состояний управляемой и управляющей подсистем.

Закон необходимого разнообразия является фундаментальным и имеет сугубо практическое значение для управления сложными системами. Вторым важнейшим условием соответствия управляемой и управляющей систем является требование к скорости решения управленческих задач: она должна соответствовать (быть

меньше или равной) скорости изменения состояний объекта управления.

Выполнение этих условий в основном обеспечивает качество управления, что совместно с управляемостью объекта определяет, в конечном счете, эффективность функционирования всей системы.

Тест

1. – это организованная совокупность частей (подсистем) и элементов, находящихся в определенных отношениях, связях друг с другом и образующих единое целое.

2. подход предусматривает изучение, учет только существенных связей и взаимодействий элементов.

3. – выделенная из системы по какому-либо признаку часть.

4. Элемент – минимальная, неделимая по данному признаку часть системы.

5. системы – это шахты, разрезы, рудники, обогатительные фабрики, экскаваторы, проходческая бригада.

1.3. Сущность, принципы и задачи организации горного производства

Одним из основных направлений развития народного хозяйства на современном этапе является интенсификация производства, обеспечивающая развитие экономики за счет повышения производительности труда, ускорения научно-технического прогресса, более полного использования всех имеющихся ресурсов. Целью управляющих воздействий в производстве становится не столько рост объемов продукции, сколько ресурсосберегающий характер самого производства. В этих условиях особую важность приобретает развитие теории и методов практической организации социалистического производства.

В фундаментальных трудах ряда видных отечественных ученых сформулированы и детально излагаются основные научные по-

ложения организации и планирования деятельности социалистических промышленных предприятий. При этом к вопросам собственно организации производства относятся: выбор наиболее рациональных методов производства; сочетание работы различных участков производства; регулирование процессов производства и обслуживания с целью предупреждения нарушений производственного графика и ликвидации этих нарушений, если они возникли; обеспечение процесса производства всеми материально-техническими и энергетическими ресурсами и др.

Данный перечень в целом достаточно хорошо раскрывает сущность организации производства. В Большой Советской Энциклопедии записано: *"Организация производства – это комплекс мероприятий, направленных на рациональное сочетание процессов труда с вещественными элементами производства в пространстве и времени с целью повышения эффективности, т. е. достижения поставленных задач в кратчайшие сроки, при наилучшем использовании производственных задач в кратчайшие сроки, при наилучшем использовании производственных ресурсов..."*.

Однако, в этом определении организация сведена только к мероприятиям, тогда как теория организации включает в себя ряд организационных принципов и методов. Кроме того, следует различать задачи организации (сочетания) вещественных элементов производства и задачи организации производственного процесса, причем в качестве критериев эффективности могут использоваться не только кратчайшие сроки и использование ресурсов, но и другие показатели.

С учетом сказанного, *организация горного производства* – это совокупность принципов, правил, методов, решений и мероприятий, обеспечивающих наиболее эффективную взаимосвязь работ и процессов труда на горном предприятии в пространстве и времени.

В практической работе на разрезах, рудниках и шахтах ряд проблем и задач организации производства принято считать технологическими. Поэтому возникает необходимость установления различий и связей между организацией производства и технологией.

К *технологии* относятся методы изменения предмета труда, например, порядок создания и развития выемок в горном массиве, разрушения и извлечения пород из массива, складирования и переработки пород и ископаемого. *Организация производства* охватывает задачи, касающиеся не сущности самого производственного

процесса, а способов его наилучшего выполнения в различных производственных ситуациях.

Иначе говоря, ставя задачу организовать производство, мы исходим из того, что имеется определенный производственный комплекс – люди и техника с точно известными техническими возможностями, установлена технология его функционирования, т. е. содержание процесса производства конкретной продукции, следовательно, установлена и конечная цель функционирования этого комплекса. Тогда задача организации производства заключается в том, чтобы в реальных производственных условиях обеспечить наибольшую эффективность данного функционирования.

Однако в ряде случаев весьма трудно разделить функции и задачи технологии и организации производства. Так, вопросы организации движения карьерного транспорта традиционно принято считать технологическими, поскольку они тесно связаны с технологией ведения горных работ. Отдельные технологические задачи решаются в процессе управления, так как выбор технологических схем и принципов является одной из функций управления.

На практике *организация производства* сводится к решению комплекса однородных (организационных) задач, которые можно разделить на две группы.

1. Организация предприятия и общие принципы его функционирования:

- выбор и обоснование пропорций элементов и частей производственной системы (производственной и административной структур предприятия; численности оборудования и т. д.);

- обоснование временного режима работы предприятия и его подразделений, цикличности и степени ритмичности работы;

- установление общих принципов взаимодействия оборудования: расчеты численности оборудования, параметров поточных линий, их перемещения в процессе отработки массива горных пород.

2. Организация производственного процесса:

- перераспределение отдельных видов оборудования на текущий период, обеспечение его наилучшего взаимодействия;

- организационное обеспечение основных процессов вспомогательными работами;

- установление последовательности выполнения отдельных работ в текущем периоде;

– организация отдельных многооперационных работ (ликвидация аварий, сезонные мероприятия и т. д.).

Задачи первой группы обеспечивают создание организационной основы предприятия. Вторая группа объединяет задачи текущей организации, решаемые на предприятии постоянно, в процессе его работы. Это в основном частные, локальные задачи, которые формируются на базе уже имеющихся технологических и общих организационных решений.

Каждому из периодов организации должны соответствовать определенные подсистемы, функционирование которых характеризуется набором переменных, изменяющихся в соответствующем масштабе времени. Пример распределения организационных задач по периодам для карьера приведен в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Характеристика периодов организации производства на разрезе

Временной уровень организации производства	Период решения организационных задач	Подсистема карьера	Организационная задача
1	2	3	4
Долгосрочная организация	Несколько лет, год	Производственный комплекс карьера	Установление календарного режима работы
Текущая организация: – внутригодичная	Квартал, месяц	Участки карьера	Установление плановых объемов и графиков работ
– внутримесячная	Декада, неделя	Комплексные экскаваторные бригады	Распределение по блокам и направлениям работ
Оперативная организация: – недельно-суточная	Сутки, смена	Экскаваторы, буровые станки; бригады вспомогательных рабочих	Распределение по видам работ и забоям; установление последовательности работ в блоках
– внутрисменная	Несколько часов, несколько минут	Погрузочно-транспортный комплекс	Распределение подвижного состава, ремонтных бригад, вспомогательной техники

Теория организации производства устанавливает перечни организационных задач для подсистем каждого уровня и разрабатывает типовые методы решения этих задач.

Тест

1. К вопросам организации производства не относят:
 - а) выбор наиболее рациональных методов производства;
 - б) сочетание работы различных участков производства;
 - в) регулирование процессов производства и обслуживания;
 - г) анализ эффективности производственных ресурсов.

2. В определение организации горного производства не входит:
 - а) совокупность принципов;
 - б) совокупность правил;
 - в) совокупность маркетинга;
 - г) совокупность методов.

3. Организация производства решает однородные задачи в несколько групп:
 - а) две;
 - б) три;
 - в) четыре;
 - г) пять.

4. В состав организационных задач группы "Организация предприятия и общие принципы его функционирования" не входит:
 - а) выбор и обоснование пропорций элементов и частей производственной системы;
 - б) установление последовательности выполнения отдельных работ в текущем периоде;
 - в) обоснование временного режима работы предприятия;
 - г) установление общих принципов взаимодействия оборудования.

5. В состав организационных задач группы "Организация производственного процесса" не входит:
 - а) перераспределение отдельных видов оборудования на текущий период;

- б) организационное обеспечение основных процессов вспомогательными работами;
 - в) установление общих принципов взаимодействия оборудования;
 - г) организация отдельных многооперационных работ.
6. Технология горного производства отличается от его организации:
- а) методами изменения труда;
 - б) способами наилучшего выполнения производственного процесса;
 - в) функциями управления на предприятии;
 - г) порядком выполнения операций.

1.4. Современные формы и способы организации производства

Опираясь на познание и использование объективных экономических законов, наука об организации деятельности промышленных предприятий устанавливает общие закономерности, современные формы организации и тенденции развития производства, к которым относятся: *концентрация, специализация, кооперирование и комбинирование производства.*

Горнотехнические условия современного производства весьма благоприятны для реализации указанных закономерностей при решении задач организации производства как на действующих, так и на вновь строящихся предприятиях.

В частности, *концентрация производства*, выражающаяся в систематическом увеличении мощности предприятий и их подразделений, особенно характерна для предприятий, разрабатывающих залежи (пласты) полезных ископаемых открытым способом; причем уровень концентрации здесь, значительно выше, чем при подземном способе разработки. Например, в железорудной промышленности карьеры составляют около 40 % общего числа добывающих предприятий, добывая при этом свыше 80 % руды. В угольной промышленности число карьеров составляет 15 %, а объем добычи открытым способом – более 40 %.

Развитие концентрации производства в промышленности происходит в следующих формах:

– увеличение мощностей специализированных предприятий в определенных отраслях и подотраслях;

– концентрация на основе комбинирования разнородных производств (одной или разных отраслей) в рамках одного предприятия, комбината.

Концентрация промышленности как процесс сосредоточения производства и труда на все более крупных предприятиях призвана обеспечивать улучшение технико-экономических показателей производства. В то же время следует иметь в виду, что увеличение предприятия и его подразделений усложняет организацию и управление им. Поэтому концентрация производства должна сочетаться с совершенствованием методов и средств организации и управления.

Специализация и кооперирование производства также весьма характерны для формирования производственных систем в горной промышленности. Однако отраслевая специализация, выражающаяся в ограничении номенклатуры продукции не только на отдельных предприятиях, но и целиком в отрасли, имеет место только в угольной промышленности. Для остальных горнодобывающих отраслей характерно производство продукции нескольких видов. Значительно более высокий уровень специализации достигается на отдельных предприятиях.

Наиболее специализированными подразделениями горнодобывающих предприятий являются шахты и подземные рудники: здесь, как правило, производится один вид продукции. Продолжением этой формы служит специализация цехов предприятия: внутришахтная, внутрикарьерная, фабричная. Здесь выделяют *три направления (принципа) специализации*:

а) технологическую (стадийную), когда участки и цехи выполняют определенную часть производственного процесса (бурение, экскавацию, транспорт и т. д.);

б) предметную (по виду продукции), например, вскрышные и добычные участки карьера, добычные и подготовительные участки шахты; в этом случае специализированные подразделения полностью обеспечивают выпуск определенной продукции;

в) специализацию по обслуживанию производства (ремонтные, энергетические и другие специализированные цехи).

Внутришахтная и карьерная специализация позволяет значительно усовершенствовать технику и технологию производства, од-

нако организация процессов при этом в определенной степени усложняется. В частности, при узкой внутрикарьерной специализации (например, экскаваторные, буровые, взрывные участки) существенно затрудняется маневрирование ресурсами и, следовательно, использование оборудования и рабочей силы. Это отражает определенные противоречия между закономерностями организации производственных систем (специализаций подсистем и элементов) и закономерностями организации производственного процесса (взаимозаменяемость ресурсов).

Кооперирование как форма организации производства представляет собой постоянную производственную связь между специализированными предприятиями, совместно выпускающими определенную продукцию, при сохранении хозяйственной самостоятельности каждого из них. Наиболее отчетливо это проявляется во взаимоотношениях шахты или карьера с обогатительной фабрикой (технологическое, стадийное кооперирование производства).

В настоящее время этот вид кооперации интенсивно развивается и применяется повсеместно, в том числе в горных отраслях промышленности, как на уровне отрасли, так и внутри предприятий, превратившись фактически в обязательную форму взаимодействия производственных систем и подсистем.

В связи с проявившейся в последние годы тенденцией комплексной разработки месторождений на основе полного использования ископаемого сырья специализация горных предприятий уменьшается. При этом более широкое развитие получает комбинирование производства. Наиболее развита форма комбинирования в рудной промышленности и других отраслях, перерабатывающих и потребляющих ископаемое сырье, например, в Норильском горно-металлургическом комбинате, Магнитогорском горно-металлургическом комбинате и др. В угольной промышленности комбинирование развивается на основе создания топливно-энергетических комплексов (Экибастузский, Канско-Ачинский).

Эффективное использование рассмотренных форм организации производства обеспечивается при условии широкого и планомерного внедрения передовых способов организации, к которым относятся: *поточность, цикличность, ритмичность, непрерывность производства*. Их использование обеспечивает минимизацию взаимных помех, остановок и нарушений в работе взаимодейст-

вующего оборудования, соблюдение рациональной последовательности выполняемых работ.

Наиболее эффективным способом организации массового специализированного производства является *поточность*, которая характеризуется расчленением производственного процесса на равные или кратные по трудоемкости операции, закреплением операций за определенными рабочими местами и цепочным расположением рабочих мест по ходу основного технологического процесса. Это главное условие поточности, позволяющее создать поточные технологические линии. Другие условия поточности касаются организации процесса: параллельное выполнение операций на всех или нескольких рабочих местах, обеспечивающее одновременную работу всех звеньев поточной линии, а также последовательное, без возвратов и перерывов движение обрабатываемого изделия от одного рабочего места к другому, позволяющее создать поток изделий. Таким образом, поточность представляет собой организацию производства главным образом в пространстве.

Цикличность производственного процесса в значительной степени определяется самой технологией и заключается в периодическом повторении определенного комплекса операций или работ. В условиях конкретной технологии и механизации производства задачи циклической организации сводятся к обеспечению условий постоянства длительности цикла, к привязке всех сопутствующих работ к комплексу основных операций данного оборудования, согласованию времени выполнения комплекса с длительностью календарных периодов времени. Выполнение этих условий создает предпосылки для более четкого и качественного проведения каждой работы. Цикличность производственного процесса в ряде случаев предусматривает возвратное движение машин и механизмов. Это послужило причиной того, что иногда противопоставляют циклическую и поточную организацию производства. Однако эти формы в принципе не противоречат, а, наоборот, дополняют друг друга; на многих предприятиях, в том числе и на горных, удается добиться высокого уровня поточности производственного процесса при использовании оборудования циклического действия.

Распространенное мнение о цикличности производства как о низшей форме организации привело к тому, что на действующих предприятиях ей уделяется недостаточно внимания. Вместе с тем,

очевидно, что цикличная организация производства обеспечивает целый ряд преимуществ. Анализ современного состояния горного производства позволяет считать, что возможности этой формы организации полностью не исчерпаны.

Ритмичность производства, выражающаяся в выпуске равного количества продукции через одинаковые промежутки времени, характеризует высокий уровень поточности и цикличности производства. При ритмичной организации производственного процесса создаются наилучшие условия для взаимодействия предприятия со смежными предприятиями (поставщиками сырья и материалов и потребителями продукции), а также для более полного и эффективного использования внутренних материальных ресурсов.

Производственный процесс на горном предприятии является ритмичным, если любой единичный объем горной массы проходит, все стадии обработки за одинаковое время и выпускается через определенные (постоянные) промежутки времени, без дополнительных перерывов. При сокращении этих промежутков времени до нуля производственный процесс становится непрерывным.

Непрерывность производственного процесса характеризует наиболее высокий уровень организации производства, поскольку заключается в выдаче продукции непрерывным потоком в течение регламентированных промежутков времени. Непрерывные процессы обеспечивают возможность максимального использования оборудования и, следовательно, наиболее высокие экономические показатели. Непрерывность производства может быть достигнута только при поточной и ритмичной работе всех производственных звеньев. В противном случае неизбежны нарушения в выпуске продукции, так называемые сбои.

Следует отметить, что на одном предприятии возможно одновременно применение различных способов организации. В частности, одновременно могут быть использованы цикличная и непрерывная организации производства, на разных участках шахты или карьера производственный процесс может иметь различные степени поточности и т. д. Задачи совершенствования организации в значительной степени связываются с развитием и углублением использования рассмотренных организационных форм и способов ведения производства.

Тест

1. К современным формам организации производства относятся:
 - а) реструктуризация;
 - б) монополизация;
 - в) концентрация;
 - г) урбанизация.

2. К современным формам организации производства относятся:
 - а) специализация;
 - б) монополизация;
 - в) олигополия;
 - г) реструктуризация;
3. Формы организации производства – это:
 - а) специализация, детализация, комбинирование;
 - б) специализация, кооперирование, концентрация, комбинирование;
 - в) модернизация, реконструкция, специализация, детализация.

4. Укажите из перечисленных вариантов виды специализации:
 - а) системная;
 - б) технологическая;
 - в) подсистемная;
 - г) производственная.

5. Данная из форм организации производства представляет собой постоянную производственную связь между специализированными предприятиями, совместно выпускающими определенную продукцию:
 - а) комбинирование;
 - б) кооперирование;
 - в) концентрация;
 - г) специализация.

6. К современным формам организации производства относятся:
 - а) реструктуризация;
 - б) урбанизация;
 - в) монополизация;
 - г) кооперирование.

1.5. Задачи и принципы организации производственных систем

Производственную систему и процесс ее функционирования будем считать заданными, если известны все входящие в нее типы элементов, объем и качество производимой продукции, а также все виды работ, подлежащих выполнению в процессе производства. Предположим, что каждый элемент системы одного типа выполняет определенную работу, которая характеризуется видами перерабатываемого сырья и продукции.

Рассмотрим возможные варианты структур производственной системы, имея в виду, что система может состоять из одно- и разнотипных элементов. Структура производственной системы может характеризоваться последовательным и параллельным расположением элементов. Исходя из этого, известна классификация производственных систем (рис. 1.2), отличающихся числом однотипных производственных элементов, работающих параллельно; и числом разнотипных элементов, работающих последовательно и образующих технологическую цепочку.

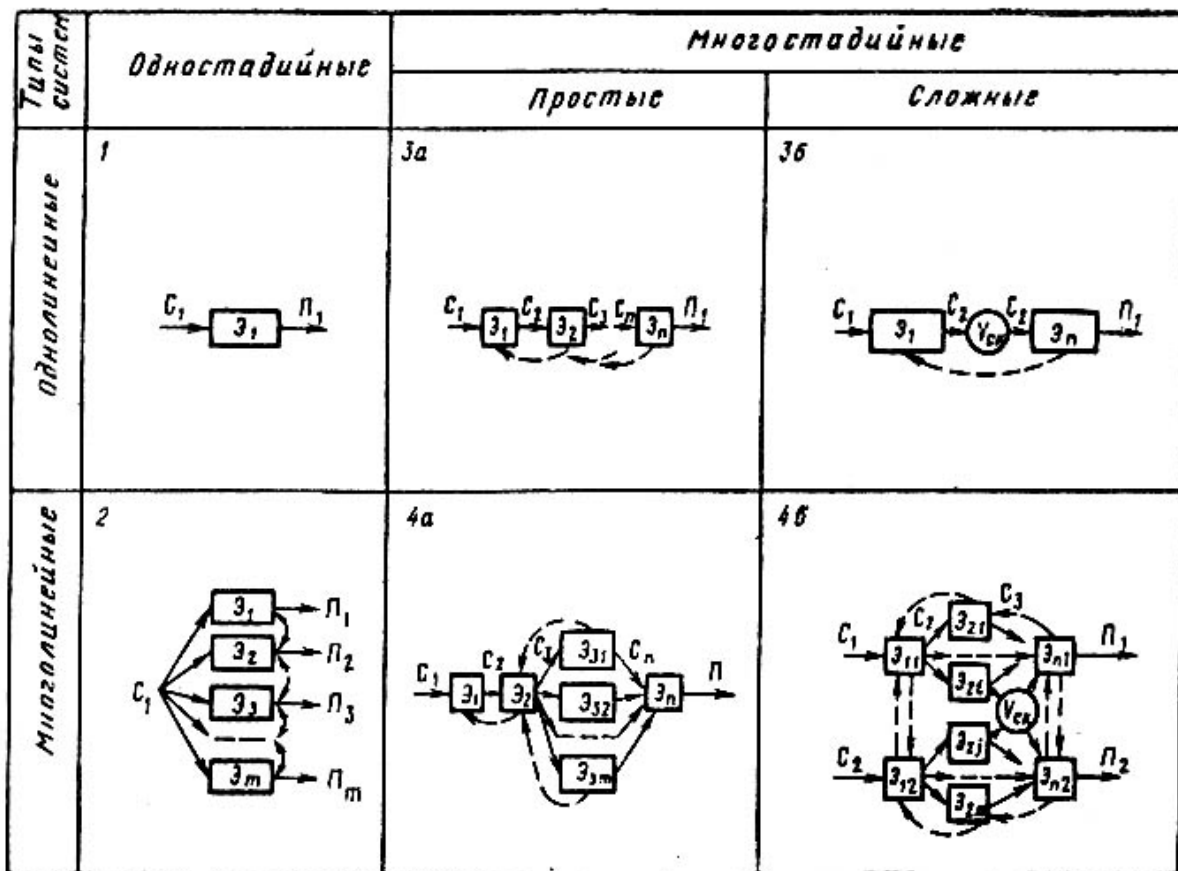


Рис. 1.2. Классификация производственных систем

Простейший вариант производственной системы может быть представлен в виде отдельного элемента E_1 перерабатывающего не-

которое сырье C_1 в продукцию P_1 . Более сложная система состоит из двух элементов, выполняющих одинаковую работу параллельно, т. е. потребляющих одно сырье, которое поступает из общего источника. Очевидно, что характер системы принципиально не изменится при увеличении числа элементов до любого n . Так как при этом весь технологический цикл переработки сырья выполняется одностадийно, одним технологическим звеном, подобные системы назовем Одностадийными и в зависимости от численности оборудования – одно- и многолинейными.

Системы с последовательным расположением элементов будем называть двух- и многостадийными. Возможны две разновидности таких систем: а) простые, когда элементы \mathcal{E}_1 и \mathcal{E}_2 связаны между собой непосредственно; б) сложные – при наличии между этими основными элементами вспомогательного элемента, играющего роль промежуточного склада (буферной емкости $V_{СК}$).

Рассмотрим задачи организации производственных систем различных типов.

Многолинейные одностадийные системы (с одной стадией обработки сырья и сводящиеся к ним).

Простейшая (однолинейная) одностадийная система состоит из одного элемента \mathcal{E}_1 . Кроме задачи обеспечения сырьем, организации такой системы не требуется. При наличии двух или нескольких однотипных элементов, работающих параллельно, возникает задача оптимального распределения сырья, разделения его на оптимальные части C_{11} , C_{12} и т. д. Задача усложняется при наличии некоторых зависимостей между элементами. Это могут быть: условие равномерного подвигания фронта работ, ограничения при общем энергоснабжении и т. д. В любом случае данные зависимости являются ограничениями при решении указанной организационной задачи. Чаще всего ограничения на работу оборудования накладываются в связи с различным качеством используемого сырья.

Как указывалось выше, к одностадийной системе сводятся и достаточно сложные системы с несколькими стадиями переработки, если характеристики входящих в них отдельных элементов не существенны для решаемой задачи. Наиболее сложной одностадийной системой является многолинейная система, перерабатывающая сырье нескольких видов. Кроме различий в сырье на элементы системы могут воздействовать различные внешние условия. Вся сово-

купность влияющих на работу элемента факторов может рассматриваться как характеристика, вид отдельной работы. Следовательно, одностадийная многолинейная система может выполнять одновременно несколько работ.

Тогда, в общем виде, задача организации такой системы формулируется следующим образом. Имеется N исполнителей M работ, причем каждый j -й исполнитель ($j = 1, 2, \dots, N$) может выполнить i -ю работу ($i=1, 2, \dots, M$) с производительностью q_{ij} . Требуется так распределить работы между исполнителями, чтобы добиться оптимального значения некоторой функции S от объемов выполненных работ

$$S = \sum_{i=1}^M \sum_{j=1}^N q_{ij} \cdot x_{ij} \cdot c_{ij} \rightarrow opt \quad (1.1)$$

где x_{ij} и c_{ij} – некоторые переменная и постоянная величины, характеризующие выполнение j -м исполнителем i -й работы.

При этом устанавливается ряд ограничений. Например, переменные должны принимать такие неотрицательные значения, которые позволили бы удовлетворять условия типа

$$\sum_{i=1}^M x_{ij} \leq X_j \quad (j = \overline{1, N}), \quad (1.2)$$

$$\sum_{j=1}^N x_{ij} \leq X_j \quad (i = \overline{1, M}), \quad (1.3)$$

или

$$\sum_{j=1}^N q_{ij} \cdot x_{ij} \geq Q_j \quad (j = \overline{1, N}), \quad (1.4)$$

$$\sum_{j=1}^N q_{ij} \cdot x_{ij} \geq Q_i \quad (i = \overline{1, M}). \quad (1.5)$$

Чаще всего выражения (1.2 и 1.3) обозначают ограниченность фонда времени, а выражения (1.4 и 1.5) – необходимость выполне-

ния плановых заданий. Величины c_{ij} обычно характеризуют стоимостные или качественные показатели работ.

Приведенная общая формулировка основной задачи организации производственной системы охватывает весьма широкий круг частных организационных задач, достаточно часто встречающихся на горных предприятиях. В теории исследования операций этот класс задач известен как "распределительные задачи". К ним относятся задачи о назначении, транспортные задачи и их разновидности.

Для горного предприятия задача распределения работ чаще всего превращается в задачу о расстановке оборудования по забоям, блокам, участкам и т. д.

При некотором упрощении условий, в частности, когда $q = const$ для всех j -го ($j=1, 2, \dots, N$) возникают также достаточно разработанные задачи выбора маршрута, решаемые обычно сетевыми методами. Здесь под термином "работа" понимается перемещение элемента системы в определенных условиях.

Однолинейные многостадийные системы и сводящиеся к ним.

Работа многих производственных систем организуется таким образом, что внутри системы функционируют отдельные, достаточно независимые (в течение определенного периода) технологические линии. Поэтому многие сложные системы при решении задач на ограниченный период времени могут быть представлены в виде совокупности однолинейных систем. Для подобных систем основная организационная задача состоит в согласовании работы смежных звеньев на основе принципа пропорциональности. Однолинейные системы могут быть двух видов: с непосредственным взаимодействием звеньев и с взаимодействием звеньев через промежуточный склад.

В первом случае основная задача организации такой системы заключается в том, чтобы создать наиболее благоприятные условия работы каждого звена. Для этого необходимо установить соответствие между объемами промежуточной продукции (сырья), выдаваемой каждым элементом, и мощностью следующего элемента. Согласование работы звеньев обеспечивается при выборе типов элементов (оборудования, машин) по условию равенства их технологических мощностей. В процессе функционирования элементы системы периодически меняют состояние, что может приводить к отказам системы. В результате возникают задачи обеспечения надежно-

сти системы. Класс организационных задач о надежности, замене (восстановлении) оборудования в настоящее время разработан хорошо. Задачи сводятся, в конечном счете, к обоснованию оптимального числа и мощности резервного оборудования, с помощью детерминированных или вероятностных моделей, учитывающих вероятности отказов каждого технологического звена в системе.

Задача организации систем второго вида сводится к обоснованию оптимальной величины промежуточного склада. Этот класс задач хорошо известен в теории как задачи управления запасами, формулирующиеся следующим образом. Промежуточная емкость $V_{СК}$ создается для накапливания полуфабриката продукции, что связано с определенными затратами $c_{СК}V_{СК}$. Дополнительные затраты возникают также при остановке элемента \mathcal{E}_j из-за переполнения склада или \mathcal{E}_{j+1} из-за отсутствия на складе сырья (соответственно C_1 и C_2 затраты на единицу продукции). Необходимо найти такое значение $V_{СК}$, которое обеспечивало бы минимизацию суммарных затрат за период T :

$$S = C_1 \left[\sum_{t=1}^T q_{tj} - \sum_{t=1}^T q_{t(j+1)} - V_{СК} \right] + \\ + C_2 \left[\sum_{t=1}^T q_{t(j+1)} - \sum_{t=1}^T q_{tj} - V_{СК} \right] + c_{СК} \cdot V_{СК} \rightarrow \min \quad (1.6)$$

Здесь $C_1 = 0$, $C_2 > 0$ при $\sum_{t=1}^T q_{t(j+1)} > \sum_{t=1}^T q_{tj} + V_{СК}$;

$$C_2 = 0, C_1 > 0 \text{ при } \sum_{t=1}^T q_{tj} > \sum_{t=1}^T q_{t(j+1)} + V_{СК}$$

Задачи управления запасами имеют достаточно широкое распространение на горных предприятиях: обоснование объемов вскрытых и подготовленных запасов полезного ископаемого, расчеты вместимости перегрузочных бункеров, складов и т. д.

Многолинейные многостадийные и комбинированные системы. Простейший вариант системы – два звена, одно из которых включает несколько параллельно действующих элементов. Это ти-

пичная система массового обслуживания, организация которой заключается в определении оптимального числа элементов в соответствующем звене. В наиболее общем виде задача формулируется следующим образом.

Сырье проходит последовательную обработку в N звеньях технологической цепи. Каждый элемент j -го ($j=1, 2, \dots, N$) звена в единицу времени перерабатывает q_j единиц сырья. Необходимо так подобрать число элементов m_j в каждом звене, чтобы обеспечить равную производительность всех звеньев

$$m_1 q_1 = m_2 q_2 = \dots = m_j q_j = \dots = m_N q_N = const \quad (1.7)$$

Обычно задача усложняется в связи с тем, что содержание каждого элемента системы связано с определенными затратами. Кроме того, на практике элементы даже одного звена могут обладать различной производительностью q_{ji} ($i = 1, 2, \dots, m_j$). Тогда задача состоит в минимизации суммарных затрат на содержание всей системы при условии выполнения заданных объемов работ:

$$S = \sum_{j=1}^N \sum_{i=1}^{m_j} c_{ij} \rightarrow \min \text{ при } \sum_{i=1}^{m_j} q_{ij} = q_{зв} \quad (j = \overline{1, N}) \quad (1.8)$$

Задачи массового обслуживания решаются с помощью специально разработанных аналитических моделей или методами статистического моделирования. Однако большинство разработанных моделей недостаточно точно описывают реальные системы, поэтому область применения аналитических моделей массового обслуживания на горных предприятиях ограничена.

Организация комбинированных систем в принципе относится к перечисленным классам организационных задач. Их решение целесообразно выполнять последовательно" представив комбинированную систему в виде рассмотренных типовых систем. Организационные задачи могут также решаться для отдельных звеньев сложной системы.

Таким образом, рассмотренный метод системного анализа горного производства позволяет сводить все многообразие производственных систем к нескольким типовым системам, задачи орга-

низации которых, в конечном счете, сводятся к четырем классам оптимизационных задач: 1) распределение исполнителей по видам работ; 2) установление оптимальной схемы технологических линий; 3) расчет оптимальной промежуточной емкости между производственными звеньями; 4) расчет численности элементов в технологических звеньях.

Тест

1. Производственная система, перерабатывающая сырье нескольких видов является системой.

2. Системы, имеющие между основными элементами вспомогательный элемент (например, буферная емкость) относятся к

3. Системы, состоящие из непосредственно связанных между собой элементов относятся к

4. Системы, состоящие из элементов, выполняющих несколько стадий по переработке сырья, относятся к

5. Погрузка горной массы двумя погрузочными машинами в квершлага относится к системе:

1. многолинейной одностадийной;
2. одностадийной однолинейной;
3. многостадийной простой;
4. многостадийной сложной.

6. Погрузка горной массы одной погрузочной машиной и откатка (транспортировка ее в вагонетках) относится к системе:

1. многолинейной одностадийной;
2. однолинейной одностадийной;
3. однолинейной простой;
4. однолинейной сложной.

1.6. Организация производственного процесса

Производственный процесс на горном предприятии состоит из частичных процессов: основных (технологических), непосредственно перерабатывающих или перемещающих горную массу; вспомогательных, подготавливающих условия для основных процессов; обслуживающих, обеспечивающих их эффективное протекание.

Любой производственный процесс можно представить как совокупность работ различных видов. Под термином "работа" в данном случае понимается кратковременно выполняемая или специальная часть технологического процесса, ограниченная чаще всего объемом или территориально (на отдельном участке, блоке, т. д.) Это погрузочные, взрывные, путевые и другие работы. Кроме основных, технологических работ в производственный процесс входят также вспомогательные и обслуживающие (подготовительные) работы. На горных предприятиях к ним относят некоторые комплексы технологических процессов, выполняемых в особых условиях: проведение траншей и вспомогательных выработок, устройство дренажных канав, прокладка транспортных трасс и т. д. Одновременно на предприятии может выполняться несколько десятков работ.

Кроме того, особенностью производственного процесса на горном предприятии является его прерывный характер из-за периодически возникающих остановок оборудования. При этом можно выделить два вида перерывов в процессе: а) технологические, предусмотренные технологией работ, планируемые и режимные остановки (например, для производства взрывных работ); б) организационные и случайные, обусловленные взаимодействием вероятно функционирующих звеньев (не планируемые, например, аварии и ремонты оборудования, краткие остановки и т. д.).

С учетом такого подхода к структуре производственного процесса следует различать задачи организации процесса во времени и пространстве горнодобывающего предприятия. В общем виде можно так сформулировать задачу организации производственного процесса во времени. В течение некоторого периода T системе необходимо выполнить основную работу в объеме Q_T определенный состав вспомогательных работ, часть которых может быть задана только их содержанием и длительностью t_j (например, ремонты, перегоны оборудования и т. д.).

В качестве критерия оптимальности примем максимальную производительность подсистемы Q_T . Для начала будем считать заданной и постоянной величиной среднюю интенсивность производства (удельную производительность) системы $q = const$.

Тогда целевую функцию задачи можно сформулировать следующим образом

$$Q_T = q \sum t_{РАБ} \rightarrow \max \quad (1.9)$$

при

$$\sum t_{РАБ} = T - \sum t_{К.П} - (\sum t_{ВСП} + \sum t_{ПР} + \sum t_{ОТ}) + \sum \sum \Delta t_{ij}, \quad (1.10)$$

где $\sum t_{РАБ}$, $\sum t_{К.П}$, $\sum t_{ВСП}$, $\sum t_{ПР}$ и $\sum t_{ОТ}$ – суммарные затраты времени на основную работу, календарные перерывы, вспомогательную работу, вынужденные простои и отказы системы; $\sum \sum \Delta t_{ij}$ – время, в течение которого 1-ая работа i -го вида выполняется параллельно с ранее начатой $(i - 1)$ -й работой (рис. 1.3, а).

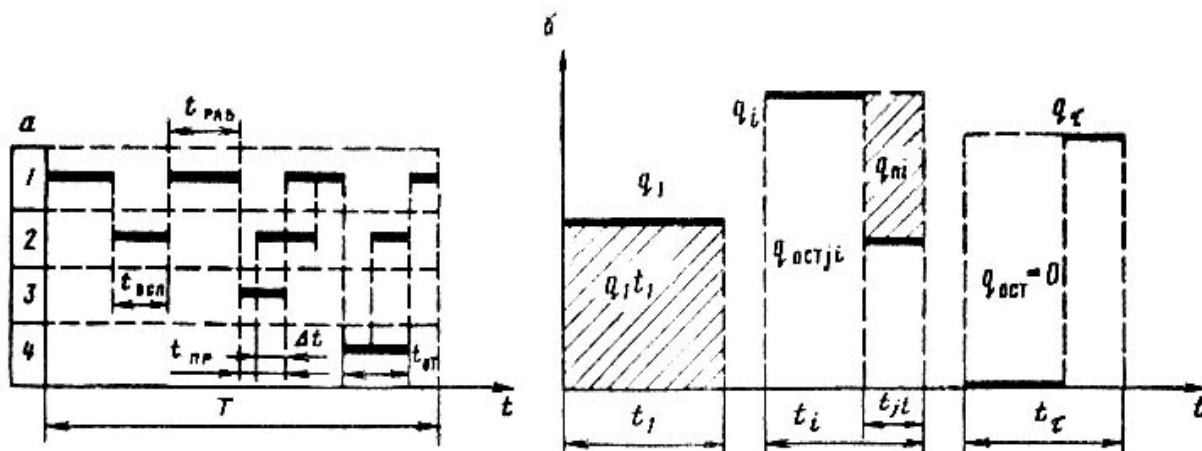


Рис. 1.3. График работы системы в течение периода T :
 а – последовательно-параллельное выполнение нескольких работ (1 – основная работа; 2 – вспомогательные работы; 3 – простой системы из-за внешних причин; 4 – отказ системы);
 б – выполнение работы с переменной производительностью только косвенное влияние или могут оказать такое влияние в будущем (мероприятия по технике безопасности и т. д.)

Очевидно, что при $q = const$ и $T = const$ целевую функцию задачи, используя двойную индексацию, можно записать

$$T_{\Pi} = \sum t_{K.\Pi} + \sum \sum t_{ij} - \sum \sum \Delta t_{ij} \rightarrow \min, \quad (1.11)$$

где T_{Π} – суммарное время потерь производительной (основной) работы.

Ограничениями в задаче служат нормативы продолжительности вспомогательных работ.

Анализируя выражение (1.11), можно сформулировать *две основные задачи* эффективной организации производственного процесса;

1) минимизация суммарных непроизводственных затрат календарного времени, в течение которых не производится продукция

$$\sum t_{K.\Pi} + \sum \sum t_{ij} \rightarrow \min, \quad (1.12)$$

2) максимизация суммарной продолжительности работ, выполняемых параллельно с другими, в одни и те же календарные отрезки времени: $\sum \sum \Delta t_{ij} \rightarrow \max$. Очевидно, что решение этих задач на каждом конкретном отрезке времени обеспечивает максимум общей целевой функции (производительности системы). При этом данные задачи сохраняют свою форму для каждого отдельного вида непроизводительных затрат времени (вспомогательные работы, простои, отказы оборудования и т. д.).

Более сложной становится модель задачи в случае, когда $q \neq const$. Будем считать, что величина q изменяется дискретно в пределах $0 \leq q \leq q_{\max}$, оставаясь в течение отдельных отрезков времени t_i постоянной. Каждое состояние системы, при котором $q = const$, можно рассматривать как выполнение отдельной работы (рис. 1.3, б).

Если в течение периода t_i выполняется вспомогательная или другая не основная работа, то потери производительности по основной работе составят

$$Q_{\Pi} = (q_i - q_{остji}) \cdot t_{ij}, \quad (1.13)$$

где q_{OCTji} – "остаточная" производительность, которая может быть сохранена системой при выполнении работы j -го вида; t_{ij} – продолжительность j -й работы, выполняемой в i -й отрезок времени (при $t_{ij} \ll t_i$)

За весь период T :

$$Q_n = \sum^{n_{BCП}} q_n = \sum^{n_{BCП}} (q_i - q_{OCTij}) \cdot t_{ji}, \quad (1.14)$$

где $n_{BCП}$ – заданное число вспомогательных работ.

Если при выполнении вспомогательных работ основная работа не выполняется, то $q_{OCT} = 0$. Тогда задача характеризуется целью

$$Q_n = \sum q_i \cdot t_{ji} \rightarrow \min, \quad (1.15)$$

Анализ выражений (1.14) и (1.15) позволяет установить дополнительную задачу организации процесса во времени; выбор для выполнения вспомогательных работ такого периода t_i , при котором потери производительности минимальны, что обеспечивается при $q_{i\min}$ (период с минимальной производительностью на основной работе).

На практике задача может усложняться, если $q = \varphi(j)$, т. е. производительность системы зависит от выполнения j -й вспомогательной работы. Чаще всего эта зависимость выражается в повышении производительности системы на величину Δq_j после выполнения j -й вспомогательной работы. Отсюда возникает задача установления оптимального момента T_i для начала j -й работы, обеспечивающего максимальное приращение производительности системы $Q_{ДОПj}$ в результате выполнения j -й работы

$$Q_{ДОПj} = \Delta q_j \cdot (t_{OCTj} - t_{ij}) - q_{i \cdot t_{ij}} \rightarrow \max \quad (1.16)$$

где t_{OCTj} – время от момента T_i до конца периода T .

Исследования структуры производственного процесса позволяют считать, что функция $q_i = f(T_i)$, как правило, является слу-

чайной дискретной функцией, т. е. для каждого момента T_i существует некоторая случайная величина q_i значения, которой дискретны в установленном интервале, а их вероятности распределены по известному закону (преимущественно нормальному). Для практического использования данного методического подхода необходимо прогнозирование величины q_i на каждый период T .

С учетом изложенного выше можно сформулировать общие *принципы организации производственного процесса во времени*:

- совмещение во времени всех календарных перерывов всех последовательных звеньев производственной цепи;
- максимально возможное выполнение вспомогательных работ смежных звеньев во время календарных перерывов;
- прогнозирование хода производственного процесса (производительности и отказов оборудования), выбор оптимальных моментов для выполнения вспомогательных работ;
- постоянная готовность к выполнению профилактических вспомогательных работ и совмещению их с отказами технологических звеньев;
- первоочередное выполнение таких вспомогательных работ, которые обеспечивали бы повышение производительности производственного звена.

Как видно, основной смысл организации производственного процесса во времени сводится к тому, чтобы составить график работ, наилучшим образом распределив работы (состояния) всех элементов (исполнителей) в течение периода T , добиваясь максимального совпадения во времени периодов технологических нарушений во всех смежных звеньях, что обеспечивает максимум Q_T .

Общая последовательность действий при решении задач текущей организации производства следующая: 1) установление перечня работ, подлежащих выполнению, а также исполнителей работ; 2) определение технологических ограничений, накладываемых на переменные, а также ожидаемых значений переменных, характеризующих работу каждого исполнителя; 3) составление математической модели задачи по аналогии с приведенной выше; 4) решение задачи на оптимум и построение соответствующего графика работ, который представляет собой план работы системы на заданный отрезок времени.

Одна из особенностей горного производства – перемещение работ и оборудования в пространстве. Порядок перемещений определяется технологией производства, особенностями горно-геологических условий, требованиями к качеству добываемого сырья. В тех случаях, когда технологические условия не являются жесткими, возникает необходимость ставить и решать организационные задачи пространственной взаимоувязки работ и процессов.

Структура производственного процесса на горнодобывающем предприятии такова, что его отдельные стадии и работы выполняются последовательно в пределах блоков и технологических линий, но при этом несколько линий функционируют одновременно, параллельно. Таким образом, горное производство осуществляется на основе *последовательно-параллельного принципа ведения работ*.

Параллельное ведение работ в ограниченном пространстве шахты или карьера определяет их пространственные взаимозависимости и требует оптимального размещения одновременно работающего оборудования. Пространственные связи между отдельными работами выражаются в необходимости выполнения ряда требований и ограничений:

- технологические требования к порядку отработки массива и очередности выполнения работ в смежных блоках (панелях, забоях, уступах и т. д.);

- требования к качеству добываемого сырья, определяющие очередность и интенсивность извлечения отдельных участков разрабатываемого массива;

- условия техники безопасности, влияющие на расположение оборудования, конфигурации и размеры горных выработок, а следовательно, на очередность и согласованность работ;

- организационно-экономические условия, выражающиеся в минимизации взаимных помех и простоев оборудования, холостых перегонов оборудования, сокращении протяженности коммуникаций и т. д.

Пространственное перемещение работ по мере отработки залежи полезного ископаемого и необходимость выполнения перечисленных требований приводят к необходимости постоянно, с определенной периодичностью решать организационные задачи, которые в принципе сводятся к оптимизации размещения и развития

работ в пространстве и к оптимизации схем передвижек горного оборудования.

К первым относятся, прежде всего, так называемые задачи по раскрою шахтных и карьерных полей, разделению их на участки, панели, уступы, блоки. Эти задачи решают с учетом как технологических, так и организационных факторов, главным образом на стадии проектирования и перспективного планирования. При текущем планировании и управлении на основе технологических пространственных связей между сформированными частями разрабатываемого поля решают организационные задачи, устанавливающие оптимальную последовательность работ во времени, в частности, задачи организационной взаимоувязки комплекса основных и вспомогательных работ на отдельных участках, в блоках.

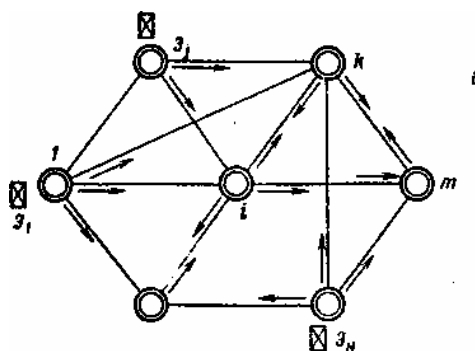


Рис. 1.4. Схема к выбору оптимальных маршрутов перемещения рабочего оборудования: $i = 1, \dots, m$ – номер пункта работы; $\mathcal{E}_j = \mathcal{E}_1, \dots, \mathcal{E}_N$ – единица рабочего оборудования

Задачи второго вида заключаются в выработке оптимальных маршрутов перемещения оборудования, рабочих бригад или других ресурсов между заданными пунктами, в которых выполняются те или иные работы. Сущность такой задачи сводится к следующему.

Задана некоторая сеть пунктов $(1, 2, \dots, i, \dots, k, \dots, m)$, связанных между собой маршрутами l_{ik} . Имеются N ($j = 1, 2, \dots, N$) исполнителей (ресурсов), первоначально расположенных в определенных пунктах сети (рис. 1.4) и предназначенных для выполнения каких-либо работ во всех пунктах с последовательным перемещением по установленным маршрутам.

В простейшей постановке задачи не имеет значения, какой именно исполнитель будет занят выполнением, отдельной работы

(условие полной взаимозаменяемости исполнителей). Тогда задача состоит в выборе таких маршрутов, которые обеспечивали бы оптимум функции

$$\sum_{i=1}^N \left\{ \sum_{k=1}^{m(m-1)} l_{ikj} \cdot x_{ikj} \rightarrow \min \right. \quad (1.17)$$

где $x_{ikj} = \begin{cases} 1, & \text{если } j\text{-й исполнитель перемещается между} \\ & \text{пунктами } i \text{ и } k; \\ 0, & \text{если он не перемещается по этому маршруту.} \end{cases}$

Ограничения к данной целевой функции задачи формируются с учетом выполнения необходимых объемов работ.

Тест

1. Производственный процесс – это совокупность операций и различных видов.

2. Производственный процесс состоит из частичных процессов:

- а) основных;
- б) подготавливающих;
- в) обеспечивающих;
- г) перерабатывающих.

3. К вспомогательным производственным процессам организации производства относится:

- а) разрушение горной массы;
- б) наращивание противопожарного става;
- в) погрузка горной массы.

6. К основным производственным процессам относится:

- а) водоотлив;
- б) разрушение горной массы;
- в) вентиляция;
- г) доставка оборудования и материалов.

2. Горное предприятие как производственная система

2.1. Горное предприятие в структуре отрасли

Промышленность занимает ведущее место среди отраслей народного хозяйства, так как производит средства производства для всех отраслей и обеспечивает население большей частью товаров народного потребления. В ней сосредоточено почти половина всех основных производственных фондов, занято около одной трети всех рабочих и служащих. Промышленность состоит из множества самостоятельных отраслей. Их число и количественные соотношения характеризуют отраслевую структуру.

Промышленность в целом подразделяют на добывающую и перерабатывающую. В общем объеме промышленной продукции добывающая промышленность составляет около 9 %. Основное место среди отраслей добывающей промышленности занимают горнодобывающие отрасли, в состав которых предприятия по добыче угля, сланца, торфа, соли, горно-химического сырья, руд черных и цветных металлов, нерудного сырья для металлургии, нефтеперерабатывающие отрасли промышленности, а также предприятия по добыче неметаллических руд, нерудных строительных материалов, легких заменителей и известняка.

Горное предприятие при частной собственности на приобретенные средства действует самостоятельно в рамках сформированной структуры на основе закона и установленных выше стоящей организацией: компанией, холдингом или другим объединением.

Горное предприятие формирует производственную структуру как совокупность отдельных частей (производственных подразделений), расположенных на его территории и связанных между собой отношениями производственной кооперации.

Состав и структура производственных подразделений и установленные между ними технологические связи определяют производственный процесс и его организацию.

Тест

1. Шахта относится к отрасли.

2. Горное предприятие не обладает единством:

- а) производственно-техническим;
- б) территориальным;
- в) взаимозависимым;
- г) экономическим.

3. Горное предприятие не имеет самостоятельности в:

- а) хозяйственной деятельности;
- б) финансовой деятельности;
- в) установление нормативов отчислений в бюджет;
- г) установление нормативов расходования материальных ресурсов.

4. К структурным подразделениям шахты не относится:

- а) участок;
- б) цех;
- в) служба;
- г) бригада.

6. Состав подразделений горного предприятия, их взаимосвязи в процесс производства и обслуживания коллектива работников и территориальное размещение определяет предприятия.

2.2. Производственная мощность и формирование структуры горного предприятия

Тип производственной структуры, ее сложность, число и размеры структурных подразделений определяются размерами предприятия, в первую очередь – его производственной мощностью.

В горнодобывающих отраслях, как правило, все предприятия делятся на несколько групп (4-5) в зависимости от их производственной мощности и для каждой группы устанавливается определенный тип структуры. Однако с усложнением горнотехнических условий и увеличением объемов перерабатываемой горной массы для решения этой задачи потребовался более детальный и обоснованный подход, при котором было бы возможно учитывать больше факторов.

Особенно это касается предприятий с открытым способом разработки, где наиболее велики объемы и переработки сырья, а также

угольных шахи, из-за их большого числа и сложности взаимодействия.

Для карьеров производственную мощность наиболее целесообразно определять не по добыче полезного ископаемого, а по извлеченной горной массе. При этом общий объем горных работ, измеряемый в млн. м³/год, в значительной степени определяет и тип производственной структуры карьера.

При формировании структуры критерием должна быть управляемость подразделений, а основными факторами, влияющими на сложность производства с позиции управления им, является:

- мощность предприятия (годовая производительность по полезному ископаемому или горной массе) и его геометрические параметры (глубина, число уступов, длина);

- природные условия – геологические и гидрогеологические условия месторождения, климат, рельеф местности;

- технологические (схема вскрытия и система разработки) и структура комплексной механизации основных и вспомогательных процессов.

С учетом этих факторов обосновывают вид структурных подразделений (цехов, участков служб), их численность и величину, территориальное размещение и взаимоподчиненность.

В частности, количественная оценка факторов, выполненная экспертным путем, позволит определить сложность производства для конкретного предприятия в условных единицах и обосновать соответствующую структуру (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Рекомендуемые типы производственных структур для карьеров различной мощности

Характеристика группы карьеров		Сложность, баллы	Производственная структура
Карьеры	Объем работ по горной массе, млн м ³ в год		
Небольшие	< 1	< 250	Безучастковая
Средние	1-10	250-400	Участковая
Крупные	10-30	400-600	Цеховая
Очень крупные	> 30	> 600	Комбинированная

Основными направлениями совершенствования методов и приемов построения производственных структур горнодобывающих

отраслей является разработка научно-обоснованных методов формирования производственных структур и их типизация. При этом под *типизацией* понимают способ упорядочения организационных решений, документов и схем, содержащих общие для ряда процессов или изделий технические (технологические и конструктивные) характеристики. Типизация производственных структур позволяет упрощать процесс формирования горных предприятий и систем управления ими.

Тест

1. Тип производственной структуры предприятия, ее сложность, число и размеры структурных подразделений определяются его производственной

2. Производственную мощность принято оценивать объемом добычи полезного ископаемого.

3. Производственная мощность шахты – это годовой полезного ископаемого.

4. Производственную карьера можно определить по горной массе.

5. Не являются основными факторами, влияющими на сложность производства с позиции и управления им:

- а) годовая производительность;
- б) геометрические параметры;
- в) производительность машин и механизмов;
- г) природные условия.

6. Не являются основными факторами, влияющими на сложность производства с позиции управления им:

- а) технологические;
- б) размеры шахтных полей;
- в) геологические условия;
- г) численность работающих на производстве.

2.3. Оптимизация календарного режима работы горного предприятия

Одной из важнейших задач организации производственного процесса на горном предприятии является установление оптимального календарного режима как в целом для предприятия, так и для всех его подразделений. Выбор календарного режима в значительной степени определяет порядок и эффективность выполнения основных и вспомогательных работ, поэтому режим рассматривается как один из важнейших элементов организации производства.

Под календарным режимом работы предприятия понимают длительность и порядок интервалов его непрерывной работы и регламентированных перерывов в работе. Иначе говоря, календарный режим работы характеризуется числом рабочих и нерабочих дней и часов за определенный календарный период (сутки, неделя, год).

Основной единицей измерения режима работы является часть суток, называемая сменой, в течение которой производственный процесс выполняется одним составом работающих. По окончании смены производственный персонал полностью меняется. Основными же календарными периодами времени работы карьера являются сутки и год.

В соответствии с этим различают сменный, суточный и годовой режимы работы предприятия и отдельных его подразделений. Режимом предприятия считают обычно режим основного производственного комплекса (добычного, погрузочно-транспортного). При этом подготовительные и вспомогательные цехи и участки (проходческие, буровзрывные, ремонтные), а также службы и отделы предприятия могут иметь собственный режим работы.

