

МАТЕМАТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ТЕОРИИ ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ В КАРЬЕРАХ

8

| | | | | | | | | | | |
|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|
| 356 | 785 | 876 | 765 | 665 | 893 | 807 | 567 | 786 | 567 | 789 |
| 567 | 786 | 765 | 875 | 876 | 908 | 678 | 567 | 456 | 567 | 567 |
| 546 | 678 | 897 | 765 | 567 | 653 | 890 | 564 | 6 | | |
| 345 | 675 | 543 | 657 | 786 | 345 | 654 | 987 | 5 | | |
| 435 | 675 | 876 | 345 | 234 | 876 | 905 | 456 | | | |
| 345 | 675 | 456 | 654 | 768 | 76 | | | | | |
| 342 | 564 | 768 | 789 | 567 | 67 | | | | | |
| 456 | 678 | 67 | | | | | | | | |
| 234 | 567 | 567 | | | | | | | | |

8-3

АКАДЕМИЯ НАУК СССР
МИНИСТЕРСТВО ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
ПО ПРОБЛЕМАМ КУРСКОЙ МАГНИТНОЙ АНОМАЛИИ
им. Л. Д. ШЕВЯКОВА

**МАТЕМАТИЧЕСКИЕ
ОСНОВЫ ТЕОРИИ
ОПЕРАТИВНОГО
УПРАВЛЕНИЯ
В КАРЬЕРАХ**



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НАУКА»

МОСКВА 1974

Математические основы теории оперативного управления в карьерах. Коллективная монография. Изд-во «Наука», 1974, 1—96.

В монографии изложены тенденции развития теории и практики управления горными предприятиями с применением средств вычислительной техники в составе автоматизированной системы управления, теория функционирования карьера как большой системы, принцип оперативного планирования горных работ в условиях вероятностного воздействия горно-геологических факторов, а также теоретические основы оперативного регулирования технологического процесса добычи руды в режиме усреднения, которым в настоящее время придается большое значение в связи с задачами улучшения качества железорудного сырья.

Книга будет полезна инженерно-техническим и научным работникам, занимающимся исследованиями и проектированием автоматизированных систем управления для горнорудных предприятий, а также студентам горных вузов.

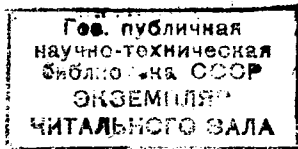
Таблиц 7, иллюстраций 20, библиогр. 44 назв.

Авторы:

А. Н. КУРОЧКИН, Ю. П. АСТАФЬЕВ, Л. В. САФОНОВ,
И. Н. ДУБИЖАНСКИЙ, В. И. КУЗНЕЦОВ, В. П. ТИМАШОВ

Ответственный редактор

кандидат техн. наук В. Ф. МАКАРЕВИЧ



ПРЕДИСЛОВИЕ

Научно-технический прогресс в горнорудной промышленности развивается в направлении технического перевооружения предприятий, углубления специализации и концентрации производства, повышения удельного веса в общем объеме открытых горных работ.

По объему производства железорудная промышленность СССР уже более 10 лет занимает первое место в мире. Она обеспечивает сырьем черную металлургию страны и в значительном количестве поставляет железную руду в страны, объединяемые Советом Экономической Взаимопомощи. Для удовлетворения потребности металлургической промышленности и экспорта намечено [18] довести уровень добычи сырой железной руды в 1975 г. до 522 млн. *t*, выпуск товарной руды до 276 млн. *t*, агломерата до 160 млн. *t*, окатышей до 47 млн. *t*. Содержание железа в товарной руде увеличится до 59,8%. Удельный вес открытых горных работ возрастет до 80% общего объема добычи железных руд. Число крупных карьеров с производительностью по горной массе 30—50 млн. *t* в год достигнет 16.

В сферу промышленной разработки все в большей мере вовлекаются месторождения относительно бедных руд, требующих обогащения. Базирующиеся на них предприятия представляют собой мощные комплексы добычи руды, обогащения, окускования со сложным хозяйством энергетики, транспорта, связи.

Концентрация производства, усложнение технологии, использование высокопроизводительной техники обусловили усложнение управления отдельными процессами и предприятием в целом, вызвали значительный рост информации, циркулирующей в системе управления. Решить указанную проблему путем увеличения управленческого аппарата нельзя, так как объемы перерабатываемой информации растут значительно быстрее, чем принципиально

возможное увеличение численности управленческого персонала. Кроме того, сложность самого производства обуславливает значительное разнообразие вариантов управляющих решений, среди которых необходимо находить оптимальные или близкие к ним.

Качественно решить проблему управления можно только с использованием вычислительной техники в совокупности с современными экономико-математическими методами, составляющими основу автоматизированной системы управления.

В настоящей книге рассматриваются разработанные при участии авторов математические приемы выработки управляющих решений при стабилизации качества и объемов железных руд как одной из главных задач оперативного управления карьером.

СУЩЕСТВУЮЩИЕ ТЕНДЕНЦИИ В РАЗВИТИИ
ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ УПРАВЛЕНИЯ
ГОРНЫМИ ПРЕДПРИЯТИЯМИ

Анализ отечественного и зарубежного опыта организации управления позволяет отметить следующие наметившиеся тенденции в методах управления.