Годовой режим работы карьера характеризуется числом рабочих дней в году

$$T_{РАБ} = T_K - (T_{ПР} + T_{ВЫХ}) = 353 - T_{ВЫХ} \quad (2.1)$$

где T_K – календарное число дней в году (365), дн.; $T_{ПР}$ – число праздничных дней в году (12), дн.; $T_{ВЫХ}$ – число выходных дней, общих для карьера; в зависимости от вида годового режима $T_{ВЫХ} = \{0, N_{НЕД}, 2 N_{НЕД}\}$, здесь $N_{НЕД}$ – число недель в году $N_{НЕД} = 52$.

Различают прерывный и непрерывный годовые режимы. В первом случае предприятие работает с общим выходным днем, обычно в воскресенье (или с двумя выходными днями в неделю), во втором производственный процесс протекает непрерывно (за исключением общих праздничных дней), а отдельные группы трудящихся работают по так называемому скользящему графику, имея выходные в разные дни недели. Таким образом, возможны следующие варианты: при непрерывном режиме 365-353 дней; при прерывном режиме с шестидневной неделей 313-301; при пятидневной неделе 261-249 дней. В некоторых особых горно-геологических, природных и экономических условиях применяют сезонные годовые режимы.

Суточный режим определяется числом рабочих смен в сутки, числом междусменных перерывов, длительностью и порядком их чередования.

На карьерах приняты двух- и трехсменные суточные режимы с одним, двумя или тремя междусменными перерывами, а также без перерывов. На шахтах, как правило, используются четырехсменные режимы с одной ремонтной сменой.

При двухсменном режиме, перерыв может рассматриваться как третья нерабочая смена, которую нередко используют для выполнения вспомогательных работ. Вообще, установление того или иного числа междусменных перерывов и их продолжительности обычно связано с необходимостью каких-либо постоянных вспомогательных работ, включая и замену персонала.

Суточный режим, как правило, не связан с годовым, хотя возможны и такие решения, при которых увеличение числа рабочих смен в сутки компенсирует остановки на выходные дни. При этом необходимо иметь в виду, что относительное увеличение годового фонда рабочего времени значительно больше при переводе предприятия с двухсменного на трехсменный режим работы (в 1,5 раза), чем при переводе на непрерывную рабочую неделю (в 1,17 раза).

Сменный режим работы тесно связан с суточным, поскольку продолжительность рабочих смен в значительной степени зависит от их числа. Чаще всего на шахтах применяют шестичасовые смены, на карьерах семи-восьми часовые смены, реже – 10 и 12-часовые, иногда – смены по 7,5 ч.

При длительности рабочей смены свыше 7 ч необходимо выделять дополнительные выходные дни. Таким образом, определяется годовой фонд рабочего времени одного трудящегося

$$\Phi_{ГОД} = 353 - T_{ВЫХ} = 353 - \frac{t_{СМ}}{t_H} \cdot T_{К.В} = 353 - 7,6 \cdot t_{СМ} \quad (2.2)$$

где $T_{ВЫХ}$ – число выходных дней одного трудящегося за год; t_H – средняя (нормированная) длительность смены при 40-часовой рабочей неделе (6,83); $T_{К.В}$ – число календарных выходных дней (52).

Рассмотренные виды календарного режима в комбинации могут дать множество вариантов. Так, для конкретных условий имеется три-четыре варианта годового режима, более 20 вариантов суточного (с учетом междусменных перерывов), 4-5 вариантов сменного. С учетом невозможности некоторых сочетаний число вариантов общего календарного режима составляет обычно несколько десятков. Если учесть, что отдельные цехи и участки могут иметь разные режимы, то видно, что возможности выбора для предприятий в принципе довольно велики. На практике, особенно при организации вспомогательных процессов, существует довольно значительный разбой в выборе режимов их выполнения.

Общая политика, направленная на улучшение условий работы и отдыха трудящихся, обуславливает переход на прерывный годовой режим как более прогрессивный, обеспечивающий выполнение комплекса социально-экономических преобразований. При этом на горных предприятиях условия перехода на прерывный режим в принципе более благоприятны, чем на ряде предприятий заводского типа (химические, металлургические заводы и др.) поскольку характер производственного процесса не требует его непрерывного ведения.

Однако имеется ряд причин, определяющих преимущественное распространение на горных предприятиях круглосуточных (трехсменных) режимов работы, особенно на добычных участках и транспорте. Кроме недостаточной высокой производительности выемочного оборудования здесь решающую роль играют обычно внешние условия: связь с обогатительной фабрикой, энергоснабжение, климатические условия и др.

Попутно следует отметить, что для буровых участков и вспомогательных служб принимается чаще всего двухсменный или даже односменный режим работы.

Продолжительность рабочих смен на шахтах и карьерах определяется главным образом суточным режимом. Удаленность предприятия и связанные с этим трудности доставки персонала являются одной из причин перехода карьеров на длительные (10 и 12-часовые) смены. Применение их целесообразно в тех случаях, когда время следования трудящихся на карьер и обратно занимает 2-3 ч в сутки, а, иногда включая ожидания транспорта – до 5 ч. Для более полного использования календарного и рабочего времени необходимо механизировать доставку трудящихся на рабочие места.

На выбор продолжительности рабочей смены влияет так же организация комплекса основных и вспомогательных работ: при наличии повторяющихся работ, прерывающих основной процесс (взрывные работы, перестройки коммуникаций и др.); возникает потребность в сокращении рабочих смен и выделении одного-двух междусменных перерывов длительностью от 1 до 3 ч.

Задача выбора оптимального календарного режима возникает и решается на стадии проектирования или реконструкции предприятия. Однако с не меньшим успехом она может решаться и для действующего предприятия в связи с необходимостью совершенствования организации производства. Сущность задачи заключается в том, чтобы установить на предприятии такой календарный режим, который обеспечивал бы наилучшее значение критерия оптимальности.

Как видно из рассмотренных характеристик календарного режима, в целом варианты режима определяются R - годовым фондом рабочего времени предприятия

$$R = N_{РАБ} \cdot \sum_{m} t_{СМ} \cdot ,$$

где $N_{РАБ}$ – число рабочих дней в году, сут/год; $t_{СМ}$ - продолжительность смены, час/смена; m – число рабочих смен в сутки, смен/сут.

Величина R влияет на ряд показателей: при ее увеличении возрастает годовой объем продукции Q_T , увеличивается численность трудящихся и эксплуатационные затраты на добычу $S_{ОБЩ}$. С учетом этих зависимостей целесообразно оценивать календарный

режим с помощью критерия прибыли Π (р.), от реализации продукции $\Pi = F(R) \rightarrow \max$. Здесь

$$\Pi = Q \cdot (C - S_{\text{ОБЩ}} : Q), \quad (2.3)$$

где C – цена (расчетная или условная стоимость) продукции, р./т;

В целом следует отметить, что для лучшей организации работ более целесообразно устанавливать единые сменный и годовой режимы для разных участков и цехов предприятия. С учетом социальных факторов наиболее прогрессивен двухсменный режим с общим выходным днем.

Тест

1. Режим работы предприятия, у которого длительность и порядок интервалов его непрерывной работы и регламентированных перерывов в работе:

- а) суточный;
- б) сменный;
- в) годовой;
- г) календарный.

2. режим определяется числом рабочих смен в сутки, числом междусменных перерывов, длительностью и порядком их чередования.

3. Основной единицей измерения режима работы является часть суток, называемая, в течение которой производственный процесс выполняется одним составом работающих.

2.4. Организация использования комплексов горного оборудования

Высокий уровень концентрации горного производства при его массовом характере определяет повышенную единичную мощность используемого оборудования. Например, концентрация внутрикарьерных работ характеризуется относительно небольшим числом рабочих мест. Так, добыча полезного ископаемого даже на крупных

карьерах осуществляется не более чем в 5-10 экскаваторных забоях, тогда как на предприятиях заводского типа число рабочих мест исчисляется несколькими десятками и сотнями.

Такой уровень обеспечивается в результате создания и применения мощного горного оборудования, в первую очередь – выемочного и транспортного. Годовая производительность применяемых на современных карьерах одноковшовых экскаваторов составляет 2-3 млн. м³, роторных экскаваторов – может достигать 30 млн. м³. Соответствующими возможностями обладает транспортное оборудование (железнодорожный подвижной состав, мощные карьерные автосамосвалы), буровое оборудование и др. Интенсивно развивается применение мощной самоходной техники при подземной разработке рудных месторождений.

Использование комплексов такого оборудования, с одной стороны, упрощает общую организацию горных работ, так как снижает количество самостоятельных производственных элементов, требующих взаимоувязки, а с другой – повышает значение организации, поскольку удорожаются потери времени каждой единицы оборудования. Такая ситуация требует особого внимания к улучшению организации работы этих комплексов, с целью некоторой компенсации недостатков технологической схемы. В частности, большое значение приобретает задача оптимального распределения (расстановки) оборудования.

Задача расстановки оборудования с целью его наилучшего использования теоретически относится к более широкому классу задач о распределении ресурсов. Практически при организации горного производства задача находит довольно широкое применение, включая распределение по видам и местам работ основного и вспомогательного оборудования, рабочих бригад и других производственных ресурсов. В частности, с помощью типовых моделей и методик могут решаться задачи организации работ карьерного, рудничного, шахтного оборудования: буровых станков и установок, экскаваторов, погрузчиков, транспортных средств, вспомогательного оборудования (бульдозеров, кранов и т. д.). Возможны, например, следующие распределительные задачи: расстановка экскаваторов по уступам и участкам карьера (при наличии между ними технологической взаимосвязи); расстановка буровых станков по рай-

онам карьера и обуриваемым блокам; распределение транспортных средств между технологическими линиями (грузопотоками); назначение рабочих бригад на различные виды строительных, путевых и ремонтных работ.

Во всех этих случаях имеются в виду массовые, повторяющиеся работы, причем каждая отдельная работа выполняется на определенном участке горных выработок, что дает возможность рассматривать названные задачи как задачи о расстановке оборудования.

Применительно к выемочному оборудованию задача формулируется так.

На разрезе имеется N экскаваторов и M видов работ (блоков, забоев), причем известна производительность каждого экскаватора на каждом участке работы q_{ij} , где $j = 1, 2, \dots, N$ – номер экскаватора; $i = 1, 2, \dots, M$ – номер участка. Необходимо так расставить экскаваторы по видам работ (участкам), чтобы получить оптимум целевой функции:

$$Q_T = \sum_{i=1}^M \sum_{j=1}^N q_{ij} \cdot t_{ij} \rightarrow \max, \quad (2.4)$$

где Q_T – суммарный объем работ, выполненных всеми экскаваторами за период T ; t_{ij} – продолжительность работы j -го экскаватора на i -м участке.

На переменные при этом накладываются следующие ограничения:

– каждый экскаватор должен отрабатывать заданный фонд времени

$$\sum_{i=1}^M t_{ij} = T_j \text{ для } j=1, 2, \dots, N, \quad (2.5)$$

– объемы горной массы, извлеченные экскаватором на каждом участке, должны быть пропорциональны плановым:

$$\sum_{j=1}^N q_{ij} \cdot t_{ij} \div Q_T = Q_i \div \sum_{i=1}^M Q_i, \quad (2.6)$$

где Q_i – плановый объем горной массы, подлежащей извлечению на i -м участке.

Ограничение (2.6) обеспечивает равномерность подвигания фронта работ разреза и соблюдение необходимого качества добытого сырья.

Очевидными ограничениями являются условия не отрицательности переменных: $t_{ij} \geq 0$, а также равенство суммарного времени, отработанного всеми экскаваторами в течение периода T на всех участках

$$\sum T_j = \sum T_i,$$

где $T_i = \sum t_{ij}$ – время отработки i -го участка, смен.

Последнее условие вытекает из ограничения (2.5), если исключается одновременная работа нескольких экскаваторов на участке.

После решения данной задачи одним из методов линейного программирования предполагается установление планового объема работы для каждого экскаватора: $\sum q_{ij} \cdot t_{ij} = Q_j$, а также общего

плана карьера $Q_T = \sum Q_j$.

Данная задача может решаться также на минимум затрат или максимум прибыли, для чего в целевую функцию вводятся стоимостные параметры – удельные или суммарные стоимости разработки. Задачу на минимум затрат целесообразно решать в тех случаях, когда существует технологическое ограничение общего объема работ и есть возможность сократить рабочее время оборудования.

При постановке задачи для условий карьера необходимо иметь в виду, что на практике существует ряд ограничивающих условий, в силу чего решение и даже постановка задачи не всегда целесообразны и возможны.

В ряде случаев задача расстановки оборудования в карьере не имеет организационных альтернатив в силу жесткости технологических и технических ограничений. В частности, при использовании на карьере экскаваторов или буровых станков нескольких марок условия их применения могут быть определены однозначно типом пород, смежного оборудования, степенью обводненности, особенно-

стями вскрытия горизонтов, системы разработки и т.д. Иначе говоря, при этом не выдерживается условие взаимозаменяемости оборудования.

Из приведенной модели задачи видно, что при ее математической формулировке виды работ характеризуются только производительностью оборудования. Задача имеет смысл только в том случае, если величины q_{ij} существенно различны ($q_{ij} \neq \text{const}$), т. е. разница величин превышает точность расчетов.

Производительность оборудования зависит, как известно, от множества факторов. Анализ работы ряда предприятий позволит выделить основные группы этих факторов и установить периодичность их изменения. Кроме технической характеристики самой машины, к таким факторам относятся: характеристика горных пород, в которых производится работа; технологические условия работы (параметры забоя, расположение машины и т. д.); основные требования технологии в связи с необходимостью обеспечения заданного качества продукции; характеристика смежных процессов, непосредственно влияющих на данную работу.

Количественные характеристики этих факторов являются дискретными величинами (крепость пород, высота уступа, уклон трассы, схема организации работ и т.п.). В каждый момент времени в карьере существует несколько значений этих величин (в разных местах карьера), что и определяет разнообразие условий работы. При изменении значения какого-либо показателя на одном или нескольких участках можно считать, что в целом условия данного типа изменились. Это обычно вызывает необходимость пересмотра принятых ранее решений.

Таблица 2.1

Масштабы решения задачи о распределении
оборудования на карьерах

Оборудование	Уровень организации		
	Оперативный (смена, сутки)	Текущий (неделя, месяц)	Годовой, перспективный
1. Экскаваторы	–	–	группа экскаваторов
2. Транспортные средства	–	отдельные станки	группа станков

3. Буровые станки	отдельные машины	группа машин	–
4. Вспомогательные машины	отдельные машины	–	–

В табл. 2.1 приведены результаты анализа частоты изменения условий, характеризующих основные работы на разрезе, для которых целесообразны постановка и решение распределительных задач.

2.5. Расчеты оптимального числа машин в задачах взаимоувязки производственных звеньев

Одна из важнейших задач организации производственной системы, состоящей из нескольких последовательных технологических звеньев, заключается в расчете оптимального числа элементов в каждом звене. Для комплексно-механизированных горных предприятий эта задача обоснования оптимального числа единиц оборудования в звеньях производственного комплекса, решение которой обеспечивает наилучшую увязку взаимодействующих производственных звеньев.

Общий методический подход к расчету числа машин заключается в следующем. Задают мощность предприятия или его самостоятельной части (технологической линии, участка, группы участков и т.д.). Рассчитывают число единиц ведущего оборудования (экскаваторов, добычных комбайнов, погрузчиков). В смежных звеньях комплекса определяют число единиц оборудования (бурового, транспортного, отвального, вспомогательного), а также число ремонтных или обслуживающих бригад.

Собственно организационная задача содержится в третьем пункте: по заданной мощности и числу элементов ведущего технологического звена определить число элементов в смежных звеньях. Принципиально методы решения этой задачи делятся на два класса: а) основанные на детерминированных моделях производственного процесса; б) основанные на вероятностных моделях.

В практических проектных и плановых расчетах до настоящего времени преобладает использование детерминированных моделей, однако за последнее десятилетие разработано и успешно применяется (главным образом в научных исследованиях) несколько вероятностных моделей.

Рассмотрим на конкретных примерах различные методики расчета числа горных машин с помощью детерминированных аналитических моделей.

Расчет числа единиц подвижного состава технологического транспорта для шахты или карьера является наиболее распространенной и изученной задачей данного класса. Основной исходной величиной при расчете является годовой грузооборот транспортного комплекса $G_{ГОД}$, соответствующий производительности обслуживаемой производственной подсистемы (группы добычных лав, забоев, экскаваторов или карьера в целом). Очевидно, что перевозочные возможности транспорта должны соответствовать этой величине:

$$G_{ГОД} f \geq \sum_{j=1}^m \sum_{i=1}^{N_j} \Pi_i t_{ij}, \quad (2.7)$$

где f – коэффициент неравномерности движения; Π_i – производительность i -й транспортной единицы, т/ч; t_{ij} – время основной работы i -й транспортной единицы в j -й смене, ч; $t_{ij} = k_{ij} \cdot t_j$ при $j = 1, 2, \dots, m$; t_j – длительность j -й смены, ч; k_{ij} – коэффициент использования i -й единицы в j -й смене; m – число единиц подвижного состава, участвовавших в работе в течение j -й смены.

Вероятностный характер производственного процесса отражается в данной методической постановке введением в модель (2.7) коэффициента неравномерности движения, который обычно принимается равным 1,20-1,25.

В детерминированных моделях основные исходные величины принимают постоянными, следовательно, и величина производительности $\Pi = const$. Тогда выражение (2.7) можно записать в следующем виде

$$G_{ГОД} f = TN_P \Pi k, \quad (2.8)$$

где $T = m \cdot t$ – полная длительность рабочего времени в году, ч.

Отсюда число единиц подвижного состава, ежемесячно занятых в работе N_P определяется из выражения

$$N_P = \frac{(G_{ГОД} f)}{(ПТк)} \cdot \quad (2.9)$$

Величина N_P для железнодорожного транспорта соответствует числу рабочих локомотивов, с постоянной массовой нормой, а для автотранспорта – числу автосамосвалов определенной грузоподъемности.

Следовательно, расчет числа однотипных элементов в звене сводится к делению пропускной способности ведущего звена на производительность одного элемента организуемого смежного звена.

Таким образом, детерминированные методы позволяют рассчитывать число единиц оборудования одного типа. При этом не учитывают внутреннее взаимодействие элементов как в ведущем и в смежных звеньях. В частности, при расчете транспортных средств принимают условие независимой работы погрузочных пунктов.

Методики расчета величины N_P для отдельных видов транспорта подробно излагаются в соответствующих технологических дисциплинах. Применяемые модели расчета базируются на среднем времени рейса транспортных машин, т. е. предназначены в основном для варианта организации движения по закрытому циклу. Опыт показывает, что использование подобных простейших детерминированных моделей при расчетах сложных систем приводит к погрешностям порядка 15-20 %.

В связи с частыми отказами оборудования, колебаниями его производительности и фактически повсеместной недоукомплектованностью транспортных звеньев, целесообразно использовать вероятностные модели для расчетов числа рабочих машин.

На производственный процесс, протекающий в шахте или карьере, воздействует множество случайных факторов, что является причиной стохастического характера большинства технологических процессов. Эта особенность может быть учтена при использовании для расчетов методов теории массового обслуживания. Если рассматривать погрузочные и разгрузочные пункты как системы массового обслуживания, то можно определить оптимальное число транспортных единиц для пунктов обслуживания.

Если принять, что оптимальному числу транспортных единиц N_{OPT} соответствует минимум суммарных эксплуатационных затрат C_{min} , то наиболее просто искомая величина определяется методом

последовательного перебора возможных значений N в допустимом интервале. Наглядно решение этой задачи можно продемонстрировать на примере работы автотранспорта, число работающих автомашин обычно в несколько раз превышает количество железнодорожных вагонов.

При обслуживании группой автомашин одного погрузчика или экскаватора целевая функция задачи имеет вид

$$\sum C = C_{ЭКС} \cdot (1 - K_{И.Э}) + C_{АВТ} \cdot (1 - K_{И.А}) \cdot m \rightarrow \min, \quad (2.10)$$

где $\sum C$ – суммарные затраты на содержание системы: экскаватор – автотранспорт, $C_{ЭКС}$ и $C_{АВТ}$ – стоимость машино-смены соответственно экскаватора и автосамосвала; $K_{И.Э}$ и $K_{И.А}$ – коэффициенты использования экскаватора и автосамосвала; $K_{И.Э} = 1 - P_0$; $K_{И.А} = 1 - m/M$; P_0 – вероятность того, что экскаватор свободен; m – средняя длина очереди машин у экскаватора: $m = \sum (k - 1) \cdot P_k$; M – число автомашин, обслуживающих экскаватор; k – общее число машин, загружаемых и ожидающих погрузки ($k=2, \dots, M$); P_k – вероятность того, что на погрузке более одной автомашины.

Аппарат теории массового обслуживания позволяет определить величины P_k и P_0 , если известны законы распределения вероятностей случайных величин, характеризующих интенсивность потока автомашин, подходящих к экскаватору в единицу времени, и интенсивность погрузки (обслуживания) автомашин.

Аналогичные модели разработаны для расчета численности ремонтного персонала, пунктов приема грузов, отвальных тупиков и др.

В настоящее время наиболее доступные модели разработаны для очень простых систем массового обслуживания. Их простота заключается в основном в однолинейности (имеется только один пункт обслуживания), разомкнутости (каждая обслуженная заявка покидает систему навсегда) и вытекающих отсюда простейших распределений вероятностей характеристик входного потока и обслуживания.

Транспортный процесс на горных предприятиях чаще всего не обладает всеми свойствами простейших систем, так как здесь приходится иметь дело с замкнутыми системами, где каждая обслуженная заявка (погруженный состав или автосамосвал), через некоторое

время вновь попадает на обслуживание, что порождает взаимную зависимость интервалов между поступлениями заявок в систему. Кроме того, процесс обслуживания далеко не всегда может быть описан законом экспоненциального распределения. Поэтому необходимо предварительное обоснование адекватности применяемых моделей.

Наиболее совершенным методом расчета числа производственных элементов следует признать имитационное моделирование методом статистических испытаний (метод Монте-Карло).

Этот метод основан на имитации на ЭВМ производственного процесса практически любой сложности, протекающего в течение любого отрезка времени. При этом само время моделирования в десятки или сотни раз (в среднем – в 50-200) меньше длительности реального процесса. Данный метод позволяет, в частности, наиболее точно воспроизводить реальный транспортный процесс и устанавливать его оптимальные параметры

Метод статистических испытаний весьма эффективен для решения разнообразных задач организации производства. Достаточно простая и эффективная методика статистического моделирования была разработана в бывшем Московском горном институте для расчета числа буровых станков. В ней принят сменно-месячный масштаб времени. В качестве случайных величин использованы производительности буровых станков и экскаваторов.

Основными недостатками метода Монте-Карло являются: необходимость большого массива статистических данных, составление специальных, достаточно сложных алгоритмов и программ, а также возможность его применения только при наличии ЭВМ, что затрудняет оперативное использование этого метода в производственных условиях.

Анализ моделей и методов решения задачи расчета числа производственных элементов позволяет сделать следующие выводы.

1. Аналитические детерминированные модели целесообразно использовать для расчета числа элементов в несложных системах на оперативном уровне, когда заданы типы оборудования и режим процесса. Исходные характеристики (производительность оборудования и др.) уточняют в соответствии с конкретными условиями работы системы.

2. Вероятностные аналитические модели, требующие значительной подготовки и больших затрат времени на решение, рекомендуется использовать для расчета более сложных систем в задачах текущей и долгосрочной организации, а также при решении отдельных проектных задач.

3. Метод имитационного моделирования следует применять при проектировании и перспективном планировании сложных систем для анализа большого числа вариантов, учитывающих динамику производственного процесса в течение длительного времени.

Во всех случаях следует иметь в виду, что усложнение методик и моделей расчета обеспечивает повышение точности самих расчетов, но в силу ряда принимаемых исходных допущений не повышает точность и надежность конечных результатов. Поэтому выбор и использование конкретных методик для решения практических организационных задач в каждом случае требуют анализа и обоснования, учитывающего реальные условия решения задачи.

2.6. Расчеты производительности оборудования с учетом организационных нарушений

Современное горное производство отличается значительной сложностью производственных процессов. При этом подавляющее большинство процессов и работ характеризуется высоким уровнем механизации, выполняется с помощью мощного высокопроизводительного оборудования. В этих условиях эффективность всего производства зависит в первую очередь от того, насколько полно и правильно используется горная техника.

Любая четко очерченная и технологически законченная часть комплекса работ характеризуется определенным объемом и продолжительностью. Для сравнительной оценки всех работ, входящих в состав определенного комплекса, необходимо определение трудоемкости работ.

Трудоемкость работ характеризуется затратами труда, приходящимися на единицу выработанной продукции. При решении организационных задач работу, характеризуемую таким единичным количеством затрат труда, удобно рассматривать как единичную работу.

Единичная работа представляет собой часть отдельной технологической работы (совокупность действий рабочих, технологиче-

ских операций), которую при заданной технологии и механизации необходимо выполнять для производства единицы продукции. В качестве такой единицы продукции можно рассматривать фактическую (штука) или условную (100 т, 1000 м³) единицу выполненного объема.

Существенное значение имеет продолжительность выполнения единичной работы

$$t_{ED} = \frac{Q_{ЧАС}}{q_{ED}}, \quad (\text{ч}) \quad (2.11)$$

где $Q_{ЧАС}$ – эксплуатационная часовая производительность элемента системы при данной работе; q_{ED} – единица измерения работы.

Наиболее совершенной можно считать такую организацию, при которой достигается максимальная непрерывность производственного процесса. Она позволяет обеспечивать наиболее высокую производительность горного и транспортного оборудования. Поэтому для эффективной организации повторяющихся комплексов работ весьма важно знать их продолжительность, чтобы обеспечить точное планирование начала и конца каждой работы. Отсюда возникает задача установления: фактической продолжительности каждой единичной работы, выполняемой в конкретных производственных условиях. В связи с вероятностным характером производственного процесса эта задача весьма трудоемка, поскольку требует проведения специальных хронометражных наблюдений.

Фактически величина q_{ED} представляет собой норматив времени на выполнение стандартизированного (единичного) объема работы q_{ED} . Пользуясь такими нормативами при планировании, можно надежно вычислять продолжительность каждой i -й работы и процесса в целом

$$t_i = \frac{t_{ВДi} \cdot V_{ПЛи}}{q_{ВДi}}, \quad (2.12)$$

$$T = \sum_{i=1}^N t_i \quad (2.13)$$

где $V_{ПЛi}$ – планируемый объем i -й работы; T – длительность процесса, состоящего из N последовательных работ ($i=1, 2, \dots, N$).

Все работы производственного процесса состоят из технологических операций, выполняемых на одном рабочем месте над одним объектом производства одним или несколькими рабочими. Технологические операции могут быть основными и вспомогательными (в том числе и в составе основных процессов). Так, основной процесс экскавации горной массы кроме основных операций (черпание, загрузка транспортных сосудов и др.) включает и вспомогательные, такие, как передвижка экскаватора, ополаживание забоя, зачистку погрузочной площадки и т. д.

Для количественной формулировки задач организации производственного процесса целесообразно рассматривать его как смену состояния основной работающей машины. Принципиально возможны следующие состояния: а) рабочее состояние, выполнение основной работы; б) выполнение вспомогательных работ (включая техническое обслуживание); в) нерабочее состояние (отказ) – ожидание восстановления и восстановление рабочего состояния; г) простой из-за неучастия в процессе смежного звена или выполнения им вспомогательных работ.

Кроме того, возможен простой всей производственной системы, например, календарные перерывы в работе или остановка из-за влияния внешних условий.

Все виды состояний, кроме рабочего будем рассматривать как нарушения основного технологического (рабочего) процесса.

Производственный процесс на горном предприятии имеет прерывистый характер из-за периодически возникающих нарушений. При этом можно выделить два вида перерывов в работе системы: а) технологические (предусмотренные технологией работ, планируемые и режимные остановки); б) организационные и случайные (не планируемые), обусловленные взаимодействием вероятно функционирующих звеньев.

Как было указано выше, основные задачи организации процессов заключаются в том, чтобы обеспечивать минимум простоев и непроизводительных затрат времени для основного оборудования. Следует отметить, что разновидностью простоя является пребывание основной машины в резерве при условии ее полной готовности в любой момент начать работу.

Кроме того, производственный процесс характеризуется изменениями интенсивности выдачи продукции (полезного ископаемого или породы) в связи с колебаниями производительности оборудования. Как известно, производительность элемента системы (горной машины, комплекса, бригады и т. д.) определяется количеством произведенной в единицу времени продукции. Для горного производства наиболее универсальной единицей измерения количества продукции (объем выполненной работы) является объемный показатель: $\text{м}^3/\text{ч}$; тыс. $\text{м}^3/\text{смена}$; млн $\text{м}^3/\text{год}$. Обычно при этом подразумевают объем извлеченной из целика горной массы, к которому легко можно свести все остальные единицы измерения.

Поэтому в дальнейшем для простоты будем считать этот показатель основным для измерения производительности оборудования. В организационных задачах, где одновременно рассматривают периоды различной длительности (например, месяц и смена) удобно пользоваться понятием удельной производительности (за минимальный рассматриваемый период времени) в отличие от производительности (объем выполненной работы) за весь рассматриваемый период.

Элементы современных производственных систем представляют собой главным образом горные и транспортные машины, для которых, как известно, различают теоретическую, техническую и эксплуатационную производительность. В задачах организации производства используют эксплуатационную производительность. В зависимости от уровня постановки организационной задачи и цели ее решения различают несколько видов эксплуатационной производительности оборудования и определяющих ее величин.

Прежде всего, это производительность оборудования в единицу времени, для которой она рассчитывается. В качестве часовой производительности любой машины обычно рассматривают ее техническую производительность Q_T , достигаемую при непрерывной работе в конкретных горнотехнических условиях. В отличие от технической эксплуатационную производительность принято определять как сменную, месячную и годовую.

Однако в задачах оперативной организации производства необходимо пользоваться также и эксплуатационной часовой производительностью $Q_{\text{ЧАС}}$, $\text{м}^3/\text{ч}$, которую иногда называют эффективной производительностью. Она определяется из выражения

$$Q_{\text{ЧАС}} = Q_T \cdot K_{\text{ЧАС}}, \quad (2.14)$$

где $K_{\text{ЧАС}} = \frac{1 - \sum t_{\text{КН}}}{\sum t_{\text{О}}}$ – часовой коэффициент использования машины на основной работе; $\sum t_{\text{КН}}$ – суммарная длительность кратковременных нарушений, ч; $\sum t_{\text{О}}$ – суммарное время основной работы за смену, ч.

В данном случае имеется в виду, что во время основной работы имеют место кратковременные нарушения (длительностью до нескольких минут). Это в основном эксплуатационно-технологические перерывы (передвижки оборудования, повторные операции, уборка негабаритных кусков породы из забоя, очистка и крепление рабочего инструмента и т. д.), которые не поддаются обычному учету. Как показывают специальные хронометражные наблюдения $K_{\text{ЧАС}} = 0,85-0,90$.

В организационных задачах величину $Q_{\text{ЧАС}}$ необходимо рассматривать как основную характеристику данного элемента системы. Кроме названных кратковременных нарушений в работе любой горной машины в течение смены имеют место более длительные перерывы (сменные нарушения) для выполнения различных вспомогательных работ, а также прямые простои.

С учетом этого в качестве эксплуатационной сменной производительности $Q_{\text{СМ}}$ (м^3) рассматривают следующую величину

$$Q_{\text{СМ}} = Q_{\text{ЧАС}} \cdot T_{\text{СМ}} \cdot K_{\text{И}}, \quad (2.15)$$

где $T_{\text{СМ}}$ – длительность смены, ч; $K_{\text{И}}$ – сменный коэффициент использования машины

$$K_{\text{И}} = 1 - \frac{\sum t_{\text{СМ.Н}}}{T_{\text{СМ}}} = \frac{\sum t_{\text{О}}}{T_{\text{СМ}}} \quad (2.16)$$

где $\sum t_{\text{СМ.Н}}$ – суммарное время нарушений за смену.

В зависимости от вида машины и характера выполняемой ею работы величина $K_{\text{И}} = 0,7-0,75$. В случае, если учитываются только организационные сменные нарушения, этот коэффициент составляет $0,75-0,82$.

Еще один вид нарушений – целосменные простои и вспомогательные работы, оказывающие влияние на годовую производительность. Величина этих нарушений достигает 15-20 % общего годового фонда времени. В основном такие перерывы в работе карьерного оборудования возникают по организационным причинам: недостаточный учет и слабый контроль за работой оборудования, отсутствие экипажей, неподготовленность фронта работ, помехи от взрывных работ, плохое состояние транспортных коммуникаций, несвоевременное проведение планово-предупредительных ремонтов, перегоны оборудования и т. д.

По аналогии со сменной производительностью месячная и годовая могут быть определены с учетом указанных целосменных нарушений. Однако для организационных задач важна не только суммарная длительность последних, но и распределение их в течение календарного периода времени. Поэтому наряду со сменной производительностью длительности рабочих t_P и нерабочих t_{HEP} периодов используют как дополнительные характеристики рабочих процессов.

Наличие значительных непредвиденных нарушений в работе оборудования делают производственный процесс вероятностным. Поэтому при планировании и анализе работ необходимо характеристики Q_{CM} , t_P и t_{HEP} рассматривать как случайные величины, изменяющиеся по определенным законам в определенных пределах.

Тогда

$$Q_K = \sum_{i=1}^{T_P} Q_{CMi} \quad (2.17)$$

где Q_K – производительность оборудования за календарный период (мес., год), m^3 ; T_P – число рабочих смен в календарном периоде; $T_P = \sum t_P$; i -й – номер отдельной смены, включая нерабочие периоды, когда $Q_{CM} = 0$.

Пределы и характер изменения указанных вероятностных величин определяют на основании статистических данных, собранных в определенных горнотехнических условиях.

Использование детерминированного или вероятностного подхода к расчету производительности оборудования определяется условиями постановки задачи. Однако в любом случае при решении организационных задач в масштабе времени сутки – декада – месяц

необходимо пользоваться всеми рассмотренными характеристиками производственного процесса.

2.7. Графические методы организации производства во времени и пространстве

Задачи организации производственного процесса на шахтах и карьерах решаются в основном на уровнях текущего и оперативного планирования и управления. Сущность этих задач заключается в определении оптимальных сроков и последовательности выполнения комплексов взаимосвязанных работ. При этом обычно задаются контрольные, директивные сроки окончания (а иногда – и начала) всего комплекса, и задача сводится к тому, чтобы установить моменты начала и продолжительность каждой работы, необходимое количество ресурсов для ее выполнения, а также обеспечить четкую реализацию полученных решений.

Организация комплексов работ и процессов горного производства наиболее эффективно осуществляется с помощью различных графиков. Организационный график представляет собой некоторую последовательность работ или событий во времени либо в пространстве (или совместно – в пространстве и времени). Поэтому задача организации процесса по графику заключается в составлении возможной или оптимальной последовательности работ и дальнейшем расчете указанных величин (сроков выполнения работ, ресурсов), являющихся основными характеристиками графика.

При организации горных работ кроме временных графиков, обеспечивающих увязку работ во времени (хронограммы, циклограммы и др.), большое значение имеют пространственные графики (планограммы), согласовывающие выполнение работ в пространстве и во времени (рис. 2.2). Особенность пространственно-временных графиков состоит в том, что кроме логических связей между работами они отражают закономерности изменения физических величин: скоростей движения, пройденного расстояния от времени и т. д.

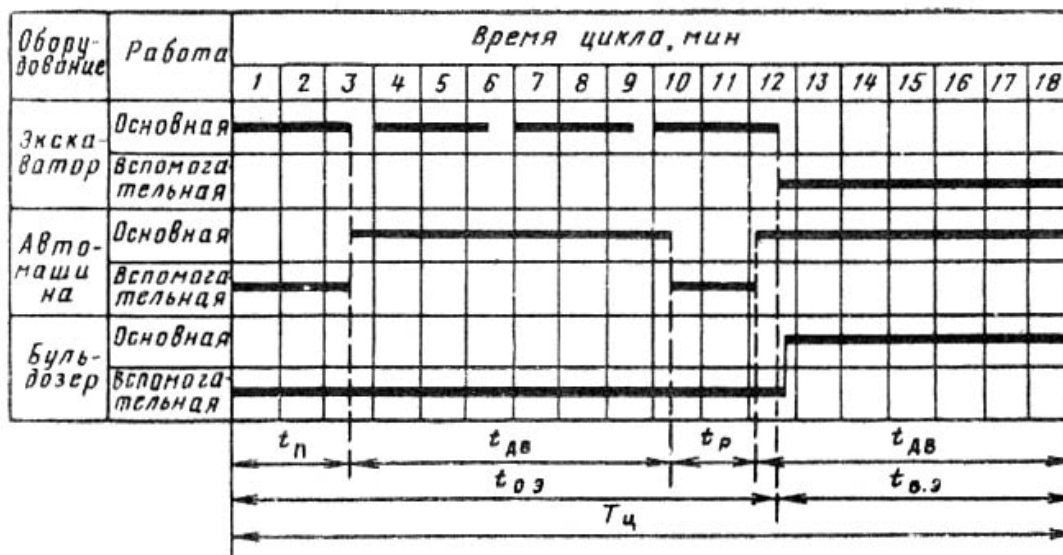


Рис. 2.2. Ленточный временной технологический график (циклограмма)

По форме графики делятся на *табличные, линейные (ленточные), сетевые и ленточно-сетевые*.

На линейном графике (рис. 2.3) все операции и работы изображают в виде горизонтальных линий, построенных на координатной временной сетке и характеризующих продолжительность работ. Наиболее эффективно применение линейных графиков для анализа структуры процессов, расчленения их на отдельные работы, например, с целью формирования технологических циклов (график-циклограмма) или нормирования работ (хронограмма) и т. д.

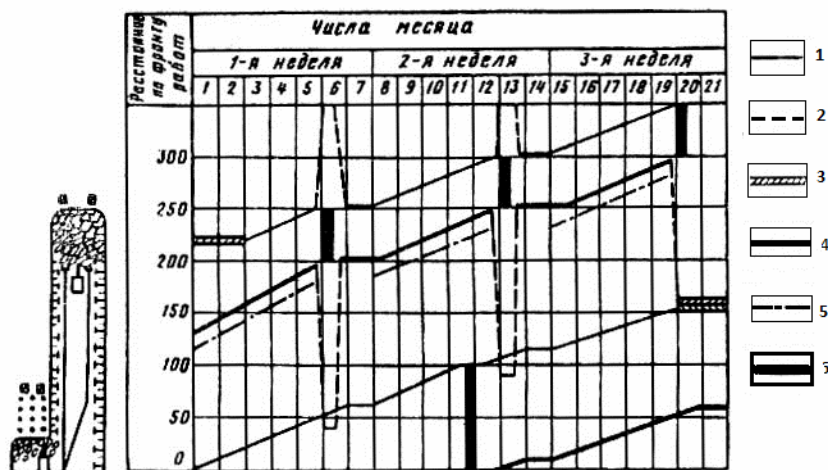


Рис. 2.3. Линейный пространственно-временной график (планограмма) работ на уступе карьера: 1 — работа экскаваторов; 2 — отгон экскаваторов и бурстанков; 3 — ремонт; 4 — бурение скважин; 5 — путевые работы; 6 — массовые взрывы.

Часто для более полной количественной характеристики выполняемых работ ленточный график дополняют табличным, отражающим в численном виде объемы и сроки выполнения работ, количество потребляемых ресурсов и другие данные.

Наиболее эффективной формой взаимоувязки большого комплекса работ, выполняемых различными исполнителями (разнотипное оборудование, специализированные цехи и службы), являются сетевые графики, обеспечивающие синтез и контроль исполнения сложных процессов.

Сетевой график (рис. 2.4) представляет собой построенную без масштаба графическую схему (модель) последовательности выполнения единого комплекса взаимосвязанных и взаимозависимых работ, направленных на достижение намеченной цели. Чаще всего работы в сетевом графике обозначают стрелками, а моменты их начала и окончания (события) – кружками или квадратами с цифровыми индексами внутри.

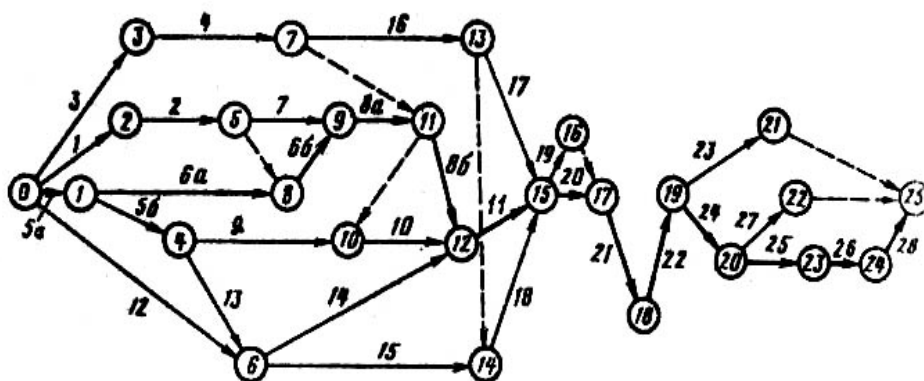


Рис. 2.4. Сетевой график подготовки массового взрыва

Данный вид графиков – наиболее совершенная форма изображения комплекса взаимосвязанных работ, так как наглядно показывает их последовательность и взаимную обусловленность. К недостаткам относится их безмасштабность и ненаглядность количественных характеристик работ, а также отсутствие их пространственной увязки.

Более совершенной формой организации процессов, получающей все большее распространение при планировании горных работ, являются ленточно-сетевые графики, имеющие пространственную привязку к местам выполнения работ (горизонтам, блокам) и дополненные необходимыми табличными данными (рис. 2.5).

Номер горного разреза	Экскаваторные работы		Буровые работы			Взрывные работы	
	№ экскаватора	Объем, тыс. м ³	№ станка	Объем, тыс. м ³	Дата буровых работ	Объем, тыс. м ³	Дата взрыва
460 м	104	85	11	62,5	14-18	B ₃ -98,8 B ₅ -62,4	11.V 18.V
440 м	94	110	17	98,8	7-13	B ₂ -56,0 B ₄ -102,6	7.V 14.V

Рис. 2.5. Фрагмент табличного графика работ в карьере

Ленточно-сетевой график (рис. 2.6) обеспечивает возможность наиболее полного расчета характеристик комплекса работ, включая потребление ресурсов. Рекомендуется широкое использование этих графиков при текущем планировании горных и вспомогательных работ на карьерах и подземных рудниках.

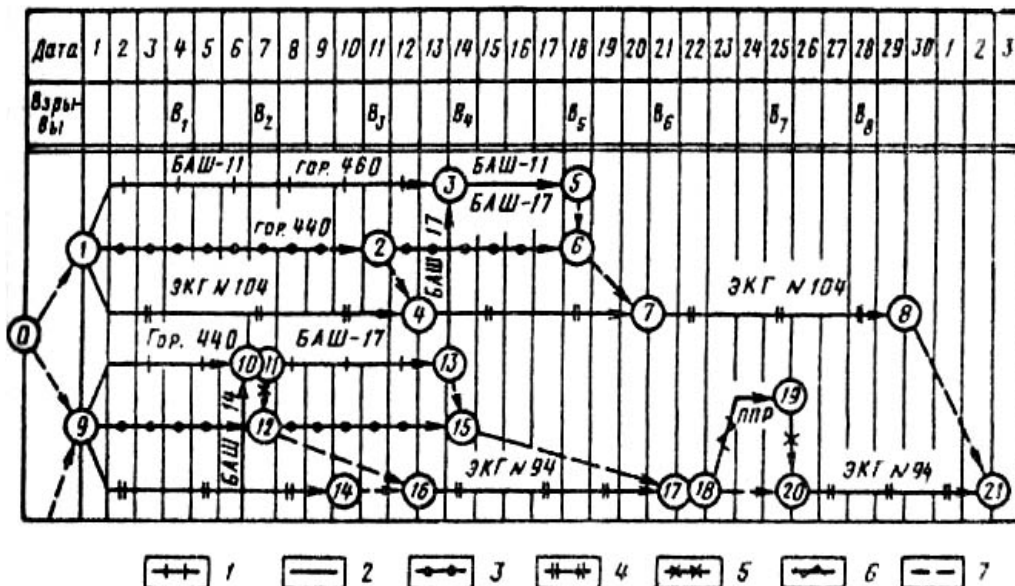


Рис. 2.6. Фрагмент ленточно-сетевого графика (диаграмма) работ в карьере: 1 – буровые работы; 2 – перегоны буровых станков; 3 – зарядка скважин; 4 – экскавации горной массы; 5 – вспомогательные работы на площадках уступов и перегоны экскаваторов; 6 – ремонты оборудования; 7 – связи (зависимости) между окончанием и началом работ.

Расчет любого временного графика заключается в определении моментов начала и окончания каждой работы, возможных резервов времени и ресурсов, необходимых для ее выполнения. Так, если задан момент окончания комплекса работ, то, зная их объемы и продолжительность, можно определить моменты каждого события.

Расчет любого временного графика заключается в определении моментов начала и окончания каждой работы, возможных резервов времени и ресурсов, необходимых для ее выполнения. Так, если задан момент окончания комплекса работ, то, зная их объемы и продолжительность, можно определить моменты каждого события. При этом для каждой работы может быть определен полный резерв времени, т. е. максимальный срок, на который можно переносить начало работы или увеличивать ее продолжительность, не изменяя продолжительности критического пути (наибольшей продолжительности всего комплекса работ)

$$R_{ij} = T_{i-j}^{П.О} \rightarrow T_{i-j}^{Р.О} \quad (2.18)$$

где $T_{i-j}^{Р.О}$ – ранний срок окончания работы, лежащий между событиями i и j , определяется возможным (ранним) сроком начала работы и ее продолжительностью $T_{i-j}^{Р.О} = T_{i-j}^{Р.Н} + t_{i-j}$; $T_{i-j}^{П.О}$ – поздний срок окончания работы ($i-j$), определяемый директивным сроком окончания работ T_K и максимальной длиной пути от события j до окончания комплекса работ

$$T_{i-j}^{П.О} = T_K \rightarrow \max \left\{ \sum_{n=1}^{N_l} t_{ln} \right. \quad (2.19)$$

где $l=1, 2, \dots, L$ – число путей на графике от события j до события, обозначающего конец комплексов работ; N_l – число работ с длительностями t_n ($n=1, 2, \dots, N$) на пути l .

Временные оценки работ обычно с достаточной точностью могут быть определены на основании статистических данных, собранных на предприятии за некоторый период времени.

После расчета сроков выполнения работ и необходимых ресурсов возможна оптимизация графиков по времени, стоимости или потреблению ресурсов. Сущность любой оптимизации графика заключается в перераспределении ресурсов по работам с целью сокращения сроков выполнения работ, лежащих на критическом пути (и, следовательно, общей продолжительности комплексов работ); уменьшения стоимости комплекса работ; сокращения общего количества или повышения равномерности потребления ресурсов.

Наиболее важным моментом в организации работ с помощью графика является оптимальное распределение ресурсов, под которыми понимаются люди, материалы, оборудование и т. д. На карьерах и шахтах, как правило, ресурсы ограничены. Поэтому задача заключается в равномерном распределении ограниченных ресурсов на весь период выполнения комплексов работ. В настоящее время существует несколько методов распределения ресурсов, основанных на следующих ограничивающих условиях:

- суммарная интенсивность потребления ресурсов в каждый момент времени может быть постоянной или переменной, но в любом случае ограничена;

- интенсивность потребления ресурсов по каждой отдельной работе ($i - j$) также ограничена (по условиям фронта работ, объема сырья и т.д.);

- обязательна взаимозависимость ресурсов по всем работам, включенным в график, в связи, с чем необходимо представление всех ресурсов в едином виде (наиболее универсальны – людские ресурсы), а для крупномасштабных графиков – денежные.

Применение графиков на горных предприятиях имеет следующие особенности.

Во-первых, из-за ограниченности числа работ в технологических процессах (комплексах) и последовательного их выполнения использование сетевых графиков не всегда оправдано. Необходимость пространственной увязки работ часто вынуждает использовать линейные планыграммы.

Во-вторых, вероятностный характер работ не только определяет необходимость применения статистического метода для расчета их продолжительности, но и может служить причиной изменения топологии уже действующего графика, что значительно снижает его практическую значимость.

В-третьих, глубокая специализация горного оборудования затрудняет, а в ряде случаев делает невозможным маневрирование ресурсами, на котором основана оптимизация графиков. Проблема разнородности ресурсов может быть решена только путем повышения универсальности оборудования и совмещения профессий.

Все это снижает эффективность сетевого планирования на горных предприятиях. В то же время циклический характер горного производства и его большие объемы приводят к постоянному многократному повторению производственных ситуаций, что делает необходимой разработку типовых оптимальных схем ведения работ.

Тест

1. Все операции и работы, изображенные в виде горизонтальных линий, построенных на координатной временной сетке и характеризующих продолжительность работ:

- а) табличный;
- б) ленточно-сетевой;
- в) линейный;
- г) сетевой.

2. График, отражающий в численном виде объемы и сроки выполнения работ, количество потребляемых ресурсов и другие данные.

- а) табличный;
- б) ленточно-сетевой;
- в) линейный;
- г) сетевой.

3. График, представляет собой построенную без масштаба графическую схему (модель) последовательности выполнения единого комплекса взаимосвязанных и взаимозависимых работ, направленных на достижение намеченной цели:

- а) табличный;
- б) ленточно-сетевой;
- в) линейный;
- г) сетевой.

4. Графики, имеющие пространственную привязку к местам выполнения работ (горизонтам, блокам) и дополненные необходимыми табличными данными:

- а) табличный;
- б) ленточно-сетевой;
- в) линейный;
- г) сетевой.

5. график (диаграмма) обеспечивает возможность наиболее полного расчета характеристик комплекса работ, включая потребление ресурсов.

6. К недостаткам данных графиков относится их безмасштабность и ненаглядность количественных характеристик работ, а также отсутствие их пространственной увязки:

- а) табличный;
- б) ленточно-сетевой;
- в) линейный;
- г) сетевой.

2.8. Методические основы оценки эффективности организационных решений

Перед угольными предприятиями стоит актуальная задача в укреплении потенциала предприятия за счет внутренних резервов. В период централизованного управления экономикой методология и методы оценки потенциала предприятия были направлены на традиционные показатели, оценивающие эффективность использования трудовых, материальных и финансовых ресурсов предприятия. Но рыночные отношения требуют разработки новых и совершенствования разработанных уже методологических и методических подходов к экономической оценке, анализу, изысканию резервов и планированию потенциала угледобывающего предприятия.

При формировании стратегии развития предприятий в условиях рынка возникает необходимость учета конкуренции на угольном рынке между угольными компаниями. Критерий оценки потенциала предприятия необходим для оценки управленческих решений при разработке стратегий угледобывающих предприятий в условиях конкурентной среды на угольном рынке. Поэтому экономическая оценка потенциала должна учитывать конкурентоспособность предприятия. В связи с тем, что в настоящий период в научной литературе наблюдается различное толкование понятия "потенциала предприятия", отсутствует общепризнанная методология экономической оценки потенциала угледобывающих предприятий. В науч-

ной литературе отсутствует единый методологический подходы к измерению конкурентоспособности потенциала угледобывающих предприятий, наблюдаются различные трактования сущности "конкурентоспособность потенциала предприятия", так как с потенциалом предприятия отождествляется понятие "производственный потенциал", "рыночный потенциал", "предпринимательский потенциал", "экономический потенциал". При расчете показателей конкурентоспособности угольных компаний не учитываются социальные факторы, имеющие большое значение для укрепления потенциала предприятия.

Для укрепления потенциала угольного предприятия необходимо прежде всего улучшать его финансовое состояние, которое во многом зависит от управления затратами, а также формирования прибыли от реализации продукции. В отличие от других отраслей промышленности, где прибыль рассчитывается как разница между ценой и себестоимостью по каждой номенклатуре товара.

В угольной промышленности прибыль от реализации определяется как разница между ценой марки угля и средней себестоимостью 1 т добычи угля всех марок углей предприятия, хотя уголь добывается с различных угольных пластов, выемочных полей и горизонтов при различной трудоемкости, материалоемкости и, соответственно, себестоимости 1 т каждой марки угля. В результате уголь продают зачастую по цене ниже сложившейся себестоимости по определенным маркам угля, что отражается на уменьшении прибыли предприятия и снижении уровня конкурентоспособности предприятия.

При централизованной системе управления экономикой предприятия угольной промышленности, являясь государственной собственностью, используя закрепленное в его оперативном управлении государственное имущество, осуществляли силами своего коллектива под руководством вышестоящего органа производственно – хозяйственную деятельность в соответствии с заданиями народно-хозяйственного плана. Действуя на основе принципов полного хозяйственного расчета, предприятия имели самостоятельный баланс, являясь юридическим лицом и, наделены были правом самостоятельно вступать в хозяйственные отношения с другими предприятиями. Переход к рыночным отношениям меняет сущность понятия о предприятии и требует учета внутренней связи и логики его

развития, вызванные новыми экономическими условиями, структурными сдвигами в социальной структуре общества, качественными переменами в технике и технологии производства. Предприятие должно рассматриваться как динамическая система, изменяющаяся во времени параметры своего состояния, имеющего целенаправленное движение к повышению эффективности производства, качеству и ассортименту выпускаемой продукции.

Отличительной особенностью процесса развития предприятия угольной промышленности является то, что эффективность его деятельности во многом зависит от наличия балансовых запасов угля и благоприятности их разработки. А также, от спроса на энергоресурсы, географического местонахождения запасов, экономической политики государства в формировании структуры топливно-энергетического баланса России, конкуренции между взаимозаменяемыми энергоресурсами, развития научно-технического прогресса, демографического изменения населения и других факторов.

Одним из основных параметров концепции развития предприятия является "потенциальная возможность предприятия", которая включает в себя производственный потенциал, конкурентоспособность продукции, организацию и структуру управления, научную базу, маркетинг и финансовое состояние предприятия.

На базе рыночных отношений во внешней среде формируется материальные, хозяйственные и социальные связи предприятий. Контакт предприятия с внешней средой обеспечивается через разработанную стратегию развития предприятия, которая является опорой в бизнесе при принятии перспективных решений.

В научной литературе встречается разное трактование о потенциале предприятия. Так, в экономической энциклопедии потенциал предприятия – это совокупность имеющихся средств, возможностей, то есть ресурсов в области производства или оказания услуг. Под потенциалом понимается совокупность имеющихся средств, возможностей в какой – либо области. Выделяют потенциал научно – технический – совокупность кадровых, материально – технических, информационных и организационных ресурсов, предназначенных для решения задач научно – технического развития;

– производственный потенциал, который трактуется как имеющиеся и потенциальные возможности производства, наличие

факторов производства и обеспеченность его определяющими видами ресурсов;

– потенциал трудовой – часть производственного потенциала, характеризующая возможное количество и качество труда, которым располагает трудовой коллектив при данном уровне развития науки и техники;

– потенциал экономический – совокупная способность предприятия осуществлять производственно – экономическую деятельность, выпускать продукцию, товары, услуги, удовлетворять общественные потребности, обеспечивать развитие производства и потребление;

– потенциал экспортный – способность предприятия производить необходимое количество конкурентоспособных товаров, который может быть закуплен или потреблен тем или иным сегментом рынка за определенный период;

– потенциал природно-ресурсный – доступная при данных технологиях и социально – экономических отношениях совокупность природных ресурсов.

Итак, *потенциал* – это источники, возможности, средства, запасы, которые могут быть приведены в действие и использованы для решения какой либо задачи и достижения определенной цели; возможности фирмы, организации, общества, организации в определенной области (например, экономический потенциал).

Степень реализации потенциала зависит от объективных и субъективных, внутренних и внешних, материальных, духовных и других факторов. В реализации потенциала важную роль играет система и тип государственного устройства; профессиональные качества руководителей; структура материальных и духовных стимулов; характер задач, поставленные цели.

Экономический потенциал предприятия определяется объемом и качеством имеющихся ресурсов, образовательным, креативным и мотивационным потенциалом персонала, финансовой устойчивостью, инновационными возможностями, доступом к информации и др.

Экономический потенциал предприятия – это совокупность трудовых, материальных, нематериальных, финансовых и других ресурсов, находящихся в распоряжении предприятия, а также способности его менеджеров и рабочих к использованию ресурсов в

создании товаров, услуг и получении максимального размера прибыли. Экономический потенциал характеризуется реальными, не только реализованными по каким-либо причинам возможностям:

- определенным объемом ресурсов и резервов, не только вовлеченных, но и не вовлеченных, но подготовлены для процесса производства;

- способность трудовых ресурсов к использованию имеющихся ресурсов с целью создания товаров, услуг и максимальной прибыли;

- выбранной формой предпринимательства и организационной структурой предприятия.

Экономический потенциал предприятия определяется:

- объемом и качеством имеющихся ресурсов;

- квалифицированным, образовательным, психофизиологическим и мотивационным потенциалом трудящихся к созданию продукции (услуг);

- инновационными способностями предприятия;

- эффективным управлением ресурсами;

- информационными способностями;

- финансовым состоянием предприятия.

Особенностями угледобывающего предприятия, в отличие от предприятий других отраслей, являются вредное воздействие на экономическую среду и зависимость потенциала предприятия от наличия и подготовки промышленных запасов угля, горно-геологических условий и качества угля, то есть от природных сырьевых ресурсов. На состояние потенциала горного предприятия, отличающегося тяжелыми условиями труда, особое влияние оказывают социальные факторы, которые влияют на уровень текучести кадров, закрепление наиболее квалифицированных работников и, соответственно, на эффективность использования труда.

Разнообразие трактования сущности потенциала предприятия, его составляющих и факторов, объясняется, прежде всего, недостаточным изучением сущности категории "потенциал предприятия" в экономической теории.

Учитывая трактование потенциала предприятия в научной литературе и специфические особенности горного производства, считаем, что для условий работы функционирования предприятия горной промышленности в концептуальную схему развития предпри-

ятия необходимо включить дополнительно следующие параметры потенциальных возможностей предприятия: благоприятность разработки промышленных запасов; возможность восстановления окружающей среды; социальные факторы. Таким образом, в соответствии с вышеизложенным считаем: потенциал угледобывающего предприятия – это совокупность средств, возможностей угольного предприятия добывать и реализовать уголь в процессе оптимального взаимодействия с окружающей средой. Потенциал угледобывающего предприятия характеризует состояние следующих параметров:

- производственного потенциала;
- финансового состояния;
- конкурентоспособность углей;
- маркетинга;
- возможности внедрения научных разработок;
- способности обеспечения природоохранной деятельности;
- степени благоприятности разработки промышленных запасов и сроков их отработки;
- социальных факторов.

Развитие потенциала предприятия угольной промышленности России существенно зависит от методов государственного регулирования. В связи с тем, что предприятия угольной промышленности нуждаются в постоянном инвестировании для поддержания производственных мощностей и обновления активной части основных фондов, необходимо.

Совершенствование законодательных актов для привлечения инвестиций; совершенствование ценообразования на конкурирующие энергоносители; осуществление государственного регулирования тарифов на железнодорожные перевозки и электроэнергию; выделять средства господдержки на возвратной основе в виде кредитов на конкурсной основе не поддержание действующих и строительство новых угольных предприятий, способных выдержать конкуренцию на угольном рынке.

Принятие обоснований эффективности организационных решений, да еще всестороннее, всегда представляет собой сложную многошаговую процедуру. Не овладевший методологией и приемами выполнения этой процедуры менеджер не отвечает требованиям

своей профессии, поскольку он не в состоянии принимать обоснованные решения.

В настоящей главе мы покажем общую логику обоснований эффективности разрабатываемых менеджером управленческих решений. Изложим методологию их экономической оценки. Детально опишем процедуру последовательных расчетов, выполняемых при проведении такой оценки. Изложим процедуры назначения целей, учета условий и требований внешней среды. Вы узнаете, как разрабатывают проектные варианты и оценивают их сравнительную эффективность. Мы рассмотрим способы учета косвенных, сопряженных последствий осуществления того или иного варианта. Изложим методы оценки риска, экологических и социальных последствий, вызываемых данным решением. Вы ознакомитесь со способами организации поддержки принимаемого решения теми лицами и организациями, интересы которых затрагиваются данным решением.

Рассмотренные процедуры изложены с той полнотой, которая необходима при разработке наиболее сложных, стратегических проблем развития компании или предприятия.

Правильное решение, принимаемое менеджером, – это всесторонне рассмотренное, оцененное и обоснованное решение. Но такое обоснование, да еще всестороннее, всегда осуществляют в виде довольно продолжительной многошаговой процедуры. Шаг, за шагом двигаясь по описанному далее пути, менеджер принимает в итоге достаточно обоснованное решение даже самых сложных задач, связанных со стратегией долгосрочного развития компании.

Процедура решения задачи излагается далее в крупном плане и деталях. От менеджера-функционера вряд ли можно требовать запоминания всех многочисленных деталей и малых шагов процедуры целом можно сказать, что предлагаемое рабочее руководство описывает рациональную технологию управленческой процедуры принятия решений. Для менеджера она является своего рода рабочей методикой-памяткой, регламентирующей этапы процедуры решения наиболее сложных, перспективно-стратегических задач компании (предприятия). При решении более простых задач оперативного характера процедура может быть осуществлена по этой же программе, но с существенными сокращениями.

Общие принципы оценки эффективности принимаемых решений:

1. Эффективность любого решения или мероприятия нужно оценивать на фоне предполагаемого развития внешней обстановки – внешней среды. Понятие внешней среды здесь трактуют в широком смысле, оно включает в себя условия рынка, социальную и экологическую обстановку и т. п. Руководитель не может принять объективно правильного решения, не задавшись предварительно вопросом о возможных направлениях развития "внешней среды" предприятия.

2. Предметом оценки всегда являются вписывающиеся в условия внешней среды конкурентоспособные варианты решения проблемы. Перечень рассматриваемых вариантов (альтернатив, в данном случае стратегий) охватывает не только разнообразие решений, но и диапазон возможных характеристик внешней среды.

3. Варианты должны соответствовать не столько сегодняшнему, сколько ожидаемым будущим состояниям внешней среды, относящимся ко времени полного разворота проекта. Задачей номер один, которую надлежит решать до начала расчетов эффективности, является разработка прогноза условий внешней среды на достаточно длительную перспективу функционирования объекта. Таким образом, расчет потенциальной эффективности решения сводится как бы к процедуре двойного прогнозирования, а именно к прогнозам характеристик динамики внешней среды и самого объекта.

4. Поскольку прогнозы всех этих изменений не могут выполняться абсолютно надежно и однозначно, речь может идти только о "пакете" оценок объекта, каждая из которых отвечает определенной гипотезе будущего состояния внешней среды. Таким образом, показатели эффективности сложных хозяйственных решений не могут и не должны рассчитываться однозначно, зачастую их приходится строить в форме "если..., то...". Иными словами, разработку и оценку вариантов крупномасштабных программ осуществляют применительно к каждой из наиболее вероятных гипотез развития внешней среды (каждая из рассматриваемых гипотез дает начало разработке определенного сценария программы). Совокупность сценариев должна "взять в вилку" возможный диапазон условий решения проблемы.

5. Оценку эффективности вариантов осуществляют, начиная с первых этапов решения проблемы и, ведут далее параллельно с технологическими и прочими разработками. Категорически исключая

ется осуществление экономических расчетов по уже принятым до того технологическим решениям, что превратило бы экономический расчет из инструмента целенаправленного поиска в средство формального одобрения уже принятых инженерных решений.

6. Оценка разрабатываемых решений не должна быть ограничена чисто экономическими показателями, она включает в себя перечень экономических, технико-технологических, экологических, социальных и организационно-управленческих показателей.

7. Особому анализу подлежит выявление и обрисовка тех объективных ограничений, которые могут в той или иной мере воспрепятствовать эффективной реализации решения. Конкретные ограничения (например, экологические требования) выражаются системой подлежащих соблюдению условий или в виде прогнозируемых параметров внешней среды. Безусловному учету подлежат только те ограничения, которые действительно не могут быть преодолены в рассматриваемом периоде времени. И напротив, категорически противопоказан ввод в расчеты той части ограничений, которые не являются абсолютно жесткими по своей природе и могут быть смягчены посредством проведения специальных мер.

8. Решение сложных производственных проблем нередко бывает связано с перестройкой ранее сложившихся хозяйственных связей предприятия. Вызываемые этим положительные и отрицательные сопряженные последствия и структурные эффекты могут значительно перевесить прямые эффекты и затраты и подлежат поэтому безусловному учету при оценках эффективности вариантов. Значительная и порой наиболее весомая часть подобных последствий проявляется со значительным сдвигом во времени и в различных формах, возникая в виде роста или экономии затрат, потерь или дополнительных (не обязательно денежных) результатов, появления новых возможностей или упускаемых потенциально возможных выгод.

9. Важнейшим требованием к руководителю и разработчикам решений является рассмотрение достаточно полного перечня возможных альтернатив и вариантов. Особенно пристальное внимание должно быть уделено поискам нетрадиционных, наиболее радикальных, прорывных стратегий. Изобретение прорывных стратегий – одна из важнейших предпосылок эффективной работы предприятия в условиях рынка.

10. На протяжении длительного срока реализации крупномасштабных программ могут изменяться их цели и относительная приоритетность некоторых из них, что необходимо учитывать при разработке и оценке эффективности вариантов. Особенно тщательно должны быть проработаны в этих случаях вопросы реализации программы во времени и ожидаемая траектория изменения основных технико-экономических показателей на протяжении начального переходного периода.

Адаптационная способность предприятия и адаптационное управление. Рыночная система хозяйствования не бывает стабильной. Научно-технический прогресс порождает новые потребности и иные возможности удовлетворения как прежних, так и вновь пробудившихся потребностей. Но замены происходят в конкурентной борьбе, и конечный результат их заранее не ясен (ведь далеко не все новые идеи оказываются, в конечном счете, эффективными). На макроэкономическом уровне существует и применяется целый ряд мер по стабилизации рынка. Однако полностью его стабилизировать невозможно, да и проведение отдельных частных мероприятий в этой области дает отдачу лишь с лагом и не устраняет фазы нестабильности рынка.

Факторы, порождающие изменения и колеблемость условий внешней среды горного предприятия, подразделяют на постоянно действующие и случайные. К первым относят научно-технический прогресс, демографические параметры и характеристики используемых природных ресурсов. Сюда же можно причислить сезонные отличия, имеющие циклический характер и особенно важные при открытом способе добычи полезных ископаемых. К случайным и временно действующим относят стихийные бедствия и всякого рода чрезвычайные обстоятельства.

Под *адаптацией* понимают процесс приспособления объекта к постоянно изменяющимся условиям его нормального существования, т. е. условиям внешней среды.

Адаптивностью называют способность объекта к адаптации, его адаптационную способность. У разных объектов адаптивность бывает различной. У биологических объектов она вырабатывается в ходе естественного отбора (по Ч. Дарвину), в технических и управленческих системах должная адаптационная способность обеспечивается проведением специальных мер. Наиболее правильно осуще-

ствлять такие мероприятия согласованно по всем затрагиваемым звеньям технологической цепочки горного предприятия.

Адаптационным управлением называют систему управленческих действий, обеспечивающих должную адаптивность объекта к условиям изменчивой внешней среды. Такие меры могут предприниматься либо заранее при разработке инвестиционного проекта предприятия, либо в ходе его длительного функционирования в случаях незапланированных изменений внешней среды. Осуществлять меры адаптационного характера целесообразно и в случаях, когда внешняя среда изменяется в худшую сторону, и когда она становится более благоприятной. В первом случае адаптационные меры направлены на погашение отрицательных последствий изменений внешней среды. Во втором – эти меры позволяют предприятию использовать и полнее реализовать возникающие с изменением среды новые возможности.

Можно найти много общего в понятиях "регулирование" и "адаптационное управление" деятельностью предприятия. То и другое означают вмешательство в производственную либо хозяйственную деятельность предприятия. В обоих случаях вмешательство происходит в связи с изменениями каких-то факторов внешней среды и имеет целью не допустить ухудшения показателей работы предприятия в условиях в чем-то изменившейся внешней среды. Общность этих понятий очевидна. Вместе с тем "регулирование" – понятие более широкое, чем "адаптационное управление". Помимо мер по сглаживанию изменений внешней среды, "регулирование" включает в себя также и простое поддержание предприятий убыточных, но по каким-то соображениям необходимых. Еще одно их различие заключается в том, что функции регулирования осуществляют федеральные органы управления отраслью, а меры по адаптации могут проводиться децентрализованно, самими предприятиями.

Рассматривая меры по повышению адаптационной способности объекта, можно выделить следующие периоды: а) период проектирования и осуществления этих мер, б) период возникновения реальной потребности в адаптации, когда запроектированные меры начинают давать отдачу. Судить на стадии проектирования о точных датах будущих изменений внешней среды затруднительно, так как второй период может быть отдален во времени и имеет чаще всего вероятностный характер. Поэтому проблемы адаптации пред-

приятий решают с помощью динамических вероятностных моделей и критериев эффективности. В целом систему мер, обеспечивающих должную гибкость производственных процессов предприятия, можно охарактеризовать, как принятую им адаптационную стратегию.

Непосредственным объектом адаптации могут быть отдельные элементы (параметры) рассматриваемого предприятия или предприятие в целом, одним словом, любые элементы его внутренней структуры, деятельность которых связана с изменением обстановки во внешней среде. Масштаб адаптационных мероприятий в этих случаях, естественно, разный, их содержание тоже (техническая перестройка или замена, изменение инвестиционной политики, финансовое регулирование и т. д.).

Наиболее универсальным и распространенным методом параметрической адаптации в настоящее время является создание резервных мощностей на критических (узких) звеньях и элементах производственного процесса. Нередко его именуют оптимизацией складских запасов предприятия. Первый термин имеет преимущественное распространение при разработке технологических способов адаптации, второй – также и при создании организационно-управленческих резервов предприятия.

Резервная мощность технологического звена представляет собой добавочную (по сравнению с необходимой при стабильной работе) производственную мощность звена, не используемую в период его нормальной работы, но становящуюся необходимой для компенсации потерь продукции, которые возникают из-за нестабильности внешней обстановки. Резервные мощности отдельных технологических звеньев устанавливают равными обычно 15-30 % (иногда до 50 %) "нормальной" мощности оборудования".

"Склад" в широком понимании этого термина означает запасную емкость, бункер, куда помещают избыточную продукцию предприятия, произведенную в особо благоприятные периоды работы, откуда ее отправляют потребителю в периоды срывов и сбоев основного производства.

Смысл и цель устройства обоих видов резервов – покрыть потери периода срывов сверхплановой поставкой продукции, добытой, когда обстановка была благоприятной, и хранившейся на складе до тех времен, когда она потребовалась для погашения долга.

Ряд исследователей предлагает решать проблемы адаптации, представляя горнодобывающее предприятие в виде логистической системы и применяя к нему методические подходы недавно появившейся новой науки логистики.

Идея логистики в данном случае заключается в том, что предприятие рассматривают в виде структурированной сложной системы, состоящей из звеньев, которые связаны между собой материальными и финансовыми потоками, необходимыми, для того чтобы данное производство могло осуществляться. Основное внимание логистика уделяет описанию и управлению потоками, рассматривая их как вещную основу любых процессов.

Нетрудно заметить, что изложенный логистический подход близок по своим принципам системному подходу, принятому нами за методологическую основу данного учебного курса. Оба этих подхода едины в том, что объектом управления считают большую систему, состоящую из взаимодействующих элементов. Элементы и их взаимосвязи являются главным объектом анализа обоими рассматриваемыми методами. Оба подхода пронизаны стремлением отразить и учесть неизбежные изменения элементов и целей самой системы во времени, поэтому яркой общей чертой.

Тест

1. Потенциал, который трактуется как имеющиеся и потенциальные возможности производства, наличие факторов производства и обеспеченность его определяющими видами ресурсов:

- а) производственный;
- б) трудовой;
- в) экономический;
- г) экспортный.

2. Потенциал, который понимается как способность предприятия производить необходимое количество конкурентоспособных товаров, который может быть закуплен или потреблен тем или иным сегментом рынка за определенный период:

- а) производственный;
- б) трудовой;
- в) экономический;
- г) экспортный.

3. Потенциал – часть производственного потенциала, характеризующая возможное количество и качество труда, которым располагает трудовой коллектив при данном уровне развития науки и техники.

4. Потенциал – совокупная способность предприятия осуществлять производственно – экономическую деятельность, выпускать продукцию, товары, услуги, удовлетворять общественные потребности, обеспечивать развитие производства и потребление

5. Потенциал – способность предприятия производить необходимое количество конкурентоспособных товаров, который может быть закуплен или потреблен тем или иным сегментом рынка за определенный период.

6. – это источники, возможности, средства, запасы, которые могут быть приведены в действие и использованы для решения какой либо задачи и достижения определенной цели; возможности фирмы, организации, общества, организации в определенной области.

3. Проектирование организации производства горных предприятий

3.1. Организация производства при проведении горных выработок на шахтах

Одной из важнейших задач планомерной отработки запасов в шахтном поле и обеспечения непрерывной добычи полезного ископаемого подземным способом является необходимость постоянного поддержания вскрытых и подготовленных к отработке выемочных пластов угля или готовых к выемке запасов руды. Это достигается своевременным проведением капитальных, подготовительных и нарезных выработок.

Для проведения подготовительных выработок в различных горно-геологических условиях необходимо соответствующее горнопроходческое оборудование, использование передовых приемов и методов труда, форм организации производства.

Выбор способа проведения подготовительных выработок зависит в основном от горно-геологических условий, таких, как мощность и угол падения пласта, крепость боковых пород, степень нарушенности месторождения, газоносность, приток воды и др., а также применяемой техники.

На угольных и рудных шахтах применяют два основных способа механизированного приведения выработок: буровзрывной с применением погрузочных машин и способ, основанный на применении проходческих и нарезных комбайнов.

На выбор технологических схем и оборудования для проведения горных выработок большое влияние оказывают производственно-технические факторы: протяженность горной выработки, форма площади сечения, необходимые скорости проведения выработки, угол наклона выработки к горизонту,

Если горно-геологические факторы в значительной мере являются критериями, с которыми должны быть увязаны технические возможности способов производства работ и оборудования, то производственно-технические факторы в большей мере влияют на выбор варианта организации работ и технико-экономические показатели проведения выработки.

Для каждого подготовительного забоя составляется технологический паспорт проведения выработки, который включает в себя: график организации работ, график выходов рабочих, паспорт крепления выработки, паспорт буровзрывных работ, схему проветривания выработки, а также перечень оборудования и инструментов и таблицы технико-экономических показателей.

Сооружение любой выработки включает комплекс работ, обеспечивающих готовность к сдаче ее в эксплуатацию в заданные сроки с определенными технико-экономическими показателями.

Продолжительность сооружения выработки t_{CB} независимо от ее назначения и условий проведения определяется суммой затрат времени на разные виды работ

$$t_{CB} = t_n + t_{TЧ} + t_{ПР} + t_3 \quad (3.1)$$

где t_n – продолжительность подготовительных работ; $t_{TЧ}$ – время на проведение технологической части выработки длиной 10-30 м и установку в ней проходческого оборудования для нормальной рабо-

ты в забое; $t_{ПР}$ – время на проведение и крепление выработки с намеченной расчетной скоростью; t_3 – продолжительность заключительных работ.

В состав подготовительных работ входят: оснащение выработок проходческим оборудованием; прокладка к забою линий электрообеспечения, сжатого воздуха, связи, освещения, водоснабжения; оборудование подземного транспорта; устройство водоотвода или водоотлива; установка вентиляторов частичного проветривания и прокладка вентиляционного трубопровода и др.

Продолжительность подготовительных работ определяется расчетом.

Продолжительность проведения технологической части горной выработки определяется по формуле

$$t_{ТЧ} = L_{ТЧ} : v_{ТЧ} + t_M \quad (3.2)$$

где $L_{ТЧ}$ – длина (м) или объем (m^3) технологической части выработки; $v_{ТЧ}$ – скорость проведения технологической части выработки, м/мес. или m^3 /мес.; t_M – время установки проходческого оборудования и приведения его в рабочее состояние,

К заключительным работам относятся: демонтаж проходческого оборудования и подготовка выработки к сдаче в эксплуатацию (в среднем $t_3 = 0,5-1,7$).

Выбранная технологическая схема проведения выработки, определяющая применяемое в забое оборудование в зависимости от горно-геологических условий и производственно-технических факторов, в значительной мере предопределяет объем и продолжительность подготовительных и заключительных работ.

Наиболее продолжительное по времени проведение основной части выработки. Это время определяется по формуле

$$t_{ПР} = (L_B - L_{ТЧ}) : v_{ПР} \quad (3.3)$$

где L_B – полная длина выработки, м; $v_{ПР}$ – скорость проведения выработки, м/мес.:

Скорость проведения и крепления выработки зависит от принятой технологической схемы производства и организации работ.

К основным производственным процессам принято относить разрушение горной массы в забое выработки и ее извлечение, крепление выработки. Вспомогательные процессы – это вентиляция, водоотлив, доставка оборудования и материалов, сооружение транспортных и других коммуникаций.

В зависимости от характера взаимосвязи выполняемых процессов применяют в основном поточную или цикличную организацию работ по проведению выработок.

Проектирование графиков организации работ по нормативной трудоемкости, определенной по действующим нормам, ведется в следующей последовательности.

1. Рассчитывают объемы работ по всем нормируемым операциям проходческого цикла, выбирают нормы времени и определяют трудоемкость каждой операции q_i . Трудоемкость работ по заряданию шпуров проходчиками рассчитывают по фактическим затратам времени на эту операцию. Затем определяют суммарную трудоемкость работ

$$q_i = Q_i \cdot H_{BP}; \quad \sum_{i=1}^n q_i = q_1 + q_2 + \dots + q_n \quad (3.4)$$

где Q_i – объем работ по i -й операции цикла; H_{BP} – норма времени; n – число операций в цикле.

2. Выбирают режим работы проходческой бригады, продолжительность цикла в заданный промежуток времени.

При заданной месячной скорости проведения выработки v_{MEC} следует предварительно вычислить ориентировочную длительность цикла $T_{Ц}$ по формуле

$$T_{Ц} = T_{CM} \cdot b \cdot m \cdot l_{Ц} : v_{MEC} \quad (3.5)$$

где T_{CM} – продолжительность рабочей смены, ч; b – число рабочих дней в месяце; m – число рабочих смен в сутки; $l_{Ц}$ – подвигание забоя за цикл, м.

Принятая продолжительность цикла $T_{Ц}$ должна быть равна расчетной или меньше ее и кратна продолжительности смены.

Если месячная скорость проведения выработки предварительно не задана, то выбранная продолжительность цикла должна обеспечивать скорость проведения выработки не ниже нормативной.

Число проходчиков в смену на выход $N_{СМ}$ вычисляется путем деления трудоемкости всех работ цикла (чел.·смен) на продолжительность цикла (смены)

$$N_{СМ} = \sum_{i=1}^n q_i / T_{Ц} . \quad (3.6)$$

3. Определяют продолжительность основных (нормируемых) операций цикла. При последовательном выполнении операций

$$t_i = q_i \cdot A : N_{см} \cdot k_1 \quad (3.7)$$

где t_i – продолжительность i -й операции, ч; q_i – трудоемкость i -й операции, чел.·ч; A -коэффициент, учитывающий сокращение времени на выполнение технологических операций за счет потерь времени на зарядание шпуров и взрывание $T_{ВЗР}$ и проветривание $T_{ПРОВ}$; k_1 – плановый коэффициент перевыполнения норм выработки $k_1 = \sum_1^n q_i / N_{Ц}$; $N_{Ц}$ – число проходчиков, приходящихся на один проходческий цикл.

$$A = [T_{Ц} - (T_{ВЗР} - T)] / T_{Ц} \quad (3.8)$$

При частичном совмещении проходческих операций во времени продолжительность выполнения работ определяется в следующей последовательности.

Вначале задают время выполнения совмещаемой части работы, число занятых на ней рабочих и вычисляют соответствующую этой части работы трудоемкость. Продолжительность выполнения оставшейся части работы определяют по невыполненной трудо-

емкости и числу рабочих, заканчивающих операцию, с помощью формулы (3.8). При совмещении операций следует детально рассмотреть технологию проведения выработки, оценить возможность совмещения операций и осуществить расстановку рабочих.

4. Строят график цикличной организации работ с изображением технически возможной временной технологической цепочки при условии рациональной расстановки рабочих в забое и полной занятости. На графике (табл. 3.1) целесообразно выделять из состава основных операций вспомогательные, например, разбуривание и разметку шпуров, подачу в забой бурильной установки, подготовку погрузочного оборудования к работе, обмен вагонеток при погрузке и др. 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, чтобы бригада могла выполнять в каждом цикле одну из работ по своему усмотрению (наращивание рельсовых путей, вентиляционных трубопроводов, устройство и крепление канавки, наращивание конвейера).

Таблица 3.1

График организации работ в смену

Наименование работ	Продолжительность, мин.	часы					
		1	2	3	4	5	6
Бурение шпуров	96	■	■				
Заряжание, взрывание	38		■				
Погрузка породы	51			■	■		
Крепление забоя	114				■	■	■
Прочие работы	26						■
Прием и сдача смены	20	■					■
Проветривание	15			■			

Тест

1. Выбор способа проведения подготовительных выработок зависит в основном от:

- а) форм организации производства;
- б) степени изношенности оборудования;
- в) горно-геологических условий;
- г) пропускной способности оборудования;
- д) горнотехнических условий.

2. На выбор технологических схем оборудования для проведения горных выработок большое влияние оказывают:

- а) протяженность горных выработок
- б) мощность пласта;
- в) газоносность;
- г) крепости боковых пород;
- д) форма площади сечения.

3. К технико-экономическим показателям:

- а) подготовка техники;
- б) переукладка путей;
- в) снятие вентиляционных труб;
- г) мощность пласта.

4. К горно-геологическим условиям относится фактор:

- а) система вскрытия;
- б) мощность пласта;
- в) подготовка и отработка участка месторождения;
- г) техника и её параметры.

5. К горнотехническим условиям относятся следующие факторы:

- а) мощность пласта;
- б) система вскрытия;
- в) угол падения пласта;
- г) газоносность;
- д) приток воды;
- е) крепость боковых пород;

ж) степень нарушенности месторождений.

6. Один из данных факторов влияет на выбор организации работ и технико-экономических показателей проведения выработок:

- а) социальные;
- б) физические;
- в) экономические;
- г) экологические;
- д) материальные;
- е) производственно-технические.

3.2. Организация очистных работ на шахтах и рудниках

Внедрение совершенных методов организации очистных работ одно из основных условий эффективного использования действующих производственных мощностей горных предприятий, достижения высокой производительности труда и рентабельности производства.

Внедрение научной организации очистных работ способствует интенсификация работ на основе внедрения более производительной техники, изучения и внедрения передовых способов выполнения работ; ускорению и максимальному совмещению основных и вспомогательных работ по времени; определению оптимальной численности рабочих, подбору и их рациональной расстановке по местам работы; снижению простоев очистных забоев и потерь рабочего времени каждым рабочим; рационализации режима труда и отдыха работающих; взаимной увязке производительности технических средств не только в очистных забоях, но и в других звеньях производства; рациональному обслуживанию машин и механизмов.

На угольных шахтах главным направлением совершенствования организации производства является дальнейшая интенсификация очистных работ, которая предполагает выемку угля на максимально возможных скоростях подачи комбайна, согласование смежных с выемкой угля рабочих процессов и операций, максимальное совмещение основных и вспомогательных процессов и сокращение продолжительности других процессов.

Для каждого очистного забоя в результате детального технико-экономического анализа разрабатывают график организации работ, который в наглядной (графической) форме показывает, как в кон-

кретных производственных условиях должны протекать рабочие процессы.

График состоит из планограммы организации работ (рис. 3.1), графика выходов рабочих, таблицы технико-экономических показателей, эскиза положения забоя на начало смены и условных обозначений. Как правило, графики составляют на сутки. При этом руководствуются принципом постоянной интенсивности производства работ в забое в течение рабочего времени. В зависимости от числа выполняемых циклов в сутки различают *одноцикличные, многоцикличные и дробные графики*.

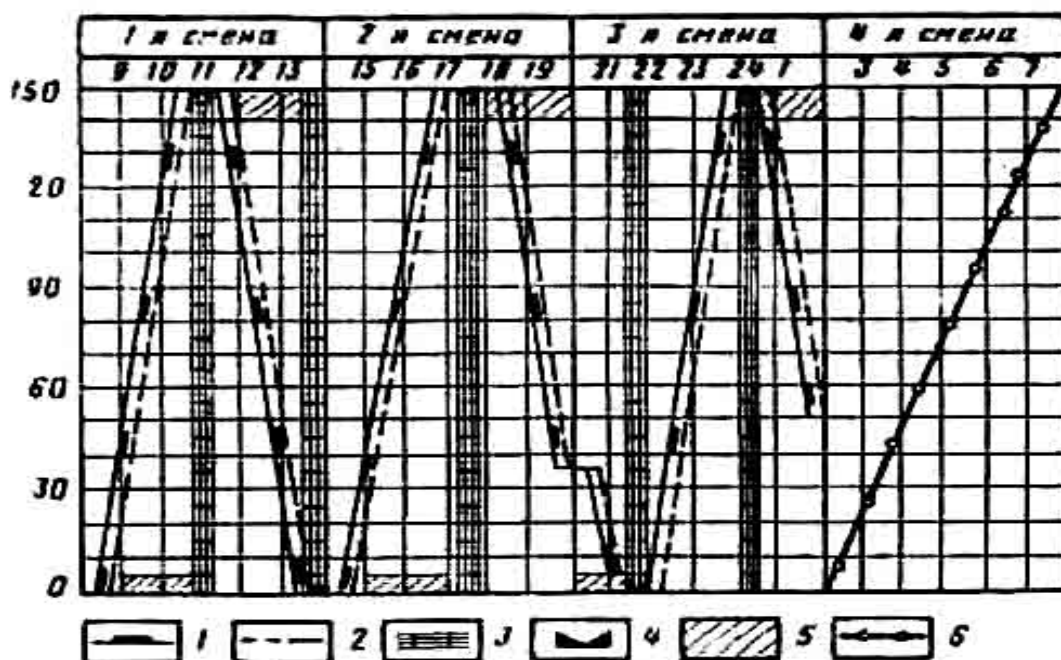


Рис. 3.1. График организации работ в лаве, оборудованной комп-лексом КМК-97: 1-выемка угля; 2 – передвижка секций крепи; 3 – передвижка контейнера; 4 – осмотр комплекса; 5- выемка ниш; 6 – ремонтные работы.

Планограмму организации работ строят обычно на всю длину лавы. Здесь условно изображают важнейшие процессы цикла работ. Планограмма должна быть простой, доступной для быстрого понимания и использования в оперативном руководстве. На графике выходов рабочих указывают профессии рабочих и их численность в каждую смену. Таблица технико-экономических показателей включает краткую характеристику условий производства, суточный план добычи, производительность труда, себестоимость 1 т угля и другие данные.

Графики организации очистных работ проектируют в следующей последовательности:

- выявляют технические, технологические и горно-технологические факторы, влияющие на схемы организации производства;

- выбирают режим работы и определяют производительность забойного оборудования;

- устанавливают состав и объем работ на цикл по профессиям;

- определяют численность рабочих в звеньях и бригаде;

- проектируют последовательность и определяют продолжительность выполнения основных и вспомогательных рабочих процессов в забое;

- составляют планограмму организации работ и график выходов рабочих;

- обосновывают схему организации труда и рассчитывают экономическую эффективность запроектированной организации производства.

Отличительными особенностями вариантов организации работ на угольных шахтах являются выделение и закрепление за определенными сменами суток постоянной ремонтно-подготовительной смены (жесткий график) или отсутствие строгого приурочивания технологических перерывов в выдаче угля из забоя к определенному времени суток (скользящий график).

Организация производства по жесткому графику предусматривает четкое чередование добычных и ремонтно-подготовительных смен, что возможно при кратном числе циклов, выполняемых за сутки (один, два, три цикла и более). Такой режим работы обуславливается большой трудоемкостью ремонтно-подготовительных работ и отсутствием технологической возможности совмещения этих работ с выемкой угля, особенно при разработке крутых пластов. Различный характер и неодинаковый объем работ в добычные и ремонтно-подготовительные смены затрудняют создание равночисленных комплексных бригад, выполняющих все процессы цикла работ.

На шахтах преимущественное распространение получила организация производства по скользящему графику с некратным числом циклов в течение суток. При этом сохраняется строгая технологическая последовательность выполнения отдельных процессов

цикла очистной выемки угля, но перерывы в выемке для подготовки забоя к следующему циклу предусмотрены после окончания выемки угля по всей длине лавы. Однако для профилактического осмотра и ремонта оборудования, выработок и рельсовых путей выделяют обычно специальное время суток.

В очистных забоях между отдельными процессами производства существует тесная взаимосвязь, при которой все работы должны выполняться в определенной последовательности в точно установленное время. В зависимости от характера и степени совершенства забойной техники очистные работы могут быть организованы по поточному, прерывно-поточному либо циклическому методу.

Поточная схема добычи угля обеспечивается при выполнении требований пространственной организации: 1) выемка угля производится по челноковой схеме, без разворота выемочной машины при изменении направления выемки; 2) конвейер передвигается без разборки (участками или по всей длине) вслед за выемочной машиной; 3) крепление призабойного пространства и управление горным давлением осуществляются одновременно с выемкой и передвижкой конвейера.

В лавах, оборудованных выемочными комплексами с механизированными передвижными крепями и струговыми установками, работы осуществляются по поточному (прерывно-поточному) методу, хотя в ряде таких забоев имеются небольшие перерывы выдачи угля (из-за ремонта комбайна, передвижки приводов конвейера и т.д.).

Для очистных забоев, оборудованных комплексами с индивидуальной крепью, характерна не поточная, а циклическая организация очистной выемки.

Цикл в очистном забое – это совокупность периодически повторяющихся в определенном порядке процессов и операций, обеспечивающих продвижение забоя по всей его длине на заранее установленную величину при условии соблюдения техники безопасности.

Состав рабочих процессов и операций цикла очистной выемки зависит от применяемой техники и технологии в конкретных горно-геологических условиях (разработка пологих, наклонных и крутых пластов).

Прерывно – поточная организация производства в очистных забоях при существующей технике также носит циклический характер. Рабочие процессы и операции, будучи совмещенными, с выемкой угля, периодически и последовательно должны повторяться в определенном порядке и объеме, необходимом для подвигания забоя на установленную величину.

Специфика горного производства обуславливает значительную неравномерность углетока из лавы (вследствие изменения горно-геологических условий и др.). В связи с этим для обеспечения поточной выдачи угля необходимо создавать резервные промежуточные емкости на стыке двух технологических процессов: очистных работ и подземного транспорта. Такими промежуточными емкостями могут служить промежуточные бункера под лавой или порожние вагонетки, размещаемые у погрузочного пункта лавы.

Поточный метод работ более совершенен, он позволяет интенсифицировать весь комплекс очистных работ и улучшать технико-экономические показатели. Эффективность работы по поточным и прерывно-поточным схемам выражается в повышении непрерывности выемки за счет сокращения времени на выполнение подготовительно-заключительных и вспомогательных операций, а также в значительном увеличении ее интенсивности.

Непрерывность выемки угля в забое может быть охарактеризована коэффициентом непрерывности K_H , представляющим собой отношение продолжительности выемки угля за цикл T_B , мин, к общей длительности производственного цикла $T_{Ц}$ (мин)

$$K_H = T_B / T_{Ц} \quad (3.9)$$

Таким образом, коэффициент K_H характеризует степень использования выемочных средств во времени. Как правило, он меньше единицы, но при поточной организации производства очистных работ практически можно считать $K_H = 1$, так как все основные и вспомогательные работы совмещены во времени, и фактически время выемки равно продолжительности цикла, что обеспечивает максимальную интенсификацию очистных работ.

В качестве показателя интенсивности выемки используют среднечасовую площадь выемки S_1 , м²/ч, за время работы комбайна по добыче

$$S_1 = 60 \cdot S_{Ц} : T_B \quad (3.10)$$

где $S_{Ц}$ – площадь выемки за цикл, м²; T_B – продолжительность выемки за один цикл.

Интегральным показателем, одновременно отражающим непрерывность и интенсивность выемки, является величина среднечасовой площади выемки за время цикл

$$S_2 = 60 \cdot S_{Ц} : T_{Ц} = S_1 : K_H \quad (3.11)$$

где K_H – коэффициент использования времени цикла.

Этот показатель можно использовать для сопоставления и оценки, различных организационно-технологических схем очистных работ.

Проектирование организации очистных работ на руднике выполняется в той же последовательности и включает в себя те же этапы, что и при проектировании организации очистных работ на угольных шахтах.

В состав проекта организации очистных работ кроме графика организации работ включают: график выходов рабочих, объем работы и число занятых рабочих за цикл по отдельным операциям, производственно-технические показатели по расходу рабочей силы и основных материалов, а также суточные и месячные задания по числу выполняемых циклов и объему работы.

Взаимозависимость процессов во времени жестко обуславливается в тех случаях, когда все они выполняются на одном рабочем месте.

При циклической технологии наилучшие результаты в отношении интенсивности очистной выемки и производительности труда дает организации очистных работ по графику цикличности. Показателями циклической работы являются производительность одного цикла и число циклов в единицу времени.

Жесткая взаимозависимость процессов во времени осложняет организацию работы и накладывает те или иные технологические ограничения. Кроме того, неполадки в очистном блоке вызывают простои на смежных процессах. Поэтому при составлении и расчете графика организации очистных работ необходимо учитывать особенности применяемой технологии производства, четко определять состав производственных операций цикла очистной выемки, объем работ по каждой операции или процессу и очередность их выполнения.

Вследствие небольших размеров очистных забоев при разработке рудных залежей изображение на технологическом графике рабочих процессов и операций очистной выемки во времени и пространства не производится. Поэтому при проектировании очистной выемки планограмма работ заменяется циклограммой.

Работа по графику требует определенной организации забойных бригад.

Бурение глубоких скважин на подземном руднике осуществляет специализированный буровой участок, состоящий из 3-6 сквозных специализированных бригад, численность которых зависит от объемов бурения взрывных скважин. Обычно бригада состоит из 5-8 чел.

Специализированная бригада целесообразна, когда имеется большой фронт работ, например, при применении системы разработки подэтажным и этажным принудительным обрушением.

Выпуск руды осуществляется очистными участками, где имеются комплексные очистные бригады на 18-21 чел. Эти бригады состоят из взрывников, машинистов вибродоставочных установок и скреперистов. В отдельных случаях в бригады входят машинисты электровозов и электрослесари (слесари). Очистная бригада выполняет весь комплекс работ по выпуску руды из блоков с помощью вибродоставочных установок и скреперных лебедок, ликвидирует зависания и осуществляет дробление негабарита с помощью взрывных работ. Рабочее место бригады – один или два очистных блока. В очистных бригадах также широко практикуют совмещение машинистами вибродоставочных установок или скреперистами профессий взрывников, крепильщиков и слесарей (электрослесарей).

Конечная продукция очистной бригады – выданный из блока объем кондиционной руды (т).

Организация комплексной бригады с разделением труда внутри бригады целесообразна в тех случаях, когда наряду с разнообразием выполняемых операций имеется большой фронт работ.

Комплексная бригада с совмещением профессии создается при небольшом фронте работ и частом повторении различных операций по очистной выемке. Для полной загрузки рабочего времени члены бригады должны владеть двумя-тремя профессиями: бурильщика, взрывника, скрепериста, крепильщика.

Тест

1. Для каждого очистного забоя разрабатывают организации работ, который показывает, как в конкретных производственных условиях должны протекать рабочие процессы.

2. График организации работ состоит из, графика выходов рабочих, технико-экономических показателей.

3. Планограмму организации работ строят на всю длину:

- а) шурфа;
- б) уклона;
- в) бремсберга;
- г) лавы.

4. Профессии рабочих и их численность в каждую смену указывают на графике:

- а) организации работ;
- б) планограмме;
- в) выходов рабочих;
- г) сетевом.

5. Установите последовательность работ на планограмме:

- 1: выемка угля;
- 2: передвижка секций крепи;
- 3: передвижка конвейера;
- 4: осмотр комплекса;
- 5: выемка ниш;
- 6: ремонтные работы.

6. Паспорт проведения выработки включает в себя:
- а) график организации работ;
 - б) паспорт БВР;
 - в) схему водоотлива;
 - г) схема движения транспорта.

3.3. Организация работы на внутришахтном транспорте и подъеме

Горное производство неизбежно связано с перемещением больших масс полезных ископаемых, пустых пород, материалов, оборудования. На шахтах 80-85 % общего грузопотока приходится на полезное ископаемое и породу. В задачу подземного транспорта входит также перевозка людей по подземным горным выработкам.

Организация системы шахтного транспорта имеет большое значение для нормального функционирования шахты. До настоящего времени на шахтах наблюдаются частые и длительные простои очистных забоев из-за неудовлетворительно организованной работы шахтного транспорта. От его рациональной организации в значительной степени зависит ритмичность работы всей шахты.

Шахтный транспорт – это промежуточное технологическое звено в общей технологической цепи горного производства, связывающее очистные забои с шахтным подъемом. Функционирование очистных работ, транспорта и шахтного подъема взаимосвязано.

Основные требования, предъявляемые к системе шахтного транспорта, сводятся к следующим: а) обеспечение необходимой пропускной способности; б) минимальные трудоемкость и стоимость перевозок; в) безопасность работ.

Шахтный транспорт представляет собой достаточно сложную технологическую цепочку, обеспечивающую транспортирование груза по горизонтальным и наклонным горным выработкам от погрузочного пункта забоя до ствола, подъем груза по стволу и далее транспортирование его до бункеров или угольных складов.

Погрузочные пункты предназначаются для погрузки полезного ископаемого или пустой породы из лавы (с конвейера или из бункера) в шахтные вагонетки. Погрузочные пункты подразделяются на: переносные (временные) со сроком службы примерно до 1; полу-

стационарные со сроком службы от 1 до 6; стационарные со сроком службы более 6.

Погрузочные пункты под лавами являются связующими технологическими звеньями между очистными работами и системой шахтного транспорта.

Часовая пропускная способность погрузочного пункта под лавой может быть определена

$$Q_{ПП} = \frac{60 \cdot n \cdot q_B}{(t_{П.С} + t_{З.С}) \cdot k_{П}} \quad (3.12)$$

где n – число вагонеток в составе; q_B – грузоподъемность вагонетки, т; $t_{П.С}$ и $t_{З.С}$ – продолжительность погрузки состава вагонеток и маневровых работ по замене груженого состава на порожний, мин; $k_{П}$ – коэффициент снижения полезной массы груза за счет перевозимой породы.

Время погрузки состава вагонеток можно подсчитать из выражения

$$t_{П.С} = \frac{60 \cdot n \cdot q_B}{Q_L} \quad (3.13)$$

где Q_L – расчетная интенсивность углепотока из лавы, т/мин.

Такой способ расчета продолжительности погрузки состава должен использоваться для тех случаев, когда отсутствует возможность бункеризации угля в промежуточных бункерных емкостях, печах, гезенках и др. При наличии промежуточной бункерной емкости под лавой, при которой загрузка вагонеток ведется непосредственно из бункера, величина $t_{П.С}$ определяется на основе хронометражных наблюдений.

Существенной величиной, определяющей вместимость погрузочного пункта, является продолжительность маневровых работ по замене груженого состава на порожний, которая зависит от принятого путевого развития и средств механизации маневров. В случае, когда разминовка расположена непосредственно под лавой, создается возможность частичного или полного совмещения маневровых работ с погрузкой состава. Для бесперебойного снабжения погру-

зочного пункта порожними вагонетками составляют график его обслуживания, исходными данными для которого служит: добыча угля за смену, t ; коэффициент наполнения вагонеток углем, равный 0,8; общее число вагонеток в составе.

Цель графика – согласовать работу транспорта с работой очистных забоев, на основании которого определяют число вагонеток. На рис. 3.2 приведен график обслуживания погрузочных пунктов. Кроме графика подачи вагонеток строят также график откатки груженых вагонеток.

Для повышения оборачиваемости вагонеток необходимо так организовать работу транспорта, чтобы время пребывания вагонетки на погрузочном пункте было минимальным.

Одним из условий обеспечения ритмичной и согласованной работы электровозной откатки является решение определенных плановых задач при организации движения. Рациональная организация электровозного транспорта в шахте может строиться на основе графиков движения поездов. Однако это не исключает диспетчерского управления движением поездов в шахте.

Графики представляют собой инструмент оперативного планирования и контроля работы электровозной откатки.

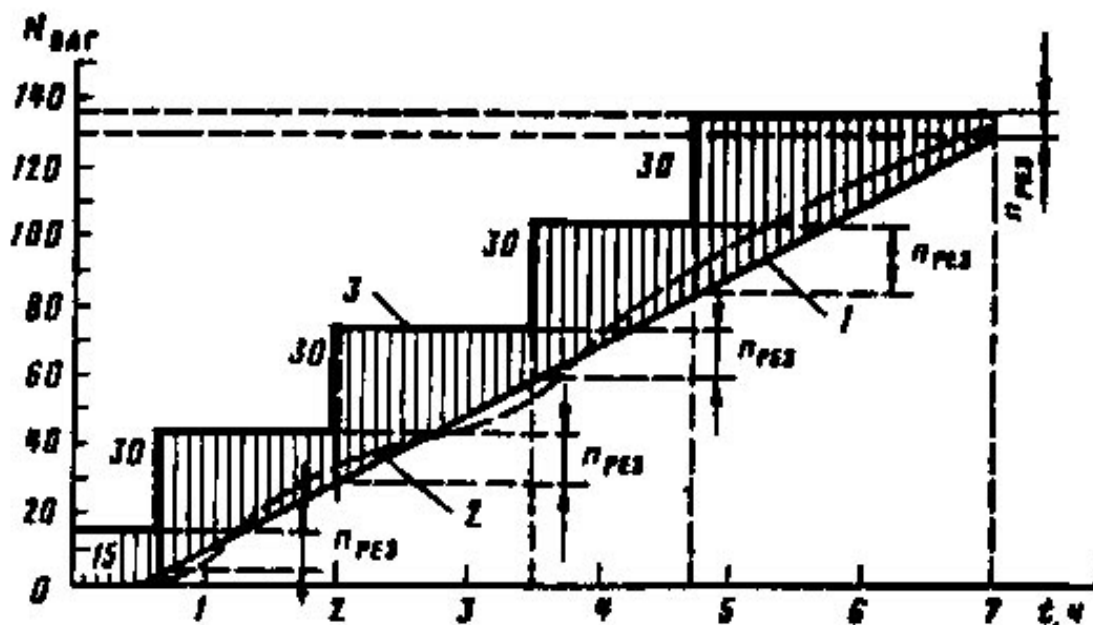


Рис. 3.2. График обслуживания погрузочных пунктов:

$N_{ВАГ}$ – добыча участка в вагонетках; t – часы смены; $n_{РЕЗ}$ – резервное число вагонеток; 1 – плановая добыча; 2 – фактическая добыча; 3 – подача вагонеток

Расчет наиболее эффективных графиков движения электровозных поездов и строгое соблюдение этих графиков в процессе работы шахтного транспорта обеспечивают ритмичную и высокопроизводительную работу шахтного транспорта и шахты в целом.

В связи с тем, что потоки перевозимого полезного ископаемого по подземным выработкам неодинаковы по сменам, наиболее целесообразно строить графики для каждой смены с учетом планового уровня добычи по каждому участку.

Число электровозов находящихся в работе по каждому маршруту (откаточному участку), определяется по формуле

$$N_{ЭЛ} = \frac{n_{Н.Р}}{n_{В.Р}} = \frac{Q_{УГЛ} + Q_{П}}{n \cdot n_{В.Р}} \quad (3.14)$$

где $n_{Н.Р}$ – необходимое для выполнения сменного задания число рейсов электровоза; $n_{В.Р}$ – возможное число рейсов по заданному маршруту; $Q_{УГЛ}$ и $Q_{П}$ – сменные плановые грузопотоки угля и породы по маршруту в вагонетках (сумма плановых заданий забоев); n – принятое на данном маршруте число вагонеток в составе. При этом

$$n_{В.Р} = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ}}{t_{Р} \cdot k_{Н}} \quad (3.15)$$

где $T_{СМ}$ – продолжительность смены, мин; $T_{ПЗ}$ – затраты времени на подготовительно-заключительные операции, мин; $t_{Р}$ – продолжительность рейса, мин; $k_{Н}$ – коэффициент резерва, учитывающий возможность перевыполнения плановых заданий, сложность маршрута, состояние рельсовых путей и др. Время рейса определяется по формуле

$$t_{Р} = L : 60 \cdot v_{ГР} + L : 60 \cdot v_{ПОР} + t'_{М} + t''_{М} \quad (3.16)$$

где L – протяженность маршрута, м; $v_{ГР}$ и $v_{ПОР}$ – установленные средние скорости движения состава с грузом и порожняком, м/мин;

t'_M, t''_M – время маневров электровоза у начального и конечного пунктов движения, мин.

Исходя из необходимости обеспечения непрерывной работы погрузочного пункта у очистного забоя при расчете состава поезда принимают такое число вагонеток, чтобы время погрузки состава и продолжительность рейса электровоза были равны или кратны.