1. Системный подход к решению технических и экономических проблем, позволяющий решать вопросы организации управления предприятием на основе главного закона — пропорциональности его подсистем.

2. Научный подход к организации управления сложными системами, в частности кибернетический, научное обоснование структур управления на всех уровнях — начиная от производственного процесса до прогноза и планирования народного хозяйства.

3. Все возрастающие масштабы использования во всех сферах планирования, управления и контроля электронно-вычислительной техники, позволяющей решать принципиально новые задачи.

4. Организация научно обоснованной системы подбора, подготовки и использования кадров, особенно руководителей высшего и среднего звена.

Сейчас уже очевидно, что численный рост аппарата управления сложной динамической системой, какой является современное предприятие, себя исчерпал.

Решение проблемы в настоящее время найдено во внедрении автоматизированных систем управления, базирующихся на методах экономико-математического моделирования и электронных вычислительных машинах.

Применение экономико-математических методов и вычислительной техники в горнорудной промышленности имеет свои особенности. Они связаны со спецификой этого производства, которому присущи относительная достоверность запасов и пространственных контуров рудного тела, относительная достоверность качества полезного ископаемого, перемещаемость в пространстве и времени фронта работ. Горнодобывающая промышленность как потребитель ЭВМ играет пока незначительную роль. Вместе с тем ряд фирм и компаний капиталистических стран и зарубежных предприятий социалистического лагеря успешно использует ЭВМ в основном для решения отдельных задач. В качестве примеров можно назвать следующие аспекты их применения.

В США разработана программа для ЭВМ-1620 по исследованию распределения металла в руде, подсчету запасов полезного ископаемого в контурах месторождений и отдельных их участков, определению направления развития фронтов работ. Разработаны задачи рационального распределения транспортных средств и графики их движения с помощью ЭВМ на карьерах Чино, рассчитывается оперативное задание на размещение горного оборудования, планируются показатели и анализируется информация по комплексу буровзрывных работ. В Швеции на рудниках, разрабатывающих железную руду, с помощью ЭВМ управляют движением составов от погрузочных пунктов к дробилкам, что позволило снизить затраты и увеличить производительность транспорта. На железорудных карьерах Англии ЭВМ разрабатываются ежедневные задания добычных работ в режиме усреднения, оперативно планируется комплекс буровзрывных и транспортных работ. В ФРГ на базе ЭВМ IBM-1401 разработана система планирования и контроля профилактических осмотров и ремонта горного оборудования. Система учитывает поверхностное и шахтное оборудование по типам, регистрирует его состояние, местонахождение и использование. Данные по оборудованию могут быть в любое время считаны, рассортированы по признакам и зафиксированы документально. Интервалы между профилактическими осмотрами и ремонтом оборудования рассчитываются с учетом отработанного им времени. В Чехословакии на ЭВМ по результатам фотограмметрической съемки рассчитывается кубатура перемещаемой породы. Цифровая модель поверхности составлена методом сети квадратов. Заслуживает внимания использование экономико-математических методов и применение ЭВМ при решении комплекса планово-экономических задач горнодобывающей промышленности в Венгрии. При перспективном планировании добычи угля, необходимого для удовлетворения нужд страны и экспорта, в расчетах учитываются различные марки угля и брикетов, лимиты рабочей силы, объемы капиталовложений, производственные мощности угледобывающих и брикетных предприятий, лимиты валюты. Целевая функция в этой задаче минимизирует расходы. В Институте промышленной экономики и организации Министерства тяжелой промышленности Венгерской Народной Республики разработана программа расчета оптимального производственного плана для группы шахт в границах треста. Целевая функция модели максимизирует прибыль по тресту. Модель реализована для группы угольных трестов. В Польше в Главном институте горного дела разработана система автоматизированной статистики, согласно которой шахта условно делится на элементарные производственные ячейки. По каждой ячейке составляется полное символическое описание характеризующих ее признаков и событий в связи с протекающими в ней производственными процессами. Информация от ячеек поступает в вычислительный центр и обрабатывается по специальным программам применительно к задачам

управления. В ряде зарубежных стран полностью реализуются на ЭВМ расчеты заработной платы, планирования и учета материально-технического снабжения, сбыта продукции.

Можно было бы привести многочисленные примеры применения ЭЦВМ в горной промышленности СССР при планировании и регулировании технологических процессов, описанных В. В. Ржевским, А. Д. Школьниковым, кандидатом техн. наук С. Д. Коробовым, А. Ф. Богачевым, И. Б. Табакманом и другими [1—4].

Плановость хозяйства социалистических стран позволяет реализовать автоматизированную систему управления предприятием, объединением, отраслью и в целом промышленностью по стране.