Электровозная откатка может быть однозвенной и двухзвенной. При однозвенной откатке груженные вагонетки от погрузочных пунктов до околоствольного двора доставляются одним электровозом. При двухзвенной откатке груженные вагонетки от погрузочных пунктов до сборочной разминки транспортируются одним электровозом, а далее в околоствольный двор – другим (обычно более мощным, магистральным) электровозом.

Двухзвенная откатка предусматривается в тех случаях, когда электровозная откатка прерывается канатной откаткой по наклонным выработкам. По этажным или подэтажным штрекам грузы подаются маневровыми электровозами до уклона или бремсберга, а после подъема (спуска) вагонеток на главный откаточный горизонт они передвигаются магистральными электровозами.

Применяемые на шахтах графики движения электровозов зависят от числа погрузочных пунктов и рабочих электровозов, схем путевого развития, механизации и автоматизации маневровых работ и принятых организационных форм (рис. 3.3).

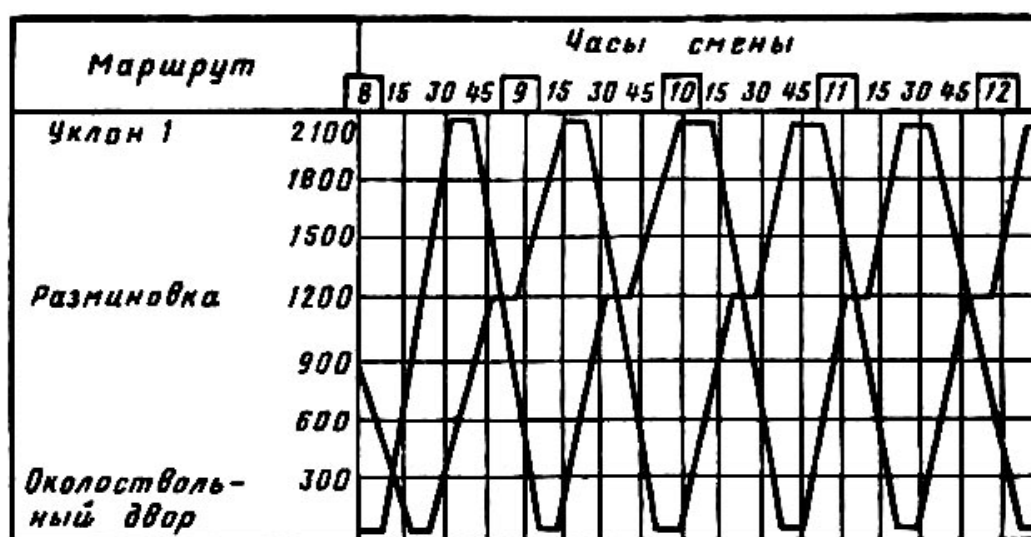


Рис. 3.3. График движения двух электровозов по однопутной выработке "со скрещиванием"

В настоящее время в системе внутрирудничных грузопотоков, при погрузке и транспортировании (доставке) руды широко используют самоходное оборудование. Как правило, это погрузочно-доставочные машины или комплексы из погрузочных машин в сочетании с транспортными средствами, например, подземный экскаватор с автосамосвалами или самоходными вагонами. Применение самоходного оборудования обеспечивает высокую нагрузку на очистной забой, улучшает комфортность условий труда, повышает производительность труда рабочих.

Область применения этого типа горношахтного оборудования обширна: при различных схемах подготовки горизонтов и блоков и практически при любых системах разработки. Этот вид оборудования может эксплуатироваться на этажном горизонте или подэтажах при самотечном донном или торцевом выпуске руды из очистного пространства и при других технологических схемах.

Применение погрузочно-доставочных и транспортных самоходных средств при увеличивающемся отраслевом парке требует постоянного совершенствования организации эксплуатации мобильного, высокопроизводительного, но и вместе с тем дорогостоящего оборудования, так как затраты на транспортирование полезного ископаемого в значительной степени определяются стоимостью используемого оборудования.

Под организацией эксплуатации оборудования следует понимать систему мероприятий, направленных на достижение согласованной во времени и в пространстве работы данной техники, в процессе функционирования ее в системе грузопотоков, обеспечивающих плановые нагрузки на очистные забои при минимальных эксплуатационных затратах.

Эффективность применения погрузочно-транспортного самоходного оборудования определяется следующими организационными задачами:

- формирование погрузочно-транспортных комплексов самоходного оборудования;
- централизация и децентрализация работы парка оборудования и ремонтной базы;
- определение форм обслуживания пунктов погрузки и очистных забоев;
- организация движения на маршрутах;
- расстановка оборудования в блоках;

- организация труда;
- организация контроля и учета работы погрузочно-транспортного самоходного оборудования.

Решение перечисленных выше задач позволит определить пути повышения производительности самоходного оборудования в конкретных условиях его эксплуатации.

Тест

1. Шахтный – это промежуточное технологическое звено в общей технологической цепи горного производства, связывающее очистные забои с шахтным подъемом.

2. Погрузочные предназначены для погрузки полезного ископаемого или пустой породы из лавы (с конвейера или из бункера) в шахтные вагонетки.

3. При данной откатке груженные вагонетки от погрузочных пунктов до околоствольного двора доставляются одним электровозом:

- а) однозвенной;
- б) двухзвенной;
- в) трехзвенной;
- г) многозвенной.

4. При данной откатке груженные вагонетки от погрузочных пунктов до сборочной разминки транспортируются одним электровозом, а далее в околоствольный двор – другим (обычно более мощным, магистральным) электровозом:

- а) однозвенной;
- б) двухзвенной;
- в) трехзвенной;
- г) многозвенной.

5. Данным графиком организации работы вспомогательного подъема четко регламентируется время на выдачу из шахты породы, спуск и подъем людей, спуск материалов:

- а) график организации работы главного подъема;
- б) график организации работы вспомогательного подъема;
- в) график организации работы шахтного подъема;
- г) график работы подъемной установки.

6. График работы подъема утверждается:
- а) главным инженером шахты;
 - б) главным механиком;
 - в) начальником внутришахтного транспорта;
 - г) бригадиром.

3.4. Организация ремонта и поддержания горных выработок

Горнодобывающее предприятие является не только собственно производственной, но одновременно и сложной транспортной системой, располагающей разветвленной сетью транспортных коммуникаций. Протяженность железнодорожных линий и автодорог горного предприятия может достигать нескольких сотен километров. При этом основную часть составляют временные, передвижные коммуникации, в особенности – на карьерах.

В этих условиях чрезвычайную важность приобретает организация строительства, содержания и переноса транспортных коммуникаций, а также ремонтов горных выработок, по которым они прокладываются (главным образом – для подземных предприятий).

Один из основных факторов, определяющих пространственные связи работ в карьере, – схема транспортных коммуникаций (железнодорожных путей и автодорог). При формировании технологических линий карьера и выборе схем путевого развития важную роль играет принцип прямоточности (один из элементов поточной организации производства), требующий, чтобы предмет труда проходил кратчайший путь в пространстве. Это предполагает такое размещение объектов, коммуникаций, оборудования на территории предприятия, которое исключало бы нерациональные (в частности, встречные) перевозки. Особенно важно выполнение этого принципа на крупных современных карьерах, горно-обогачительных и горно-металлургических комбинатах при формировании их производственных связей между добычными подразделениями и потребителями ископаемого сырья.

Наиболее сложным и трудоемким комплексом работ по строительству и содержанию транспортных коммуникаций являются путевые работы при железнодорожном транспорте на карьерах. Они включают в себя: возведение и планировку земляного полотна,

сборку рельсово-шпальной решетки, укладку и перемещение путей, их балластировку, выправление, рихтовку, текущее содержание и ремонт пути, а также сооружение, перенос и текущее содержание контактной сети. Организация всех этих работ основывается на следующих прогрессивных принципах:

- максимальное совмещение во времени работ, выполняемых на смежных участках транспортной сети;

- выполнение всех подготовительных и независимых работ (сборка рельсово-шпальных звеньев, их ремонт и т. д.) на стационарных пунктах, звеносборочных площадках и базах вне карьера;

- максимально возможное повторное использование элементов путей при соответствующих восстановительных ремонтах;

- оптимальное распределение средств механизации и рабочих бригад, занятых на этих работах;

- использование наиболее эффективных схем строительства и переукладки передвижных путей на уступах карьера и отвалах.

Организационно-технологические схемы путевых работ определяются конкретными горно-геологическими условиями, параметрами основного оборудования и горных выработок и рассматриваются в курсах технологии горных работ. Наиболее распространены укладка и переукладка карьерных рельсовых путей специализированными путевыми бригадами с помощью железнодорожных подъемных кранов (грузоподъемностью до 50 т). При использовании путевыми бригадами средств малой механизации их производительность на укладке пути составляет 100-150 м/см.

При обслуживании звеносборочных агрегатов бригадой 5-14 чел. производительность их достигает 300-500 м готовых звеньев пути в смену.

Строительство подземных транспортных коммуникаций – рельсовых путей при локомотивной откатке на шахтах и рудниках принципиально не отличается от соответствующих наземных работ, но имеет значительно меньший масштаб (узкая Колея, более легкое оборудование и т. д.).

Достаточно простым в организационном плане является строительство технологических автодорог на горных предприятиях. Однако следует иметь в виду, что с увеличением грузоподъемности технологического автотранспорта резко увеличились требования к

дорожным покрытием. Это усложнило строительство и значительно повысило стоимость автодорог. Так, покрытие из сборного бетона и асфальтобетона требует выполнения разнообразных работ, взаимосвязка которых осуществляется не только на оперативном уровне.

В любом случае путевые работы вызывают минимальные помехи и нарушения хода основного процесса, для чего целесообразно руководствоваться следующими принципами:

- максимальное совмещение во времени основных технологических и путевых работ, для чего должно быть обеспечено их пространственное разделение;

- опережение в пространстве выемочных работ путевыми с учетом необходимости размещения железнодорожных составов при погрузке;

- использование таких организационно-технологических схем путевых работ, которые позволяют легче маневрировать вспомогательной техникой и другими ресурсами.

Самостоятельной организационной задачей для действующего карьера является оптимизация развития и перемещения карьерных электросетей. В организационном плане вопросы выбора схем, постройки и передвижки электролиний в карьере разработаны слабо, хотя оказывают весьма значительное влияние на эффективность работы карьерного оборудования.

Требования к формированию схем электросети кратко можно сформулировать следующим образом:

- а) максимальная простота схем, обеспечивающих минимальную протяженность воздушных и кабельных линий, минимум пунктов подключения потребителей энергии;

- б) минимальные перестройки и перемещения карьерных воздушных линий, минимальное число пересечений с транспортными коммуникациями и другими объектами в карьере;

- в) максимально возможная независимость электроснабжения карьерного оборудования, в частности, высоковольтного (экскаваторы) и низковольтного (буровые станки и др.);

- г) обеспечение возможности развития (наращивания) имеющейся сети по мере углубления и расширения карьера без нарушений действующих энергокоммуникаций.

Как видно, эти и некоторые дополнительные условия (технические, требования техники безопасности) в определенной степени

противоречивы, что вызывает необходимость разработки оптимизационных задач пространственной организации карьерных энергетических сетей.

При ремонте выработок большой объем породы выдается на поверхность горных предприятий, что снижает пропускную способность звеньев транспорта, требует дополнительных затрат труда и материалов на непроизводительные перевозки породы.

Трудоемкость работ по содержанию и ремонту выработок зависит от многих факторов, а именно: физико-механических свойств боковых пород, водообильности месторождения, угла наклона и мощности разрабатываемых пластов, порядка подготовки и отработки участков шахтного поля, способа управления горным давлением, прочности и долговечности крепи, длины лавы, скорости подвигания действующей линии очистных забоев, сроков службы выработок, качества выполнения работ, организации надзора и ухода за крепью и др.

На шахтах все шире применяют железобетонную, металлическую и анкерную крепь. Нормальное состояние выработок может быть достигнуто только при ежедневном надзоре за их состоянием и своевременном ремонте. В целях правильной организации работ по надзору и ремонту горные выработки разбивают на участки длиной 25-50 м, называемые пикетами. Каждый пикет закреплен за определенной группой рабочих.

Ремонт горных выработок делится на текущий, средний и капитальный. В состав текущего ремонта входят: замена отдельных рам или их частей; поддирка почвы выработок без перестилки пути; очистка от плесени и побелка крепи; очистка подошвы выработки и рельсового путч от грязи с последующей подсыпкой балласта; чистка водоотливных канавок. Капитальный ремонт – ремонт ствола, околоствольных камер и общешахтных подготовительных выработок. Он выполняется специализированным участком капитальных работ. Периодичность ремонтов устанавливается в зависимости от конкретных условий в конкретной выработке.

Средний ремонт предусматривает восстановление значительных участков выработок, доведение площади их сечения до размеров, предусмотренных паспортом крепления. В его состав входят: сплошное перекрепление горных выработок после выхода их из зоны усиленного влияния очистных работ, поддирка почвы и пере-

стилка рельсовых путей на большом протяжении вследствие значительных перекосов, отступлений по уровню и шаблону сверх установленных допусков.

Для лучшей организации ремонтных работ создаются специализированные участки по ремонту и восстановлению горных выработок. Численность ремонтных бригад может достигать 30-40 чел. В распоряжении бригады выделяют передвижные компрессоры, отбойные молотки, погрузочные машины и другое оборудование. Скорость ремонта достигает 50-60 м/сут.

Одновременно с этим на шахтах организуют бригады путевых рабочих, занятых ремонтом рельсовых путей (численность от 10 до 70 рабочих, в соответствии с нормами выработки и протяженностью путей).

Работы по среднему ремонту могут выполняться в добычные смены при условии, что они не вызывают нарушений в нормальной эксплуатационной деятельности участков и забоев, или в специально отведенное для этого время суток. В зависимости от объема ремонтных работ может предусматриваться плановая замена действующих забоев резервными.

Иногда ремонт горных выработок выполняют участки подземного транспорта и вентиляции, за которыми закрепляются выработки откаточного и вентиляционного горизонтов.

Объемы ремонтных работ определяют в результате осмотра, тщательного обследования и непосредственного замера длины участков выработок и путевого хозяйства. Сводные данные об объемах ремонтных работ и времени их выполнения систематизируют в паспортах выработок. Паспорт составляют по каждой основной выработке с отметкой длины, площади поперечного сечения и способа крепления, объема ремонтов по месяцам и т. д.

Паспортизация – это средство для наблюдения за состоянием выработок и учета их ремонта. Время ремонта отражают в общешахтном графике и увязывают с графиком работы транспорта. Время, предусматриваемое графиком на производство ремонтных работ, должно обеспечивать выполнение всего объема работ, необходимых для поддержания нормального состояния выработок и рельсовых путей.

В план ремонта горных выработок включают перечень объектов и объемы ремонтных работ по каждому объекту и видам ремон-

та, расчет затрат труда и расхода материалов на выполнение работ. Установление очередности ремонтных работ и распределение их по участкам, по кварталам и месяцам планируемого года на шахте ежегодно проводит специальная комиссия под руководством главного инженера.

Тест

1. При формировании технологических линий карьера и выборе схем путевого развития важную роль играет принцип:

- а) прямооточности;
- б) непрерывности;
- в) пропорциональности;
- г) ритмичности.

2. От физико-механических свойств боковых пород, водообильности месторождения, угла наклона и мощности разрабатываемых пород, сроков службы выработок и т. д. зависит работ по созданию и ремонту горных выработок.

3. В целях правильной организации работ по надзору и ремонту горные выработки разрабатывают на участки длиной 25-50 м, называемые:

- а) пикетами;
- б) фронтом горных работ;
- в) блоками;
- г) сегментами.

4. Ремонт горных выработок делится на:

- а) текущий, средний, капитальный;
- б) текущий, долгосрочный, краткосрочный;
- в) краткосрочный, средний, капитальный;
- г) краткосрочный, долгосрочный, капитальный.

5. Замена отдельных рам: или их частей, поддирка почвы выработок без перестилки пути, чистка водоливных канавок – это:

- а) средний;
- б) текущий;
- в) капитальный;
- г) долгосрочный.

6. Виды ремонтов:

а) межремонтный, планово-предупредительный, краткосрочный, среднесрочный;

б) малый, средний, капитальный;

в) текущий, средний, межремонтный, планово-предупредительный, капитальный.

3.5. Организация энергомеханической службы и технического обслуживания горно-шахтного оборудования

Нормальное функционирование основных технологических процессов горного предприятия (угольный разрез, карьер, шахта, рудник), ответственных за добычу полезного ископаемого, обеспечивается за счет вспомогательных и обслуживающих процессов и работ.

К вспомогательным относятся процессы и работы, связанные с обеспечением горных предприятий электрической, тепловой и пневматической энергией, материалами и запасными частями, исправным технологическим оборудованием.

Обслуживающие процессы и работы – это техническое обслуживание (содержание) и ремонт используемых на горных предприятиях энергокоммуникаций и технологического оборудования, капитальных горных выработок, производственных зданий и сооружений.

Работы по строительству энергокоммуникаций и их переносу на действующих горных предприятиях, техническому обслуживанию и ремонту энергокоммуникаций и технологического оборудования, а также по расчету и обоснованию заявок на различные виды энергии, технологическое оборудование, запасные части, ремонтные и горюче-смазочные материалы выполняет энергомеханическая служба главного механика.

На горных предприятиях работают мастерские по ремонту механической и электрической частей горного оборудования, средств автоматизации и связи. К выполнению сварочных, кузнечных, токарных, фрезерных работ, работ по термической обработке заготовок могут привлекаться общепромышленные рабочие соответствующей квалификации.

Однако независимо от принятой структуры энергомеханической службы ее функции на горном предприятии в любой горнодобывающей подотрасли примерно одни и те же.

Число подразделений, входящих в энергомеханическую службу, и численность персонала, занятого в ней, определяются производственной мощностью горного предприятия.

Энергомеханическая служба горного предприятия административно подчинена главному инженеру, а функционально - главному механику производственного объединения. При разделении службы отдел главного механика функционально подчиняется главному механику, а отдел главного энергетика – главному энергетiku объединения.

При энергомеханической службе создаются специализированные участки по техническому обслуживанию и ремонту оборудования различных видов, возглавляемые старшими механиками. Первым заместителем при единой энергомеханической службе является главный энергетик, которому подчиняются специализированные участки энергооборудования и теплооборудования (котельная).

В отдел главного энергетика кроме участков, входят участки средств автоматизации и связи. Этому участку функционально подчинены энергетика подготовительных и добычных участков.

Энергомеханическая служба горных предприятий базируется на участково (цехово)-бригадной структуре управления. Специализация осуществляется по основным видам оборудования: стационарное, энергетическое, средства механизации и связи и др. Участковая структура углубляет специализацию подразделений энергомеханической службы, повышает уровень руководства непосредственными исполнителями, позволяет оперативно принимать более рациональные в конкретных условиях решения и быстро доводить их до реализации.

Непосредственно горному предприятию принадлежат энергокоммуникации, расположенные на территории этого предприятия. Поэтому планирование потребности в энергии, обеспечение предприятия электроэнергией, выработка тепловой и пневматической энергии и ее распределение, а также учет по участкам входят в функцию энергомеханической службы. Кроме того, в функции энергомеханической службы входят: участие в разработке перспективных и годовых планов развития предприятия по внедрению но-

вых видов средств механизации и автоматизации; согласование режимов работы участков и предприятия в целом; рассмотрение и согласование проектов работ по монтажу, ревизии, наладке и ремонту оборудования, выполняемых подрядными организациями; подготовка и реализация мероприятий по экономии энергии и товарно-материальных ценностей, находящихся в ведении службы; подготовка предложений по назначению, перемещению и увольнению механиков участков и цехов; разработка планов развития коллектива. Структура управления энергомеханической службы должна быть динамичной и изменяться в зависимости от структуры средств механизации горного предприятия, новых методов организации ремонта данных средств.

Тест

1. служба включает в себя службы главного механика и главного энергетика.

2. Число подразделений горного предприятия, входящих в энергомеханическую службу, и численность персонала в ней, определяется:

- а) производственной мощностью;
- б) пропускной способностью;
- в) технологическим оборудованием;
- г) производственными зданиями и сооружениями.

3. Энергомеханическая служба горного предприятия административно подчинена:

- а) главным механику;
- б) главным инженеру;
- в) главному энергетiku;
- г) диспетчеру.

4. Энергомеханическая служба горного предприятия функционально подчинена:

- а) главным механику;
- б) главным инженеру;
- в) главному энергетiku;
- г) диспетчеру.

5. Специализированные участки по техническому обслуживанию и ремонту оборудования различных видов при энергомеханической службе возглавляют:

- а) старшие механики;
- б) электрослесари;
- в) электрики;
- г) диспетчера.

6. Специализированные участки энергооборудования и теплооборудования (котельные) подчиняются при единой энергомеханической службе:

- а) главным механику;
- б) главным инженеру;
- в) главному энергетiku;
- г) главному технологу.

3.6. Организация работы технологического комплекса и вспомогательных работ на поверхности

Одним из важнейших условий непрерывности основного производственного процесса на горном предприятии (шахта, рудник) является рациональная организация работы технологических комплексов на поверхности.

Это, во-первых, угольный комплекс на поверхности, где осуществляются приемка угля, его сортировка, складирование и погрузка в железнодорожные вагоны.

Во-вторых, породный комплекс на поверхности, принимающий породу, выдаваемую из шахты, которая затем транспортируется в отвал.

В-третьих, комплексы на поверхности по своевременному обеспечению производственных объектов необходимыми материалами, оборудованием, запасными частями, инструментом, энергией, водой, вентиляцией, связью, отоплением и т. д.

В-четвертых, комплекс, обеспечивающий спуск трудящихся на шахту и подъем их на поверхность, учет числа выходов рабочих, а также их полное обслуживание в административно-бытовом комбинате.

Организация работы того или иного комплекса на поверхности должна быть неразрывно связана с организацией и управлением работы основных участков и цехов. От правильной, рациональной организации работы вспомогательных участков и цехов, расположенных на поверхности, во многом зависит ритмичная высокопроизводительная работа всего горного предприятия.

Организацией погрузки угля в железнодорожные вагоны, отправкой его по маршрутам и приемкой грузов, которые прибывают на шахту, занимается участок технологического комплекса поверхности, который входит в состав производственной службы шахты и подчиняется заместителю директора шахты по производству.

Эффективность организации погрузки угля в железнодорожные вагоны во многом зависит от типа погрузочных устройств, конструкции которых определяются: числом марок угля, зольностью, крепостью и влажностью его; необходимостью рассортировки углей; видом шахтного подъема (клетевой, скиповой, конвейерный); объемом суточной погрузки.

В зависимости от типа погрузочных устройств различают бункерную, полубункерную и безбункерную погрузку угля.

Бункерная погрузка наиболее распространена вследствие ее наибольшей эффективности и степени механизации. Тип погрузочных бункеров зависит от способа погрузки. Наиболее эффективен бункер с центральной погрузкой. Двусторонние и комбинированные бункера применяют при погрузке рассортированных углей в несколько вагонов, расположенных на разных путях. Вместимость погрузочных бункеров должна быть не меньше полутора составов вагонов, одновременно подаваемых на шахту под погрузку.

Пропускная способность бункеров определяется производительностью его погрузочных приспособлений и зависит от таких факторов, как число путей, на которых производят одновременную погрузку, число одновременно загружаемых вагонов на каждом пути, продолжительность загрузки одного вагона, средняя грузоподъемность вагона и коэффициент использования бункера во времени.

Увеличение пропускной способности бункера достигается за счет средств автоматизации и централизации управления.

Пропускная способность бункерной погрузки P_B , т/ч, рассчитывается по формуле

$$P_B = (60 \cdot n_1 : t_1 + 60 \cdot n_2 : t_2 + \dots + 60 \cdot n_i : t_i) \cdot k_H \cdot q_B \quad (3.17)$$

где t_i – продолжительность загрузки вагона на i -м пути, мин; n_i – число одновременно загружаемых, вагонов на i -м пути; k_H – коэффициент использования бункера во времени, $k_H = (24 - T_{ПЕР}) : 24$, ч, $T_{ПЕР}$ – продолжительность перерывов между погрузками железнодорожных составов, ч; q_B – средняя грузоподъемность вагона, т.

При погрузке угля из бункеров в железнодорожные вагоны выполняются операции в следующей последовательности: непосредственная загрузка железнодорожного вагона, взвешивание и дозировка угля, протягивание вагона под бункером и разравнивание угля в вагоне. Весь комплекс работ в смене по погрузке выполняют оператор погрузки, несколько грузчиков и дежурный электрослесарь.

Оператор управляет погрузкой с пульта, откуда видны все загружаемые вагоны. Управляя маневровой лебедкой и загрузочными устройствами, он передвигает вагоны, регулирует высоту отсыпки угля и разравнивает его. Рабочие грузчики очищают и ремонтируют вагоны, следят за чистотой пути. Электрослесарь осуществляет текущий контроль и уход за оборудованием. Каждый загруженный вагон взвешивается, и масса его доводится до установленной нормы.

Организация работы комплекса по погрузке угля в железнодорожные вагоны на поверхности шахты должна обеспечивать: бесперебойную подачу под погрузку угля железнодорожных вагонов в соответствии с принятым графиком, своевременный осмотр и подготовку вагонов под погрузку угля, подготовку угля для погрузки его в железнодорожные вагоны, своевременную отгрузку угля по маркам и сортам потребителям в соответствии с нарядами отделений Углеснабсбыта, соблюдение установленного времени погрузки железнодорожных вагонов, полную загрузку вагонов в соответствии с их грузоподъемностью, сохранение качества углей в процессе погрузки, своевременное оформление документов на отгруженный уголь, полное использование погрузочно-разгрузочных средств при минимальных эксплуатационных затратах.

В связи с этим обслуживающий персонал на погрузке угля в железнодорожные вагоны стремится к сокращению простоев и по-

вышению пропускной способности пункта загрузки за счет сокращения времени загрузки железнодорожных вагонов. Для хранения угля, а также для обеспечения непрерывной работы железнодорожного транспорта и заданного режима работы шахты в случае перебоев в подаче порожних вагонов под погрузку на шахте оборудуют угольные склады. Они предназначены также для складирования угля определенных марок или хранения рядового угля для последующего разделения его по сортам, хранения угля перед отправкой его на шахтную обогатительную фабрику или после обогащения перед отправкой потребителю, обеспечивая независимую работу шахты и обогатительной фабрики. Вместимость склада устанавливается с учетом 5-12 – суточной производственной мощности шахты. Уголь на складах укладывают штабелями по маркам.

Содержание работ на угольных складах должно обеспечивать: сохранение качества угля и уменьшение его потерь при хранении; устранение излишних перебросок угля и предохранение его от самовозгорания; отгрузку угля в порядке очередности поступления его на склад; внедрение механизации на погрузочно-разгрузочных работах и рациональное использование рабочих.

Для обеспечения бесперебойной добычи угля и систематического снабжения участков и цехов оборудованием, материалами, спецодеждой и инструментом на шахте организовано складское хозяйство, которое включает материальный склад и склад лесных материалов.

Материальные склады по масштабу обслуживания разделяются на центральные и участковые, предназначенные для хранения запасных частей и инструмента. Прием, отпуск и учет материалов, проверка наличия их на складе и наблюдение за нормами запаса производят в соответствии с инструкциями и положениями Минуглепрома.

Склады лесных материалов предназначены для хранения и переработки, поступающих на шахту лесных материалов, которые складывают по сортам в штабели. Неснижаемый запас на лесном складе должен составлять 30-45 – дневную потребность шахты в лесных материалах. Для снижения трудоемкости разгрузки и укладки лесных материалов на складах устанавливают различные приспособления для механизации работ и краны.

Для обеспечения шахт лесными материалами практикуется централизация складов, т. е. организация снабжения нескольких шахт лесными материалами с групповых складов.

Из наиболее характерных трудовых процессов, осуществляемых на лесных складах, необходимо выделить следующее: приемка и выгрузка леса из железнодорожных вагонов, доставка лесных материалов и др.

При анализе процессов на поверхности горнодобывающих предприятий необходимо выделить особенности и задачи организации отвальных, складских и вспомогательных работ на карьерах.

Процессы складирования транспортируемой из карьеров горной массы составляют значительную часть всего производственного процесса. Сюда входят отвалообразование, создание перегрузочных складов полезного ископаемого, складирование некондиционных руд, создание усреднительных и буферных складов между карьером и обогатительной фабрикой и др.

Задачи организации всех этих работ однотипны и сводятся к следующему:

1) оптимальное размещение доставляемой горной массы в пространстве склада (отвалов);

2) оптимизация числа пунктов приема грузов с целью обеспечения наиболее эффективной работы транспорта и складировочного оборудования;

3) выбор оптимальных схем расположения приемного оборудования, последовательности его перемещения в процессе работы и рациональных схем обмена транспортных средств в пунктах разгрузки;

4) оперативное обеспечение фронта работы для всех единиц оборудования, участвующих в процессе;

5) взаимоувязка предусмотренных технологией основных и вспомогательных работ, обеспечивающая наименьшие потери времени.

Из перечисленных задач первые три решаются рассмотренными ранее методами главным образом на уровнях годового и долгосрочного планирования. Кроме методов теории массового обслуживания и теории графов для комплексного решения этих задач может быть рекомендован метод статистического моделирования. Однако

какие-либо универсальные модели таких задач пока отсутствуют, и требуется разработка конкретных моделей для отдельных карьеров.

Четвертая и пятая задачи относятся к текущей и оперативной организации производственного процесса. По аналогии с рассмотренными ранее комплексами работ для оперативной организации складских и отвальных работ рекомендуется применять типовые графики, являющиеся паспортами ведения соответствующих процессов.

В процессе складирования горной массы значительна роль естественных процессов, меняющих в течение времени ее состояние: усадка насыпей, выполаживание откосов, водонасыщение, окисление ряда минеральных фракций и т. д. Все эти явления должны быть приняты во внимание, и их влияние необходимо учитывать при построении организационных графиков.

Для разработки полезного ископаемого открытым способом характерно наличие множества вспомогательных работ, обеспечивающих и сопровождающих основные технологические процессы. По назначению вспомогательные работы можно сгруппировать следующим образом.

1. Работы, связанные с технологией основного производственного процесса:

- вспомогательные горные работы – планировка площадок, трассировка путей и дорог, устройство съездов, оборка бортов уступов, переэкскавация горной массы, разделка негабаритов, устранение завывшений;

- передвижка оборудования – перегоны экскаваторов и буровых станков, перенос коммуникаций (железнодорожных путей, электролиний, водоводов), передвижка полустационарных пунктов (диспетчерских, дробилок, механических мастерских); демонтаж устаревших коммуникаций;

- строительство новых объектов (дорог, путей, ЛЭП, дренажных сооружений).

2. Работы по обслуживанию и содержанию оборудования: снабжение рабочих мест и оборудования материалами, запасными частями, инструментом;

- текущее содержание оборудования и коммуникаций: осмотры, смазка, чистка, крепеж, замена быстро изнашивающихся деталей;

– профилактические, плановые и аварийные ремонты оборудования и коммуникаций.

3. Работы по обеспечению безопасных и комфортных условий труда:

– устройство, перенос и содержание сооружений, обеспечивающих безопасность труда (пешеходные мостки, лестницы, укрытия, ограждения, предупреждающие знаки);

– борьба с запыленностью (пылеподавление), вентиляция забоев и уступов, устройство обогревалок;

– освещение рабочих мест, доставка трудящихся на рабочие места, обеспечение питания на рабочих местах.

4. Работы по борьбе с неблагоприятными природными условиями: водоотлив, борьба с оползнями и просадками, лавинами, гололедом, возгораниями полезного ископаемого, намерзанием и налипанием горной массы на рабочие органы оборудования.

Все перечисленные работы по степени их влияния на основной процесс можно разделить на три группы: 1) обеспечивающие возможность дальнейшего ведения основного процесса; 2) обеспечивающие увеличение производительности основного оборудования; 3) не оказывающие непосредственного влияния на работу основного оборудования, но имеющие общекарьерное значение. Работы первой группы, как правило, проводят в строго фиксированные моменты. Для выполнения работ второй и, в особенности, третьей групп необходимо определять наиболее целесообразные моменты.

Вспомогательные работы оказывают двойное влияние на эффективность основных процессов: с одной стороны, их выполнение обеспечивает более эффективное производство основной работы, с другой – они нередко вызывают нарушения процесса производства. Поэтому важной задачей организации производственного процесса является установление наилучшей Последовательности основных и вспомогательных работ на Конкретных участках карьера для определенных периодов времени.

Одним из важных принципов взаимоувязки основных и вспомогательных работ в карьере является их параллельное выполнение в максимально возможных случаях. Однако при необходимости использования для этой цели дополнительного оборудования следует проводить технико-экономическое обоснование целесообразности того или иного варианта организации. В частности, может оказаться

более эффективным использование на вспомогательных работах основного оборудования. При этом для выполнения вспомогательных работ необходимо использовать вынужденные перерывы в работе основного оборудования.

Тест

1. комплекс, обеспечивающий спуск трудящихся в шахту и подъем их на поверхность, учет числа выходов рабочих, а также их полное обслуживание в административно-бытовом комбинате.

2. Организацией погрузки угля в вагоны, отправкой его по маршруту и приемкой грузов, прибывающих на шахту, занимается участок:

- а) технологического комплекса на поверхности;
- б) энергосбережения;
- в) хозяйственных работ;
- г) по ремонту горных выработок.

3. Технологический комплекс на поверхности входит в состав:

- а) производственной службы;
- б) энергомеханической службы;
- в) экономической службы;
- г) технологической службы.

4. Технологический комплекс на поверхности шахты подчиняется:

- а) зам. директора по производству;
- б) главному механику;
- в) главному инженеру;
- г) главному технологу.

5. Эффективность организации погрузки угля в вагоны во многом зависит от типа погрузочных устройств, конструкции которых определяются:

- а) числом марок угля, зольностью;
- б) мощностью пласта;
- в) производственной мощностью;
- г) пропускной способностью оборудования.

6. Различают бункерную, полубункерную и безбункерную погрузку в зависимости от:

- а) типа погрузочных устройств;
- б) числа одновременно загружаемых вагонеток;
- в) вместимости погрузочных устройств;
- г) грузоподъемности вагонеток.

3.7. Организация работ на добычных и вскрышных уступах разреза

Организация добычных и вскрышных работ на карьерах при использовании одинаковой техники содержит мало различий (в основном только при селективной выемке полезного ископаемого) и поэтому может рассматриваться совместно. При современных масштабах горных работ в карьере одновременно выполняется до 70-80 работ основных технологических и вспомогательных процессов. Основное содержание текущей организации производства составляет согласование взаимосвязанных работ по времени и в пространстве карьера. Формулировка и решение соответствующих задач базируются на принципах цикличности и ритмичности производственного процесса и заключаются главным образом в определении сроков начала и окончания отдельных работ, распределении плановых объемов работ в течение месяца по суткам и сменам, взаимоувязке основных и вспомогательных работ. Основной целью решения данных организационных задач является обеспечение оптимальной последовательности работ в карьере в течение определенного промежутка времени (недели, декады, буровзрывного цикла и т. д.).

С учетом конкретных особенностей технологии горного производства задачи организации работ в карьере можно разделить на три группы:

1) установление пространственной и временной месячно-суточной последовательности горных и вспомогательных работ на уступах и в блоках карьера (подготовка и обустройство блоков, выемочные работы);

2) взаимоувязка работ, входящих в состав типовых, повторяющихся производственных комплексов: массовые взрывы, переукладка путей, ремонты оборудования и т. д.;

3) согласование основных (погрузочно-транспортных) и вспомогательных работ в течение смены.

На действующем карьере с техникой циклического действия и буровзрывной подготовкой пород к выемке задачи текущей организации комплексов основных и вспомогательных работ приурочивают, как правило, к отдельным блокам на уступах карьера.

В качестве рабочего блока рассматривают часть уступа шириной до 25-30 м (2-3 ряда скважин) и длиной 250-300, до 400 м. Блок таких размеров (объемом до 200 тыс. м³) обуривают одним – двумя станками в течение одной – двух недель. Порода разрушается одним массовым взрывом и отгружается одним экскаватором в течение 4-5 недель. Общее время отработки блока, включая подготовительные работы, составляет 1,5-2

К числу вспомогательных и подготовительных работ в карьере, кроме названных выше, относятся: планировка площадок бульдозером; устройство автодорог; строительство (переукладка) железнодорожных путей; строительство и демонтаж ЛЭП; установка и сборка специальных временных сооружений (будки, подстанции, штабели путевых звеньев и т. д.); устройство водоотливных и дренажных сооружений; устройства ограждений, переходов, лестниц, пунктов освещения и других сооружений; ополаживание откосов; вторичное бурение и взрывание; сезонные мероприятия; уборка снега, установка и передвижение снегозащитных ограждений, проведение временных водоотводных канав и т. д.

Большинство из этих работ может выполняться параллельно с основными процессами на блоках, не занятых экскавацией и бурением. Это дает возможность заблаговременно готовить блоки к ведению в них экскаваторных и буровых работ.

Следует, однако, отметить, что на карьерах наибольшее внимание уделяется основным технологическим процессам, вспомогательные работы при текущем и даже оперативном планировании учитываются недостаточно. В частности, одна из исходных задач организация комплекса работ в карьере в течение месяца состоит в обеспечении своевременной подготовки блоков к буровзрывным работам, однако на практике даже с высоким уровнем организации производства этому вопросу уделяется обычно минимальное внимание. При существующей высокой концентрации работ в карьере подготовка блоков должна осуществляться в чрезвычайно сжатые

сроки, что требует очень четкой и продуманной организации комплекса подготовительных работ.

Подготовка блока к бурению включает в себя три основные группы работ, в выполнении которых участвуют различные цехи и службы карьера: подготовка площадки блока, подготовка и составление проекта обустройства блока, подготовка рабочего оборудования. Суммарная продолжительность этих работ на блоке объемом 100-150 тыс. м³ может составлять до 8-10 сут. Учитывая, что выполнением этих работ занято много исполнителей, особенно важно обеспечить четкий порядок их проведения, увязанный с планами работы соответствующих служб.

В связи с этими особенностями рекомендуется при подготовке крупных блоков организовывать работы с помощью линейных или ленточно-сетевых графиков, детализированных с точностью до нескольких часов. При составлении такого графика необходимо стремиться максимально, совмещать во времени работы, выполняемые различными исполнителями. Основная задача при использовании графика состоит в том, чтобы, зная состав и длительность всех работ, а также намеченный срок их окончания, определить их последовательность и моменты начала выполнения каждой работы. Начало каждой работы T_{Hi} устанавливается с помощью выражения

$$T_{Hi} = T_H - \sum_{j=i+1}^n (t_j - \Delta t_j) \quad (3.18)$$

где T_H – заданный момент начала бурения на блоке (конца подготовительных работ); t_i и t_j – продолжительности работ; j – номер работы, начинающийся позже i -й работы; Δt_j – длительность части j -й работы, выполняемой параллельно с работой $j-1$; n – общее число работ, включенных в график.

Основная цель оптимизации графика – сократить сроки подготовки блока, чтобы обеспечить своевременное начало бурения при минимальных помехах смежным участкам.

Основная задача организации работы буровых станков на блоке состоит в том, чтобы обеспечить минимум непроизводительных затрат времени каждым станком. Для решения этой задачи необходимо: установление оптимального порядка обустройства блока; свое-

временное выполнение комплекса вспомогательных работ, обеспечивающих бурение; создание максимально возможной автономности станков на данном блоке.

Организация взрывных работ имеет особенно важное значение для работы карьера в связи с тем, что с выполнением массовых взрывов связаны наиболее значительные нарушения производственного процесса, фактически – в масштабе всего карьера. Время на подготовку и выполнение взрыва, а также на приведение карьера в рабочее состояние достигают обычно нескольких часов. При этом имеют место нарушения двух видов: а) простои оборудования (как правило, всего карьера) в течение времени взрывания T_B , на которое обесточивается карьерная высоковольтная сеть; б) перегоны и демонтаж оборудования, попадающего в зону взрыва, и связанные с ними дополнительные потери рабочего времени $T_{П}$. Оба вида потерь времени снижают производительность карьера и, кроме того, могут вызвать дополнительные затраты.

Средние потери времени $T_{ПОТ}$ (ч) одним экскаватором при выполнении массового взрыва могут быть выражены так

$$T_{ПОТ} = \frac{T_B \cdot N_{ОБЩ} + T_{П} \cdot N_{ВЗР}}{N_{ОБЩ}} = T_B + \frac{N_{ВЗР}}{N_{ОБЩ}} \cdot T_{П} \quad (3.19)$$

где $N_{ОБЩ}$ – общее число экскаваторов; $N_{ВЗР}$ – число экскаваторов, для которых выполняется взрыв.

Если при этом взрыв проводится в нерабочее время (междусменный перерыв, выходной день), то потери времени от взрыва

$$T_B = T_{ПОТ} - T_{ПЕР}, \quad (3.20)$$

где $T_{ПЕР}$ – длительность соответствующего перерыва.

Кроме того, следует учитывать возможность интенсификации работ по подготовке и проведению взрыва при выполнении его в дневное время суток, при наличии различного резерва материальных ресурсов и времени. В общем виде это условие можно выразить через коэффициент снижения затрат времени на взрыв η , зависящий от организации взрывания: $T_B = T_{ПОТ} \cdot \eta - T_{ПЕР}$ причем $\eta \leq 1$ (значение η определяется с помощью хронометражных наблюдений).

В связи с тем, что периодичность массовых взрывов может быть различна, необходимо определить затраты времени на взрывание, приходящиеся в среднем на рабочие сутки

$$T_{CP.B} = (T_{ПОТ} \cdot \eta - T_{ПЕР}) \cdot n_{B.H} : t_H \quad (3.21)$$

где $n_{B.H}$ – число взрывов в неделю; t_H – число рабочих дней в неделе.

Таким образом, основное влияние взрывных работ на работу экскаваторов и транспорта проявляется в сокращении среднего рабочего времени суток

$$T_{СУТ} = \sum^m T_{СМ} - T_{CP.B} = \sum^m T_{СМ} - \left[\left(T_{ПОТ} + \frac{N_{ВЗР}}{N_{ОБЩ}} \cdot T_{П} \right) \cdot \eta - T_{ПЕР} \right] \cdot \frac{n_{B.H}}{t_H} \quad (3.22)$$

где m – число смен в сутках.

Анализ сравнительной эффективности возможных способов организации взрывных работ в течение суток показывает, что организация суточного режима с междусменными перерывами не дает существенных преимуществ в части использования оборудования по сравнению с взрыванием во время рабочих смен. Использование этого режима целесообразно только при больших объемах вторичного взрывания (высокий выход негабарита). На предприятиях, где выход негабарита невелик, повторное взрывание обычно совмещают с массовыми взрывами и в этих условиях наиболее эффективна организация массовых взрывов в нерабочее время (специально выделенная смена или общий выходной день на карьере).

В этом случае создаются благоприятные условия для подготовки и проведения массового взрыва с помощью типового графика работ.

Выемка и погрузка горной массы после взрыва осуществляется обычно за несколько (чаще всего – два или три) рабочих проходов экскаватора вдоль фронта блока. При этом число рабочих и холостых переходов экскаватора и их направления могут быть различными, характеризующими схему отработки блока (рис. 3.5).

Варианты организационных схем отработки блока зависят от технологических условий горного производства. В частности, определяющими признаками являются:

- число рабочих заходок, необходимость проведения трассы для железнодорожного пути, необходимость перелопачивания части развала в случае неkratности его ширины ширине заходок;

- общее направление отработки уступа справа налево или слева направо, расположение транспортного заезда на уступе (право- или левостороннее);

- высота развала горной массы и рабочие параметры экскаватора, определяющие необходимость и возможность отработки развала подступами, в том числе – с верхней погрузкой;

- сложность конфигурации и качественного состава взорванной горной массы, необходимость селективной отработки блока.

Кроме того, при формировании организационных схем необходимо предусматривать соблюдение требований техники безопасности, технологии и организации производства, определяющих расположение и порядок перемещения оборудования. К вспомогательным работам при отработке блока относятся: холостые перегоны экскаватора в начало очередной заходки; переукладка железнодорожных путей, перелопачивание горной массы, ремонты экскаватора и др. На большинстве карьеров отработку блока начинают с планировки экскаватором трассы для железнодорожного пути.

эта- зв.- ла- ок	$h_p < h_{ч. max}$	$h_p > h_{ч. max}$		
		С верхней погрузкой подступа	С перекскава- цией подступа	Комбинирован- ная обработка подступа
2				
3				
4				

Рис. 3.5. Классификация схем обработки блоков железорудных карьеров: 1-4 – номера заходок при обработке экскаватором взорванной горной массы; A_i – ширина развала; h_p – высота развала; $h_{ч. max}$ – максимальная высота черпания; H – высота уступа; B – ширина части развала, экскавируемая при проходе трассы

Возможно применение различных организационно-технологических схем, определяющих состав, последовательность и способы исполнения комплекса работ на обработке блока. Пространственная и временная взаимоувязка работ осуществляется с помощью линейных или сетевых графиков. Например, при обработке однородного вскрышного блока на железнодорожный транспорт одним подступом число организационно-технологических схем составляет 34. Если высота развала превышает максимальную высоту черпания экскаватора, то число схем увеличивается до 60. Еще большее разнообразие присуще организационным схемам при селективной выемке полезного ископаемого к в некоторых других технологических условиях.

В обычных условиях крупного карьера, т.е. при больших объемах работ и обработке значительного числа блоков в месяц, реко-

мендуются разработка и применение типовых организационно-технологических схем и соответствующих им типовых сетевых графиков (рис. 3.5)

При использовании типовых организационно – технологических схем задача организации планирования комплексов работ в блоках состоит в том, чтобы для каждого конкретного блока выбрать оптимальную схему его отработки, а именно: а) состав и последовательность основных и вспомогательных работ; б) число рабочих и холостых переходов экскаватора и их направления. В качестве критерия оптимальности организационной схемы наиболее целесообразно принять время отработки блока

$$T_{OT.БЛ} = \sum \frac{V_i}{\Pi_i} + \sum t_{Х.П} + \sum t_{Д.П} + t_{ТР} \rightarrow \min \quad (3.23)$$

где n – число рабочих заходов: $n = 1, 2, 3$; V_i и Π_i – объем горной массы и производительность экскаватора в i -й заходке; обычно имеют место следующие соотношения: $V_1 > V_2 > V_3$; $\Pi_1 < \Pi_2 < \Pi_3$; $\sum t_{Х.П}$ – суммарное время холостых перегонов экскаватора в блоке; $\sum t_{Д.П}$ – суммарное время дополнительных потерь; $t_{тр}$ – время проходки трассы; $\sum t_{Д.П} = t_{РЕМ} + t_{ОЖ} + t_{ПЕР}$, т.е. включает соответственно время ремонтов экскаватора, ожидания укладки пути и перелопачивания горной массы.

Подразумевается, что время отработки блока $T_{ОБ.БЛ}$ зависит от схемы отработки.

Проведенные исследования показывают, что каждая организационно-технологическая схема обеспечивает наилучшие результаты в определенных производственных условиях. При этом в зависимости от конкретной ситуации в качестве критерия могут использоваться также производительность экскаватора, трудоемкость работ, себестоимость, приведенные затраты и другие показатели.

Тест

1. К числу вспомогательных и подготовительных работ относится:

- а) вторичное бурение и взрывание;

- б) транспортировка угля;
- в) добыча угля;
- г) погрузка угля.

2. В качестве рабочего блока рассматривают часть

3. На большинстве карьеров отработку начинают с планировки экскаватором трассы для железнодорожного пути.

3.8. Организация транспортирования горной массы на карьерах

Транспортирование горной массы на карьерах – один из основных технологических процессов, на который приходится от 40 до 75 % затрат, связанных с добычей полезного ископаемого. Поэтому организация транспортных процессов, в частности работы транспортных средств на перевозке полезного ископаемого и вскрышных пород, – важнейшая задача всего комплекса организации карьерных работ.

На современных карьерах наиболее распространен колесный (железнодорожный и автомобильный) транспорт, для которого характерна очень высокая интенсивность движения, обусловленная большим числом одновременно работающих транспортных средств (десятки и сотни единиц в смену) и сравнительно короткими расстояниями транспортирования (до 4-5 км) при достаточно сложных схемах транспортных коммуникаций. К основным задачам организации работы транспорта относятся:

- обеспечение оптимального использования технических возможностей подвижного состава с целью перевозки максимальных объемов грузов при условии не превышения плановых затрат на перевозку;

- организация безопасного и эффективного движения транспортных средств в сети коммуникаций;

- обоснование оптимального режима транспортных работ, согласования собственно перевозок грузов с вспомогательными работами.

Движение карьерных транспортных средств (поездов и автосамосвалов) осуществляется по закрытому, открытому и комбинированному

рованному циклам. В первом случае группа транспортных средств закрепляется за одним пунктом погрузки (экскаватором) на все время смены. Это значительно облегчает организацию движения, но предопределяет большие простои оборудования. Работа по открытому циклу заключается в том, что каждая транспортная единица, следующая в карьер, получает адрес погрузки в зависимости от конкретной ситуации (загрузка экскаваторов и подъездных путей. Этот способ организации движения транспорта позволяет повысить эффективность процесса на 10-12 %, однако требует дополнительного использования средств автоматизированного управления процессом.

Комбинированный способ организации движения заключается в периодическом переключении транспортных средств от одного экскаватора к другому в случае их остановки для выполнения вспомогательных или ремонтных работ. Этот вариант организации движения особенно эффективен при работе автотранспорта, которая характеризуется значительной нестабильностью в течение смены (задержки выезда автомашин на линию и преждевременные уходы из карьера). В частности, представляется наиболее целесообразным применять так называемый ступенчатый график выполнения экскаваторами основной и вспомогательных работ, увязанный с графиком выхода автомашин на линию, их закреплением за определенными экскаваторами и графиком работы вспомогательной техники (бульдозеров, автогрейдеров).

Согласно ступенчатому графику загрузки экскаваторов в первые и последние часы смены предусматривается концентрация вспомогательных работ у свободных экскаваторов в периоды, когда интенсивность погрузки низкая (рис. 3.6). Это позволяет улучшить использование работающих в карьере автомашин, так как занятые погрузкой экскаваторы не должны переключаться на вспомогательные работы до ухода от них автомашин.

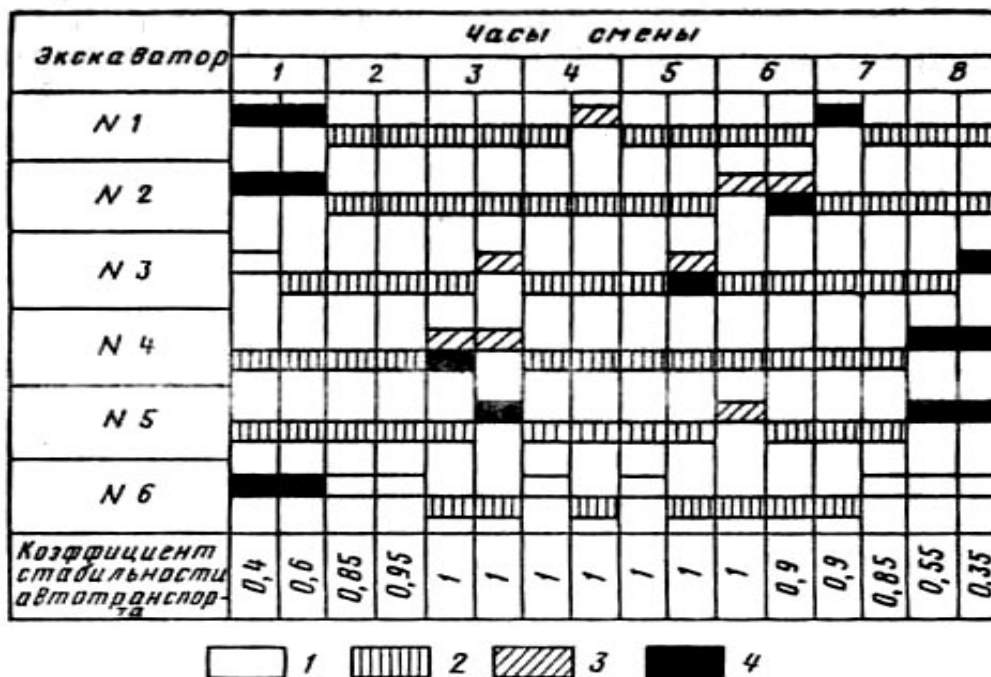


Рис. 3.6. Ступенчатый график работы экскаваторов в смене:
 1 – простои в резерве; 2 – погрузка; 3 – непланируемые остановки; 4 – вспомогательные работы

Работу железнодорожного транспорта, как правило, организуют по открытому циклу, фиксируя ее с помощью исполнительского графика движения поездов. Последний одновременно является основным отчетным документом о работе смены, поэтому к точности его ведения должны предъявляться строгие требования.

Одним из важнейших условий эффективной организации транспортных работ является правильное обоснование и расчет числа работающих единиц подвижного состава. Для решения этой задачи используют детерминированные или вероятностные модели. Производительность транспортной единицы обычно определяется как средняя величина исходя из грузоподъемности транспортного средства и времени рейса

$$П = q \cdot K_{ГР} : t_p \quad (3.24)$$

где q – грузоподъемность автосамосвала или массовая норма поезда, т; $K_{ГР}$ – коэффициент использования грузоподъемности, зависящий от свойств груза и организации погрузки; $K_{ГР} \leq 1$; t_p – время рейса (оборота), равное продолжительности полного транспортного цикла единицы подвижного состава, включающего время движения с гру-

зом и порожняком, погрузки и разгрузки. Тогда число рабочих транспортных единиц (локомотиво-составов, автосамосвалов)

$$N_P = \frac{Q_{CM} \cdot t_P}{q \cdot K_{ГР} \cdot T_{CM} \cdot K_{И.С}} \quad (3.25)$$

где $Q_{CM} = \sum^M g_{CM.Э}$ – сменная производительность работающих экскаваторов; T_{CM} – время смены, установленное для транспортного цеха; M – число работающих экскаваторов; $K_{И.С}$ – коэффициент полезного использования времени смены транспортными средствами.

Для железнодорожного транспорта величина N_P соответствует числу рабочих локомотивов с постоянной массовой нормой, для автотранспорта она равна числу автосамосвалов определенной грузоподъемности. При условии совпадения перерывов в работе экскаваторов и транспорта для каждого экскаватора величина $\frac{g_{CM.Э}}{q \cdot K_{ГР}} / (T_{CM} \cdot K_{И.С})$ равна числу транспортных единиц, загруженных за смену. Тогда время погрузки транспортной единицы определяется

$$t_n = T_{CM} \cdot K_{И.С} \cdot q \cdot K : g_{CM.Э} \quad (3.26)$$

Поэтому при оперативной организации перевозок на карьерах начальник смены (диспетчер) определяет и заказывает в транспортном цехе число автомашин или составов, необходимых на смену, пользуясь выражением

$$N_P = \frac{\sum_{i=1}^M t_{Pj}}{t_{nj}} \quad (3.27)$$

где t_{Pj} и t_{nj} – время рейса и погрузки транспортной единицы у j -го экскаватора.

Однако опыт показывает, что использование подобных простейших детерминированных моделей приводит к погрешностям порядка 15-20 %.

Для учета стохастичности погрузочно-транспортного процесса применяют модели теории массового обслуживания. Рассматривая погрузочные и разгрузочные пункты как системы массового обслуживания, можно определить оптимальное число транспортных единиц или пунктов обслуживания.

Критерием в этом случае обычно служат суммарные эксплуатационные затраты, минимизируемые в процессе решения задачи.

Для более точных расчетов, в частности, при организации работ по открытому и комбинированному циклам рекомендуется использовать метод имитационного статистического моделирования.

На большинстве современных горных предприятий технологический транспорт, обслуживающий карьеры, выделяется в самостоятельный транспортный цех: железнодорожный, автомобильный, погрузочно-транспортное управление и др. Во всех случаях транспортный цех выполняет все работы по техническому обслуживанию и текущему ремонту подвижного состава.

На большинстве горно-обогатительных комбинатов черной и цветной металлургии, применяющих технологический автотранспорт, существуют полнокомплексные обособленные автохозяйства, в состав которых входят специальные здания и сооружения для технического обслуживания и ремонта, посты для контроля технического состояния автосамосвалов, сооружения для хранения автотранспортных средств в межсменное время и нерабочие дни (чаще всего – открытые стоянки), пункты заправки и хранения горюче-смазочных материалов, подсобные и вспомогательные помещения.

Основным параметром, определяющим эффективность взаимодействия автохозяйства и карьера, является производственная мощность ремонтно-технической базы, которая характеризуется обычно числом машино-мест в зоне технического обслуживания и ремонта. Мощность ремонтной базы должна обеспечивать своевременный ремонт и обслуживание имеющегося парка карьерных автосамосвалов с наименьшими затратами, для чего должно быть установлено оптимальное соотношение числа автосамосвалов и машино-мест. В автохозяйство из карьера поступают два потока автосамосвалов: исправных и неисправных. Поток автомобилей в карьере формируется из исправных автомобилей, хранящихся на стоянках, и отремонтированных автосамосвалов.

Поэтому показатели использования экскаваторов и автосамосвалов, отражающие влияние неравномерности процессов экскавации и транспортирования в течение смены и неравномерности выхода автосамосвалов, должны определяться как результат функционирования двух фаз системы массового обслуживания: карьера и автохозяйства.

При этом общая схема расчетов выглядит следующим образом.

Предположим, в системе работают N автосамосвалов и M экскаваторов, имеется m ремонтных машино-мест. Будем считать, что за время рабочей смены автосамосвалы могут находиться на линии (n исправных автомашин) или на техническом обслуживании в ремонтной базе ($S = N - n$ автомашин, нуждающихся в ремонте). При этом в случае $S > m$ часть машин простаивает в ожидании ремонта.

Кроме того, будем считать, что в каждый момент времени в карьере могут находиться K автосамосвалов, готовых к загрузке. Тогда число простаивающих машин ("очередь заявок на обслуживание") равно $K - M$.

По формулам теории массового обслуживания можно определить вероятность того, что в любой момент времени в системе находятся K заявок на обслуживание, при условии, что известны величины λ_n и μ_K – соответственно плотность потока автосамосвалов, следующих на погрузку, и интенсивность погрузки в карьере при наличии M экскаваторов. Отсюда средние коэффициенты использования автосамосвалов K_{ABT} и экскаваторов $K_{ЭКС}$ в течение смены определяются

$$K_{ABT} = \sum_{n=2}^N P_n \cdot K'_{ABT}; \quad (3.28)$$

$$K_{ЭКС} = \sum_{n=2}^N P_n \cdot K'_{ABT} \cdot \psi_K : (1 + \psi_K), \quad (3.29)$$

где K'_{ABT} – коэффициент использования автосамосвалов при заданном постоянном n исправных машин; $\psi_K = \lambda_n / \mu_K$ – характеристика карьера как системы массового обслуживания.

Коэффициент $\psi_{P.B}$ (равный отношению интенсивности потока отказов автосамосвалов к интенсивности их восстановления) характеризует техническое состояние автосамосвалов и уровень сложившейся организации технических процессов в карьерном автохозяйстве. По его величине определяют коэффициент технического использования автосамосвалов

$$K_{T.I} = 1/(1 + \psi_{P.B}). \quad (3.30)$$

Величина $K_{T.I}$ равна отношению времени работы самосвала $t_{РАБ}$ к полному времени нахождения его в системе, с учетом времени на ремонт $t_{РЕМ}$ и на техническое обслуживание $t_{Т.О}$

$$K_{T.I} = t_{РАБ} : (t_{РАБ} + t_{РЕМ} + t_{Т.О}). \quad (3.31)$$

Практически коэффициент $K_{T.I}$ не зависит от режимов и времени нахождения автосамосвалов на линии, определяясь только уровнем организации и развития ремонтно-технической базы.

Рассмотренные методические принципы позволяют получить зависимость использования автосамосвалов и экскаваторов от ряда показателей системы, что в свою очередь дает возможность определять оптимальное число автосамосвалов на один экскаватор в смену с учетом возможностей ремонтной базы, т. е. в соответствии с уровнем технического использования автомашин. Данная методика не требует применения экономических показателей, поскольку оперативные организационные задачи решаются по критерию наилучшего использования оборудования.

В результате использования методики в условиях ряда карьеров и автохозяйств простои транспортных средств в очереди на погрузку в среднем сократились на 30 %, сменная производительность автосамосвала увеличилась на 14 %.

При использовании на карьере железнодорожного транспорта процессы технического обслуживания подвижного состава разделяют по видам обслуживания, которые выполняют узко специали-

зированные службы: локомотивное и вагонное хозяйство железнодорожного цеха, заводы по ремонту локомотивов и др.

Отдельные виды подвижного состава (электровозы, тяговые агрегаты, думпкары, моторные думпкары и т. д.) отличаются различными характеристиками потоков отказов и восстановления. Кроме того, на указанные характеристики значительно влияет организация формирования и движения составов. В этих условиях применение рассмотренных организационных моделей невозможно и для оптимальной организации взаимодействия транспортных цехов и карьеров требуется проведение специальных исследований.

Тест

1. Каждая транспортная единица, следующая в карьер, получает адрес погрузки в зависимости от конкретной ситуации (загрузка экскаваторов и подъездных путей):

- а) открытый цикл;
- б) закрытый цикл;
- в) комбинированный.

2. Периодическое переключении транспортных средств от одного экскаватора к другому в случае их остановки для выполнения вспомогательных или ремонтных работ:

- а) открытый цикл;
- б) закрытый цикл;
- в) комбинированный.

3. Этот вариант организации движения особенно эффективен при работе автотранспорта, которая характеризуется значительной нестабильностью в течение смены (задержки выезда автомашин на линию и преждевременные уходы из карьера):

- а) открытый цикл;
- б) закрытый цикл;
- в) комбинированный.

4. Этот способ организации движения транспорта позволяет повысить эффективность процесса на 10-12 %, однако требует до-

полнительного использования средств автоматизированного управления процессом:

- а) открытый цикл;
- б) закрытый цикл;
- в) комбинированный.

5. Группа транспортных средств закрепляется за одним пунктом погрузки (экскаватором) на все время смены:

- а) открытый цикл;
- б) закрытый цикл;
- в) комбинированный.

6. Этот способ значительно облегчает организацию движения, но предопределяет большие простои оборудования:

- а) открытый цикл;
- б) закрытый цикл;
- в) комбинированный.

ЧАСТЬ 2. ПРАКТИКУМ ПО ОРГАНИЗАЦИИ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

4.1. Оценка экономической эффективности организационных решений

Принятие и реализация управленческих решений в процессе деятельности предприятия требует соответствующих затрат (инвестиций). Оценка эффективности вложения средств основывается на сравнении требуемого объема инвестиций и ожидаемых денежных поступлений в процессе реализации проекта (решений). Анализ осуществляется за период жизненного цикла проекта. При этом элементы денежного потока по годам реализации проекта, формируемые за счет чистой прибыли и амортизационных отчислений, и коэффициент дисконтирования, равный цене капитала, должны быть согласованы с периодом реализации проекта.

Оценка эффективности инженерных решений осуществляется с помощью следующих критериев: чистый приведенный эффект (*NPV*), внутренняя норма прибыли (*IRR*), дисконтированный срок окупаемости (*DPP*), индекс рентабельности инвестиций (*PI*).

Для формирования денежного потока рассчитываются по годам его реализации следующие показатели:

Выручка от реализации продукции

$$B_{РП} = Ц_K \cdot Q_K, \quad (4.1)$$

где $B_{РП}$ – выручка от реализации продукции, млн р.; $Ц_K$ – цена 1 т концентрата, р.; Q_K – объем производства концентрата, млн т.

Прибыль от реализации продукции

$$P_{РП} = (Ц_K - З_{уд.к}) \cdot Q_K, \quad (4.2)$$

где $P_{РП}$ – прибыль от реализации концентрата, млн р.; $З_{уд.к}$ – себестоимость 1 т концентрата (удельные затраты), р.

Чистая прибыль или прибыль, остающаяся в распоряжении предприятия – это прибыль от реализации, уменьшенная на налог на прибыль.

Сумма амортизационных отчислений определяются как произведение их первоначальной стоимости на норму амортизационных отчислений.

Сумма чистой прибыли и амортизационных отчислений по годам реализации проекта формируют приток денежных средств исходного потока.

Расчет критериев экономической оценки эффективности инвестиций основывается на анализе дисконтированного (приведенного к началу реализации проекта) денежного потока.

Чистый приведенный эффект (NPV) определяется путем вычитания из суммарного значения дисконтированных притоков денежных средств за период реализации проекта (PV) капитальных вложений (IC), необходимых для финансирования реализации проекта.

Очевидно, что если:

– $NPV > 0$, то проект следует принять, а его реализация обеспечит увеличение собственного капитала предприятия;

– $NPV < 0$, то проект следует отвергнуть, а в случае его реализации предприятие понесет убыток;

– $NPV = 0$, то проект ни прибыльный, ни убыточный, а в случае реализации проекта ценность предприятия не изменяется.

Чистый приведенный эффект (NPV) рассчитывается по формуле

$$NPV = \sum_{k=1}^n \frac{P_k}{(1+r)^k} - IC, \quad (4.3)$$

где $\sum_{k=1}^n \frac{P_k}{(1+r)^k}$ – суммарный дисконтированный денежный поток;

IC – капитальные вложения (инвестиции); r – коэффициент дисконтирования; P_k – приток денежных средств; n – период реализации проекта; $k = 1, 2, \dots, n$.

Индекс рентабельности инвестиций является относительным показателем, характеризующим уровень доходов на единицу затрат. Расчет индекса рентабельности осуществляется по следующей формуле

$$PI = \sum_{k=1}^n \frac{P_k}{(1+r)^k} / IC. \quad (4.4)$$

Очевидно, что если:

– $PI > 1$, то проект следует принять;

– $PI < 1$, то проект следует отвергнуть;

– $PI = 0$, то проект является не прибыльным и не убыточным.

Внутренняя норма прибыли инвестиций (IRR) принимает значение коэффициента дисконтирования (r), которое обеспечивает равенство текущей стоимости ожидаемых денежных поступлений и стоимости инвестиций. Таким образом, $IRR = r$, при котором $NPV = 0$.

Показатель внутренней нормы прибыли характеризует допустимый относительный уровень расходов на реализацию инвестиционного проекта. Экономическое содержание критерия "внутренняя норма прибыли" (IRR) состоит в следующем: инвестиционные решения следует принимать к реализации, если уровень их доходности не ниже цены капитала (CC). Это означает, что если, например, для реализации инвестиционного проекта получена банковская ссуда, то значение показателя внутренней нормы прибыли указывает на верхнюю границу допустимого уровня банковского процента, превышение которого делает проект убыточным.

Следовательно, если $IRR > CC$, то проект следует принять; если $IRR < CC$, то проект следует отвергнуть; если $IRR = CC$, то проект не является ни прибыльным, ни убыточным.

Порядок расчета критерия: ориентируясь на существующие процентные ставки на ссудный капитал, выбираются два значения коэффициента дисконтирования $r_1 < r_2$ таким образом, чтобы функция $NPV = f(r)$ в интервале r_1, r_2 меняла свое значение с "+" на "-" или с "-" на "+". Полученные значения подставляются в формулу

$$IRR = r_1 + \frac{NPV(r_1)}{NPV(r_1) - NPV(r_2)} \cdot (r_2 - r_1), \quad (4.5)$$

где r_1 – значение коэффициента дисконтирования, при котором $NPV(r_1) > 0$ (или < 0);

r_2 – значение коэффициента дисконтирования, при котором $NPV(r_2) < 0$ (или > 0).

Срок окупаемости инвестиций. Срок окупаемости инвестиций – период времени, в течение которого сумма чистых дисконтированных доходов равна сумме инвестиций. Формула расчета срока окупаемости инвестиций имеет вид

$$DPP = \min n, \text{ при котором } \sum_{k=1}^n P_k \cdot \frac{1}{(1+r)^k} \geq IC \quad (4.6)$$

Очевидно:

- проект принимается, если окупаемость имеет место;
- проект принимается, если срок окупаемости не превышает установленного на предприятии некоторого лимита.

4.2. Расчет производственной мощности шахты

ОАО "Шахта Березовская" имеет проектной мощностью 1000 тыс. т. В границах шахтного поля выявлено 22 угольных пласта с производственными запасами на 01.01.2012 г. – 75,5 млн т.

Горизонтальное вскрытие основного шахтного поля осуществлено главным квершлагом, подготовка – основными штреками по пластам и полевым штреком, пройденным в почве пласта XXVII. Вскрытие юго-западной прирезки произведено квершлагом 11, подготовка – основным штреком по пласту XII. Выемочные поля в основном двусторонние. В настоящее время отрабатываются два пласта: XII (уклонное поле 2-7) и XXI (уклонное поле 2-16).

По пласту XII планируется работа лавы 2-75. Разработка пласта осуществляется системой длинных столбов по простиранию с полным обрушением кровли. Выемка угля в очистных забоях ведётся механизированным комплексом КМ-138/2, Глинник, комбайнами КГС 345, КГС-245.

По пласту XXI "Спутник" планируется отработка лавы 2-18. Система отработки пласта – длинные столбы по простиранию с полным обрушением кровли. Выемка угля в лаве планируется вести механизированным комплексом Глинник, комбайном КГС-245.

По пласту XXVI планируется отработка лав 2-43 и 2-45. Разработка пласта осуществляется системой длинных столбов по простиранию с полным обрушением кровли. Уголь в лавах 2-43 и 2-45 будет добываться механизированным комплексом со струговой установкой.

Подготовительные работы на шахте производятся комбайнами ГПКС, КСП-33, КСП-42 и буровзрывным способом.

Перевозка угля на гор.+ 100 м осуществляется в вагонетках БГ-3,3 аккумуляторными электровозами 2АМ-8Д и дизелевозами ДГ-70, ДГЛ-140. Система проветривания – единая, способ проветривания - нагнетательный. Для проветривания на южном воздухо-

подающем стволе установлен вентилятор БОД-40м с углом установки лопаток 35 градусов.

Шахта относится к опасным по горным ударам и внезапным выбросам, пласты XXI и XII склонны к самовозгоранию.

Расчет пропускной способности по фронту горных работ

Таблица 4.1

Технические возможности шахты по добыче из очистных забоев

Наименование очистного забоя	Среднесуточная нагрузка, т/сут	Время работы в году, дней	Добыча за год, тыс. т
Лава № 75	1200	275	330
Лава №43	2450	151	370
Лава № 45	2092	153	320
Лава № 180	879	182	160
Итого: доч	4290	303	1300

Расчетная суточная добыча угля из подготовительных забоев.

$$D_{\Pi} = L \cdot S \cdot j = 6600 \cdot 13 \cdot 1,4 = 120 \text{ тыс. т,}$$

где L – технические возможности шахты по устойчивому среднегодовому объёму проведения подготовительных выработок, м; S – среднее сечение выработок в свету, м²; j – средняя плотность угля, т/м³.

Общая добыча по фронту горных работ

$$D_{\text{ГОД}} = D_{\text{Оч}} \cdot D_{\Pi} = 1300 \cdot 120 \cdot 120 = 1420 \text{ тыс. т./год}$$

$$D_{\text{ГОД}} = 4686 \text{ т/сут.}$$

Расчетная пропускная способность околоствольного двора по условиям производительности опрокидывателя.

$$D_{\Pi} = L \cdot S \cdot j = 6600 \cdot 13 \cdot 1,4 = 120$$

$$P_{СУТ} = \frac{60 \cdot q_B \cdot n \cdot T_{ОПР}}{t_{ОПР} \cdot K_H} = \frac{60 \cdot 2,6 \cdot 1 \cdot 1080}{40 \cdot 1,25} = 3370 \text{ т/сут},$$

$$P_{ГОД} = 1021 \text{ тыс. т/г. при 303 рабочих сутках в году},$$

где q_B – грузоподъемность вагонетки по углю, т; n – число одновременно разгружаемых вагонеток, шт.; $T_{ОПР}$ – продолжительность работы опрокидывателя в сутки, мин; $t_{ОПР} = 40-60$ – продолжительность цикла опрокидывания, сек.; $K_H = 1,25-1,5$ (принимаем 1,25) – коэффициент неравномерности работы локомотивной откатки.

Расчет пропускной способности скипового подъема.

$$A_{С.СУТ} = \frac{Q_C}{K_{НС}} = \frac{4973}{1,5} = 3315 \text{ т/сутки}$$

$$A_{С.ГОД} = 1005 \text{ тыс. т/г.},$$

где Q_C – производительность скипового подъема, т/сут; $K_{НС} = 1,5$ – коэффициент неравномерности работы скипового подъема.

$$Q_C = \frac{3600 \cdot T_{РС} \cdot n \cdot q_C}{T_{ЦС}} = \frac{3600 \cdot 17 \cdot 2 \cdot 6,5}{160} = 4973 \text{ т/сут},$$

где $T_{РС}$ – время работы скипового подъема в сутки, ч.

$$T_{РС} = 24 - T_{P1} - T_{P2} \cdot n_{П} = 24 - 6 - 0,5 \cdot 3 = 16,5 \approx 17 \text{ час},$$

где $T_{P1} = 6$ час – продолжительность ежесуточного техосмотра; $T_{P2} = 0,5$ час – продолжительность ежесменного техосмотра; $n_{П} = 3$ – количество смен по выдаче угля; $n = 2$ – коэффициент для 2х скипового подъема; $q_c = 6,5$ т – грузоподъемность скипа по углю.

$$T_{ЦС} = 24 \cdot (T_{Ц} + t_3) = 2 \cdot (70 + 10) = 160 \text{ сек},$$

где $T_{Ц}$ – общее время подъема (опускания) скипа, (принято исходя из "Отчета работы скипового подъема"), сек; t_3 – продолжительность загрузки скипа, сек.

Расчет локомотивной откатки

1) Погрузочный пункт № 36

$$A_{\Phi} = \frac{T_{CM} \cdot n \cdot D_B \cdot N_{\text{Э}} \cdot K_B \cdot N}{\frac{L_{ГР}}{60 \cdot V_{ГР}} + \frac{L_{ПОР}}{60 \cdot V_{ПОР}} + t_M + t'_M} = \frac{480 \cdot 40 \cdot 2,64 \cdot 3 \cdot 0,7 \cdot 2,25}{\frac{7900}{60 \cdot 2,1} + \frac{6400}{60 \cdot 2,2} + 30 + 30} = 1837$$

где T_{CM} – продолжительность смены, мин; n – количество вагонеток в составе, шт; D_B – грузоподъемность вагонеток по углю, т; $N_{\text{Э}}$ – количество локомотивов в работе, шт; $L_{ГР}$, $L_{ПОР}$ – длина откатки грузовой и порожней ветви, м; $V_{ГР}$ – скорость груженого состава, м/с; $V_{ПОР}$ – скорость порожнего состава, м/с; t_M – время маневров на конечной станции, мин; K_B – коэффициент использования откатки; N – количество смен в сутки по выгрузке угля.

2) Погрузочный пункт уклона № 18

$$A_{\Phi} = \frac{480 \cdot 40 \cdot 2,6 \cdot 3 \cdot 0,7 \cdot 2,25}{\frac{7900}{60 \cdot 2,1} + \frac{4300}{60 \cdot 2,2} + 30 + 30} = 1794 \text{ т/сут}$$

3) Погрузочный пункт уклона № 3

$$A_{\Phi} = \frac{480 \cdot 40 \cdot 2,6 \cdot 3 \cdot 0,7 \cdot 2,25}{\frac{3350}{60 \cdot 2,1} + \frac{2750}{60 \cdot 2,2} + 30 + 30} = 2195 \text{ т/сут}$$

Итого по шахте – 3989 т/сут или 1,21 млн т/год, 10 локомотивов, постоянно находящихся в работе, (2 резервных) и 650 вагонеток.

Расчет пропускной способности конвейерных линий:

– пропускная способность конвейерной линии (7 уклон)

$$A_{\Phi.СУТ} = 2 \cdot \left[\frac{Q_{K \min} \cdot T_C \cdot K_n \cdot K_{ГЛ}}{K_T} \right] = \frac{2 \cdot 550 \cdot 18 \cdot 0,5 \cdot 0,88}{1,86} = 4684 \text{ т/сут}$$

$$A_{\Phi.ГОД} = 1419 \text{ тыс. т/год}$$

– пропускная способность конвейерных линий (8 уклон)

$$A_{\Phi.СУТ} = \frac{2 \cdot 550 \cdot 18 \cdot 0,55 \cdot 0,88}{2,05} = 4250 \text{ т/сут}$$

$$A_{\Phi.ГОД} = 1288 \text{ тыс. т/год}$$

где $Q_{K \min}$ – минимальная производительность конвейера; K_T – коэффициент нагрузки; K_{Π} – коэффициент неравномерности грузопотока; T_C – время работы конвейерной линии в сутки; $K_{ГЛ}$ – коэффициент готовности конвейеров.

Итого по шахте – 4250 т/сут или 1,288 млн т/год.

Расчет пропускной способности технологического комплекса поверхности шахты:

– по производительности ленточного конвейера

$$Q_{Л.ЧАС} = 320 \cdot B_2 \cdot U_{Л} \cdot \gamma \cdot \psi \cdot \Phi_{ЛК} = 320 \cdot 1,02 \cdot 2,5 \cdot 0,85 \cdot 0,85 = 578 \text{ т/ч}$$

$$Q_{Л.СУТ} = 9248 \text{ т/сут},$$

$$Q_{Л.ГОД} = 2802 \text{ тыс. т/год},$$

где B – ширина ленты, м; $U_{Л}$ – скорость движения ленты, м/с; γ – насыпная плотность угля, т/м³; $\psi_{ЛК}$ – коэффициент уменьшения грузопотока за счет скатывания угля.

– по производительности пластинчатого питателя

$$Q_{СП.ЧАС} = 3600 \cdot B \cdot h \cdot V \cdot \psi \cdot \gamma = 3600 \cdot 0,8 \cdot 0,4 \cdot 0,2 \cdot 0,8 \cdot 0,85 = 157 \text{ т/час}$$

$$Q_{СП.ЧАС} = 2826 \text{ т/с},$$

$$Q_{СП.ГОД} = 856 \text{ тыс. т/год},$$

где B – расстояние между бортами, м; h – высота бортов, м; V – скорость движения потока, м/с; ψ – коэффициент заполнения; γ – насыпная плотность угля, т/м³.

Производственная мощность шахты по условиям вентиляции представлена в табл. 4.2

Таблица 4.2

Технически возможная добыча по очистным забоям

Наименование забоя	Коэффициент увеличения добычи	Добыча, т/сут	Максимально возможная добыча
Лава № 75	2,0	1200	2400
Лава № 180	2,0	879	1758
Лава № 45	2,0	2092	4184
Лава № 43	2,0	2450	4900
Шахта: <u>т/сут</u> тыс. т/год	–	–	<u>4370</u> 1324

В результате полученных расчетов наименьшую пропускную способность имеет пластинчатый питатель. Она составляет 2826 т/сут. Предлагается установка нового питателя с более мощным электродвигателем. Тогда пропускная способность пластинчатого питателя увеличится до 5652 т/сут.

Таблица 4.3

Сводная таблица расчета производственной мощности шахты на 2006 г.

Показатели	Единица измерения	Принято при расчете
Промышленные запасы на 01.01. 2006	млн т	75,5
В том числе готовые к выемке	тыс. т	
Добыча угля	тыс. т/год т/сут	1420 4686
Число рабочих дней в году	сут	303
Среднедействующее число очистных забоев: всего	ед.	4
Среднесуточная нагрузка на действующий очистной забой, всего:	т/сут.	2145
Добыча угля из подготовительных забоев	тыс. т/год т/сут	120 396
Технические возможности шахты, рассчитанные по горной массе:		
I. По фронту горных работ	тыс. т/год т/сут	1300 4290
II. По подземному транспорту:		
2.1 Локомотивная откатка	тыс. т/год т/сут	1209 3989

Продолжение табл. 4.3

2.2.Конвейерная линия	тыс. т/год т/сут	1288 4250
III. Околоствольный двор. По производительности опрокидывателя	тыс. т/год т/сут	1021 3370
IV. По производительности скипового подъема	тыс. т/год т/сут	1005 3315
V. По производительности технологического комплекса	тыс. т/год т/сут	856 2826
VI. По вентиляции	тыс. т/год т/сут	1324 4370
Предлагаемая производственная мощность шахты	тыс. т/год т/сут	1000 3300

4.3. Расчет производственной мощности угольного разреза

4.3.1. Расчет производительности подвижного состава железнодорожного транспорта

Годовая производительность парка локомотивов (м³ (т)) определяется на вскрышных работах

$$P_{ЛВ} = Q_{ЛВ}^{СМ} \cdot N_{ЛВ}^P \cdot n \cdot N_{РДГВ}, \quad (4.7)$$

на добычных работах

$$P_{ЛД} = Q_{ЛД}^{СМ} \cdot N_{ЛД}^P \cdot n \cdot N_{РДГД}, \quad (4.8)$$

где $Q_{ЛВ}^{СМ}$, $Q_{ЛД}^{СМ}$ – средневзвешенная сменная производительность локомотивосостава на вскрышных и добычных работах, м³ (т); $N_{ЛВ}^P$, $N_{ЛД}^P$ – рабочий парк локомотивов на вскрышных и добычных работах; n – число смен работы транспорта в сутки; $N_{РДГВ}$, $N_{РДГД}$ – число рабочих дней в году на вскрышных и добычных работах,

$$N_{РДГ} = N_K - N_{ПРАЗ} - N_{КЛ} - N_O, \quad (4.9)$$

где N_K – количество календарных дней в году; $N_{ПРАЗ}$ – количество праздничных дней в году; N_{KL} – количество дней простоя по климатическим условиям; N_O – количество дней отдыха.

Количество локомотивов в работе определяется по формуле

$$N_P^L = N_{II}^L \cdot K_{TI}^L - N_{ХОЗ} - N_{РЕЗ}, \quad (4.10)$$

где N_{II}^L – инвентарный парк локомотивов; K_{TI}^L – коэффициент технической готовности локомотивов; определяется расчетным методом с учетом всех видов ремонтов и их продолжительности; $N_{ХОЗ}$ – количество локомотивов, занятых на хозяйственных перевозках, рассчитывается по объему перевозки груза. Если перевозки хозяйственных грузов осуществляются спецлокомотивами, то $N_{ХОЗ} = 0$; $N_{РЕЗ}$ – количество локомотивов, находящихся в резерве, $N_{РЕЗ} = (0,05 \div 0,10) \cdot N_{II}^L$.

Сменная производительность локомотивосостава для отдельных забоев (м³ (т)) определяется на основе ЕНВ для вскрышных работ

$$Q_{ЛВ}^{СМ} = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ТО} - T_{ЛН}}{T_{РВ}} \cdot V_B, \quad (4.11)$$

для добычных работ

$$Q_{ЛД}^{СМ} = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ТО} - T_{ЛН}}{T_{РД}} \cdot V_D \cdot \gamma, \quad (4.12)$$

где $T_{СМ}$ – продолжительность смены, мин; $T_{ПЗ}$ – затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин (определяются по ЕНВ); $T_{ТО}$ – продолжительность технического обслуживания, мин (определяется по ЕНВ); $T_{ЛН}$ – затраты времени на личные надобности, мин (определяются по ЕНВ); $T_{РД}$ – продолжительность рейса локомотивосостава соответственно вскрышных и добычных работах, мин; V_B , V_D – вместимость локомотивосостава по горной массе соответственно на вскрышных и добычных

работах, м³, в плотном теле (целике); γ – плотность угля в целике, т/м³.

Продолжительность рейса локомотивосостава (мин) определяется

$$T_P = T_{ПС} + T_{ДВ} + T_{РАЗ} + T_3 + T_T, \quad (4.13)$$

где $T_{ПС}$ – продолжительность погрузки локомотивосостава, мин; $T_{ДВ}$ – продолжительность движения локомотивосоставов за один рейс, мин (определяется по ЕНВ); $T_{РАЗ}$ – продолжительность разгрузки состава, мин (определяется по ЕНВ); T_3 – длительность задержек состава у стрелок, светофоров и на скользящих съездах, мин (определяется по ЕНВ); T_T – затраты времени на опробование тормозов, мин (определяется по ЕНВ).

Для расчета производительности подвижного состава дополнительно прилагаются схемы путевого развития с указанием расстояний между станциями, постами, пунктами погрузки и разгрузки, а также величины руководящих уклонов.

Для каждого отвального и забойного экскаватора по схемам путевого развития подготавливаются исходные данные для определения расстояния транспортирования (табл. 4.4 и 4.5).

На основе данных табл. 4.4 и 4.5 по ЕНВ определяется и заносится в табл. 4.6 сменная производительность локомотивосостава в зависимости от его вместимости. При отсутствии данных сменная производительность локомотивосостава рассчитывается по формулам (4.11)-(4.13). Особые условия работы учитываются поправочными коэффициентами, предусмотренными ЕНВ.

Таблица 4.4

Исходные данные для определения расстояния транспортирования от породной станции до отвальных экскаваторов

Тип и номер отвального экскаватора	Место обмена составов (пост, станция)	Длина фронта работ, м	Вид заезда (прямой, тупиковый)	Расстояние транспортирования до середины фронта работ, м	
				от обменного пункта	от станции "перегон"
1	2	3	4	5	6

Таблица 4.5

Исходные данные для определения расстояния транспортирования от забойных экскаваторов до пунктов разгрузки

Тип и номер забойного экскаватора	Место работы (уступ, горизонт)	Категория пород и ее доля в общем объеме, %	Длина фронта работ, м	Вид заезда (прямой, тупиковый)	Расстояние транспортирования до середины фронта работ, м		Общее расстояние транспортирования, м
					до обременного пункта	до станции "перегон"	
1	2	3	4	5	6	7	8

Таблица 4.6

Сводная таблица расчета норм выработки на транспортирование породы и угля

Тип и номер экскаватора	Место работы (уступ, горизонт, отвал)	Категория пород и ее доля в общем объеме, %	Вид заезда (прямой, тупиковый)	Расстояние транспортирования, м	Норма выработки по ЕНВ, м ³ /см
1	2	3	4	5	6

Продолжение табл. 4.6

Поправочные коэффициенты, предусмотренные ЕНВ			Суммарный поправочный коэффициент	Расчетная норма, м ³ /смену	Принимаемая норма, м ³ /смену
7	8	9	10	11	12

На основе значений производительности локомотивосостава, полученных для отдельных забоев, определяется сменная средневзвешенная по объемам производительность локомотивосоставов.

Годовая производительность парка думпкаров на вскрышных работах (м³) определяется по формуле

$$П_{ДВ} = Q_{ЛВ}^{СМ} \cdot N_{СД} \cdot n \cdot N_{РГ}, \quad (4.14)$$

При вывозке угля в вагонах, принадлежащих разрезу, годовая производительность парка угольных вагонов (т) определяется по формуле

$$П_{УВ} = Q_{ЛД}^{СМ} \cdot N_{СУ} \cdot n \cdot N_{РГ}, \quad (4.15)$$

где $Q_{ЛВ}^{СМ}$, $Q_{ЛД}^{СМ}$ – сменная средневзвешенная производительность локомотивосоставов на вскрышных и добычных работах, м³ (т); $N_{СД}$, $N_{СУ}$ – количество локомотивов, которые можно сформировать из рабочего парка думпкаров (угольных вагонов).

Количество локомотивосоставов для вывозки породы определяется по формуле

$$N_{СД} = \frac{N_{Д}^P}{n_{Д}}, \quad (4.16)$$

где $N_{Д}^P$ – рабочий парк думпкаров; $n_{Д}$ – количество думпкаров в составе.

Количество думпкаров в работе определяется по формуле

$$N_{Д}^P = N_{Д} \cdot K_{ТГ}^Д - (N_{ХОЗ}^Д + N_{РЕЗ}^Д), \quad (4.17)$$

где $N_{Д}$ – инвентарный парк думпкаров; $K_{ТГ}^Д$ – коэффициент технической готовности думпкаров; определяется с учетом всех видов ремонтов и их продолжительности; $N_{ХОЗ}^Д$, $N_{РЕЗ}^Д$ – количество думпкаров, используемых на хозяйственных работах и находящихся в резерве (не более 5 % рабочего парка).

Количество составов, которые можно сформировать из угольных вагонов, определяется по формуле

$$N_{СУ} = \frac{N_{У}^P}{n_{УВ}}, \quad (4.18)$$

где $N_{У}^P$ – рабочий парк угольных вагонов; $n_{УВ}$ – количество угольных вагонов в составе.

Количество угольных вагонов в работе определяется по формуле

$$N_Y^P = N_Y \cdot K_{ТГ}^Y - (N_{ХОЗ}^Y + N_{РЕЗ}^Y), \quad (4.19)$$

где N_Y – инвентарный парк угольных вагонов; $K_{ТГ}^Y$ – коэффициент технической готовности угольных вагонов; $N_{ХОЗ}^Y$, $N_{РЕЗ}^Y$ – количество угольных вагонов, используемых на хозяйственных перевозках и находящихся в резерве (не более 5 % рабочего парка).

Коэффициент технической готовности локомотивов и думпкаров, т.е. работоспособного состояния в течение года, определяется на основании норм пробега между ремонтами и сроков простоя в ремонтах (табл. 4.7) или нормативного процента неисправного подвижного состава для соответствующего объединения с учетом мощности ремонтных служб.

Таблица 4.7

Нормы пробега между ремонтами и сроки простоя в ремонтах подвижного состава

Виды ремонта	Ед. изм.	Пробег между ремонтами	Простой в ремонте
1	2	3	4
тепловозы всех серий			
Заводской ремонт	секц. (шт)	9 лет	25 сут
Подъемочный ремонт	секц. (шт)	3 года	10 сут
Большой периодический	секц. (шт)	1 год	5 сут
Малый периодический	секц. (шт)	3 мес.	2 сут
Профилактический ремонт	секц. (шт)	20 сут.	8 час
Технический осмотр	секц. (шт)	1 сут.	1 час
тяговые агрегаты ОПЭ-1			
Заводской ремонт	лок.	6 лет	25 сут
Подъемный ремонт	лок.	3 года	10 сут
Большой периодический	лок.	1 год	5 сут
Малый периодический	лок.	3 мес.	2 сут

Продолжение табл. 4.7

1	2	3	4
Профилактический ремонт	лок.	15 сут.	11 час
Технический осмотр	лок.	1 сут.	1 час
тяговые агрегаты ПЭ-2М			
Заводской ремонт	лок.	6 лет	15 сут
Подъемный ремонт	лок.	3 года	10 сут
Большой периодический	лок.	1 год	5 сут
Малый периодический	лок.	3 мес.	2 сут
Профилактический ремонт	лок.	15сут.	11 час
Технический осмотр	лок.	1 сут.	1 час
полувагоны			
Заводской ремонт	ваг.	6 лет	11 сут
Подъемный ремонт	ваг.	2 года	4 сут
Большой периодический	ваг.	1 год	2 сут
Малый периодический	ваг.	3 мес.	1 сут
Профилактический ремонт	ваг.	1 мес.	12 час
Технический осмотр	ваг.	1сут.	0.4 час
думпкары			
Заводской ремонт	думп.	4* года	8 сут
Деповский ремонт	думп.	1 год	3 сут
Профилактический ремонт	думп.	2 мес.	8 час
Технический осмотр	думп.	1 мес.	1 час

* – Первый заводской ремонт после постройки производить через 6 лет.

Нормативный процент неисправного подвижного состава приведен в табл. 4. 8.

Таблица 4.8

Нормативный процент неисправного подвижного состава

Тип оборудования	Нормативный процент неисправного подвижного состава		
	общий	в заводском ремонте	в деповском ремонте
1	2	3	4
Тепловозы всех серий	13,2	4,8	8,4
Тяговые агрегаты ОПЭ-1 и ПЭ-2М	16,4	5,2	11,2
Думпкары	12,2	8,1	4,1

4.3.2. Расчет пропускной и провозной способности железнодорожных путей

Пропускная и провозная способность железнодорожных путей определяется для отдельных участков путевого развития

Производительность разреза по этому звену принимается по пропускной и провозной способностям ограничивающего перегона.

Пропускная способность однопутных перегонов (пар поездов/сут) определяется по формуле

$$N' = \frac{1256 - t_{ХОЗ}}{t_{ГР} + t_{ПОР} + 2\tau}, \quad (4.20)$$

где 1256 – продолжительность работы транспорта в сутки с учетом времени на прием-сдачу смены, осмотр и ремонт состава и личные надобности согласно ЕНВ, мин; $t_{ГР}$ – продолжительность движения груженого поезда по перегону длиной L (км) со средней скоростью $V_{ГР}$ (км/ч), мин;

$$t_{ГР} = \frac{60 \cdot L}{V_{ГР}}, \quad (4.21)$$

$$t_{ПОР} = \frac{60 \cdot L}{V_{ПОР}}, \quad (4.22)$$

где $t_{ПОР}$ – продолжительность движения порожнего поезда по перегону длиной L (км) со средней скоростью $V_{ПОР}$ (км/ч), мин.

Значения $V_{ГР}$ и $V_{ПОР}$ устанавливаются на основе технико-распорядительных актов по предприятиям.

$t_{ХОЗ}$ – резерв времени на пропуск хозяйственных поездов, путей машин, техническое обслуживание СЦБ и контактной сети, $t_{ХОЗ} = 100 \div 120$ мин; 2τ – затраты времени на связь между отдельными пунктами, мин: при телефонной связи $\tau = 4 \div 6$ мин, при полуавтоматической блокировке $\tau = 2 \div 3$ мин, при автоблокировке $\tau = 0$ мин.

$$N'_{П} = \frac{1256 - t_{ХОЗ}}{Y_1}, \quad (4.23)$$

где Y_1 – длительность пропуска "пакета" поездов в обоих направлениях, $Y_1 = (t_{ГР} + t_{ПОР} + 2\tau) \cdot m$, мин; m – число поездов в "пакете".

Пропускная способность двухпутных перегонов при телефонной связи и полуавтоматической блокировке в обоих направлениях (поездов/сутки) определяется по формулам:

в грузовом направлении

$$N''_{ГР} = \frac{1256 - t_{ХОЗ}}{\tau_{ГР} + \tau}, \quad (4.24)$$

в порожняковом направлении

$$N''_{ПОР} = \frac{1256 - t_{ХОЗ}}{\tau_{ПОР} + \tau}, \quad (4.25)$$

При автоблокировке пропускная способность двухдуговых перегонов (поездов/сутки) определяется по формуле

$$N''_{ГР(ПОР)} = \frac{(1256 - t_{ХОЗ}) \cdot V_{СР}}{L_{БЛ}}, \quad (4.26)$$

где $V_{СР}$ – средняя скорость движения поезда по блоку-участку, км/ч; $L_{БЛ}$ – длина блок-участка, км.

Пропускная способность забойного (отвального) пути при маятниковом движении (пар поездов/сутки) определяется по формуле

$$N_M = \frac{1256 - t_{ХОЗ}}{T_{ОБМ} + T_{ПОГ(РАЗ)} + 2\tau}, \quad (4.27)$$

где $T_{ОБМ}$, $T_{ПОГ(РАЗ)}$ – затраты времени на обмен, погрузку (разгрузку) локомотивосостава, мин.

Пропускная способность приемно-отправочных путей станции (поездов/сутки) определяется по формуле

$$N_M = \frac{(1256 - t_{ХОЗ}) \cdot P_{ПО}}{t_3}, \quad (4.28)$$

где $P_{ПО}$ – число приемно-отправочных путей на станции; t_3 – продолжительность занятия пути одним поездом (мин) определяется по формуле

$$t_3 = t_{ПР} + t_{СТ} + t_M + t_{ОТ}, \quad (4.29)$$

где $t_{ПР}$, $t_{СТ}$, t_M , $t_{ОТ}$ – затраты времени соответственно на прием поезда, его стоянку, маневры и отправление, мин (данные расчетов или хронометражных наблюдений).

При сквозном проезде поездов $t_{СТ} = t_M = 0$.

Пропускная способность стрелочных горловин (поездов/сутки) определяется по формуле

$$N_G = \frac{1256 - t_{ХОЗ}}{t_G}, \quad (4.30)$$

где t_G – продолжительность занятия горловины движущимся поездом, включая маневры, мин (определяется по формуле 4.21).

Для однопутных стрелочных горловин пропускная способность путей (пар поездов/сутки) определяется по формуле

$$N_{ГО} = \frac{1256 - t_{ХОЗ}}{t_{РГ}}, \quad (4.31)$$

где $t_{РГ}$ – продолжительность занятия перегона и отдельного поста,

$$t_{РГ} = t_{ГР} + t_{ПОР} + \tau_{МВ} + \tau_{СК}, \quad (4.32)$$

где $t_{ГР}$ – см. формулу (4.21); $t_{ПОР}$ – см. формулу (4.22); $\tau_{МВ}$, $\tau_{СК}$ – соответственно интервалы времени между прибытием поездов при "враждебных маршрутах" и интервалы "скрещения" поездов, мин; определяются по технико-распорядительному акту.

Для двухпутных съездов при отсутствии "враждебных" маршрутов, приема и отправления поездов на отдельных пунктах пропускная способность определяется по формуле (4.25) с учетом наличия автоблокировки.

При "враждебности" маршрутов для каждого направления и автоблокировке пропускная способность двухпутных перегонов (поездов/сутки) определяется по формуле

$$N'' = \frac{1256 - T_{BP} - t_{ХОЗ}}{I_2}, \quad (4.33)$$

где T_{BP} – продолжительность занятия горловины отдельного поста поездами "враждебных маршрутов" (мин),

$$T_{BP} = \sum_{i=1}^n t_{BPi} \cdot n_{BPi}, \quad (4.34)$$

где t_{BPi} – продолжительность занятия стрелочной горловины поездом одного из i -х "враждебных" маршрутов, мин; n_{BPi} – число поездов одного из i -х "враждебных" маршрутов, следующих через отдельный пост; I_2 – длительность движения поезда по перегону, мин.

Годовая провозная способность железнодорожных перегонов рассчитывается с учетом полезной массы поезда (тыс. м³ (тыс. т)) по формуле

$$n_{П} = \frac{N_{Пi} \cdot V_{BC}}{10^3 \cdot K_H} \cdot N_{РГ}, \quad (4.35)$$

где $N_{Пi}$ – число дней работы разреза (транспорта) в году; V_{BC} – полезная масса поезда, м³ (т); $N_{РГ}$ – пропускная способность i -го перегона (число поездов в сутки); K_H – коэффициент резерва про-

пусковой способности для однопутных перегонов $K_H = 0,80$, для двухпутных перегонов $K_H = 0,85$.

2.4. Годовая провозная способность железнодорожной станции на разрезе (тыс. м³ (тыс. т)) определяется по формуле

$$P_{СТ} = \frac{(N_{ПО} - N_{ХОЗ}) \cdot V_{ВС} \cdot N_{РГ} \cdot K_H}{10^3}, \quad (4.36)$$

где $N_{ПО}$ – пропускная способность станции (число поездов в сутки); $N_{ХОЗ}$ – число поездов с хозяйственными грузами, проходящими через станцию в сутки.

Результаты расчетов провозной способности перегонов, породных, отвальных и угольных станций наносятся на путевую схему для определения расчетной производственной мощности разреза по пропускной способности сети железнодорожных путей.

4.3.3. Расчет производительности экскаваторного парка

Годовая производительность экскаваторного парка (м³(т)) определяется по формуле

$$P_{ЭГОД} = Q_{СМ1} \cdot N_{РАБ1} \cdot K_{ТГ1} + Q_{СМ2} \cdot N_{РАБ2} \cdot K_{ТГ2} + Q_{СМn} \cdot N_{РАБn} \cdot K_{ТГn} \quad (4.37)$$

где $Q_{СМ1}$, $Q_{СМ2}$, $Q_{СМn}$ – сменная производительность каждого экскаватора, м³ (т); $N_{РАБ1}$, $N_{РАБ2}$, $N_{РАБn}$ – число смен работы каждого экскаватора в году; $K_{ТГ1}$, $K_{ТГ2}$, $K_{ТГn}$ – коэффициенты технической готовности экскаваторов.

Коэффициент технической готовности экскаватора определяется исходя из объемов выполненных работ (наработки на ремонт) и продолжительности ремонтов. Продолжительность отдельных видов ремонта и данные о наработке на восстановление для экскаваторов циклического и непрерывного действия приведены в табл. 4.9.

Нормативные показатели для технологии добычи открытым способом

Таблица 4.9

Нормативы периодичности и продолжительности технического обслуживания и ремонта экскаваторов

Тип экскаватора	Наработка на ремонт в приведенных объемах, млн м ³			Продолжительность ремонта, сут				
	капитального	среднегодового	текущего	капитального	среднего	текущего	месячного	сезонного
1	2	3	4	5	6	7	8	9
мехлопаты								
ЭКГ-4,6	6,6	3,3	1,1	40	25	12	2	2
ЭКГ-5А	7,2	3,6	1,2	40	25	12	2	2
ЭКГ-4У	6,6	3,3	1,1	60	28	17	3	3
ЭКГ-6,3У	9,0	4,5	1,5	70	35	26	3	3
ЭКГ-6,3УС	10,8	5,4	1,8	60	28	17	3	3
ЭКГ-8И	10,8	5,4	1,8	60	28	17	3	3
ЭКГ-10УС	15,0	7,5	2,5	70	35	26	3	3
ЭКГ-12,5	15,0	7,5	2,5	70	35	26	3	3
ЭКГ-16	19,0	9,6	3,2	70	35	26	3	3
ЭКГ-20	24,0	12,0	4,0	90	40	28	4	4
драглайны								
ЭШ-10/70	15,0	7,5	2,5	62	35	26	3	3
ЭШ-13/50	18,0	9,0	3,0	62	35	26	3	3
ЭШ-15/90	19,2	9,6	3,2	120	50	35	4	4
ЭШ-20/90	22,8	11,4	3,8	120	50	35	4	4
роторные								
ЭР-1250	12,0	6,0	3,0	70	45	30	3	3
СРс(к)-470	12,0	6,0	3,0	70	45	30	3	3
ЭРП-1250	12,0	6,0	3,0	70	45	30	3	3
ЭР-1250Д	14,0	7,0	3,5	70	38	26	3	-
ЭРП-2500	21,0	10,5	3,5	90	55	40	4	3
СРс(к)-2000 Срс(к)-2000М	27,0	13,5	4,5	90	55	40	4	3
ЭРШРД-5000 ЭРП-5250	54,0	27,0	9,0	110	80	45	5	3
ЭРШР-1600	60,0	30,0	10,0	100	50	40	5	-

Примечания:

1. Время, необходимое для перегона экскаватора в забой и наладки на оптимальный режим, нормативами не учитывается.

2. Сезонное техническое обслуживание проводится два раза в год; его продолжительность суммируется с продолжительностью месячного ремонта и не увеличивается при совпадении продолжительности капитальных, средних и текущих ремонтов.

3. При транспортировании узлов экскаватора на ремонтную базу (завод) по железной дороге МПС, время нахождения оборудования в пути в продолжительности ремонта не учитывается.

Нормативная среднегодовая продолжительность нахождения экскаватора в капитальном, среднем и текущем ремонтах (сут) определяется по формуле

$$N_{РЕМ}^K = \frac{\sum N_{РЦ}^K}{V_{Ц}} \cdot V_{Г} \cdot k_{Э}, \quad (4.38)$$

где $N_{РЦ}^K$ – продолжительность нахождения экскаватора в течение полного ремонтного цикла, сут; $V_{Г}$ – средняя наработка на экскаватор за предшествующий расчету год, млн. м³; $V_{Г}$ – наработка экскаватора между капитальными ремонтами, млн. м³; $k_{Э}$ – коэффициент, учитывающий условия эксплуатации экскаватора; принимается по табл. 5.2.

Продолжительность нахождения экскаватора в крупных ремонтах за полный ремонтный цикл (сут) определяется по формуле

$$\sum N_{РЦ}^K = N_{ТР} + N_{СР} + N_{КР} + N_{У}, \quad (4.39)$$

где $N_{ТР}$ – продолжительность текущего ремонта, сут; $N_{СР}$ – продолжительность среднего ремонта, сут; $N_{КР}$ – продолжительность капитального ремонта, сут; $N_{У}$ – время, затрачиваемое на транспортирование узлов экскаватора на ремонтную базу по путям МПС и обратно, сут ($N_{У} = 4$ сут).

Общее нормативное время нахождения каждого экскаватора во всех видах ремонта (сут) определяется по формуле

$$N_{РЕМ}^O = N_{РЕМ}^K + N_{ТМ} \cdot n_M + N_{ТОС}, \quad (4.40)$$

где $N_{ТМ}$ – продолжительность месячного ремонта, $N_{ТМ} = 3$ сут; n_M – количество месячных ремонтов, которые не совпадают с указанными выше видами ремонта; $N_{ТОС}$ – продолжительность одного сезонного техобслуживания (второе сезонное техобслуживание совмещается с одним из видов ремонта).

Число рабочих смен экскаватора определяется исходя из принятого режима работы и количества рабочих дней в году.

Число рабочих дней экскаватора в году определяется по формуле

$$N_{РАБ} = N_K - N_{ПВ} - W_{ПР} - N_{ПЕР} - N_{КЛ} - N_{РЕМ}, \quad (4.41)$$

где N_K – число календарных дней в году; $N_{ПВ}$ – число праздничных и выходных дней в году; $W_{ПР}$ – число дней простоя из-за ремонта подъездных путей; принимается согласно графику; $N_{ПЕР}$ – число дней, затрачиваемых на перегон экскаватора, ожидание фронта работ, простои из-за переключения и ремонта ЛЭП, буровзрывных работ; $N_{КЛ}$ – число дней простоя из-за климатических условий; $N_{РЕМ}$ – число дней нормативного времени на ремонт и техническое обслуживание экскаватора.

Сменная производительность экскаваторов принимается по ЕНВ или определяется по приведенным ниже формулам:

При погрузке горной массы (m^3 /смену (т/смену)) в железнодорожные составы

$$Q_{СМ}^{ЖД} = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ЛН} - T_{ТП}}{T_{ПС} + T_{ОБМ}} \cdot V_{ОС}, \quad (4.42)$$

где $T_{СМ}$ – продолжительность смены, мин; $T_{ПЗ}$ – затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин; $T_{ЛН}$ – затраты времени на личные надобности, мин; $T_{ТП}$ – продолжительность технологических перерывов, мин; $V_{ОС}$ – объем породы (масса угля) в одном составе, m^3 (т); $T_{ПС}$ – затраты времени

на погрузку состава, мин; $T_{ОБМ}$ – затраты времени на обмен состава, мин;

При погрузке горной массы ($\text{м}^3/\text{смену}$ ($\text{т}/\text{смену}$)) в автотранспорт

$$Q_{СМ}^{АВТ} = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ЛН} - T_{ТП}}{T_{УП} + T_{ПА}} \cdot V_A, \quad (4.43)$$

где $T_{УП}$, $T_{ПА}$ – затраты времени соответственно на установку под погрузку и погрузку автосамосвала, мин; V_A – объем породы (масса угля) в автосамосвале, м^3 (т);

При погрузке горной массы ($\text{м}^3/\text{смену}$ ($\text{т}/\text{смену}$)) на конвейер экскаватором-мехлопатой через аккумулирующие бункера

$$Q_{СМ}^{КОНВ} = (T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ОТД} - T_{ЛН} - T_{РП}) \cdot \frac{60}{T_{Ц}} \cdot Q_K, \quad (4.44)$$

где $T_{ОТД}$ – затраты времени на отдых, мин; $T_{РП}$ – регламентируемые перерывы (время, затрачиваемое на производство взрыва и на наращивание конвейера); принимается в соответствии с ЕНВ, мин; $T_{Ц}$ – оперативное время на цикл экскавации, принимается согласно ЕНВ, сек; Q_K – объем горной массы (в плотном теле) в ковше экскаватора, м^3 .

При приемке породы на отвал (м^3)

$$Q_{СМ}^{ОТВ} = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ЛН} - T_{ТП}}{T_{РАЗ} + T_{ОБМ}} \cdot Q_K, \quad (4.45)$$

где $T_{РАЗ}$ – затраты времени на разгрузку состава, мин.

При бестранспортной системе разработки (м^3)

$$Q_{СМ}^{ВСК} = (T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ОТД} - T_{ЛН}) \cdot \frac{60}{T_{Ц}} \cdot Q_K, \quad (4.46)$$

При расчете годовой производительности (м^3)

$$Q_{ГОД}^{ВСК} = Q_{СМ}^{ВСК} \cdot N_{РАБ}, \quad (4.47)$$

Если фактическая производительность экскаваторного парка превышает расчетную для данных условий величину (благодаря более высокому уровню организации производства и труда, внедрению прогрессивных методов организации планово-предупредительных ремонтов оборудования и других организационно-технических мероприятий, применяемых в передовых бригадах), она принимается равной максимально достигнутому показателю за квартал отчетного года.

Пример

Расчет выполняется по участку открытых работ ОАО "Разрез Бачатский". Основные технико-экономические показатели участка приведены в табл. 4.10.

Таблица 4.10

Основные технико-экономические показатели участка ОАО "Разрез Бачатский"

Наименование	Значение
Годовая добыча угля, тыс. т	600
Среднесуточная добыча, т	1639
Среднесписочная численность ППП, чел.	163
Среднесписочная численность рабочих по добыче, чел.	135
Коэффициент вскрыши	5,01
Число дней работы разреза по добыче, дн.	366
Остаточная стоимость основных фондов, тыс. р.	9496
Среднемесячная производительность труда рабочего, т	1429
Производственная себестоимость добычи 1 т угля, р.:	334,23
в т.ч.: материальные затраты, р.	221,87
затраты на оплату труда, р.	42,90
отчисления на соц. нужды, р.	16,09
амортизационные отчисления, р.	2,70
лизинг, р.	14,26
прочие денежные расходы, р.	36,40
Полная себестоимость, р.	369,65
Цена 1 тонны угля, р.	412,45
Балансовая прибыль, тыс. р.	17077,8
Среднемесячная зарплата рабочих по добыче, р.	9000
Условно-постоянный штат работников, %	45
Доля условно-постоянных расходов себестоимости, %	61,2

Продолжение таблицы 4.10

в т.ч.:	66,3
затраты на оплату труда, р.	71,8
отчисления на соц. нужды, р.	71,8
амортизационные отчисления, р.	71,9
прочие денежные расходы, р.	30
Тариф за 1 кВт заявленной мощности, р.	240,6
Тариф за 1 кВт-ч потребляемой электроэнергии, р.	0,7

Параметры участка представлены в табл.4.11.
 Годовой объем угля ($\text{м}^3/\text{год}$)

$$V_{ПИ} = \frac{A_{ГОД}}{P_{ПИ}}, \quad (4.48)$$

где $A_{ГОД}$ – годовая производительная мощность разреза, т/год;
 $P_{ПИ}$ – плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$.

Таблица 4.11

Основные параметры участка

Мощность пласта, м,	до 11,33
Угол падения, град.	13
Число рабочих дней в месяц (нДН)	30 дней
Продолжительность смены (ТСМ)	12 часов
Количество смен в сутки (нСМ)	2 смены
Среднесписочная численность ППП	55
Среднесписочная численность рабочих по добыче	48
Удельный вес угля	$1,34 \text{ т}/\text{м}^3$
Удельная энерговооружённость техники (НЭ)	$80,08 \text{ кВт} \cdot \text{час}/\text{м}^3$
Коэффициент, учитывающий климатические условия (КК)	0,95

$$V_{ПИ} = \frac{600000}{1,34}, = 447761,2 \text{ м}^3$$

Определение годового объема вскрышных пород ($\text{м}^3/\text{год}$)

$$V_B = A_{ГОД} \cdot K_{CP}, \quad (4.49)$$

где K_{CP} – средний коэффициент вскрышных работ, м³/т.

$$V_B = 600000 \cdot 5,01 = 3006000 \text{ м}^3$$

Определение годового объема горной массы (м³/год)

$$V_{ГМ} = V_B + V_{ПИ}, \quad (4.50)$$

где $V_{ГМ}$ – годовой объем горной массы перерабатываемой, м³/год.

$$V_{ГМ} = 3006000 + 447761,2 = 3453761,2 \text{ м}^3$$

Таблица 4.12

Показатели эксплуатации экскаваторной техники

Наименование экскаватора	Технологическое использование	Вместимость ковша (E), м ³	Максимальная высота уступа (h), м	Коэффициент влияния параметров забоя (K_3)	Удельный вес горной массы (γ), м ³ /т
ЭКГ-5А	вскрыша	5	10	0,9	1,4
САТ-345В	добыча	2,8	7	0,8	1,34

Расчет производительности и количества экскаваторов

Таблица 4.13

Классификация пород по трудности экскавации
(по ЕНВ на ОГР 1989 г.)

Наименование	Удельный вес в горной массе	Категория пород по крепости	Плотность горной массы естественной влажности в целике, кг/м ³
Алевролиты, ПГС	52	I	1500
Бентонитовая глина	48	II	1300
Слабые каменные угли		II	1340

Таблица 4.14

Коэффициенты разрыхления горной массы, наполнения ковша экскаватора и экскавации (по ЕНВ на ОГР 1989 г.)

Категория пород по трудности экскавации	Коэффициенты		
	разрыхления горной массы (K_P)	наполнения ковша экскаватора (K_H)	экскавации ($K_{\mathcal{E}}$)
I	1,15	1,05	0,91
II	1,25	1,05	0,84

Добыча (вскрыша) за цикл (м^3)

$$K_{\mathcal{E}} = \frac{K_H}{K_P}, \quad (4.51)$$

$$Q_{\mathcal{C}} = E \cdot K_{\mathcal{E}} \cdot K_3, \quad (4.52)$$

ЭКГ-5А $Q_{\mathcal{C}} = (0,91 \cdot 0,52 + 0,84 \cdot 0,48) \cdot 0,9 = 3,95 \text{ м}^3$

САТ-345В $Q_{\mathcal{C}} = 2,8 \cdot 0,84 \cdot 0,8 = 1,88 \text{ м}^3 = 2,52 \text{ т}$

Определение сменного объема работ

$$Q_{CM} = T_{CM} \cdot (-10,17 \cdot \gamma + 36,49 \cdot K_K + 28,44 \cdot E + 0,71 \cdot N_{\mathcal{E}} + 2,57 \cdot h - 60,11, \text{ м}^3/\text{см}$$

где T_{CM} – продолжительность смены (час).

ЭКГ-5А $Q_{CM} = T_{CM} \cdot (-10,17 \cdot 1,14 + 36,49 \cdot 0,95 + 28,44 \cdot 5 + 0,71 \cdot 80,08 + 2,57 \cdot 10 - 60,11 = 2221 \text{ м}^3/\text{см}$

САТ-345В $Q_{CM} = T_{CM} \cdot (-10,17 \cdot 1,34 + 36,49 \cdot 0,95 + 28,44 \cdot 2,8 + 0,71 \cdot 80,08 + 2,57 \cdot 7 - 60,11 = 1855,9 \text{ т/см}$

Объем работ за сутки

$$Q_{СУТ} = 2 \cdot 2221 + 1385 = 5827 \text{ м}^3$$

Добыча (вскрыша) за месяц

$$Q_{MЕС} = Q_{СМ} \cdot n_{СМ} \cdot n_{ДН} \cdot K_{И},$$

где $n_{СМ}$ – количество смен (смен) в сутки, $n_{ДН}$ – количество рабочих дней (дн.).

$$\text{ЭКГ-5А} \quad Q_{MЕС} = 4442 \cdot 2 \cdot 30 \cdot 0,873 = 232672 \text{ м}^3$$

$$\text{САТ-345В} \quad Q_{MЕС} = 1385 \cdot 2 \cdot 30 \cdot 0,902 = 74956 \text{ т} = 100441,04 \text{ м}^3$$

Таблица 4.15

Использование календарного фонда времени экскаваторов

Производственный процесс	Календарный фонд времени, %	Время работы, %	Планируемые простои		
			Все-го	в том числе	
				ППР	по режиму
Добыча с погрузкой на автотранспорт	100	62,6	32,8	9,8	23,0
Вскрыша с погрузкой на автотранспорт	100	55,7	26,5	12,7	13,8

Добыча (вскрыша) за год

$$Q_{ГОД} = Q_{СМ} \cdot n_{СМ} \cdot n_{ДН} \cdot K_{И}$$

где $K_{И}$ – коэффициент использования оборудования.

$$\text{ЭКГ-5А} \quad Q_{ГОД} = 4442 \cdot 2 \cdot 366 \cdot 0,873 = 2838597,9 \text{ т}$$

$$\text{САТ-345В} \quad Q_{ГОД} = 1385 \cdot 2 \cdot 366 \cdot 0,902 = 914465,6 \text{ м}^3 = 1225384 \text{ т}$$

Необходимое количество экскаваторов (шт.) в работе (рабочий парк)

$$N_{РЭ} = \frac{V_{ГМ}}{Q_{ГОД}} \quad (4.53)$$

где $V_{ГМ}$ – годовой объем перерабатываемой горной массы, м³/год.

$$\text{ЭКГ-5А} \quad N_{PЭ} = 3453761,2 / 2838597,9 = 1,2$$

$$\text{САТ-345В} \quad N_{PЭ} = 447761,2 / 914465,6 = 0,5$$

Инвентарный парк экскаваторов ($N_{ИЭ}$, шт.)

$$N_{ИЭ} = N_{PЭ} \cdot K_{РП}, \quad (4.54)$$

где $K_{РП}$ – коэффициент резерва экскаваторного парка ($K_{РП} = 1,2-1,4$).

$$\text{ЭКГ-5А} \quad N_{ИЭ} = 1,2 \cdot 1,4 = 1,7$$

$$\text{САТ-345В} \quad N_{ИЭ} = 0,5 \cdot 1,4 = 0,7$$

4.4. Производственные системы. Тестовый контроль

Методические указания. Выполнить по вариантам тестовых заданий проверку знаний по темам теории организации производства.

Тест

1. Система – это:

а) определенный производственный объект, функционирующий в составе других объектов и выполняющий единую задачу производства;

б) неделимая часть производственного объекта, выполняющая определенный вид работы;

в) организованная совокупность частей (подсистем) и элементов, находящихся в определенных отношениях, связях друг с другом и образующих единое целое;

г) совокупность объектов и связей между ними.

2. Подсистема – это:

а) часть производственного объекта, не делимого по какому-либо признаку;

б) организованная совокупность частей и элементов, находящихся в определенных отношениях, связях друг с другом и образующих единое целое;

в) организованная совокупность элементов, взаимодействующих в определенных связях друг с другом;

г) выделенная из системы по какому-либо признаку часть.

3. Элемент системы – это:

а) минимальная неделимая по данному признаку часть системы;

б) выделенная из системы по какому-либо признаку часть;

в) расчлененная часть системы для исследования зависимостей с другими частями;

г) минимальная часть системы.

4. Производственная система – это:

а) система, функционирующая для пополнения финансовых ресурсов;

а) система, функционирующая для осуществления главной цели предприятия – повышения благосостояния собственника;

б) система, функционирующая для создания продукта, причем функционирование каждого элемента системы подчинено общей цели системы;

в) упорядоченная совокупность элементов и частей, обладающих постоянной взаимосвязью, функционирующая с целью создания (производства) определенной продукции, причем функционирование каждого элемента подчинено общей цели.

5. Гомеостаз – это:

а) устойчивость внешней среды для функционирования горного предприятия;

б) устойчивость внутреннего состояния системы и основных функций системы, поддержание состояния устойчивого равновесия с внешней средой;

в) свойство системы, регулирующее взаимодействие элементов системы с внешней средой;

г) свойство элементов системы реагировать на влияние факторов внешней среды.

6. Эмерджентность – это:

а) несовпадение внутренних свойств системы свойствам внешней среды;

б) несовпадение внутренних свойств внешним свойствам среды;

в) внутреннее свойство системы обладать чертами, не присущими ни одному из ее элементов;

г) внутреннее свойство элементов системы реагировать на факторы внешней среды.

7. – это организованная совокупность частей (подсистем) и элементов, находящихся в определенных отношениях, связях друг с другом и образующих единое целое.

8. предусматривает изучение, учет только существенных связей и взаимодействий элементов.

9. – выделенная из системы по какому-либо признаку часть.

10. – минимальная, неделимая по данному признаку часть системы.

11. система – это шахты, разрезы, рудники, обогатительные фабрики, экскаваторы, проходческая бригада.

12. система – это система премирования, система математических уравнений, система оплаты труда.

13. системы – это системы, по которым известны причинно-следственные связи, определяющие ее поведение.

14. системы – это системы, по которым причинно-следственные связи в процессе функционирования не известны с достаточной точностью.

15. – упорядоченная совокупность элементов и частей, обладающих постоянной взаимосвязью, функционирующая с целью создания (производства) определенной продукции, причем функционирование каждого элемента подчинено общей цели системы.

16. – совокупность отдельных работ, коллективных работ, частичных процессов.

17. – устойчивость внутреннего состояния и функций системы, поддержание устойчивого развития системы с внешней средой.

18. – внутреннее свойство системы, обладающее чертами, не присущими ни одному из элементов.

19. – это метод исследования, сущность которого состоит в расчленении системы-объекта на отдельные подсистемы и

элементы, а также в их исследовании с установлением взаимосвязей.

20. Мера неопределенности состояния системы – это:

1. энтропия;
2. синергия;
3. эмерджентность;
4. гомеостаз.

4.5. Проектирование организации подготовительных работ на шахте

Для конкретного подготовительного участка выполнить проект организации проведения подготовительной выработки с технологией буровзрывным и комбайновым способом: расчет темпов проведения выработки, трудоемкости работ, формирование и расстановка работников, построение графиков организации работ и выходов рабочих, расчет показателей организации подготовительных работ.

4.5.1. Пример проведения горных выработок

Для проведения подготовительных выработок по углю используются комбайны избирательного действия со стреловидным исполнительным органом типа ГПКС, СМ-130К, П-110, ЮУ. Технология проведения выработок проходческим комбайном включает работы по выемки, разрушению и погрузке угля, замене резцов и смазки комбайнов, возведению временной и постоянной крепи, монтажу конвейерного става, устройству водоотлива, организации проветривания и наращиванию вентиляционных труб, доставки материалов и оборудования, вспомогательные операции, предусмотренные графиком организации работ и паспортом крепления и проведения выработок и работы в забое.

При проведении выработок по углю одновременно с разработкой забоя производится погрузка угля. Рабочие следят за работой перегружателя и загрузкой участкового и магистрального конвейера, осуществляют контроль за концентрацией метана и пыли. Для проветривания забоев применяются вентиляторы ВМЭ-8, установленные на свежей струе по вентиляционной трубе.

Последовательность выполнения операций проходческого цикла.

Работы начинаются с замера газа CH_4 , осланцевание выработки, осмотра крепи, оборудования и механизмов на предмет безопасности работ и устранения замеченных недостатков; наращивание вентиляционного, водоводного и конвейерного става; доставка необходимого количества материалов и подготовка ГПКС к работе; выемка и погрузка горной массы; установка крепления в забое и перетяжка кровли.

Выработки крепятся анкерным креплением с шагом крепи 1,5 м. Отставание постоянной крепи от груди забоя запускается не более 3,0 м.

Цикл начинается с выемки угля комбайном. Отбитая горная масса (уголь) грузится перегружателем ГПКС на конвейере СР-70 и далее транспортируется конвейерами до бункера (в гезенк на ЦКУ пл. VI). После выемки угля комбайном не более 3,0 м от постоянной крепи, комбайн из забоя отгоняется.

Производится пикой $L = 3$ м. оборка кровли, бортов из-под защиты постоянного крепления от нависших пусков угля и породы. После оборки кровли и бортов выработки возводится временная цепь, состоящая из верхняка – швеллера ПП-4,0, металлической решетки и двух стоек ВК-7(8). В забой доставляется верхняк, металлическая решетка, две стойки ВК-7(8).

Верхняк ПП-4,0 укладывается на две стойки ВК-7(8), распирается, подхват прижимается к кровле выработки на расстоянии 1,5 м от предыдущего подхвата постоянной крепи и служит как временная крепь.

В забой доставляется бурильная установка "Wombat", в кровлю выработки бурятся шпуры длиной 1,8 м и производится крепление кровли с помощью анкеров А20В. Верхняк гайками притягивается к кровле выработки. Длина анкера $l = 1,8$ м. Количество анкеров в ряду (на один подхват ПП-4,0) – 3 шт.

Обслуживание комбайна сводится к его осмотру, замене резцов, смазке и устранению мелких неисправностей.

После крепления кровли производится анкеровка бортов с протяжкой сеткой. Для анкеровки борта применяются анкера ШК-1 м, металлические шайбы – 300/300мм. Шаг крепления – 1,5 м.

Возведение крепи производится во время остановки и обслуживания комбайна.

Доставка материалов и инструментов совмещается с работой комбайна или его обслуживанием.

Последовательность выполнения операций проходческого цикла при выемке угля комбайном: комбайн врезают в грудь забоя выработки на глубину 1,1-1,3 м от его постоянного крепления и устанавливается.

Снимается напряжение с комбайнового пускателя и пускатель блокируется. Устанавливается верхняк очередного круга на две стойке ВК-8, перетягивается кровля, берется приямок и под верхняк устанавливаются стойки; рама расклинивается, и устанавливаются распоры. После вывода людей от груди забоя, подается электроэнергия на комбайн и начинается следующий цикл по отбойке угля и погрузке угля комбайном. Отставание постоянного крепления от груди забоя не допускается более 3 м. Конвейерный вентиляционный ставы наращиваются в процессе работы.

Виды крепления, применяемые на шахте: капитальных горных выработок – монолитно-бетонная, железо-бетонная, тубинговая, металлическая арочная типа А19-27, А16-27, А13-22; подготовительных горных выработок – металлическо-арочная А13-22, А10-17, металлическая трапециевидная ИПК, анкерная, реже смешенная (металлический верхняк на деревянных стойках – обычно монтажные камеры большого сечения).

Крепление подготовительных забоев анкерное (35 %), металлическое (65 %). Перетяжка выработок производится металлической решетчатой затяжкой.

Организация работ: численность проходческой бригады обычно 25 чел. Работа ведется четыре смены в сутки, первая смена – подготовительная в количестве 5-7 чел. занимаются доставкой материалов, ремонтными работами, выполнение мероприятий по технике безопасности. Проведением горных выработок занимается четыре звена, численностью по три человека каждая: три основных и одно подменное.

Управление комбайном осуществляет машинист горных выемочных машин – МГВМ, проходчики выполняют крепление забоя, т.е. звено выполняет все операции проходческого цикла.

Последовательность выполнения операций проходческого цикла при проведении выработки буровзрывным методом: составляется паспорт буровзрывных работ на проведение выработки, который утверждается главным инженером шахты.

Работа начинается с замера газа CH_4 , осланцевание выработки, осмотр крепления, оборудования и механизмов на предмет безопасности и устранения замеченных недостатков.

Затем производится бурение шпуров согласно паспорту БВР. Доставляется необходимое количество ВВ, гидроампул, глиняной забойки. Перед заряджением шпуров выставляются посты оцепления (производится ограждение опасной зоны), смыв угольной пыли и осланцевание забоя.

Люди выводятся из опасной зоны за посты оцепления. Снимается электроэнергия и аппаратура и механизмов, находящихся в опасной зоне, производится заряджение шпуров и взрывание. Затем забой проветривают. Снятие постов оцепления и допуск людей в забой производится только с разрешения мастера-взрывника и после проверки на наличие отказавших ВВ.

После оборки бортов, кровли и груды забоя от навесов и возведения временной крепи производится отгрузка отбитой горной массы на скребковый конвейер. Затем производится возведение постоянной крепи и наращивание конвейерного става и вентиляционных труб.

Проведение панельного транспортного ходка при центральном уклоне пласта IV-V

Проведение панельных уклонов с ходками на разрабатываемых пластах производится по мере развития очистных работ.

Так как данная выработка проводится по первому слою, принимаем крепление анкерной сталеполимерной крепью, в качестве поддерживающего элемента применяется решетчатая затяжка.

Размеры поперечного сечения выработки зависят от габаритов размещаемого в ней оборудования. В данной выработке будет размещаться рельсовая колея шириной 900 мм. И по ней будет доставляться оборудование механизированных комплексов при монтажных, демонтажных работах. Поэтому, учитывая габариты достав-

ляемого оборудования и величину зазоров по каждому борту выработки, принимаем сечения в проходке $13,95 \text{ м}^2$ и в свету $13,2 \text{ м}^2$.

Для крепления кровли и боков панельных уклонов с ходками сечением до 17 м^2 и сроком службы более 5 лет при породах кровли с коэффициентом крепости более 6 применяем анкерную сталеполимерную крепь. В качестве поддерживающего элемента применяем подхваты ПП-4,0. Для перетяжки кровли используем решетчатую затяжку, бортов - металлическую сетку.

Длина анкеров в кровле выработки и борта принимается $L_K = 1,8 \text{ м}$, шаг установки анкеров в кровле выработки $L = 1,5 \text{ м}$, в ряду 6 анкеров.

Так как выработка проводится по краю с углом наклона 120° и сечением проходке $13,95 \text{ м}^2$, то принимаем комбайновый способ проведения, как более безопасный на самовозгорающихся пластах. Для данных условий проведения рационально использовать проходческий комбайн типа 1ГПКС.

Учитывая техническую производительность комбайна (по углю – $2,0 \text{ т/мин}$), для транспортирования угля из забоя будем использовать скребковый конвейер СР-70, который технически более просто наращивать при продвижении забоя, обслуживать и ремонтировать в случае необходимости. Для бурения шпуров применяют бурильную установку типа "Wombat", обеспечивающую заданную скорость проходки.

Проветривание забоя осуществляется постоянно действующим ВМЭ-8, установленным на свежей струе воздуха.

Перед началом работ производится инструктаж с рабочими занятыми на производстве работ, назначается ответственный за оборку борта выработки, оговариваются меры безопасности, последовательность операций и согласованность действий. Наряд выдаётся под роспись рабочих.

Перед началом работ производится тщательная оборка борта выработки с помощью пики длиной 3 м в месте производства работ. Место ведения работ очистить от негабаритов угля. Работы по процессу крепления борта выработки вести строго по технологии, описанной выше.

Бригадир (звеньевые) и дежурные электрослесари имеют в забое газоопределятели постоянного действия типа "Сигнал", ГПКС оснащается прибором "ТМРК".

Для борьбы с угольной и породной пылью применяется пропитка угольного массива, водяное пылеподавление, обмывка, осланцовка горных выработок. Применяется орошение на комбайне, перегрузах конвейерной линии и водяная завеса типа ОКВ-7. Выработка на расстоянии 30 м от забоя осланцовывается ежемесячно, перегрузы ежесуточно. По мере накопления пыли, производится дополнительная осланцовка выработки.

При комбайновой проходке скорость проведения выработки может быть определена по формуле

$$V = \frac{T - T_{ПЗ}}{(t_O + t_B + t_3) \cdot (1 - K_O)} \cdot П_{СМ} \cdot П_P, \quad (4.55)$$

где V – скорость подвигания выработки, м/мес; T – длительность рабочей смены, $T = 360$ мин; $T_{ПЗ}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, $T_{ПЗ} = 40$ мин; $П_{СМ}$ – число рабочих смен в сутки, $П_{СМ} = 3$; $П_P$ – количество рабочих дней в месяце, $П_P = 25$; K_O – коэффициент отдыха рабочих, $K_O = 0,15$; T_B – время на выполнение вспомогательных операций, отнесенных на 1 м. выработки, $t_B = 5$ мин/м; T_O – время на выполнение основных операций, отнесенных на 1 м. выработки, мин/м.

$$t_O = \frac{t_1 + t_2 + t_3}{l_3 \cdot K}, \quad (4.56)$$

где K – коэффициент освоения комбайна, $K = 0,75$.

$$t_1 = \frac{l_3}{V_P}, \quad (4.57)$$

где l_3 – глубина законтуривания режущего органа, $l_3 = 0,35$ м; V_P – рабочая скорость подачи комбайна на забой, $V_P = 1,3$ м/мин; t_1, t_2, t_3 – время выемки заходки, мин.

$$t_1 = \frac{l_{CP} \cdot n_C}{V_2}, \quad (4.58)$$

где l_{CP} – средняя ширина выработки, $l_{CP} = 4,5$ м; V_2 – скорость поперечного перемещения режущего органа, $V_2 = 4,5$ м/мин; N_C – число горизонтальных слоев по высоте выработки.

$$n_C = \frac{h}{d_2}, \quad (4.59)$$

где h – высота выработки в черне, $h = 3,1$ м; d_2 – диаметр головки режущего органа, $d_2 = 0,5$ м.

Время оконтуривания забоя

$$t_3 = \frac{P}{v_2}, \quad (4.60)$$

где P – периметр выработки, $P = 15,2$ м.

$$t_3 = \frac{15,2}{4,5} = 3,4 \text{ мин},$$

$$n_C = \frac{3,5}{0,5} = 7,$$

$$t_2 = \frac{4,5 \cdot 7}{4,5} = 7 \text{ мин},$$

$$t_1 = \frac{0,35}{1,3} = 0,3 \text{ мин},$$

$$t_0 = \frac{0,3 + 7 + 3,4}{0,35 \cdot 0,75} = 40,8 \text{ мин/м}$$

$$V = \frac{360 - 40}{(40,8 + 5 + 3,4) \cdot (1 - 0,5)} \cdot 3 \cdot 25 = 425 \text{ м/мес.}$$

Расчет штата рабочих

– выемка угля комбайном – $V = 125,6 \text{ м}^3$;

- крепление забоя (подхватов) – $n_K = 6$ шт;
- бурение шпуров – $l_{III} = 97,2$ шп.·м;
- анкеровка – $n_{III} = 54$ шп;
- пропитка забоя – $n_{II} = 1$ шп;
- наращивание вент. става – $l_B = 9$ м;
- наращивание конвейерного става – $l_K = 9$ м;
- наращивание противопожарного става – $l_{II} = 9$ м.

Выявим процессные нормы выработки (табл. 4.16).

Делением объема работ по процессам операциям на норму выработки определим необходимое количество человек по норме.

Таблица 4.16

Процессные нормы выработки

Наименование процессов и операций	Объем работ на сутки	Норма выработки	Количество человеко-смен по норме
Выемка угля комбайном, т	125,6	16,2	7,8
Крепление забоя (подхватов), м	6	10,3	0,6
Бурение шпуров, м	97,2	13,7	7,1
Установка анкеров	54	11,9	4,5
Пропитка забоя	1	7,4	0,1
Наращивание вент.става	9	10,6	0,8
Наращивание конв. става.	9	11,7	0,7
Наращивание става ППС	9	11,3	0,8

Окончательно численный состав бригады на сутки примем несколько меньше суммарного количества человеко-смен по норме (22,4 чел.·смен), чтобы коэффициент перевыполнения норм выработки был немного больше единицы, до 1,1.

Коэффициент перевыполнения норм выработки составит

$$K_n = \frac{N}{N_{ЯВ}} = \frac{22,4}{22} = 1,02, \quad (4.62)$$

где N – количество человеко-смен по норме, $N = 22,4$ чел.·смен/сут; $N_{ЯВ}$ – принятое число рабочих, $N_{ЯВ} = 22$ чел./сут.

Комплексную норму выработки определим по формуле

$$N_K = \frac{l_3}{N} = \frac{9}{22,4} = 0,4 \text{ м/чел.} \cdot \text{смен,} \quad (4.61)$$

где l_3 – подвигание проходческого забоя за сутки, $l_3 = 9$ м.

Работу в проходческом забое ведет комплексная бригада, состоящая из 22 человек; из них 5 машинистов комбайна, 11 проходчиков, 3 дежурных и 3 электрослесаря по планово-предупредительному ремонту оборудования. Кроме этого, в каждую смену выходит по одному вспомогательному горнорабочему по обслуживанию конвейерных установок, а в первую смену выходит 3 вспомогательных горнорабочих по доставке и разгрузке оборудования и материалов.

4.5.2. Пример "Организация подготовительных работ на ОАО "Шахта Алексиевская"

Исходные данные проекта

Таблица 4.17

Основные данные

Показатель	Условные обозначения	Значения
1	2	3
1. Мощность пласта, м	m	2,0
Угол падения, град	α	12
Плотность угля, м ³ /т	γ	1,38
Относительная газообильность пласта, м ³ /т	q	2,5
Сопrotивляемость угля резанию	R	2,0
Категория горных пород по буримости:	f	
– по породе		3-5 – XI
– по углю		1,9 – VII
Марка угля	Д	
Опасность угля	не опасен	
Вмещающие породы:	алевролит, песчаник	
– непосредственная кровля, м		4,0
– основная кровля, м		12,0
– почва, м		10,0
Обводненность, м ³ /ч		15,0

Продолжение табл. 4.17

1	2	3
Глубина разработки, м	h	137
Назначение выработки	для вентиляции и откатки	
Длина выработки, м	L	1080
Форма сечение выработки		Прямоугольная
Поперечное сечение в свету:	S_{CB}	10,25
– по углю, м ²	S_{CB}^Y	10,25
– по породе, м ²	$S_{CB}^{ПОР}$	–
Поперечное сечение в черне:	$S_{BЧ}$	11,47
– по углю, м ²	$S_{BЧ}^Y$	11,47
– по породе, м ²	$S_{BЧ}^{ПОР}$	–
Ширина выработки, м	b	3,8
Материал крепи	сталеполимерная анкерная	
Расстояние между рамами, м	L_P	0,8
Тип бурильной установки		СБР
Количество бурильных установок		2
Тип комбайна		СМ-130К
Тип перегружателя		ПЛ-800
Тип конвейера забойного		ЛТ-80
Тип конвейера основного		СР-70
Тип доставочного оборудования		ДП-1555У
Количество шпуров:	$n_{Ш}$	8
– по углю, шт.	$n_{ШУ}$	–
– по породе, шт.	$n_{ШП}$	-
Глубина шпура:		2,0
– по углю, м	L_Y	-
– по породе, м	$L_{П}$	-
Вес одной рамы, кг	P	110
Размер секции конвейера, м	$L_{СК}$	1,4
Тип вентилятора		ВМП
Диаметр вентиляционных труб, м	d_B	0,8
Число рабочих дней в месяц, дн.	$n_{РД}$	25

Продолжение табл. 4.17

1	2	3
Число рабочих дней рабочего, дн.	$n_{РДМ}$	22
Число рабочих смен в сутки	$n_{СМ}$	3 – проход- ческие, 1 – ремонтная
Продолжительность смены, час.	$T_{СМ}$	6

Расчет объемов работ по проведению выработки

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

$$V_{РСУТ} = \frac{V_{ПП}}{n_{РД}}, \quad (4.63)$$

$$V_{РСУТ} = \frac{115}{25} = 4,6 \text{ м/сут.},$$

где $n_{РД}$ – число рабочих дней по проведению выработки, $V_{ПП}$ – скорость проведения выработки, равная V_M , м.

Расчетный объем проведения выработки за смену ($V_{РСМ}$, м/см.)

$$V_{РСМ} = \frac{V_{РСУТ}}{n_{СМ}}, \quad (4.64)$$

$$V_{РСМ} = \frac{4,6}{3} = 1,5 \text{ м/см.}$$

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

Расчетный объем проведения выработки на метр (V_P , м)

$$V_P = \frac{V_{РСМ}}{n_{ЦС}}, \quad (4.65)$$

$$V_P = \frac{1,5}{5} = 0,8 \text{ м/цикл.},$$

где $n_{ЦС}$ – число циклов в смену.

Цикл в забое подготовительной выработки представляет собой периодически повторяющую совокупность всех процессов и операций, выполняемых в определенной последовательности и степени взаимного совмещения для проведения выработки на глубину одной заходки, равной при применении комбайнов – расстоянию, пройденному без остановки комбайна, для возведения постоянной крепи.

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. Все расчеты сводятся в табл. 66.

При комбайновом способе объем вынимаемой горной массы проходческим комбайном V_K (т)

$$V_K = V_P \cdot S_{ПП} \cdot \gamma, \quad (4.66)$$

$$V_K = 0,8 \cdot (1,05 \cdot 11,47) \cdot 1,38 = 13,3 \text{ т.}$$

Если используются показатели нормы времени, то в гр. 8 указываются показатели в чел.·ч и чел.·смен (определяется делением чел.·ч на 6). Нормы времени по производственным процессам устанавливаются по ЕНИР, со ссылкой в гр. 11. Нормы выработки по производственным процессам выбираются по "Единым комплексным нормам выработки", в зависимости от заданных условий, принимаются также поправочные коэффициенты.

Установленная норма выработки по формуле (4.68).

Тарифные ставки принимаются по данным шахты (гр. 9).

Трудоемкость выполнения работ по каждому процессу рассчитывается:

– при нормах времени

$$N = V_P \cdot H_{B.УСТ}, \quad (4.67)$$

– при нормах выработки

$$N = \frac{V_P}{H_{B.УСТ}}, \quad (4.68)$$

Комплексная норма выработки ($H_{B.КОМ}$, м)

$$H_{B.КОМ} = \frac{V_P}{\sum N}, \quad (4.69)$$

$$H_{B.КОМ} = \frac{0,8}{2,386} = 0,335 \text{ м.}$$

$$P_{КОМ} = \frac{\sum 3}{V_P}, \quad (4.70)$$

$$P_{КОМ} = \frac{425,73}{1} = 425,73 \text{ р./м.}$$

.Планирование штата 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.

$$Ч_{ЯЗ} = \sum_{i=1}^n N_i \cdot n_{ЦС}, \quad (4.71)$$

$$Ч_{ЯЗ} = 2,386 \cdot 2 = 5 \text{ чел.}$$

Число циклов $n_{СМ}$ в смену определяется делением скорости проведения выработки за смену на подвигание забоя за цикл.

$$n_{ЦС} = \frac{V_{СМ}}{V_P} = \frac{1,5}{0,8} = 2. \quad (4.72)$$

Таблица 4.18

Расчет затрат и стоимости труда

Наименование	Единица измерения	Объем работ на метр	Норма выработки			Численность в смену по УКНВ	Трудоемкость работ, чел-см	Тарифная ставка, р.	Сумма затрат, р.	Основание
			по сборнику	поправочные коэффициенты	установленная					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1. Проведение комбайном СМ-130К	м	1,0	6,6	0,684	4,514		0,222			ЕНВ Прок. Т 3, 2 г
– МГВМ VI р.						1,035	0,229	224,95	51,51	$2,14/2=1,07$
– проходчик V р.						1,035	0,229	193,40	44,29	
2. Бурение шпуров под анкера	м шпура	13,8	20,2	0,88	17,776		0,776	193,40	150,08	ЕНВ (доп.) Т 68, 1 е
3. Крепление выработки анкерами	анкер	6,3	18,2	0,94	17,108		0,368	193,40	71,17	ЕНВ (доп.) Т 80, 5 а
4. Бурение шпуров в борта	м шпура	10,8	118,3	0,99	117,117		0,092	193,40	17,79	ЕНВ (доп.) Т 58
5. Крепление выработки анкерами (борт)	анкер	6,0	18,2	1,00	18,20		0,330	193,40	63,82	ЕНВ (доп.) Т 80
6. Навеска вентиляционных труб	м	2,8	148,0	1,00	148,00		0,019	193,40	3,67	ЕНВ (доп.) Т 89, 2 а

Продолжение табл. 4.18

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
7. Снятие вент. труб при наращивании става	м	1,65	290,0	1,00	290,00		0,006	193,40	1,16	ЕНВ (доп.) Т 89, 2 в
8. Наращивание скребкового конвейера	м	1,0	13,8	1,00	13,80		0,072	193,40	13,92	ЕНВ (доп.) Т 88, 3 б
9. Бурение шпуров под анкера	м шпура	0,533	21,4	0,88	18,832		0,028	193,40	5,42	ЕНВ (доп.) Т 68, 2 е
10. Крепление одиночными анкерами	анкер	0,444	36,3	1,00	36,30		0,012	193,40	2,32	ЕНВ (доп.) Т 80, 1 а
11. Крепление клиновой стойкой	стоек	0,222	98,6	0,85	83,81		0,003	193,40	0,58	ЕНВ (доп.) Т 17, 13 а
Комплексная	м	1,0			0,42		2,386		425,73	–

Коэффициент перевыполнения норм

$$K_{ПЕР} = \frac{\sum_{i=1}^n N_i \cdot n_{ЦС}}{Ч_{ЯЗ}}, \quad (4.73)$$

$$K_{ПЕР} = \frac{2,386 \cdot 2}{5} = 0,95$$

Численность суточной бригады проходчиков $Ч_C$ (чел.) определяется исходя из численности сменного звена $Ч_{ЯЗ}$ и числа смен в сутки по проведению выработки

$$Ч_C = Ч_{ЯЗ} \cdot n_{СМ}, \quad (4.74)$$

$$Ч_C = 5 \cdot 3 = 15 \text{ чел.},$$

где $n_{СМ}$ – число смен в сутки.

Численность рабочих по обслуживанию принимается по нормативам, разработанным на шахте, при этом следует исходить из следующих положений: 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 приводится в табл. 4.19.

Таблица 4.19

Расчет ремонтной сложности оборудования подготовительного участка

Наименование оборудования	Тип оборудования	Норма баллов	Количество	Сумма баллов
1	2	3	4	5
1. Комбайн	СМ-130К	35	1	35

Продолжение табл. 4.19

1	2	3	4	5
2. Бурильная установка	БВР	8	2	16
3. Перегружатель	ПЛ-800	20	1	20
4. Скребковый конвейер	СР-70	10	1	10
5. Ленточный конвейер	ЛЛТ-80	10,06	1	10,06
Итого	–	83,06	6	91,06

Численность рабочего – электрослесарь подземный исходя из ремонтной сложности оборудование равно 4 чел./смен.

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

Численность машинистов подземных установок устанавливается согласно нормам выработки и составляет 1 чел./смен.

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 (8).

Коэффициент списочного состава проходчиков

$$K_{СП} = \frac{365 - 12}{(365 - 12 - 104 - 62) \cdot 0,96} = 1,97$$

Коэффициент списочного состава электрослесарей и горных мастеров

$$K_{СП} = \frac{365 - 12}{(365 - 12 - 104 - 48) \cdot 0,96} = 1,83$$

Коэффициент списочного состава машинистов подземных установок и других горнорабочих

$$K_{СП} = \frac{365 - 12}{(365 - 12 - 104 - 36) \cdot 0,96} = 1,73$$

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

$$Ч_{СП} = Ч_{ЯР} \cdot K_{СП}, \quad (4.75)$$

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 табл. 4.20.

Таблица 4.20

Численность работников участка

Профессия и должность	Явочная численность, чел.	Коэффициент списочного состава	Списочная численность, чел.
Проходчик	15	1,97	30
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	–	68
ИТР	8	–	8
Всего трудящихся	45	–	76

График выходов составляется на сутки с разбивкой по сменам для каждой профессии (табл. 4.21).

Таблица 4.21

График выходов рабочих

Профессия Рабочего	Численность рабочих, чел.					График смены			
	смены				всего	I	II	III	IV
	I	II	III	IV					
Проходчик	5	5	5	–	15	–	–	–	–
Подземный электрослесарь	–	–	–	4	4	–	–	–	–
Дежурный электрослесарь	1	1	1	–	3	–	–	–	–
Машинист подземных установок	1	1	1	–	3	–	–	–	–
Горнорабочий подземный	4	4	4	–	12	–	–	–	–

Расчет и построение графика организации работ

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

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

$$T_K = t_{ЗАХ} \cdot n_{ЗАХ}, \quad (4.76)$$

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

$$T_K = 9,51 \cdot 2,5 = 23,78 \text{ мин.}$$

$$t_{ЗАХ} = \frac{60 \cdot \gamma \cdot B \cdot S_{II}}{Q_{Э}}, \quad (4.77)$$

$$t_{ЗАХ} = \frac{60 \cdot 1,38 \cdot 0,6 \cdot 11,47}{59,91} = 9,51 \text{ мин.}$$

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

$$Q_{Э} = Q_T \cdot K_{Э}, \quad (4.78)$$

где Q_T – теоретическая производительность комбайна, т/ч; $K_{Э}$ – коэффициент непрерывности работы комбайна (0,3-0,5).

$$Q_{Э} = 199,71 \cdot 0,3 = 59,91 \text{ т/ч}$$

$$Q_T = 3600 \cdot H \cdot B \cdot V_{II} \cdot \gamma, \quad (4.79)$$

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.

$$Q_T = 3600 \cdot 0,335 \cdot 0,4 \cdot 0,3 \cdot 1,38 = 199,71 \text{ т/ч}$$

$$m_P = \frac{D_K}{2}, \quad (4.80)$$

$$m_P = \frac{0,8}{2} = 0,4 \text{ м}$$

где D_K – диаметр коронки, м;

2) количество заходов за смену (округляется до целевого числа)

$$n_{ЗАХ} = \frac{V_{СМ}}{B}, \quad (4.81)$$

$$n_{ЗАХ} = \frac{1,5}{0,6} = 2,5$$

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

$$t = \frac{t_{CM} \cdot N \cdot K_{П}}{n_P}, \quad (4.82)$$

где t_{CM} – продолжительность смены, мин; N – трудоемкость работ по данному рабочему процессу, чел.-см.; n_P – число рабочих, перевыполняющий данный рабочий процесс, чел.; $K_{ПЕР}$ – 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 м² в сутки, а численность проходчиков в зоне принимать в забоях сечением < 10 м², 4-5 чел., большего сечения – на одного проходчика рассчитывать 2-2,5 м² площади забоя в проходке.

Результаты расчетов длительности проходческих процессов сводятся в табл. 4.22.

Таблица 4.22

Продолжительность выполнения проходческих процессов

Наименование работ	Трудозатраты за цикл, чел.-см.	Число рабочих выполняющих процесс, чел.	Длительность процесса, мин
1	2	3	4
Проведение комбайном СМ-130К	0,222		44,5

Продолжение табл. 4.22

1	2	3	4
МГВМ VI р.	0,229		44,5
проходчик Vp.	0,229		44,5
Бурение шпуров под анкера	0,776	2	123,37
Крепление выработки анкерами	0,368	2	58,5
Бурение шпуров в борта	0,092	2	14,63
Крепление выработки анкерами (борт)	0,330	2	52,46
Навеска вентиляционных труб	0,019	2	3,02
Снятие вент. труб при наращивании става	0,006	2	0,95
Наращивание скребкового конвейера	0,072	4	6,48
Крепление натяжной головки:			5,72
Бурение шпуров под анкера	0,028	2	4,45
Крепление одиночными анкерами	0,012	2	1,91
Крепление клиновой стойкой	0,003	2	0,48

На основании выполненных расчетов строится график организации работ (табл. 4.23).

Таблица 4.23

График организации работ в смену

Наименование работ	Продолжительность, мин	Часы					
		1	2	3	4	5	6
Выемка угля комбайном	23,78	■			■		■
Бурение шпуров под анкера	77,56	■	■		■	■	■
Крепление выработки	59,96		■	■		■	
Прочие работы	3,44			■			■

Расчет плановых технико-экономических показателей

Планируемые объемы проведения выработки определяются на основании выполненных расчетов.

Объем проведения выработки за смену (V_{CM} , м)

$$V_{CM} = V_P \cdot n_{ЦС}, \quad (4.83)$$

$$V_{CM} = 0,8 \cdot 2 = 16 \text{ м/см.}$$

Объем проведения выработки за сутки ($V_{СУТ}$, м)

$$V_{СУТ} = V_{CM} \cdot n_{CM}, \quad (4.84)$$

$$V_{СУТ} = 1,6 \cdot 3 = 4,8 \text{ м/сут.}$$

Объем проведения выработки за месяц (V_M , м)

$$V_M = V_{СУТ} \cdot n_{ДН}, \quad (4.85)$$

$$V_M = 4,8 \cdot 30 = 144 \text{ м/мес.}$$

Производительность рабочих за месяц (P_{PM} , м)

$$P_{PM} = \frac{V_M}{N_{СПР}}, \quad (4.86)$$

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

$$P_{PM} = \frac{144}{68} = 2,12 \text{ м/чел.}$$

Производительность рабочих забоя (проходчиков) ($P_{ПМ}$, м)

$$P_{ПМ} = \frac{V_M}{N_{СПП}}, \quad (4.87)$$

$$P_{ПМ} = \frac{144}{30} = 4,8 \text{ м/чел.}$$

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

Производительность проходчиков на выход ($P_{ПВ}$, м)

$$P_{ПВ} = \frac{V_M}{\sum_{i=1}^n B_{П}}, \quad (4.88)$$

$$P_{ПВ} = \frac{144}{450} = 0,32 \text{ м/чел.}$$

где $\sum_{i=1}^n B_{П}$ – сумма выходов проходчиков за месяц.

Результаты расчета технико-экономических показателей и фактические показатели по шахте сводятся в табл. 4.24.

Таблица 4.24

Технико-экономические показатели проекта

Наименование	Значение		Отклонение
	проект	факт	
1	2	3	4
1. Объем проведения, м:	–	–	–
– за цикл	0,8	0,8	–
– за смену	1,6	1,28	+ 0,32
– за сутки	4,8	3,84	+ 0,96
– за месяц	144	115,2	+ 28,8
2. Численность работников всего, чел.	68	78	– 10
в том числе:	–	–	–
– рабочих	30	35	– 5
– проходчиков	30	35	– 5
– ИТР	8	8	–
3. Производительность рабочих	–	–	–
– среднемесячная, т/мес.	2,12	1,48	+ 0,64
– на выход, т/чел.	0,32	0,26	+ 0,06

Таким образом, разработанный проект организации работ на ОАО "шахта Алексиевская" является эффективным, т. к. достигнуто снижение стоимости проведения одного метра горной выработки на 1339 р., повысилась производительность рабочих.

4.6. Проектирование организации очистных работ на шахте

Для конкретного участка по добыче угля шахты выполнить проект организации очистных работ с различной технологией и средствами механизации: расчет нагрузки на забой, трудоемкости работ, формирование и расстановка рабочих, построение графиков организации работ и выходов рабочих, расчет показателей.

4.6.1. Пример 1. Организация очистных работ

Геологическая характеристика разрабатываемого участка

Намеченная к отработке лава расположена в северном крыле центрального выемочного поля уклонной ступени шахты и ограничена:

- на востоке – охранным целиком под пластовым откаточным штреком пласта IV- V;
- на западе - будущей лавой;
- на юге – охранным целиком центрального уклона с ходками по пласту;
- на севере – охранным целиком северного транспортного ходка пласта IV- V.

Протяженность лавы по простиранию 1245 м, по падению – 170 м.

Пласт IV-V в стратиграфическом разрезе залегает на 30 м ниже пласта III и на 29-32 м выше пласта VI.

Полная средняя мощность пласта IV – V = 9,73 м. Строение пласта – сложное, содержит несколько породных прослоек. Вынимаемая мощность второго слоя – 4,2 м, содержит в контуре отрабатываемого столба два породных прослойка, мощностью 0,1 и 0,4 м.

Сложенных соответственно алевролитом, крепостью 50 МПа и углистым аргиллитом, крепостью 15 МПа. Суммарная мощность прослоек – 0,5 м. Мощность чистых угольных пачек I слоя составляет 4,0 м.

Углы падения пласта от 8° до 12°.

По качественным показателям уголь пласта IV – V относится к марке "К".

- Зольность эксплуатационная – 26,8 %;

- пластовая – 26,8 %;
- чистых угольных пачек – 22,4 %;
- влага рабочая – 2,8 %;
- выход летучих – 23,6 %;
- объемный вес горной массы – 1,46 т/м³;
- угля – 1,39 т/м³;
- породных прослоек – 2,08 т/м³;
- пород кровли – 2,46 т/м³.

Сопротивление угля резанного – 209 кгс/см. Природная газообильность угля от 9 до 14 м³/т.

По внезапным выбросам угля и газа пласт угрожаем с глубины 265 м.

Угольная пыль взрывоопасна.

Пласт склонен к самовозгоранию.

Пласт угрожаем по горным ударам с глубины 150 м.

В кровле второго слоя уголь первого слоя.

Ожидаемый приток воды:

- в забой – 0-5 м³/час;
- на конвейерный штрек – 5-15 м³/час;
- в паводок – до 80 м³/час.

В почве пласта аргиллит крепостью 45 МПа. Почва пласта к размоканию и пучению не склонна.

Ожидаемый приток воды:

- в забой – 0 – 5 м³/час;
- на конвейерный штрек – 5 – 10 м³/час;
- в паводок – до 80 м³/час.

Технология очистных работ

На выбор рациональной системы разработки и ее элементы влияют многие горно-геологические и горнотехнические факторы. Рассмотрим основные из них.

Так как разрабатываемый пласт является мощным $m = 9,8$ м, то принимаем к применению слоевую выемку угля. При пологом подземном пласте ($\alpha = 8^\circ - 12^\circ$) возможно применение средств комплексной механизации при длинных очистных забоях.

Так как пласт IV – V является пологим, то при панельной подготовке разработку будем вести длинными столбами по простира-

нию, кроме того, из – за высокой газоносности пласта ($14 \text{ м}^3/\text{т}$) нежелание применение разработки длинными столбами по восстанию, а из – за обводненности пласта (приток до $80 \text{ м}^3/\text{час}$) – длинными столбами по падению.

Обводненность пласта предопределяет угол проведения ярусных штреков $1-3^\circ$ по отношению к линии простирания пласта, так чтобы вода по ярусному конвейерному штреку уходила в выработанное пространство, а не скапливалась на сопряжении лавы и конвейерного штрека.

Высокая газоопасность пласта делает необходимым обособленное проветривание проходческих и очистных работ, что подразумевает столбовую систему разработки. Кроме того, из-за недостаточности размеров поперечного сечения воздухопадающих выработок, а, следовательно, невозможности проветривания обособленной струей свежего воздуха более одной лавы в панели, количество очистных забоев в панели ограничивается одним.

Сближенное расположение разрабатываемых пластов в свите влияет на необходимость нисходящего порядка отработки пластов, а высокая газоопасность пласта – на необходимость нисходящего порядка выемки ярусов в панели.

Выбросы, удароопасность и повышенная газоопасность рассматриваемого пласта предполагает производство предварительной дегазации пласта (слоя).

Наличие геологических нарушений предопределяет проведение подготовительных выработок так, чтобы в тело лавы попало как можно меньше нарушенных зон и применение механизированного комплекса обладающего переходимостью нарушений и имеющего достаточно большой интервал раздвижности для обеспечения маневренности комплекса при переходе нарушений.

Таким образом, на основе анализа горногеологических условий на разрабатываем пласте IV-V примем к применению столбовую систему разработки длинными забоями (лавами) по простиранию в варианте "лава-ярус", с разделением пласта на два слоя, с оставлением межъярусных целиков, без сохранения ярусных штреков в выработанном пространстве, при возвратном проветривании выемочных участков.

Принятая система разработки отличается простотой планировки горных выработок, схем проветривания и транспортировке угля,

обеспечивают высокие скорости проведения как очистных, так и подготовительных работ. По средством разделения их в пространстве; сокращают расходы на поддержание ярусных штреков, так как они испытывают гораздо меньшее влияние опорного давления по сравнению со сплошной разработкой; позволяет проводить детальную разведку пласта в пределах выемочного поля сокращает утечки воздуха через выработанное пространство по сравнению со сплошной системой разработки;

– увеличивает надежность работы подземного транспорта из-за благоприятных условий поддержания выемочных выработок.

Для разработки IV-V пласта будем применять очистной механизированный комплекс 2КМ142.

В состав комплекса входят: механизированная крепь 2М142; крепь сопряжения выемочных штреков; комбайн очистной узкозахватный КГС-445; конвейер забойный Анжеро-30; кабелеукладчик цепной КЦН-100; насосная станция СНЕ-180; перегружатель ПСП-308; электрооборудование; насосная установка 1УЦНС-13.

Таблица 4.25

Горнотехнические условия применения комплекса

Наименование показателей	Значение
1	2
– вынимаемая мощность, м	4,2
– длина лавы, м	170
– угол падения пласта (не более), град:	
по падению (восстанию)	10
по простиранию	35
– система разработки	столбовая
– способ управление кровлей	полное обрушение
– средняя нагрузка на поддерживающий элемент лавной крепи, МН/м ²	0,6
– несущая способность почвы лавы при номинальной нагрузке на крепь (не менее), МПа,	1,2
– гипсометрия пласта	слабоволнистая
– радиус кривизны поверхности почвы и кровли, м	30
– сопротивляемость угля резанию (не более), кН/м	300
– обводненность пласта (не более), м ³ /час	15
– площадь свободного прохода для воздуха в лаве (в диапазоне вынимаемой мощности) вне зоны комбайна, м ²	4,23-6,4

Продолжение табл. 4.25

1	2
– форма и размеры штреков:	
ширина по верху (не менее), м	2,45
высота конвейерного штрека, м	1,8-2,6
высота вентиляционного штрека, м	1,9-2,6
– отклонение длины лавы по осям подготовительных выработок в пределах выемочного столба (не более), м	±0,5

Таблица 4.26

Техническая характеристика очистного комплекса 2КМ142

Вынимаемая мощность, м	3.5-4,5
Длина лавы, м	170
Суточная производительность, т/сут	3500
Напряжение силового оборудования (освещения), В	1140
Крепь КМ142	
Тип	оградительно-поддерживающая с выдвижными щитами на ограждении, управляемыми козырьками, притовоотжимными щитами
Конструктивная высота, м	4,5 ±0,30
Шаг установки секции, м	1,5
Шаг передвижки секции, м	0,71
Грузоподъемность гидроцилиндра, кН (КГС)	1800 (180000)
Давление настройки предохранительного клапана гидроцилиндра, МПа	50 ±1
Рабочая жидкость	водомасленная эмульсия с присадкой АКВОЛ-3 в концентрации 3-5 %
Рабочее давление, МПа (КГС/см ²)	20 ± 1 (200 ± 10)
Возможная производительность насосной установки при работе 4-х насосов, л/мин	160
Усилие передвижки, кН (КГС):	
секции крепи	330 (33000)
секции забойного конвейера	240 (24000)
секции крепи	330 (33000)
секции забойного конвейера	240 (24000)
Усилие гидродомкрата управления выпускным щитом, кН:	

Продолжение табл. 4.26

1	2
при выдвигке штока	402
втягивании штока	275
Крепь сопряжения конструктивного штрека	
Конструктивная высота, м	4,2 ± 0,30
Количество секций крепи	2
Шаг передвижки крепи (не более), м	0,78
Несущая способность гидростойки, кН	600
Число стоек в секции, шт.	2
Конвейер Анжера-30	
Производительность при доставке по горизонтам, т/мин	9,35 (10,5)
Длина доставки, м	105; 150; 180
Скорость скребковой цепи, м/сек	1,1 (1,24)
Скребковая цепь:	
– расстояние между осями цепей, мм	140
– шаг скребков	1022
Высота забойного борта, мм	360
Высота завального борта, мм	485
Шаг линейных секций, м	1,5
Крепь вентиляционного штрека	
Высота конструктивная,	(1,8-2,6) ± 0,1
Шаг передвижки крепи (не более),	0,71
Несущая способность, кН	600
Комбайн КГС-445	
Диаметр шнека, мм	2360
Пределы регулирования высоты исполнительного органа, мм	1800-4700
Максимальная сила тяги, кН	660
Максимальная скорость подачи, м/мин	4,5-9,0
Ширина захвата комбайна, м	0,8
Максимальная производительность, т/мин	1,5
Суммарная номинальная мощность электропривода комбайна, кВт	(250×2)+(27×2)
Длительная мощность электродвигателей, кВт	500
Напряжение, В	1140
Энергоемкость процесса разрешения угля, кВт·ч/т	0,71
Вид подачи	Зубчато-реечное зацепление

Продолжение табл. 4.26

1	2
Кабелеукладчик цепной КЦН-100	
Размер канала для размещения кабелей укавов в цепи, мм	76×120
Высота петли цепи, мм	400
Радиус изгиба цепи в плоскости пласта (не более), м	8
Разрывное усилие цепи (не менее), кН (КГС)	200 (20000)
Ширина желоба для размещения цепи, мм	210
Конвейер Анжера-30	
Производительность, т/час	1000
Скорость движения тяговой цепи, м/сек	0,8
Номинальная мощность и количество двигателей, кВт·шт	250×2
Число и расположение цепей	две в направляющих
Тип цепи	2×2111 цепь 2-3×108-3
Размеры рештака	1500×754×245
Удельный расход электроэнергии, кВт·час/т·км	3
Перегрузатель ПСП-308	
Производительность, т/мин	18,3
Скорость цепи, м/мин	1,34
Мощность привода, кВт	110
Длина в поставке, м	51
Электродвигатель:	
тип	ЭДКО ЭФВ 53/445
напряжение, В	1140/660
установленная мощность, кВт	110
Тяговый орган:	
число	Два
тип цепи (калибр, шаг, класс точности)	цепь 2-30×180-3
скорость движения, м/с	1,34
высота рештака по боковине, мм	255
ширина рештака по боковинам, мм	642
длина рештака по боковинам, мм	1500
Насосная станция СНЕ-180	
Число насосов	2
Производительность станции, л/мин	90
Рабочее давление (не менее), МПа	32
Число электродвигателей	2

Продолжение табл. 4.26

1	2
Мощность основного электродвигателя, кВт	55
Чистота очистки, мкм	80
Емкость резервуара для эмульсии, л	1500
Габаритные размеры:	
насосной установки (не более), м	2200×1060×840
подпиточной установки (не более), м	3340×1060×840
Насосная установка 1 УЦНС-13	
Тип	центробежно-секционный
Число секций	10
Максимальное рабочее давление, МПа	3,5
Максимальная производительность, м ³ /с (л/мин)	6,7×103 (400)
Мощность электродвигателя, кВт	40

Определение нагрузки на очистной забой

При комплексно-механизированной выемке нагрузку на очистной забой определяют по технической возможности комбайна по газовому фактору.

Среднесуточную нагрузку на очистной забой, оборудований узкозахватным комбайном с механизированной крепью, можно определить по формуле

$$Q_K = \frac{T \cdot n \cdot K_M \cdot P_{УСТ}}{60 \cdot H_W} \quad (4.89)$$

где Q_K – нагрузка на очистной забой по технической возможности комбайна, т/сут; T – продолжительность рабочей смены, $T = 360$ мин; n – число добычных смен в сутки, $n = 3$; K_M – коэффициент машинного времени, при сопротивлении угля резанию $A_P = 2,09$ кН/см и мощности вынимаемого слоя $m_B = 4,2$ м ($K_M = 0,41$); $P_{УСТ}$ – установленная мощность двигателя, $P_{УСТ} = 500$ кВт; H_W – энергоемкость процесса разрушения угля, $H_W = 1,56$ кВт·ч/т.

$$Q_K = \frac{360 \cdot 3 \cdot 0,61 \cdot 500}{60 \cdot 1,56} = 3519 \text{ т/сут.}$$

Нагрузку на очистной забой по газовому фактору можно определить по формуле

$$Q_K = \frac{864 \cdot S \cdot u \cdot d}{q_L \cdot K_H} \quad (4.90)$$

где Q_K – нагрузка на очистной забой по газовому фактору, т/сут; S – минимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства, свободная для прохода воздуха в лаве, для механизированной крепи 2М142, $S=6,4 \text{ м}^2$; u – максимальная допустимая скорость движения воздуха в лаве, $u = 4 \text{ м/с}$; d – допустимая концентрация газа в исходящей струе лавы, $d = 1\%$; q_L – относительная метанообильность лавы, $q_L = 10 \text{ м}^3/\text{т}$; K_H – коэффициент равномерности выделения газа, $K_H = 0,69$.

$$Q_K = \frac{864 \cdot 6,4 \cdot 4 \cdot 1}{10 \cdot 0,69} = 3205 \text{ т/сут.}$$

На основании проведенных расчетов принимаем решение о планировании добычи угля из очистного забоя. При $Q_K > Q_T$ к дальнейшим расчетам принимаем нагрузку на очистной забой по газовому фактору.

Расчетную нагрузку на очистной забой при комплексно-механизированной выемке необходимо скорректировать на выполнение в течение суток целого количества циклов.

Добыча с одного цикла при механизированной выемке определяется по формуле

$$Q_{Ц} = m_B \cdot l \cdot v \cdot \gamma \cdot c, \quad (4.91)$$

где $Q_{Ц}$ – добыча угля с одного цикла, т; m_B – мощность, $m_B = 4,2 \text{ м}$; l – длина очистного забоя, $l = 170 \text{ м}$; v – ширина захвата комбайна, $v = 0,8 \text{ м}$; γ – плотность горной массы, $\gamma = 1,35 \text{ т/м}^3$; c – коэффициент извлечения угля в очистном забое, $c = 0,98$.

$$Q_{Ц} = 4,2 \cdot 170 \cdot 0,8 \cdot 1,35 \cdot 0,98 = 755 \text{ т} \quad (4.92)$$

Расчетное количество циклов в сутки определяется по формуле

$$n_{Ц} = \frac{Q_P}{Q_{Ц}} = \frac{3205}{755} = 4,2 \quad (4.93)$$

Окончательно принимаем ближайшее целое количество циклов $n_{Ц} = 4$, по которому построим планограмму работ.

Фактическая нагрузка на очистной забой определяется по формуле

$$Q_{Ц} = Q_{Ц} \cdot n_{Ц}, \quad (4.94)$$

$$Q_{Ц} = 755 \cdot 4 = 3020 \text{ т/сут.}$$

Определение численного состава очистной бригады

Численный состав бригады рассчитывают исходя из объемов работы по процессам и операциям с учетом норм выработки на их выполнение. Объемы работ определяют на какой-либо временной промежуток, цикл, смену, сутки. В нашем случае примем к рассмотрению – сутки.

Установим перечень всех процессов и операций, выполняемых в забое в течение суток принятой технологической схемы очистных работ. В забоях, оборудованных механизированными комплексами, следует учитывать выемку угля комплексом (сюда входят выемка угля комбайном, выпуск подкровельной пачки, передвижка секций механизированной крепи, передвижка забойного конвейера и другие работы), передвижку перегружателя, передвижку крепи сопряжений.

Определим объемы работ учтенным процессам и операциям:

- выемка угля комплексом – $Q_3 = 3496 \text{ т/сут.}$;
- подвигание очистного забоя – $L_C = v \cdot n_{Ц} = 0,08 \cdot 4 = 3,2 \text{ м.}$;
- передвижка крепи сопряжения – $L_{КС} = 2 \cdot L_C = 2 \cdot 3,2 = 6,4 \text{ м}$
- передвижка перегружателя – $L_n = L_C = 3,2 \text{ м.}$

Делением объема работ по процессам и операциям необходимое количество человеко-смены по норме (табл. 4.27).

Таблица 4.27

Определение численности чистой бригады

Наименование процессов и операций	Объем работы, сутки	Норма выработки	Количество человеко-смены	
			по норме	принято
1	2	3	4	5
Выемка угля комплексом, т	3020	79,2	38	
Передвижка крепи сопряжений, м	6,4	24,5	0,26	
Передвижка перегружателей, м	320	20	0,15	
Итого			38	38

Делением расчетного количества человеко-смены на принятый численный состав определяют коэффициент перевыполнения норм выработки по формуле

$$K_P = \frac{N}{N_{ЯВ}} \quad (4.95)$$

где N – количество человеко-смены по норме, $N = 38$; $N_{ЯВ}$ – принятое (явочное) число рабочих.

$$K_P = \frac{38}{38} = 1,0.$$

Комплексную норму выработки определим по формуле

$$N_K = \frac{Q}{N} \quad (4.96)$$

$$N_K = \frac{3020}{38} = 79,49 \text{ т/чел. см.}$$

Организация работ

Основным производственным процессом добычи угля на шахтах является очистная выемка, которая характеризуется непрерыв-

ной и ритмичной работой очистного забоя. При прочной организации производства все процессы и операции выполняют согласно графику организации работ. Он состоит из планограммы работ, графика выходов рабочих и таблицы технико-экономических показателей.

Продолжительность выполнения одного цикла определяют по формуле

$$t_{\text{Ц}} = \frac{n_{\text{СМ}} \cdot (T_{\text{СМ}} - T_{\text{ПЗ}} - T_{\text{О}})}{n_{\text{Ц}}} \quad (4.97)$$

где $t_{\text{Ц}}$ – продолжительность выполнения одного цикла, мин; $n_{\text{СМ}}$ – число смен по добыче, $n_{\text{СМ}} = 3$; $T_{\text{СМ}}$ – продолжительность смены, $T_{\text{СМ}} = 360$ мин; $T_{\text{ПЗ}}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, $T_{\text{ПЗ}} = 15$ мин; $T_{\text{О}}$ – время отдыха в течение смены, $T_{\text{О}} = 15$ мин; $n_{\text{Ц}}$ – количество циклов в сутки, $n_{\text{Ц}} = 4$.

$$t_{\text{Ц}} = \frac{3 \cdot (360 - 15 - 15)}{4} = 240 \text{ мин.}$$

Продолжительность выемки угля за цикл составит (при выемке по односторонней схеме)

$$t_{\text{ВЦ}} = t_{\text{Ц}} - T_{\text{К.О}} - t_{\text{ЗАЧ}} \quad (4.98)$$

где $t_{\text{ВЦ}}$ – продолжительность выемки угля за цикла, мин; $T_{\text{К.О}}$ – продолжительность концевых операций в цикле, $T_{\text{К.О}} = 25$ мин; $t_{\text{ЗАЧ}}$ – продолжительность зачистки лавы, при односторонней выемке, мин.

$$t_{\text{ЗАЧ}} = \frac{L}{U_{\text{max}}} \quad (4.99)$$

где L – длина очистного забоя, $L = 170$ м; U_{max} – максимально допустимая скорость подачи комбайна, $U_{\text{max}} = 6$ м/мин.

$$t_{\text{ЗАЧ}} = \frac{170}{6} = 28 \text{ мин,}$$

$$t_{BC} = 240 - 25 - 28 = 187 \text{ мин}$$

Работу в очистном забое по добыче угля ведет комплексная бригада, состоящая из 38 чел.: из них 5 машинистов; и 30 горнорабочих очистного забоя.

Ее работу обслуживают 3 дежурных и 3 электрослесаря, по планово-предупредительному ремонту оборудования. Кроме этого, в каждую смену выходит по одному вспомогательному горнорабочему по обслуживанию конвейерных установок, а в первую смену выходит 3 вспомогательных горнорабочих по доставке оборудования и материалов. Всего в очистном забое, таким образом, работают в сутки 52 чел.

На основании проведенных расчетов технико-экономических показателей по очистному забою имеют следующие значения (табл. 4.28).

Таблица 4.28

Технико-экономические показатели

Наименование показателей	Количество
Угол падения пласта, град	8-12
Длина очистного забоя, м	170
Тип механизированного комплекса	2 КМ-142
Очистной комбайн	КГС-445
Забойный комбайн	Анжера-30
Перегружатель	ПСП-308
Ширина захвата комбайна, м	0,8
Количество циклов в сутки	4
Добыча с одного цикла, т	755
Суточная добыча, т	3020
Подвигание очистного забоя, м/сут	3,2
Количество рабочих, чел	52
Производительность труда рабочего	
сменная, т/вых	60,4
месячная, т/мес	58
Себестоимость добычи, р./т	44,86

4.6.2. Пример "Организация очистных работ на ОАО "Шахта Алексиевская"

Исходные данные проекта

Таблица 4.29

Показатели	Значение
1	2
Горно-геологические условия	
1. Пласт	Тонкий
2. Мощность пласта, м	2,0
3. Угол падения пласта, град.	10-11
4. Газообильность пласта, м ³ /т	2,5
5. Залегание пласта	волнистое
6. Почва	среднеустойчивая
7. Кровля	среднеустойчивая
8. Сопротивляемость угля резанию, кН/см	2,0
9. Плотность угля, т/м ³	1,29
Горно-технические условия	
10. Тип механизированного комплекса	Глинник 08/29
11. Комбайн	KSW-460N
12. Ширина захвата комбайна, м	0.8
13. Тип конвейера в лаве	КСЮ-271
14. Маслостанция	3
15. Перегрузатель	ПСП-308
16. Крезь на сопряжениях механизированная	специализированная, секционная
17. Средства доставки угля по выработкам	ленточный конвейер 2ЛТ-100У
18. Средства доставки материалов	монорельсовая дорога
Технологическо-организационные условия	
19. Длина лавы, м	200
20. Длина выемочного участка, м	1350
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 сопряжениях лавы и штреков	Гидростойки ГС под рамой анкерной крепи через 0,5 м на расстоянии 15 м

Выбор режима работы участка и рабочих

Годовой режим работы участка принимается по условиям работы шахты: 6 дней в неделю участок работает по добыче, а на 7

день (воскресенье) выполняются плановые ремонтные работы, или выходной день для всех работников.

Для рабочих принимается пятидневная 30-часовая рабочая неделя. В первую смену выполняются ремонтно-подготовительные работы, другие смены – работы по добыче угля. Число смен по добыче угля принимается из расчета обеспечения планового суточного объема производства – 3. Продолжительность смены – 6 час.

Расчет нормативной нагрузки на очистной забой

Норматив плановой суточной нагрузки на очистной забой рассчитывается по нормативам, принятым на шахтах. Расчетная величина суточной нагрузки сравнивается с нормативной. При этом она должна быть больше или равна нормативной нагрузке.

Согласно этой методики табличные значения суточной нагрузки для комплекса Глинник 08/29 установлено 3526 т угля при длине лавы l_0 равна 200 м, мощности пласта m_0 равна 2 м, скорости подачи комбайна (XIV группа). Фактические условия работы лавы по пласту "Тонкий" не отличаются от табличных, поэтому нормативная нагрузка A_H равна 3526 т/сут.

Расчет норматива нагрузки по фактору проветривания

Норматив нагрузки по фактору проветривания на забой (A_C , т/сут.) определяется по формуле

$$A_C = \frac{864 \cdot v \cdot S \cdot d \cdot P}{K_H \cdot q_L}, \quad (4.100)$$

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 выбранное про-

странство, непосредственно прилегающее к призабойному пространству, 0,6–0,8.

$$S = 2,25 \cdot m - 0,62, \quad (4.101)$$

где m – мощность пласта, м.

$$S = 2,25 \cdot 2 - 0,62 = 3,8 \text{ м}$$

$$A_C = \frac{864 \cdot 4 \cdot 3,88 \cdot 1 \cdot 0,6}{0,6} = 13409,28 \text{ т/сут}$$

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

$$T_{Ц} = t_B + t_{BB} + t_3 + t_{КО} + t_P + t_{ТП} \quad (4.102)$$

где: t_B – продолжительность рабочего процесса выемки угля комбайном, мин; t_{BB} – продолжительность времени на регулирование исполнительного органа комбайна по высоте (мощности пласта) и проработка его в процессе работы, мин; t_3 – продолжительность времени на зачистку лавы (при односторонней схеме работы комбайна), мин.; $t_{КО}$ – 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.

Скорости подачи комбайна и нормативы на выполнение определенных процессов и операций принимаются по данным шахты или по рекомендациям.

Продолжительность рабочего процесса выемки угля комбайном определяется

$$t_B = \frac{L}{V_P}, \quad (4.103)$$

$$t_B = \frac{200}{4,79} = 42 \text{ мин.}$$

где V_P – скорость резания при выемке, м/мин.

$$V_P = \frac{W \cdot K_C}{60 \cdot S_0 \cdot q_{\text{Э}}}, \quad (4.104)$$

где W – минимальная мощность электродвигателя при часовом режиме ($W = 460$), кВт; K_C – коэффициент, учитывающий снижение часовой мощности, $K_C = 0,9$; S_0 – площадь обработки забоя рабочим органом комбайна, м²; $q_{\text{Э}}$ – удельные энергоресурсы на 1 м³ штыба, кВт·ч/м³, $q_{\text{Э}}$ равен 0,9 кВт·ч/м³.

$$S_0 = m \cdot r, \quad (4.105)$$

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

$$S_0 = 2 \cdot 0,8 = 16 \text{ м}^2,$$

$$V_P = \frac{460 \cdot 0,9}{60 \cdot 1,6 \cdot 0,9} = 4,79 \text{ м/мин}$$

Продолжительность времени на регулирование исполнительного органа комбайна по высоте

$$t_{BB} = \frac{t_{BBT} \cdot l}{l_T}, \quad (4.106)$$

где t_{BBT} – табличное значение продолжительности (мин.) для комплекса Глинник, $t_{BBT} = 2,94$ мин.; l_T – табличное значение длины лавы, $l_T = 200$ м.

$$t_{BBT} = \frac{2,94 \cdot 200}{200} = 2,94$$

Продолжительность времени на зачистку лавы при односторонней схеме работы комбайна

$$t_3 = \frac{l}{V_3}, \quad (4.107)$$

$$V_3 = 0,85 \cdot V_{\max}, \quad (4.108)$$

где V_3 – скорость движения комбайна при зачистке, принимается

$$V_3 = 0,85 \cdot 7,8 = 6,63 \text{ м/мин.}$$

$$t_3 = \frac{200}{6,3} = 30,2 \text{ мин.}$$

Продолжительность времени на выполнение других вспомогательных операций

$$t_{KO} = \frac{t_{KOT} \cdot l}{l_T}, \quad (4.109)$$

где t_{KOT} – табличное значение продолжительности процесса подготовки комбайна к выемке следующей полосы угля, зависит от продолжительности выполнения концевых операций, включающих передвижку концевых головок и зачистку почвы для них, мин.

$$t_{KO} = \frac{10,8 \cdot 200}{200} = 10,8 \text{ мин.}$$

$$t_P = \frac{t_{PT} \cdot l}{l_T}, \quad (4.110)$$

$$t_P = \frac{3,2 \cdot 200}{200} = 3,2 \text{ мин.}$$

$$t_{ТП} = \frac{t_{ТПТ} \cdot l}{l_T}, \quad (4.111)$$

$$t_{ТП} = \frac{0,78 \cdot 200}{200} = 0,78 \text{ мин.}$$

Таким образом, нормативная продолжительность цикла определяется

$$T_{Ц} = 42 + 2,94 + 30,2 + 10,8 + 3,2 + 0,78 = 89,92 \text{ мин.}$$

Расчетная продолжительность цикла, исходя из расчетного числа циклов, определяется

$$T_{ЦР} = \frac{T}{n_{Ц}}, \quad (4.112)$$

где T – время работы очистного забоя по добыче за сутки, мин;
 $n_{Ц}$ – количество циклов в сутки.

$$T = (T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ЛН} - T_{УН} - T_{ТП}) \cdot n_{СМ}, \quad (4.113)$$

где $T_{СМ}$ – продолжительность добычной смены, мин., $T_{СМ} = 360$ мин.; $T_{ПЗ}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций в смену, мин., $T_{ПЗ} = 14,5$ мин.; $T_{ЛН}$ – продолжительность времени на личные надобности в смену, мин., $T_{ЛН} = 10$ мин.; $T_{УН}$ – продолжительность устранения мелких неисправностей в оборудовании, мин., $T_{УН} = 15$ мин.; $T_{ТП}$ – продолжительность технологических перерывов, связанных с устранением неисправностей в конвейерной линии в течение смены, мин., $T_{ТП} = 15$ мин.; $n_{СМ}$ – число добычных смен в сутки.

$$T = (360 - 14,5 - 10 - 15 - 15) \cdot 3 = 916,5 \text{ мин.}$$

$$n_{\text{Ц}} = \frac{T_{\text{СМ}} \cdot n_{\text{СМ}}}{T_{\text{Ц}}}, \quad (4.114)$$

$$n_{\text{Ц}} = \frac{360 \cdot 3}{89,92} = 12 \text{ циклов}$$

$$T_{\text{ЦР}} = \frac{916,5}{12} = 80,4 \text{ мин.}$$

Таким образом, нормативная продолжительность цикла не превышает расчетную (85,15 мин), следовательно, при существующих технических средствах допустимо выполнение 12 циклов за сутки.

Проектирование технико-экономических показателей

Производительность пласта ($P_{\text{ПЛ}}$, т/м²)

$$P_{\text{ПЛ}} = m \cdot \gamma, \quad (4.115)$$

$$P_{\text{ПЛ}} = 2 \cdot 1,29 = 2,58 \text{ т/м}^2$$

Подвигание лавы за сутки ($A_{\text{СУТ}}$, м)

$$A_{\text{СУТ}} = r \cdot n_{\text{Ц}}, \quad (4.116)$$

где r – подвигание забоя за цикл, м.

$$A_{\text{СУТ}} = 0,8 \cdot 12 = 9,6 \text{ м.}$$

Подвигание лавы за месяц ($A_{\text{МЕС}}$, м)

$$A_{\text{МЕС}} = r \cdot n_{\text{Ц}} \cdot n_{\text{МЕС}}, \quad (4.117)$$

где $n_{\text{МЕС}}$ – количество дней в месяце, дн.

$$A_{MEC} = 0,8 \cdot 12 \cdot 30 = 288 \text{ м.}$$

Среднесуточная добыча угля из лавы ($D_{CP.CYT}$, т)

$$D_{CP.CYT} = P_{ПЛ} \cdot A_{CYT} \cdot L \cdot K, \quad (4.118)$$

где K – коэффициент потерь равен 0,9.

$$D_{CP.CYT} = 2,58 \cdot 9,6 \cdot 200 \cdot 0,9 = 4458 \text{ т}$$

Среднемесячная добыча угля из лавы ($D_{CP.MEC}$, т)

$$D_{CP.MEC} = P_{ПЛ} \cdot A_{MEC} \cdot L \cdot K, \quad (4.119)$$

$$D_{CP.MEC} = 2,58 \cdot 288 \cdot 200 \cdot 0,9 = 133747,2 \text{ т}$$

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

$$A_H \leq D_{CP.CYT} \leq A_C$$

$$3526 \leq 4458 \leq 13409,28$$

Расчет трудоемкости работ, нормы комплексной выработки и расценки

Объемы работ определены по рабочим процессам и операциям в очистном забое и выработкам. К числу таких работ относятся: выемка угля в забое комбайном; передвижка крепи сопряжения на штреках; передвижка перегружателя, ППС; установка опережающих подхватов; установка гидростоек ГС под рамы анкерной крепи; техническое обслуживание и ремонт оборудования комплексно-механизированного забоя в ремонтно-подготовительную смену; техническое обслуживание и ремонт оборудования добычного участка; работы по обслуживанию и управлению машинами и механизмами на участке; работы по доставке материалов и оборудова-

ния по выработкам и участкам и очистной забой; работы по технике безопасности.

Объемы работ по забою рассчитываются на цикл:

1. Выемка угля комбайном

$$V_K = L \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot K_{ЭП}, \quad (4.120)$$

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

$$V_K = 200 \cdot 2 \cdot 0,8 \cdot 1,29 \cdot 1 = 412,8 \text{ т}$$

2. Передвижка крепи сопряжения и перегружателя

$$V_{ПЕР} = r = 0,8 \text{ м}$$

3. Установка подхватов

$$V_{УП} = r = 0,8 \text{ м.}$$

Результаты расчетов заносим в табл. 4.30.

Расчет ведется на основании "Сборника единых норм выработки".

Установленная норма выработки $H_{В.УСТ}$ (гр. 4) определяется

$$H_{В.УСТ} = H_{СБ} \cdot K_{П}, \quad (4.121)$$

где $H_{СБ}$ – норма выработки по сборнику; $K_{П}$ – поправочный коэффициент.

Коэффициент цикличности $K_{Ц}$ (гр. 6) принимается равным количеству циклов в смену

$$K_{Ц} = n_{Ц} = 4.$$

Объем работ на смену (гр.8)

$$V_{СМ} = V_{Ц} \cdot K_{Ц}, \quad (4.122)$$

где $V_{Ц}$ – объем работ за цикл, т.

Таблица 4.30

Расчет комплексной нормы выработки и расценки

Процессы	Норма выработки			Объем работ на цикл	Коэффициент цикличности	Объем работ на смену	Потребное количество чел. в смену	Разряд	Тарифная ставка, р.	Сменная зарплата, р.	Основание для установления нормы
	по сборнику	поправочные коэффициенты	установленная								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1. Выемка угля комбайном	124	1,092	135,4	412,8	4	1651,2	12,19	6;5	311;268		т.1, с. 16
2. Передвижка крепи сопряжения	34,3	0,92	31,5	1,6	4	6,4	0,2	5	268		т.14, с. 80
3. Передвижка перегружателя	20,8	1	20,8	0,8	4	3,2	0,15	5	268		т.62, с. 183
4. Установка подхватов, гидростоек	9,71	1	9,71	1,6	4	6,4	0,66	5	268		т.15, с. 82
Итого						1651,2	13,2			3537,6	т.1, с. 16

Количество человеко-смен (N , чел-см) по остальным процессам (гр. 8). Определяется делением сменного объема работ на установленную норму выработки

$$N = \frac{V_{CM}}{H_{B.YCT}}, \quad (4.123)$$

где V_{CM} – объем работ за смену, т.

Тарифная ставка (гр. 10) принимается согласно указанному разряду. Оплата по каждому рабочему процессу (Z , р.) (гр. 12) определяется умножением тарифной ставки на количество выходов.

Затраты по заработной плате рассчитываются

$$Z = T_{CT} \cdot N, \quad (4.124)$$

Комплексная норма выработки $H_{B.KOM}$ определяется делением объема работ на смену по процессу "выемка угля комбайном" на суммарное количество человеко-смен

$$H_{B.KOM} = \frac{V_{CM}}{\sum N}, \quad (4.125)$$

$$H_{B.KOM} = \frac{1651,2}{13,2} = 125,09 \text{ т/смену.}$$

Комплексная расценка за 1т угля P_{KOM} определяется делением суммы заработной платы на объем работ на смену по процессу "выемка угля комбайном"

$$P_{KOM} = \frac{\sum Z}{V_{CM}}, \quad (4.126)$$

$$P_{KOM} = \frac{3537,6}{1651,2} = 2,14 \text{ р./т.}$$

Планирование штата работников участка

На участке планируется численность рабочих-сдельщиков и повременщиков. В курсовом проекте принимается суточная комплексная бригада на сдельной оплате труда.

Явочный штат ($Ч_{ЯВ}$, чел.) рабочих-сдельщиков в добычных сменах определяется по формуле

$$Ч_{ЯВ} = \frac{Д_{СР.СУТ}}{Н_{В.КОМ} \cdot К_{ПЕР}}, \quad (4.127)$$

$$Ч_{ЯВ} = \frac{4458}{125,09 \cdot 1,072} = 33 \text{ чел.}$$

где $К_{ПЕР}$ – коэффициент перевыполнения нормы выработки.

$$К_{ПЕР} = \frac{\Sigma q}{Ч_{ЯВ.СМ}}, \quad (4.128)$$

$$К_{ПЕР} = \frac{12,86}{12} = 1,072$$

где Σq – суммарная трудоемкость, чел.·см; $Ч_{ЯВ.СМ}$ – явочная численность добычного звена, чел.

Численность ремонтно-подготовительного звена в забое устанавливается по нормативу для комплекса Глинник 08/29 по суточной нагрузке.

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. 4.31

Численность электрослесарей для технического обслуживания и ремонта оборудования в ремонтную смену при суммарной ремонтной сложности оборудования 213 баллов устанавливается 13 чел. Каждую смену обслуживает участок дежурный электрослесарь.

Для обслуживания погрузочного пункта и пульта автоматизированного управления конвейерной линией каждую смену планируется и машинист подъемных установок (3 разряд) и 1 машинист подземных установок для управления канатной монорельсовой дорогой (3 разряд).

Таблица 4.31

Расчет ремонтной сложности оборудования участка

Наименование оборудования	Количество единиц норматива	Ремонтная сложность	
		единицы	всего
Комбайн Кузбасс-300	1	25,0	25
Конвейер А30: приводная часть	1	10,0	10
линейная часть	4	2,0	8
Перегружатель	1	6,0	6
Ленточный конвейер 3180:			
приводная часть	3	15,0	45
линейная часть	40	0,8	32
Гидрофицированные крепи М-144	16	3,0	48
Маслостанция	3	10,0	30
Крепь-сопряжения	2	2,0	4
Монорельсовые дороги	2	2,4	5
Итого	–	–	213

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. 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 пятидневной недели при непрерывной работе участка 6 дней рассчитывается:

– для горнорабочих очистного забоя (отпуск 62 дня)

$$K_{СП} = \frac{365 - 11}{(365 - 11 - 104 - 62) \cdot 0,96} = 1,96$$

– для электрослесарей (52 дня)

$$K_{СП} = \frac{365 - 11}{(365 - 11 - 104 - 52) \cdot 0,96} = 1,9$$

– для остальных рабочих (48 дней)

$$K_{СП} = \frac{365 - 11}{(365 - 11 - 104 - 48) \cdot 0,96} = 1,83$$

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 табл. 4.32.

График выходов рабочих составляется на сутки с разбивкой по сменам для каждой профессии (табл. 4.33).

Таблица 4.32

Численность работников участка

Профессия, должность	Численность на работе, чел.	$K_{СП}$	Численность по списку, чел.
Комплексная бригада ГРОЗ	33	1,66	55
Ремонтно-подготовительное звено	10	1,66	16
Дежурные электрослесари	4	1,59	6
Слесари ППР	13	1,59	20
Машинисты подземных установок, III р	9	1,56	15
Подземные горнорабочие II разряда	12	1,56	18
Итого: рабочих	81		130
ИТР	8		10
ВСЕГО работников	89		140

Производительность труда горнорабочего очистного забоя на месяц

$$P_{МЕС} = \frac{D_{МЕС}}{Ч_{СП}}, \quad (4.129)$$

$$P_{МЕС} = \frac{133747,2}{55} = 2432 \text{ т.}$$

Производительность труда рабочего по добыче на выход

$$P_{ВЫХ} = \frac{4458}{81} = 55,04 \text{ т.}$$

Производительность труда рабочего по добыче на месяц

$$P_{МЕС} = \frac{D_{МЕС}}{Ч_{СП}}, \quad (4.130)$$

$$P_{МЕС} = \frac{133747,2}{130} = 1029 \text{ т.}$$

Таблица 4.33

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	■	■	■	■
Горнорабо- чий очистно- го забоя	12	9	9	9	39	■	■	■	■
Электросле- сарь ППР	13				13	■			
Дежурный электросле- сарь	1	1	1	1	4	■	■	■	■
Машинист подземных установок	3	2	2	2	9	■	■	■	■
Подземный горнорабочий	3	3	3	3	12	■	■	■	■
Итого	—	—	—	—	81				

Составление графика организации работ на участке

График организации работ на участке включает планограмму работ в забое, график выходов рабочих и таблицу технико-экономических 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 и сопряжений, установка опережающей крепи.

Все виды работ отражаются в планограмме. Отражающей рабочие операции во времени и пространстве.

Передвижка секций крепи проводится с небольшим отставанием от выемки угля комбайном, а 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 передвижке крепи сопряжения, приводных головок конвейера, перегружателя и другие работы. Таким образом, для построения планограммы 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 пункте 3.3. используются в данном расчете.

Продолжительность выполнения вспомогательных операций по регулированию исполнительного органа комбайна ($K_{СП}$), разбивке крупных кусков угля (t_P) распределяются пропорционально продолжительности времени при выемке (t_B) и зачистке (t_3).

Общая продолжительность выемки угля комбайна

$$t_{BK} = \frac{t_B + (t_{BB} + t_P) \cdot t_B}{t_B + t_3}, \quad (4.131)$$

$$t_{BK} = \frac{42 + (2,94 + 3,2) \cdot 42}{42 + 30,2} = 46 \text{ мин.}$$

Общая продолжительность зачистки лавы комбайном

$$t_{3K} = \frac{t_3 + (t_{BB} + t_P) \cdot t_3}{t_B + t_3}, \quad (4.132)$$

$$t_{3K} = \frac{30,2 + (2,94 + 3,2) \cdot 30,2}{42 + 30,2} = 33 \text{ мин.}$$

Продолжительность концевых операций (t_{KO}) распределяется на продолжительность концевых операций на конвейерном штреке (t_{KOK}) и продолжительность концевых операций на вентиляционном штреке (t_{KOB}) в соотношении 1:2. Продолжительность времени на технологические перерывы ($t_{ТП}$) добавляются к t_{KOK} .

$$t_{KOK} = \frac{t_{KO} \cdot 2}{3} + t_{ТП}, \quad (4.133)$$

$$t_{KOK} = \frac{10,8 \cdot 2}{3} + 0,78 = 8 \text{ мин.}$$

$$t_{KOB} = \frac{t_{KO}}{3}, \quad (4.134)$$

$$t_{KOB} = \frac{10,8}{3} = 3,6 \text{ мин.}$$

Продолжительность времени на подготовительно-заключительные операции, принятое в расчете $T_{ПЗ} = 16$ мин в смену, распределяется в равных значениях на начало и конец смены. Также продолжительность времени на личные надобности $T_{ЛН} = 10$ мин в смену, устранение мелких неисправностей в оборудовании $T_{УН} = 20$ мин, технологических перерывов, связанных с устранением неисправностей в конвейерной линии по транспортным выработкам $T_{ТП} = 15$ мин учитываются на планеграмме равными долями в начале и конце смены.

Продолжительность операций в начале смены ($T_{НСМ}$, мин.)

$$T_{НСМ} = T_{КСМ} = \frac{(T_{ПЗ} + T_{ЛН} + T_{УН} + T_{ТП})}{2}, \quad (4.135)$$

где $T_{КСМ}$ – продолжительность операций в начале смены, мин.

$$T_{НСМ} = \frac{(14,5 + 10 + 15 + 15)}{2} = 27,25 \text{ мин.}$$

Разница между расчетным и нормативным значениями продолжительности циклов за смену на планеграме учитываются как резервное в конце смены.

$$T_{РЕЗ} = (T_{ЦР} - T_{Ц}) \cdot n, \quad (4.136)$$

$$T_{РЕЗ} = (109 - 96) \cdot 4 = 52 \text{ мин.}$$

Продолжительность времени на выполнение операций в конце смены

$$T_{К.СМ} = \frac{(T_{ПЗ} + T_{ЛН} + T_{УН} + T_{ТП})}{2} + T_{РЕЗ}, \quad (4.137)$$

$$T_{К.СМ} = \frac{(14,5 + 10 + 15 + 15)}{2} + 52 = 79,25 \text{ мин.}$$

Планогаммой работ в ремонтную смену предусмотрено прием и сдача смены в равных значениях в начале и конце смены

$$T_{Н.СМ.Р} = T_{К.СМ.Р} = \frac{T_{ПЗ}}{2}, \quad (4.138)$$

$$T_{Н.СМ.Р} = T_{К.СМ.Р} = \frac{14,5}{2} = 7,25 \text{ мин.}$$

В оставшееся время выполняются наладочно-ремонтные работы, в том числе отдых и личные надобности, и технологические перерывы.

Организация труда в очистном забое

Все процессы технологического цикла в лаве осуществляются бригадой горнорабочих, состоящей из 4-х звеньев (одно звено производит ремонт комплекса).

Выемка угля комбайном

Выемка угля комбайном KSW-460N производится по односторонней схеме в направлении от конвейерного штрека к вентиляционному, с последующей зачисткой призабойной дорожки от вентиляционного штрека к конвейерному. Так же возможен вариант выемки угля на полную мощность пласта по челноковой безнишевой схеме.

Система САУК позволяет производить передвижку секций крепи как по односторонней схеме выемки угля, так и по челноковой схеме. Для исключения подрезки нижним шнеком почвы и уменьшения нагрузки на ленточные конвейера оставляется пачка до 0,5 м, которая вынимается при спуске комбайна вниз лавы с одновременной зачисткой призабойной дорожки.

Величина захвата исполнительного органа комбайна – 0,8 м.

Вдоль забоя лавы комбайн перемещается по раме забойного конвейера при помощи реечного механизма подачи.

Система управления комбайна KSW-460N приспособлена как для местного управления обслуживающим персоналом, находящимся вблизи комбайна, так и для дистанционного радиоуправления.

Доступ ко всем элементам управления и сигнализации – со стороны завала.

Местное управление комбайном производится при помощи местного пульта управления, расположенного на корпусе комбайна со стороны верхнего и нижнего исполнительных органов. Пульт управления включает в себя комплект кнопок включения и отключения электродвигателей комбайна, комплект кнопок подъема и опускания левого (правого) поворотных редукторов, переключатель режима и направления движения, кнопку аварийного выключения с блокировкой.

Аварийная остановка комбайна осуществляется кнопками на корпусе комбайна. Аварийное отключение забойного конвейера

осуществляется кнопками с пультов управляющего устройства связи АС установленных на секциях крепи через каждые 10 м по всей длине лавы.

Для управления комбайном предусматривается 2 человека: машинист комбайна и помощник машиниста комбайна.

Зачистка, передвижка секций крепи и настила забойного конвейера производится тремя ГРОЗ – машинистами мех. крепи.

В начале каждой смены обслуживающий персонал должен осмотреть и убедиться в исправности комбайна, наличии и качестве резцов и кулаков на исполнительных органах комбайна, исправности системы орошения, гидравлики, проверить состояние крепи.

Убедившись в исправности всех механизмов их готовности к работе, звеньевой ГРОЗ дает команду на выемку угля.

По мере выемки угля комбайном производится крепление призабойного пространства путем выдвижки секций мехкрепи к груди забоя лавы. Секции мехкрепи передвигаются последовательно одна за другой с отставанием от комбайна не более 4,5 м (3 секций) и не менее 1,5 м (1 секции). Все операции по передвижке секции машинисты мехкрепи производят из-под соседней не передвинутой секции, что обеспечивает безопасность работ для машинистов мехкрепи и улучшает наблюдение за управляемой секцией.

Передвижка секций крепи производится в следующей последовательности:

- снимается распор с гидростоек;
- передвигается секция на расстояние 800 мм (при необходимости производится коррекция положения секции);
- производится распор секции крепи до полного контакта перекрытия с кровлей;
- опускание секции крепи при передвижке более чем на 100 мм не допускается (кроме аварийных случаев), во избежание: попадания опускаемого перекрытия секции крепи под перекрытие соседней секции, образования вывалов породы, ведущих к нарушению контакта поверхности перекрытия секции с кровлей лавы.

Секции необходимо передвигать на полный ход домкрата передвижки, так как у не полностью передвинутых секций могут быть порваны узлы соединений домкрата с конвейером или выведен из строя домкрат при передвижке конвейера.

При распоре секции необходимо следить за положением перекрытия секции крепи параллельно основанию секции и полнотой

контакта перекрытия с кровлей, регулируя положение перекрытия домкратом коррекции. Продолжительность распора секций 5-7 сек.

Проседание секций может произойти в случае резкого увеличения горного давления или неисправности гидростоек, а так же нарушения технологии выемки угля. Возобновление работ по выемке угля допускается после восстановления работоспособности секции по указанию и в присутствии лица технического надзора. В случае неисправности гидростоек, последние должны быть заменены.

Расчет технико-экономических показателей

К технико-экономическим показателям относятся показатели, представленные в табл. 4.34.

Таблица 4.34

Технико-экономические показатели

Наименование показателей	Проект	Факт	+/-
1. Месячная добыча, т	133747,2	84000	49747,2
2. Число рабочих дней в месяц	25	25	0
3. Списочная численность комплексной бригады, чел	55	53	- 2
4. Производительность труда рабочего на выход, т/мес.	52,3	49,5	2,8
5. Производительность труда на месяц в бригаде, т/мес.	2432	2310	122

Выполненный проект организации работ на очистном участке позволил существенно улучшить основные показатели в сравнении с достигнутыми. Увеличилась месячная нагрузка на забой на 49747,2 т, повысилась производительность труда рабочего очистного забоя и рабочих участка.

4.7. Проектирование организации работ шахтного подземного транспорта

Для условий конкретной шахты выполнить расчеты: по составу оборудования локомотивного рельсового транспорта, графика движения поездов, численности рабочих и показателей работы участка.

4.7.1. Пример проектирования организации работы шахтного подземного транспорта

Для выдачи угля на поверхность на шахте предусмотрена полная конвейеризация (рис. 4.1). Угольные потоки через уклонные ленточные конвейеры, оборудованные ленточными конвейерами КЛК-100, ЗЛ-100У аккумулируются через бункеры на главную линию по выдаче угля из шахты – на центральный конвейерный уклон пласта VI (ЦКУ пл. VI) и магистральный полевой штрек (МПШ) гор.+240 м, которые оборудованы ленточными конвейерами 2ЛУ120В. Далее уголь выдается ленточными конвейерами поверхностного технологического комплекса на групповую обогатительную фабрику "Томусинская" или угольный склад (если ОФ не принимает уголь).

Таблица 4.35

Обоснование принимаемых решений

Параметры	Забой 1	Забой 2
1	2	3
1. Суточная добыча, $A_{СУТ}$, т	3020	3500
2. Сменная добыча, $A_{СМ}$, т	1006	1166
3. Длина очистного забоя, $L_{ОЗ}$, м	170	170
4. Продолжительность смены, $T_{СМ}$, ч	6	6
5. Вынимаемая мощность слоя, m , м	4,2	4,5
6. Плотность угля в целике, $\gamma_{Ц}$, т/м ³	1,35	1,46
7. Насыпная масса угля, γ , т/м ³	0,85	0,92
8. Сопротивление угля резанию, A_P , Н/мм	209	209
9. Угол падения пласта, β , град.	8-12	8-12
10. Тип механизированного комплекса	2УКП-5Э	2КМ-142
11. Тип комбайна	КГС-445	КГС-445
12. Схема работы комбайна	односторонняя	
13. Число циклов в смену N , шт.	2	2
14. Ширина захвата комбайна b , м	0,80	0,80
15. Коэффициент машинного времени, K_M	0,61	0,61
16. Тип забойного конвейера	"Анжера 30"	
17. Скорость скребковой цепи V_K , м/мин	60	60

Расчетную нагрузку на очистной забой при комплексно-механизированной выемке необходимо скорректировать на выполнение в течение суток целого количества циклов.

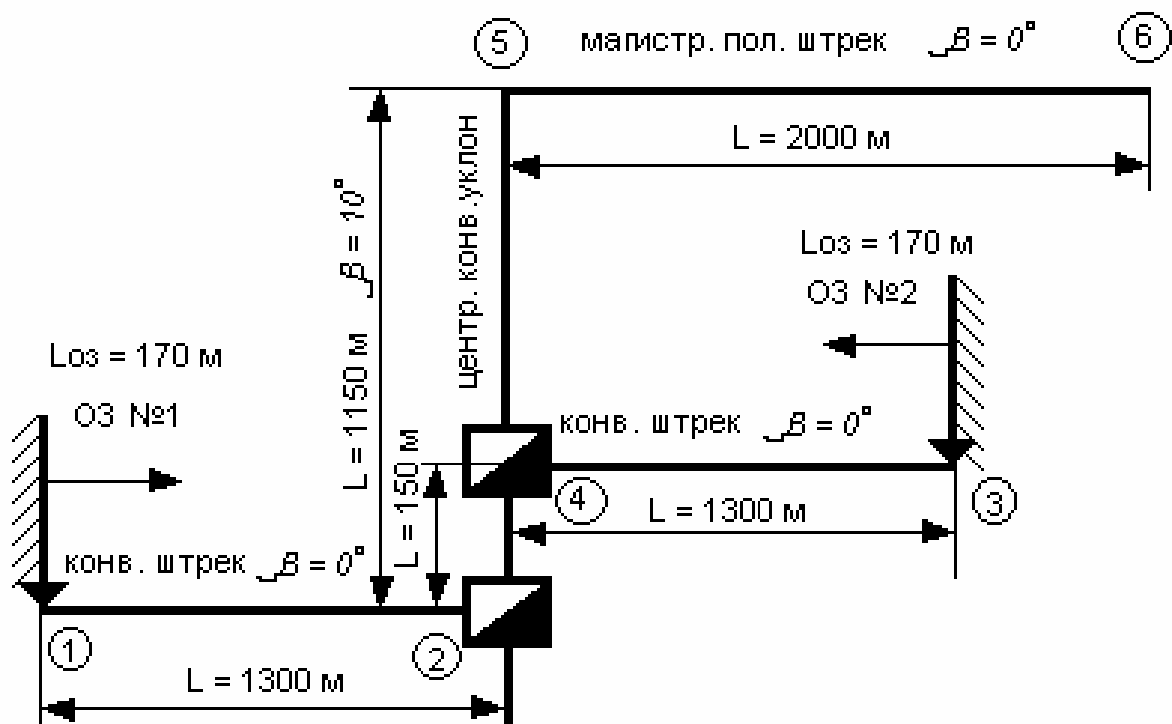


Рис. 4.1. Схема транспортирования потоков угля

Определение характеристик грузопотоков из очистных забоев

1. Очистной забой № 1

Средний минутный грузопоток за время поступления угля из очистного забоя

$$a_{1(n)1} = \frac{A_{CM}}{60 \cdot T_{CM} \cdot K_n} = \frac{1006}{60 \cdot 6 \cdot 0,78} = 3,58 \text{ т/мин}$$

где A_{CM} – сменная добыча из очистного забоя по пласту IV-V, $A_{CM} = 1006$ т; T_{CM} – продолжительность смены, $T_{CM} = 6$ ч.; K_n – коэффициент времени поступления угля из очистного забоя на транспортную систему, при односторонней схеме работы комбайна с зачисткой величину K_n определяют по формуле

$$K_n = K_M + \frac{t_3}{60 \cdot T_{CM}} = 0,61 + \frac{63,14}{60 \cdot 6} = 0,78$$

где K_M – коэффициент машинного времени, $K_M = 0,61$; t_3 – продолжительность зачистки очистного забоя при обратном ходе в течение смены определяют по формуле

$$t_3 = \frac{t_{O3} \cdot N}{0,7 \cdot V_{\max}} = \frac{170 \cdot 1,37}{0,7 \cdot 3} = 63,14 \text{ мин.}$$

где t_{O3} – длина очистного забоя № 1, $l_{O3} = 170$ м; V_{\max} – возможная техническая скорость подачи комбайна, для комбайна КГС-445 $V_{\max} = 3$ м/мин.; N – число циклов комбайна за смену, $N = 1,3$.

Максимальный минутный грузопоток, который может поступить из очистного забоя № 1.

При прямом ходе выемочной машины

$$a'_{\max 1} = m \cdot b \cdot V_{\max} \cdot S_1 \cdot \psi_n \cdot \gamma_{\text{Ц}} \quad (4.139)$$

где m – вынимаемая мощность первого слоя пласта IV-V, $m = 4,2$ м; b – ширина захвата комбайна, $b = 0,8$ м; $\gamma_{\text{Ц}}$ – плотность угля в целике, $\gamma_{\text{Ц}} = 1,35$ т/м³; ψ_K – коэффициент погрузки, чтобы не перегружать транспортную систему, примем $\psi_K = 0,6$; S_1 – расчетный коэффициент, учитывающий направление движения выемочной машины и скребковой цепи забойного конвейера, при прямом ходе определяется по формуле

$$S_1 = \frac{V_K}{V_K + V_{\max}} = \frac{60}{60 + 3} = 0,92$$

где V_K – скорость скребковой цепи забойного конвейера, для конвейера "Анжера 30" при производительности $a_{\text{ЭК}} = 12$ т/мин., $V_K = 60$ м/мин; V_{\max} – скорость подачи комбайна при резании, зависит от его энерговооруженности и сопротивляемости угля резанию,

для комбайна КГС-445 при сопротивляемости угля резанию $A_p = 209$ Н/мм и мощности привода комбайна $N = 660$ кВт – $V_{\max} = 3$ м/мин.

$$a'_{\max 1} = 4,2 \cdot 0,8 \cdot 3 \cdot 0,92 \cdot 0,6 \cdot 1,46 = 8,7 \text{ т/мин}$$

При обратном ходе выемочной машины (зачистке)

$$a''_{\max 1} = m \cdot b \cdot V'_{\max} \cdot S_2 \cdot (1 - \psi_n) \cdot \gamma_{\text{Ц}}$$

где S_2 – расчетный коэффициент, учитывающий направление движения выемочной машины и скребковой цепи забойного конвейера, при обратном ходе определяется по формуле

$$S_2 = \frac{V_K}{V_K - V'_{\max}} = \frac{60}{60 - 5,2} = 1,1$$

где V'_{\max} – скорость подачи комбайна при обратном ходе (зачистке)

$$V'_{\max} = 0,85 \cdot V_{\max} = 0,85 \cdot 6 = 5,2 \text{ м/мин}$$

$$a'_{\max 1} = 4,2 \cdot 0,8 \cdot 5,2 \cdot 1,1 \cdot (1 - 0,6) \cdot 1,46 = 12 \text{ т/мин}$$

Правильность предварительного выбора скребкового конвейера по условию $a'_{\max 1} < a_{\text{ЭК}}$. Так как условие выполняется ($8,7 < 12,0$), значит, конвейер "Анжера 30" принят правильно.

2. Очистной забой № 2

Средний минутный грузопоток за время поступления угля из очистного забоя

$$a_{1(n)2} = \frac{A_{\text{СМ}2}}{60 \cdot T_{\text{СМ}} \cdot K_n} = \frac{1166}{60 \cdot 6 \cdot 0,77} = 4,2 \text{ т/мин}$$

где $A_{\text{СМ}}$ – сменная добыча из очистного забоя, $A_{\text{СМ}} = 1166$ т; $T_{\text{СМ}}$ – продолжительность смены, $T_{\text{СМ}} = 6$ ч; K_n – коэффициент времени поступления угля из очистного забоя на транспортную сис-

тому, при односторонней схеме работы комбайна с зачисткой величину K_n определяют по формуле

$$K_n = K_M + \frac{t_3}{60 \cdot T_{CM}} = 0,61 + \frac{60,7}{60 \cdot 6} = 0,77,$$

где K_M – коэффициент машинного времени, $K_M = 0,61$; t_3 – продолжительность зачистки очистного забоя при обратном ходе в течение смены

$$t_3 = \frac{t_{O3} \cdot N}{0,7 \cdot V_{\max}} = \frac{170 \cdot 1,3}{0,7 \cdot 5,2} = 60,7 \text{ мин},$$

где t_{O3} – длина очистного забоя № 2, $t_{O3} = 170$ м; N – число циклов комбайна за смену, $N = 1,3$; V_{\max} – возможная техническая скорость подачи комбайна, для комбайна КГС-445 $V_{\max} = 5,2$ м/мин.

Максимальный суммарный минутный грузопоток за время поступления угля из очистного забоя № 2 определяют по формуле (сложения случайных величин)

$$a'_{\max \Sigma 2} = a_{1(n)2} + n_{\sigma} \cdot \sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2}$$

$$a'_{\max \Sigma 2} = 4,2 + 2,4 \cdot \sqrt{2,03^2 + 2,75^2} = 12,4 \text{ т/мин},$$

где n_{σ} – вероятностный параметр, зависит от числа лавных конвейеров, подающих уголь на сборный перегружатель, для двух лавных конвейеров $n_{\sigma} = 2,4$; σ_1 – среднеквадратичное отклонение минутного грузопотока определяется по формуле

$$\sigma_1 = \frac{a'_{\max 2c} - a_{1(n)2c}}{2,33} = \frac{7,5 - 2,77}{2,33} = 2,03 \text{ т/мин},$$

где $a_{1(n)2c}$ – средний минутный грузопоток за время поступления угля по забойному конвейеру, $a_{1(n)2c} = 2,77$ т/мин.; σ_2 – средне-

квадратичное отклонение минутного грузопотока за время поступления угля по завальному конвейеру определяется по формуле

$$\sigma_1 = \frac{a'_{\max 2n} - a_{1(n)2n}}{2,33} = \frac{7,96 - 1,55}{2,33} = 2,75,$$

где $a_{1(n)2n}$ – средний минутный грузопоток за время поступления угля по завальному конвейеру, $a_{1(n)2n} = 1,55$ т/мин.

Выбор типов штрековых конвейеров

Конвейерную линию делим условно на расчётные участки. Участки 1-2 и 3-4 являются однопоточными, а участок 2-5 – сборным. Выбор типов конвейеров производим для каждого участка.

Участок 1-2 – ярусный конвейерный штрек очистного забоя № 1 ($L_{КШ1} = 1300$ м, $\beta = 00$).

1. Выбор конвейера по приёмной способности

Определим параметры ленточного конвейера (с учётом места установки – полустационарный), который бы обеспечил условие $\gamma \cdot Q_{КПР} > a_{\max 1}$, т.е. максимальная производительность конвейера должна быть больше максимального минутного грузопотока.

Максимальную производительность, удовлетворяющую приёмной способности конвейера $Q_{КПР} = 12,0$ м³/мин., что при насыпной массе угля $\gamma = 0,85$ т/м³ соответствует $Q_{КПР} = 8,7$ т/мин., обеспечивают следующими параметрами конвейера $B = 1000$ мм – шириной ленты, $V_L = 2,5$ м/с – скоростью ленты.

В соответствии с принятыми параметрами и исходя из условий эксплуатации, на конвейерном штреке 1-2 должен быть, установлен полустационарный телескопический ленточный конвейер. Предварительно принимаем конвейер 1ЛТ100.

2. Установление допустимой длины конвейера

Принятие окончательного решения возможно после проверки подходит ли предварительно выбранный конвейер 1ЛТ100 по мощности привода и прочности тягового органа (ленты) с учётом кон-

кретной эксплуатационной нагрузки и конкретного угла наклона выработки.

Для этого определяем эксплуатационную нагрузку

$$Q_{\text{Э}} = 60 \cdot a_{1(n)1} \cdot K_t = 60 \cdot 3,58 \cdot 1,88 = 433,9 \text{ т/ч},$$

где K_t – расчётный коэффициент погрузки, при продолжительности загрузки $t_K = 8,7$ мин. и коэффициенте неравномерности $K_1 = 2,43$, $K_t = 1,88$; t_K – продолжительность загрузки несущего полотна конвейера определим по формуле

$$t_K = \frac{L_{KШ1}}{60 \cdot V_L} = 8,7 \text{ мин},$$

где $L_{KШ1}$ – длина конвейерного штрека 1-2, $L_{KШ1} = 1300$ м; V_L – скорость движения ленты конвейера 1ЛТ100, $= 2,5$ м/с; K_1 – минутный коэффициент неравномерности грузопотока составит

$$K_1 = \frac{a'_{\max 1}}{a_{1(n)1}} = \frac{8,7}{3,58} = 2,43$$

По графику применимости ленточного конвейера 1ЛТ100 при угле наклона $\beta = 00$ и ожидаемой эксплуатационной нагрузке $Q_{\text{Э}} = 433,9$ т/ч допустимая длина составляет $L_{KДОП} = 1830$ м, так как $L_{KДОП} > L_{KШ1}$, то для участка 1-2 окончательно принимаем установку конвейера 1ЛТ100 на всю длину штрека.

Учитывая, что телескопический конвейер 1ЛТ100 может работать под лавой только с приставным перегружателем, принимаем к установке перегружатель ПСП-308 по максимальной производительности $a_{ПП} = 13,3$ т/мин., т.к. $a'_{\max} < a_{ПП}$ ($8,7 < 13,3$).

В качестве критериев оценки правильности выбора ленточного конвейера для любого из вариантов рекомендуют коэффициенты использования: по максимальной производительности конвейера

$$R_{ПП} = \frac{a'_{\max 1}}{\gamma \cdot Q_{КПП}} = \frac{8,7}{0,85 \cdot 15,7} = 0,6,$$

где $Q_{КПР}$ – приемная способность конвейера 1ЛТ100, $Q_{КПР} = 15,7$ м³/мин.

3. Выбор конвейера по эксплуатационной производительности

$$R_{Э} = \frac{Q_{Э}}{Q_{ЭДОП}} = \frac{433,9}{650} = 0,67,$$

где $Q_{КПР}$ – допустимая эксплуатационная производительность конвейера 1ЛТ100 при длине конвейерного штрэка $L_{КШ1} = 1300$ м и углу наклона конвейера $\beta = 00$, $Q_{ЭДОП} = 650$ т/ч.

Конвейер следует считать правильно выбранным, если выполнены следующие условия

$$0,5 \leq R_{ПР} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,6 < 1,0$$

$$0,5 \leq R_{Э} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,67 < 1,0$$

Так как эти условия выполняются, конвейер 1ЛТ100 выбран, верно. Участок 3-4 – ярусный конвейерный штрэк очистного забоя № 2 ($L_{КШ2} = 1300$ м, $\beta = 0^0$).

4. Выбор конвейера по приёмной способности

Определим параметры ленточного конвейера (с учётом места установки – полустационарный), который бы обеспечил условие $\gamma \cdot Q_{КПР} > a_{\max} \Sigma 2$, т.е. максимальная производительность конвейера должна быть больше максимального минутного грузопотока.

Максимальную производительность, удовлетворяющую приёмной способности конвейера $Q_{КПР} = 14,73$ м³/т, что при насыпной массе угля $\gamma = 0,85$ т/м³, соответствует $\gamma \cdot Q_{КПР} = 12$ т/мин., обеспечивают следующими параметрами конвейера: $B = 1000$ мм – шириной ленты, $V_{Л} = 2,5$ м/с – скоростью ленты.

В соответствии с принятыми параметрами и исходя из условий эксплуатации, на конвейерном штрэке 3-4 должен быть установлен

полустационарный телескопический ленточный конвейер. Предварительно принимаем конвейер 1ЛТ100.

5. Установление допустимой длины конвейера

Принятие окончательного решения возможно после проверки подходит ли предварительно выбранный конвейер 1ЛТ100 по мощности привода и прочности тягового органа (ленты) с учётом конкретной эксплуатационной нагрузки и конкретного угла наклона выработки.

Для этого определим эксплуатационную нагрузку

$$Q_{\Sigma} = 60 \cdot a_{1(n)2} \cdot K_t = 60 \cdot 4,2 \cdot 2,02 = 509,04 \text{ т/ч},$$

где K_t – расчетный коэффициент нагрузки, при продолжительности загрузки $t_K = 8,7$ мин. и коэффициенте неравномерности $K_1 = 2,9$, $K_t = 2,02$; t_K – продолжительность загрузки несущего полотна конвейера определяем по формуле

$$t_K = \frac{L_{КШ2}}{60 \cdot V_L} = \frac{1300}{60 \cdot 2,5} = 8,7 \text{ мин},$$

где V_L – скорость движения ленты, для конвейера 1ЛТ100 $V_L = 2,5$ м/с; $L_{КШ2}$ – длина конвейерного штрека 3-4, $L_{КШ2} = 1300$ м; K_1 – минутный коэффициент неравномерности грузопотока определяется по формуле

$$K_1 = \frac{a'_{\max \Sigma 2}}{a_{1(n)2}} = \frac{12}{4,2} = 2,9$$

По графику применимости ленточного конвейера 1ЛТ100 при угле наклона $\beta = 00$ и ожидаемой эксплуатационной нагрузке $Q_{\Sigma} = 509,04$ т/ч допустимая длина составляет $L_{КДОП} = 1500$ м. Так как $L_{КДОП} > L_{КШ2}$ ($1500 > 1300$), то для участка 3-4 окончательно принимаем установку конвейера 1ЛТ100 на всю длину штрека.

Учитывая, что телескопический конвейер 1ЛТ100 может работать под лавой только с приставным перегружателем, принимаем к установке перегружатель ПСП-308 по максимальной производительности $a_{ПП} = 13,3$ т/мин., т.к. $a'_{\max \Sigma 2} < a_{ПП}$ ($12 < 13,3$).

В качестве критериев оценки правильности выбора ленточного конвейера применяем коэффициенты использования:

– по максимальной производительности конвейера

$$R_{ПР} = \frac{a'_{\max \Sigma 2}}{\gamma \cdot Q_{КПР}} = \frac{12,4}{0,85 \cdot 15,7} = 0,92$$

где $Q_{КПР}$ – приемная способность конвейера 1ЛТ100, $Q_{КПР} = 15,7$ м³/мин.

6. Выбор конвейера по эксплуатационной производительности

$$R_{Э} = \frac{Q_{Э}}{Q_{ЭДОП}} = \frac{509,04}{650} = 0,78,$$

где $Q_{ЭДОП}$ – допустимая эксплуатационная производительность конвейера 1ЛТ100 при длине конвейерного штрека $L_{КШ2} = 1300$ м и угле наклона конвейерного штрека $\beta = 00$, $Q_{ЭДОП} = 650$ т/ч.

Конвейер следует считать правильно выбранным, если выполнены следующие условия:

$$0,5 \leq R_{ПР} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,92 < 1,0$$

$$0,5 \leq R_{Э} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,8 < 1,0$$

Так как эти условия выполнены, конвейер 1ЛТ100 выбран верно.

7. Использование бункеров в конвейерных линиях

На участках 1-2 применяем к использованию горный аккумулярующий бункер.

Аккумулярующий бункер предназначен для глубокого усреднения поступающего грузопотока (т.е. коэффициент неравномерно-

сти равен единице) или для аварийного аккумуляирования груза с целью компенсации (исключения) простоев по вине транспорта.

Аккумуляующие бункеры подразделяются на два вида, горные, представляющие собой вертикальную выработку, и механизированные, представляющие собой реверсивный конвейер (например, скребковый) с высокими бортами.

Горные бункеры рекомендуется применять во всех случаях, если это не ограничивается отсутствием необходимого перепада высот между точками загрузки и выгрузки материала, малым сроком службы, требованиями к сортности угля и физико-механическими свойствами транспортируемого угля, свойствами боковых пород, горным давлением и экономическими факторами.

Минимальную вместимость аккумуляющего бункера, установленного в конвейерной линии 1-2 с целью глубокого усреднения грузопотока, определяют по формуле

$$E_{AK} = c \cdot A_{CM1} = 0,1 \cdot 1006 = 100,6$$

где c – расчетный коэффициент, учитывающий число конвейеров в подбункерной линии, для сквозного бункера при числе конвейеров в подбункерной линии 1-2, $c = 0,1$.

Вместимость аварийного аккумуляющего бункера, установленного в конвейерной линии 1-2 ещё и с целью компенсации простоев по вине транспорта, при величине среднесменного грузопотока, поступающего в бункер, $A_{CM1} = 1006$ т/см и заданном уровне снижения простоев 0,95 составит $E_{AK} = 220$ т.

Фактическая вместимость аккумуляющего бункера составит

$$E_{AK} = l \cdot S_1 \cdot \gamma = 30 \cdot 10 \cdot 0,32 = 96$$

где l – длина бункера (гезенка), $l = 30$ м; S – площадь поперечного сечения гезенка, $S = 10$ м².

Производительность разгрузки бункера на участке 1-2 при поступлении на подбункерный конвейер грузопотоков из двух бункеров составит

$$Q_{БА1} = \frac{Q_{ЭПК} \cdot L_{КУ} \cdot A_{СМ1}}{l_1 \cdot A_{СМ1} + l_2 \cdot A_{СМ2}} \quad (4.140)$$

$$Q_{БА1} = \frac{700 \cdot 1200 \cdot 1006}{1150 \cdot 1006 + 1000 \cdot 1166} = 363,7 \text{ т/ч} = 6,06 \text{ т/мин},$$

где $Q_{ЭПК}$ – допустимая для заданных условий ($L_{КУ}$ – действительная длина конвейера (уклона), β – угол наклона установки) техническая производительность конвейера, при длине конвейерного уклона $L_{КУ} = 1200$ м и угле проведения уклона по VI пласту $\beta = 100$ производительность конвейера 2ЛУ120А (предварительно принятого для группового уклона по VI пласту составит $Q_{ЭПК} = 700$ т/ч; l_i – длина отрезка подбункерного конвейера, на который действует соответствующее значение производительности разгрузки (расстояние от точки разгрузки i -бункера до головной части подбункерного конвейера), $l_1 = 1150$ м, $l_2 = 1000$ м.

Тип питателя, устанавливаемого под аккумулирующим бункером 1-2, примем исходя из условия $a_{1(n)1} \leq a_{ПИТ} \leq Q_{БА1}$. Этому условию удовлетворяет питатель КЛ8-1,1 (подвесной качающийся), имеющий максимальную производительность $a_{ПИТ} = 275 \text{ м}^3/\text{ч} = 4,58 \text{ м}^3/\text{мин} = 4,22 \text{ т/мин}$. при насыпной массе угля $\gamma = 0,32 \text{ т/м}^3$ ($3,58 < 4,22 = 6,06 \text{ т/мин}$).

На участке 3-4 применяем к использованию механизированный аккумулирующий бункер, т.к. нет необходимого перепада высот между точкой загрузки и точкой выгрузки угля.

Минимальную вместимость аккумулирующего бункера, установленного в конвейерной линии 3-4 с целью глубокого усреднения грузопотока, определяют по формуле

$$E_{АК} \geq c \cdot A_{СМ2} = 0,1 \cdot 1166 = 116,6 \text{ т}$$

где c – расчетный коэффициент, при числе конвейеров в подбункерной линии 1-2, $c = 0,1$.

Вместимость аварийного аккумулирующего бункера, установленного в конвейерной линии 3-4 ещё и с целью компенсации простоев по вине транспорта, при величине среднесменного грузопотока

ка, поступающего в бункер, $A_{CM2} = 1166$ т/см и заданном уровне снижения простоев 0,8 составит 250 т.

Производительность разгрузки бункера на участке 3-4 при поступлении на подбункерный конвейер грузопотоков из двух бункеров составит

$$Q_{BA1} = \frac{Q_{ЭПК} \cdot L_{КУ} \cdot A_{CM2}}{l_1 \cdot A_{CM1} + l_2 \cdot A_{CM2}} \quad (4.141)$$

$$Q_{BA1} = \frac{700 \cdot 1200 \cdot 1166}{1150 \cdot 1006 + 1000 \cdot 1166} = 461,3 \text{ т/ч} = 7,69 \text{ т/мин}$$

Тип механизированного бункера, установленного в конвейерной линии 3-4, примем исходя из условия $a_{1(n)2} \leq a_{MB} \leq Q_{BA2}$, при вместимости бункера ≥ 250 т. Этому условию удовлетворяет механизированный бункер БС-160 вместимостью 260 т, имеющий максимальную производительность $a_{MB} = 6,45$ т/мин. при насыпной массе угля $\gamma = 0,92$ т/м³ ($4,2 < 6,45 < 7,69$ т/мин.).

8. Выбор типов конвейеров в подбункерной линии

Участок 2-5 – групповой конвейерный уклон VI пласта является сборным для двух грузопотоков из очистных забоев № 1 и № 2. Необходимую приемную способность уклонного конвейера определяют по наиболее загруженному участку 4-5.

Максимальный суммарный минутный грузопоток за время поступления груза определяют по формуле (сложения случайных величин)

$$a'_{\max \Sigma 1} = a_{1(n)1} + a_{1(n)2} + n_{\sigma} \cdot \sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2},$$

где n_{σ} – вероятностный параметр, зависит от числа лавных конвейеров, подающих уголь на сборный перегружатель, для двух лавных конвейеров $n_{\sigma} = 2,4$; σ_1 – среднеквадратичное отклонение минутного грузопотока за время поступления груза из очистного забоя № 1 определяется по формуле

$$\sigma_1 = \frac{a_{ПИГ} - a_{1(n)1}}{2,33} = \frac{4,22 - 3,58}{2,33} = 0,28 \text{ т/мин},$$

σ_2 – среднеквадратичное отклонение минутного грузопотока за время поступления груза из очистного забоя № 2

$$\sigma_2 = \frac{a_{МБ} - a_{1(n)2}}{2,33} = \frac{6,45 - 4,2}{2,33} = 0,96 \text{ т/мин}.$$

9. Установление допустимой длины конвейера

Принятие окончательного решения возможно после проверки: подходит ли предварительно выбранный конвейер 2ЛУ120А по мощности привода и прочности конвейерной ленты с учетом конкретной эксплуатационной нагрузки и конкретного угла наклона выработки.

В связи с тем, что у каждого грузопотока своё место погрузки и они разнесены (см. рис. 5.2), определяем приведенную эксплуатационную нагрузку при условии установки одного конвейера на всю длину выработки

$$Q_{\Sigma} = \frac{Q_{\Sigma 1} \cdot l_1 + Q_{\Sigma 2} \cdot l_2}{L_{КУ}} \quad (4.142)$$

$$Q_{\Sigma} = \frac{253,46 \cdot 150 + 588,2 \cdot 1000}{1200} = 521,85 \text{ ,}$$

где $L_{КУ}$ – длина конвейерного уклона, $L_{ку} = 1200$ м; l_1 – длина отрезка конвейерного уклона, по которому транспортируется грузопоток из очистного забоя № 1, $l_1 = 150$ м; l_2 – длина отрезка конвейерного уклона, по которому транспортируется суммарный грузопоток из очистных забоев № 1 и № 2, $l_2 = 1000$ м; $Q_{\Sigma 1}$ – эксплуатационная нагрузка из очистного забоя № 1, действующая на отрезке l_1

$$Q_{\Sigma 1} = 60 \cdot a_{1(n)1} \cdot K_m = 60 \cdot 3,58 \cdot 1,18 = 253,46 \text{ т/ч ,}$$

где K_m – расчетный коэффициент неравномерности при $K_1=1,29$, $K_H = 1,18$; t_K – продолжительность загрузки несущего полотна конвейера на отрезке l_1

$$t_K = \frac{L_1}{60 \cdot V_{Л}} = \frac{150}{60 \cdot 3,15} = 0,79 \text{ мин ,}$$

где $V_{Л}$ – скорость движения ленты конвейера 2ЛУ120А, $V_{Л} = 3,15$ м/с; K_1 – минутный коэффициент неравномерности грузопотока на отрезке l_1

$$K_1 = \frac{a_{ПИТ}}{\sum a_{1(n)1}} = \frac{4,22}{3,58} = 1,18 \text{ ,}$$

$Q_{Э2}$ – эксплуатационная нагрузка от очистных забоев №1 и №2, действующая на отрезке l_2

$$Q_{Э2} = 60 \cdot a_{1(n)i} \cdot K_t = 60 \cdot 1,26 \cdot 7,78 = 588,2 \text{ т/ч ,}$$

где $\sum a_{1(n)i}$ – суммарный средний минутный грузопоток.

$$\sum a_{1(n)i} = a_{1(n)1} + a_{1(n)2} = 3,58 + 4,2 = 7,78 \text{ т/мин ,}$$

где K_t – расчетный коэффициент нагрузки, при продолжительности загрузки $t_K = 5,29$ мин. и коэффициенте неравномерности $K_1 = 1,31$ $K_t = 1,26$; t_K – продолжительность загрузки несущего полотна конвейера на отрезке l_2

$$t_K = \frac{L_1}{60 \cdot V_{Л}} = \frac{1000}{60 \cdot 3,15} = 5,29 \text{ мин ,}$$

K_1 – минутный коэффициент неравномерности грузопотока на отрезке l_2

$$K_1 = \frac{a_{\max \Sigma}}{\sum a_{1(n)i}} = \frac{10,18}{7,78} = 1,31$$

По графику применимости ленточного конвейера 2ЛУ120А при угле наклона $\beta = 100$ и ожидаемой приведенной эксплуатационной нагрузке $Q_{\Sigma(\text{ПРИВ})} = 521,85$ т/ч допустимая длина составляет $L_{\text{КДОП}} = 1440$ м. Так как $L_{\text{КДОП}} > L_{\text{КУ}}$ ($1440 > 1200$), то на участке 2-5 окончательно принимаем установку конвейера 2ЛУ120А на всю длину уклона.

В качестве критериев оценки правильности выбора ленточного конвейера применяем коэффициент использования:

– по максимальной производительности конвейера

$$R_{\text{ПР}} = \frac{a_{\max \Sigma}}{\gamma \cdot Q_{\text{КПР}}} = \frac{10,18}{0,85 \cdot 31,6} = 0,38 \text{ ,}$$

где $a_{\max \Sigma}$ – максимальный суммарный минутный грузопоток за время поступления груза, рассчитанный для наиболее загруженного отрезка 4-5 конвейерного уклона, $a_{\max \Sigma} = 10,18$ т/мин.; $Q_{\text{КПР}}$ – приёмная способность конвейера 2ЛУ120А, $Q_{\text{КПР}} = 31,6$ м³/мин.

– по эксплуатационной производительности конвейера

$$R_{\Sigma} = \frac{Q_{\Sigma(\text{ПРИВ})}}{Q_{\Sigma\text{ДОП}}} = \frac{521,85}{700} = 0,75 \text{ ,}$$

где $Q_{\Sigma\text{ДОП}}$ – допустимая эксплуатационная производительность конвейера 2ЛУ120А при длине участка 2-5 конвейерного уклона $L_{\text{КУ}} = 200$ м и угле наклона конвейерного уклона $\beta = 100$, $Q_{\Sigma\text{ДОП}} = 700$ т/ч. Конвейер следует считать правильно выбранным, если выполнены следующие условия

$$0,5 \leq R_{\text{ПР}} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,38 < 1,0$$

$$0,5 \leq R_{\Sigma} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,75 < 1,0 \quad .$$

С учётом большой длины доставки угля $L_{KY} = 1200$ м и значительной приведенной эксплуатационной нагрузки не имеется возможностей установления менее производительного конвейера, поэтому коэффициент использования по максимальной производительности конвейера примем без изменения. Таким образом, конвейер 2ЛУ120А на участке 2-5 выбран, верно.

Участок 5-6 – главный конвейерный штрек, по которому транспортируются грузопотоки из очистных забоев № 1 и № 2. Максимальный суммарный минутный грузопоток для выработок однопоточных (ближе к концу транспортирования), где не происходит его изменения, составляет 70 % от арифметической суммы максимальных минутных грузопотоков от очистных забоев.

$$a_{\max \Sigma 1} = 0,7(a_{\text{ПИТ}} + a_{\text{МВ}}) = 0,7(4,22 + 6,45) = 7,47 \text{ мин}$$

10. Выбор конвейера по приёмной способности

На расчетном участке 5-6 должен быть установлен стационарный ленточный конвейер с углом наклона $\beta = 100$ и максимальной производительностью не менее $a_{\max \Sigma} = 7,47$ т/мин.

Определим параметры ленточного конвейера (с учётом места установки – стационарный), который бы обеспечил условие $\gamma \cdot Q_{\text{КПР}} > a_{\max \Sigma}$, т.е. максимальная производительность конвейера должна быть больше максимального минутного грузопотока.

Максимальную производительность, удовлетворяющую приёмной способности конвейера $Q_{\text{КПР}} = 8,79$ м³/мин., что при насыпной массе угля $\gamma = 0,85$ т/м³ соответствует $\gamma \cdot Q_{\text{КПР}} = 7,47$ т/мин., обеспечивают следующими параметрами конвейера: $B = 1000$ мм – шириной ленты, $V_L = 1,6$ м/с – скоростью ленты.

В соответствии с принятыми параметрами и исходя из условий эксплуатации, на участке 5-6 конвейерной штольни должен быть, установлен стационарный ленточный конвейер 1ЛУ120. Конвейер

принят с целью обеспечения эксплуатационной производительности на заданной длине конвейерной штольни $L_{KM} = 2000$ м.

11. Установление допустимой длины конвейера

Принятие окончательного решения возможно после проверки: подходит ли предварительно выбранный конвейер 1ЛУ120 по мощности привода и прочности конвейерной ленты с учётом конкретной эксплуатационной нагрузки и конкретного угла наклона выработки.

Конвейер 1ЛУ120, планируемый к установке на всю длину участка 5-6, загружается в одной точке 5, поэтому определяем приведенную эксплуатационную нагрузку по формуле

$$Q_{Э(ПРИВ)} = Q_{Э1} + Q_{Э2} = 210,5 = 517,94 \text{ т/ч} ,$$

где $Q_{Э1}$ – эксплуатационная нагрузка от грузопотока из очистного забоя № 1, действующая на участке 5-6

$$Q_{Э} = 60 \cdot a_{1(n)1} \cdot K_t = 60 \cdot 3,58 \cdot 0,98 = 210,5 \text{ т/ч} ,$$

где K_t – расчетный коэффициент нагрузки, при продолжительности загрузки $t_K = 13,3$ мин. и коэффициенте неравномерности $K_1 = 1,18$ $K_t = 0,98$; t_K – продолжительность загрузки несущего полотна конвейера на участке 5-6

$$t_K = \frac{L_{KM}}{60 \cdot V_{Л}} = \frac{2000}{60 \cdot 2,5} = 1,33 \text{ мин} ,$$

где K_1 – минутный коэффициент неравномерности грузопотока из очистного забоя № 1 на участке 5-6:

$$K_1 = \frac{a_{ПИГ}}{\sum a_{1(n)1}} = \frac{4,22}{3,58} = 1,18 ,$$

$Q_{Э2}$ – эксплуатационная нагрузка от грузопотока из очистного забоя № 2, действующая на участке 5-6

$$Q_{Э2} = 60 \cdot a_{1(n)2} \cdot K_t = 60 \cdot 4,2 \cdot 1,22 = 307,44 \text{ т/ч} ,$$

где K_t – расчетный коэффициент нагрузки, при продолжительности загрузки $t_K = 13,3$ мин. и коэффициенте неравномерности $K_1 = 1,53$, $K_t = 1,22$;

$$t_K = \frac{L_{KM}}{60 \cdot V_L} = \frac{2000}{60 \cdot 2,5} = 13,3 \text{ мин} ,$$

где K_1 – минутный коэффициент неравномерности грузопотока из очистного забоя № 2 на участке 5-6, V_L – скорость движения ленты конвейера 1ЛУ120.

$$K_1 = \frac{a_{MB}}{\sum a_{1(n)2}} = \frac{6,45}{4,2} = 1,53 .$$

По графику применимости ленточного конвейера 1ЛУ120 при угле наклона $\beta = 00$ и ожидаемой приведенной эксплуатационной нагрузке $Q_{Э(ПРИВ)} = 517,94$ т/ч допустимая длина составляет $L_{КДОП} = 2210$ м.

Так как $L_{КДОП} > L_{КУ}$ ($2210 > 2000$), то для участка 5-6 окончательно принимаем установку конвейера 1ЛУ120 на всю длину участка 5-6.

В качестве критериев оценки правильности выбора ленточного конвейера применяем коэффициенты использования:

– по максимальной производительности конвейера:

$$R_{ПП} = \frac{a_{\max \Sigma}}{\gamma \cdot Q_{КПР}} = \frac{7,47}{0,85 \cdot 25} = 0,35 ,$$

где $Q_{КПР}$ – приемная способность конвейера 1ЛУ120, $Q_{КПР} = 25$ м³/мин.

– по эксплуатационной производительности конвейера

$$R_{\text{Э}} = \frac{Q_{\text{Э(ПРИВ)}}}{Q_{\text{ЭДОП}}} = \frac{517,94}{700} = 0,74 \text{ ,}$$

где $Q_{\text{ЭДОП}}$ – допустимая эксплуатационная производительность конвейера 1ЛУ120 при длине участка 5-6 конвейерной штольни $L_{\text{КМ}} = 2000$ м и угле наклона $\beta = 00$, $Q_{\text{ЭДОП}} = 700$ т/ч.

Конвейер следует считать правильно выбранным, если выполнены следующие условия:

$$0,5 \leq R_{\text{ПР}} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,35 < 1,0$$

$$0,5 \leq R_{\text{Э}} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,74 < 1,0$$

С учетом большой длины доставки угля $L_{\text{КМ}} = 2000$ м и значительной приведенной эксплуатационной нагрузки не имеется возможностей установления менее производительного конвейера, поэтому коэффициент использования по максимальной производительности конвейера примем без изменения. Таким образом, конвейер 1ЛУ120 на участке 5-6 выбран, верно.

$$0,5 \leq R_{\text{ПР}} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,38 < 1,0$$

$$0,5 \leq R_{\text{Э}} < 1,0$$

$$0,5 \leq 0,75 < 1,0$$

$Q_{\text{ОЗ1}} = 1006$ т/см , $L_{\text{КШ1}} = 1300$ м , $\beta = 00$, 1ЛТ100 , КЛ8-1,1 ,
 $Q_{\text{ОЗ2}} = 1166$ т/см , $L_{\text{КШ2}} = 1300$ м , $\beta = 00$, 1ЛТ100 , БС-160 ,
 $L_{\text{КУ}} = 1200$ м , $l_1 = 190$ м , $l_2 = 1000$ м , $\beta = 100$, 2ЛУ120А ,
 $L_{\text{КМ}} = 2000$ м , $\beta = 00$, 1ЛУ120.

12. Вспомогательный транспорт

Материалы и оборудование доставляются с поверхности в вагонетках и на платформах рельсовым транспортом по главным откаточным выработкам гор.+ 245м и по МПШ до заездов на путевые уклоны с помощью аккумуляторных электровозов типа 2АМ8Д и дизелевозов типа ДГ-35Д.О.

Путевые уклоны оборудованы подъемными машинами Ц1,2х1,0, Ц1,6х1,2, Ц2,5х1,6.

По вентиляционным штрекам спуск-подъем материалов и оборудования производится рельсовым путем лебедками типов: ЛВД, ЛВ, ЛПК.

Доставка людей с поверхности в шахту производится в пассажирских вагонетках по главным откаточным выработкам гор.+245м и по МПШ. Центральный вентиляционный уклон пласта VI, вентиляционный уклон пласта III и центральный конвейерный уклон пласта IV-V оборудованы подвесными канатно-кресельными дорогами МДК, далее до забоев люди следуют пешком.

Обратно из шахты доставка людей производится по конвейерным штрекам, уклонам, МПШ на ленточных конвейерах, оборудованных для перевозки людей или МДК. Краткая техническая характеристика лебедки ЛВ-25:

- канатоемкость барабана – 1400 м;
- диаметр тягового каната – 15 мм;
- тяговое усилие – 25 кН;
- номинальная мощность двигателя – 22 кВт.

Краткая характеристика лебедки ЛПК-10Б:

- канатоемкость барабана – 210 м;
- диаметр тягового каната – 20 мм;
- скорость навивки каната – 0,15 м/с;
- номинальная мощность двигателя – 55 кВт.

Таблица 4.36

Характеристика подъемной машины Ц-2,5×2

Наименование	Значение
1	2
диаметр барабана, м	2,5
ширина барабана, м	2
статическое натяжение, кН, не более	90

Продолжение табл. 4.36

1	2
разность статических натяжений канатов, кН, не более	90
скорость подъема, м/с	5
диаметр каната, мм	29
шаг нарезки канавок на барабане, мм	31
мощность двигателя, кВт	630
Масса машины с редуктором без электрооборудования, т	45,6

Таблица 4.37

Количество вагонеток

№ п/п	Наименование вагонеток	Тип вагонеток	Количество шт.
1	Вагонетки для транспорта породы	УВГ – 3.3	85
2	Платформы	ПОЗ	40
3	Людские вагонетки	Вл-18	40
4	Вагонетки противопожарного поезда	–	1 комплект
5	Ассенизационные вагонетки	ВАШ	15
6	Вагонетки ВВ	ВВ-900	5
7	Вагонетки для воды	ВДВ	30
8	Вагонетки для песка, глины, инертной пыли, цемента, балласта	ВДИ	45

Таблица 4.38

Техническая характеристика электровоза 2АМ8Д

Наименование показателя	Значение
Масса, т	17,8
Коллея, мм	900
Мощность тяговых эл.двигателей, кВт	52
Скорость, км/ч	7,2
Тяговое усиление, т	24,4
Энергия тяговой батареи, кВт/ч	90
Цена, тыс. р.	10600

4.8. Организация работ на добычных уступах с автомобильным транспортом на разрезе

4.8.1. Пример. Организация работ автомобильного транспорта на разрезе ЗАО "Черниговец"

Исходные данные проекта

Исходные данные проекта сведены в табл. 4.39, табл. 4.40 и табл. 4.41.

Таблица 4.39

Элементы затрат, р./т

Показатели	Значение
1. Грузооборот, тыс. т/км	179969,1
Себестоимость перевозок по управлению автотранспорта	
2. Материальные затраты, р./т:	
– запасные части	0,273
– авторезина	0,275
– ГСМ	1,359
2. Фонд оплаты труда, р./т	0,559
3. Отчисления на социальные нужды, р./т	0,166
4. Амортизация	0,348
5. Итого производственная себестоимость, р./т	2,944

Таблица 4.40

Производительность автотранспорта по маркам

Показатели	Марки автомобилей			
	БелАЗ-75485	БелАЗ-7555Д	БелАЗ-7512	БелАЗ-75131
1	2	3	4	5
1. Среднесписочное количество автомобилей	2,8	8	10,9	22,1
2. Фактическая среднесменная производительность по горной массе, тыс. м ³ .	0,609	1,28	1,847	1,993
3. Фактический коэффициент использования парка	0,866	0,888	0,801	0,928
4. Коэффициент использования грузоподъемности	0,788	0,82	0,87	0,9
5. Число смен работы автосамосвала в сутки	2	2	2	2
6. Среднее расстояние перевозок, км	3,13	3,11	2,21	2,25

Цены на ГСМ

Наименование	Цена, р./т
1. Дизельное топливо	12182
2. Бензин	13275
3. Смазочные	33757

Расчет производительности автомобильного транспорта

Годовая производительность парка автомобилей по горной массе ($P_{ГМ}$, тыс. м³)

$$P_{ГМ} = \sum_{i=1}^{N_{AB}} Q_{ГМi} \cdot n \cdot N_{ti}, \quad (4.143)$$

где n – число смен работы автосамосвала в сутки; N_{AB} – списочный парк автосамосвалов по типам (маркам) на вскрышных и добычных работах; N_{ti} – число дней работы в году i -го автосамосвала соответственно по типам (рассчитывается в соответствии с учетом типа (марки) автосамосвалов и их технического состояния); $Q_{ГМi}$ – среднесменная производительность автосамосвала по типам (маркам) в увязке с группой обслуживаемых экскаваторов соответственно по горной массе, м³/смен (т/смен), определяется как средневзвешенная норма по всем экскаваторам обслуживаемой группы для каждого типа (марки) самосвалов.

Фактическое число дней работы в году (N_{ti} , дн.) автосамосвалов

$$N_{ti} = (365 - n_{ПП}) \cdot K_{ИП}, \quad (4.144)$$

где $n_{ПП}$ – количество праздников в году, дн.; $K_{ИП}$ – фактический коэффициент использования парка.

Рассчитываем фактическое число дней работы в году N_{ti} автосамосвалов по маркам

БелАЗ – 75845	$N_{ti} = (365-12) \cdot 0,866 = 306$ дн.,
БелАЗ – 7555Д	$N_{ti} = (365-12) \cdot 0,888 = 314$ дн.,
БелАЗ – 7512	$N_{ti} = (365-12) \cdot 0,801 = 283$ дн.,
БелАЗ – 75131	$N_{ti} = (365-12) \cdot 0,928 = 328$ дн.

Определяем годовую производительность парка автомобилей по горной массе ($P_{ГМ}$, тыс. м³)

$$P_{ГМ} = 0,609 \cdot 2 \cdot 306 \cdot 2,8 + 1,28 \cdot 2314 \cdot 8 + 1,847 \cdot 2 \cdot 283 \cdot 10,9 + 1,993 \cdot 2 \cdot 328 \cdot 22,1 = 47094,83 \text{ тыс. м}^3$$

Для повышения сменной производительности автосамосвалов проведем следующие мероприятия:

1. Сократим на 10 % время на подготовительно-заключительные операции, используя для заправки автосамосвала в течение смены "передвижную АЗС" – автомобиль с ГСМ, который по вызову водителя автосамосвала придет в нужное время и в нужное место и окажет подобную услугу без затрат времени на простои в очередях.

2. Сократим время на установку автосамосвала под погрузку, используя кольцевую схему, которая значительно уменьшит время на обмен автосамосвалов.

3. С целью повышения качества ремонта машин и сокращения частоты ремонтов оплату слесарям по ремонту оборудования нужно производить не за время, которое автосамосвал находится в ремонте, а за время работы технологического транспорта. Это мероприятие заинтересует ремонтников в улучшении качества ремонта и повысит коэффициент использования машин.

Сменная производительность автосамосвала по горной массе (Q_A^B , тыс. м³) по проекту с учетом проведенных мероприятий

$$Q_A^B = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{ЛН} - T_{ПП}}{T_{РВ}} \cdot V_A, \quad (4.145)$$

где $T_{СМ}$ – продолжительность смены, мин; $T_{ПЗ}$ – затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин; $T_{ЛН}$ – затраты времени на личные надобности, мин; $T_{ПП}$ – затраты времени на движение самосвала от пункта ежедневного осмотра (ЕО) до погрузочного экскаватора и с отвала на пункт ЕО, приходящиеся на одну смену, мин; V_A – объем породы (в плотном теле) в кузове автосамосвала с учетом коэффициента использования грузо-

подъемности, м³; T_{PB} – продолжительность времени одного рейса автосамосвала, мин.

Продолжительность рейса автосамосвала (T_{PB} , мин)

$$T_{PB} = T_{ДВ} + T_{ПА} + T_{РАЗ} + T_{УП} + T_{УР}, \quad (4.146)$$

где $T_{ДВ}$ – продолжительность движения автосамосвала за один рейс, мин; $T_{ПА}$ и $T_{РАЗ}$ – соответственно время погрузки и разгрузки автосамосвала, мин; $T_{УП}$ и $T_{УР}$ – соответственно продолжительность времени установки автосамосвала под погрузку и разгрузку, мин. Для расчетов используются данные проведенного хронометража технологического транспорта.

$$T_{PB} = 22,2 + 5 + 2 + 0,25 + 0,35 = 29,8.$$

Сменная производительность автосамосвала по горной массе по проекту

$$\text{БелАЗ – 75485} \quad Q_A^B = \frac{720 - 31 - 10 - 35}{29,8} \cdot 29 = 0,627 \text{ тыс. м}^3,$$

$$\text{БелАЗ – 7555Д} \quad Q_A^B = \frac{720 - 31 - 10 - 35}{29,8} \cdot 61 = 1,318 \text{ тыс. м}^3,$$

$$\text{БелАЗ – 7512} \quad Q_A^B = \frac{720 - 31 - 10 - 35}{29,8} \cdot 88 = 1,902 \text{ тыс. м}^3,$$

$$\text{БелАЗ – 75131} \quad Q_A^B = \frac{720 - 31 - 10 - 35}{29,8} \cdot 95 = 2,053 \text{ тыс. м}^3.$$

Число дней работы в году автосамосвалов по маркам остается та же.

Проектная годовая производительность парка автомобилей по горной массе

$$P_{ГМ} = 0,627 \cdot 2 \cdot 306 \cdot 2,8 + 1,318 \cdot 2 \cdot 314 \cdot 8 + 1,902 \cdot 2 \cdot 283 \cdot 10,9 + \\ + 2,053 \cdot 2 \cdot 328 \cdot 22,1 = 49193,83 \text{ тыс. м}^3.$$

Таким образом, сократив время на подготовительно-заключительные работы и установку под погрузку и разгрузку годовая производительность выросла на 4,5 %.

Расчет трудоемкости работ и численности работников

Расчет необходимого количества транспортных единиц N_P , обслуживающих все экскаваторы

$$N_P = \frac{Q_{CM} \cdot T_P}{g \cdot K_{ГР} \cdot T_{CM} \cdot K_{ИС}}, \quad (4.147)$$

портного цикла единицы и включающего время движения с грузом и порожняком, погрузки и разгрузки; Q_{CM} – сменная производительность работающего экскаватора; T_{CM} – время смены, установленное для транспорта; $K_{ИС}$ – коэффициент полезного использования времени смены транспортными средствами.

$$N_P = 13 \cdot \frac{4377,6 \cdot 31}{88 \cdot 0,896 \cdot 720 \cdot 0,646} = 48.$$

Сменная нагрузка экскаватора (Q_{CM} , м³)

$$Q_{CM} = \frac{60 \cdot n \cdot T \cdot E \cdot K_{ИСП} \cdot K_{НАП}}{K_{РАЗ}}, \quad (4.148)$$

где n – число циклов в минуту; T – количество часов работы в смену, час; E – емкость ковша, м³; $K_{НАП}$ – коэффициент наполнения ковша; $K_{ИСП}$ – коэффициент использования оборудования во времени; $K_{РАЗ}$ – коэффициент разрыхления.

$$Q_{CM} = \frac{60 \cdot 1,5 \cdot 12 \cdot 8 \cdot 0,76 \cdot 0,9}{1,35} = 4377,6 \text{ м}^3.$$

Списочная численность работников ($Ч_{СП}$, чел.):

$$Ч_{СП} = Ч_{ЯВ} \cdot K_{СП}, \quad (4.149)$$

где $Ч_{ЯВ}$ – явочная численность работников, чел; $K_{СП}$ – коэффициент списочного состава.

Коэффициент списочного состава ($K_{СП}$) при непрерывной работе участка:

$$K_{СП} = \frac{T_K - T_N}{(T_K - T_N - T_B - T_O) \cdot K_Y}, \quad (4.150)$$

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_Y – коэффициент, учитывающий число невыходов по уважительным причинам ($K_Y = 0,96$).

$$K_{СП} = \frac{365 - 12}{(365 - 12 - 104 - 35) \cdot 0,96} = 1,72.$$

Среднесписочная численность водителей технологического транспорта

$$Ч_{СП} = 48 \cdot 2 \cdot 1,72 = 165 \text{ чел.}$$

Расчет численности рабочих представлен в табл. 4.42.

Таблица 4.42

Численность рабочих

Профессия, должность	Количество единиц оборудования	Нормативная численность на единицу оборудования, чел.		Явочная численность (всего), чел.		Коэффициент списочного состава $K_{СП}$	Списочная численность, чел.	
		в смену	в сутки	в смену	в сутки		в смену	в сутки
Рабочие	–	–	–	237,7	285,3	–	–	468
Водители на технологии	48	1	2	48	96	1,72	82,5	165
Прочие	189,3	1	1	189,3	189,3	1,72	303	303

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.

Среднемесячная производительность ($P_{СП.МЕС}$, т/чел.) по добыче

$$P_{CP.MEC} = \frac{D_{MEC}}{Ч_{СП}}, \quad (4.151)$$

где D_{MEC} – месячный объем добычи на участке, т; $Ч_{СП}$ – списочная численность рабочих на участке, чел.

$$P_{CP.MEC} = \frac{28476,3}{468 \cdot 12} = 5070,57 \text{ т/чел.}$$

Производительность труда ($P_{ВЫХ}$, т/чел.) на выход

$$P_{ВЫХ} = \frac{D_{СУТ}}{Ч_{ЯВ}}, \quad (4.152)$$

где $D_{СУТ}$ – суточная добычи на участке, т; $Ч_{ЯВ}$ – явочная численность рабочих, чел.

$$P_{ВЫХ} = \frac{80,67}{285,3} = 282,75 \text{ т/чел.}$$

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Организация и управление горным производством. Учеб. пособие для вузов / В. И. Ганицкий; Д. Г. Даянц; М. А. Бурштейн и др. / Под ред. В. И. Ганицкого. - М.: Недра, 1991. - 368 с.
2. Экономические и правовые основы природопользования : учеб. пособие для вузов / А. С. Астахов [и др.] ; под ред. В. А. Харченко; Моск. гос. горн. ун-т. М.: Издательство МГГУ , 2002. - 527 с.
3. Моссаковский Я. Н. Экономика горной промышленности: М., из-во Московского государственного горного института, 2004. - 525 с.
4. 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.
5. Большой экономический словарь / Под ред. А. Н. Аэрилияна, -7-е изд. доп. - М.: Институт новой экономики, 2007. - 1472 с.
6. Экономика предприятия: учебник для вузов / под ред. проф. В. Я. Горфинкеля. - 5-е изд., перераб. и доп. – М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2008. - 767 с.
7. Инструкция по расчету производственных мощностей действующих предприятий по добыче и переработке угля (сланца) Минтоп и энергетики РФ, ЦНИЭИуголь. М.,1993. - 60 с.
8. Методика расчетов нормативов нагрузки на очистные забои при различных горно-геологических условиях и средствах механизации выемки. Кузбасский ЦОТ., Прокопьевск, 2002.
9. Нормы выемки на выемку угля механизированными комплексами для шахт ОАО "Компания "Кузбассуголь". - Кузбасский ЦОТ., Прокопьевск, 2002.
10. Сысоев А. А. Инженерно-экономические расчеты для открытых работ: учеб. пособие / ГУ КузГТУ. - Кемерово, 2005. - 179с.
11. Егоров П. В., Супруненко А. Н., Набоков А. И. Проектирование угольных шахт: учеб. пособие; ГУ КузГТУ. - Кемерово, 2005 - 221 с.
12. Скукин В.А. Экономика и менеджмент при проектировании угольных шахт: Учеб. пособие / В. А. Скукин, А. Н. Супруненко; ГУ КузГТУ. - Кемерово, 2004 - 198 с.

13. Скукин В. А., Супруненко А. Н., Скрынник Л. С. Экономика горного производства и менеджмент. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2007. - 478 с.
14. Скукин В. А. Экономика и менеджмент при проектировании угольных шахт: Учеб. пособие / В. А. Скукин, А. Н. Супруненко; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2008 - 68 с.
15. Сергеев Д. В. Управленческий учет и анализ предприятия: / учеб. пособие / Д.В. Сергеев. - Кемерово: Кузбассвуиздат, 2008, - 381 с.
16. Графова Г. Ф. Экономическая оценка инвестиций: учеб. пособие / Г.Ф. Графова, С. В. Гуськов. - М.: "Дашков и К", 2007. - 138 с.
17. Скрынник Л. С. Экономика природопользования: Учебное пособие. – Кемерово: Кемеровский институт (филиал) РГТЭУ, 2011. – 54 с.
18. 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.
19. Осипова Л. М. Экономическая оценка инвестиций: учеб. пособие / Л. М. Осипова; Кузбас. гос. техн. Ун-т. – Кемерово, 2011. - 86 с.
20. Стоянова Е. В. Эколого-экономическая модель оценки эффективности инновационных природоохранных технологий на угледобывающем предприятии. / Сборник научн. работ: "Эколого-экономические проблемы природопользования в горной промышленности" - Шахты, изд-во ЮРО АГН, 2009. - С. 131-134.
21. Стоянова Е. В. Автореферат диссертации "Эколого-экономическое обоснование формирования комплексной программы снижения негативного воздействия угольных шахт на окружающую среду"./М.: МГГУ. - 21 с.
22. Сборник "Нормы выработки на проведение горных выработок проходческими комбайнами для шахт ОАО "Компания Кузбассуголь", изд. Кузбасского ЦОТ, Прокопьевск, 2002.- 18 с.
23. Скукин В. А. Организация горных работ на разрезах. Метод. указ. по выполнению курсового проекта, КузГТУ, Кемерово, 2011. - 34 с.

24. Скукин В. А. Организация производства на добычных участках шахты. Метод. указ. по выполнению курсового проекта, КузГТУ, Кемерово, 2011. - 31 с.

25. Скукин В. А. Организация производства подготовительных работ на шахте. Метод. указ. по выполнению курсового проекта, КузГТУ, Кемерово, 2011. - 50 с.

26. Скукин В. А. Расчет производственной мощности угольного разреза. Метод. указ. по выполнению курсового проекта, КузГТУ, Кемерово, 2011. - 31 с.

27. Юрченко В. М. Расчет грузопотоков от комплексно-механизированных лав и выбор оборудования конвейерных линий. Метод. указ. к дипломному и курсовому проектированию. КузГТУ, Кемерово, 2010. - 54 с.

28. Юрченко В. М. Методика выбора ленточных конвейеров по графикам применимости. Учеб. пособ. КузГТУ, Кемерово, 2013. - 90 с.