Автоматизированная система представляется как ряд функциональных сопрягающихся подсистем. Однако полнота использования комплексной системы тесно связана с рядом научных и технических трудностей, большими затратами средств. Считаю комплексный подход правильным, можно признать целесообразным внедрение на первых этапах автоматизированной системы управления (АСУ) отдельными подсистемами. Для горнорудных предприятий первоочередной функциональной подсистемой признана подсистема оперативного управления в объеме задач оперативного планирования, учета и регулирования производства. Это объясняется наличием в упомянутой сфере наибольших резервов и возможностями их реализации при имеющихся технических средствах. В этом направлении наиболее полно разработана и теоретическая база решения задач машинным способом. Значительная территориальная разобщенность и динамичность объектов управления усложняют организацию автоматического контроля и передачу непрерывной информации о ходе производственного процесса. Несмотря на это, область внедрения и перечень вопросов, решаемых с помощью экономико-математических методов и вычислительной техники в горнодобывающей отрасли, как в Советском Союзе, так и за рубежом будет неизбежно и последовательно расширяться.

В настоящее время сущность регулирования производства начинают обосновывать с позиций основной проблемы регулирования, состоящей в наилучшем приближении управляемой системы к заданному состоянию, разработанной теорией автоматического регулирования.

С учетом того, что подход к управлению производственными процессами с позиций теории автоматического регулирования, особенно применительно к горноперерабатывающим предприятиям, весьма нов и что последующие разделы настоящей книги основаны на концепциях этой теории, ниже кратко рассмотрены некоторые ее основные положения.

Являясь кибернетической системой, горное предприятие представляет собой совокупность управляющей и управляемой частей объекта, изменяющих свое состояние в пространстве и времени.

Состояние объекта, описываемого вектором состояния, может изменяться под действием трех факторов: внешней по отношению к объекту среды (характеристика — вектор внешних воздействий), вероятностных изменений состояния самого объекта (например, ограниченная надежность оборудования вызывает неожиданные аварии) и воздействий управляющей системы, описываемых вектором управления и находящихся под постоянным контролем.

В общем случае проблема управления характеризуется как поиск зависимости вектора управления от вектора состояния и вектора внешних воздействий при ограниченной информации, обеспечивающей наилучшее приближение к показателю цели управления.

Искомая функциональная связь называется алгоритмом управления, а система, реализующая алгоритм, — управляющей системой. Качество управляющей системы тем выше, чем меньше разность между действительными и заданными (часто экстремальными) значениями показателя цели управления.

Проблема управления переходит в проблему регулирования, если в качестве показателя управления используется разность между «расчетным» и фактическим состоянием системы (величина ошибки), а вектор регулирования и закон его изменения заданы сопряженной системой.

Теория автоматического регулирования подразделяет управляющие системы на разомкнутые, характерной особенностью которых является то, что процесс работы их не зависит непосредственно от результата воздействия на объект, и замкнутые — с противоположным свойством.

Простейшая замкнутая система состоит из одного контура: вход — объект — выход — регулятор — вход. Сложные системы содержат большее число контуров, а также комбинацию разомкнутых и замкнутых элементарных систем регулирования.

Системы автоматического регулирования в зависимости от типа решаемой задачи можно подразделить на 4 класса.

1. Системы стабилизации, поддерживающие выход вблизи некоторых заданных характеристик.

2. Программные, предназначенные для изменения выхода объекта по заранее заданному извне временному закону.

3. Системы слежения, использующиеся для изменения выхода объекта по заранее заданному извне закону изменения ведущего параметра управления.

4. Системы оптимизации, позволяющие реализовать вариант управления по экстремуму ведущего параметра управления.

Таким образом, для обоснования системы управления нужно выполнить следующие исследования:

- 1) системное описание объекта;
- 2) обоснование структуры управления;

3) обоснование критериев управления подсистем и системы в целом;

4) детальную разработку алгоритма управления по выбранному критерию.

При этом оперативное планирование в зависимости от выбранной структуры управления можно рассматривать либо как разработку задания в замкнутой, либо как программу действий в разомкнутой системе регулирования.

Сложность структуры управления определяется жесткостью технических условий, характеристиками сырья и техническими возможностями предприятия.

В следующих разделах монографии на отдельных примерах показана методика решения перечисленных выше вопросов.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ
ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ КАК СИСТЕМ

1. Структурная модель системы — карьер
и ее отличительные признаки

Современный карьер представляет собой сложное предприятие, характеризующееся большим числом работающих в нем механизмов и машин, а также чрезвычайно разнообразными связями между ними и «взаимоотношениями» между людьми и оборудованием. Эти взаимоотношения усложняются вследствие случайных явлений, возникающих в процессе разработки месторождений полезных ископаемых. Поэтому целесообразно предпринять попытку подвести единую теоретико-методологическую базу под весь комплекс работающих и взаимодействующих механизмов и машин под руководством и с участием человека. Это можно сделать, используя идеи кибернетики, центральную роль в которой играет понятие «системы».

Под технической системой подразумевают совокупность элементов, объектов, объединенных регулярным взаимодействием или некоторой взаимной зависимостью и обеспечивающих выполнение определенных функций [5, 6]. Определению системы полностью отвечает современный карьер, состоящий из множества элементов — механизмов, обеспечивающих выполнение технологических процессов (рис. 1).

При рассмотрении карьера как системы за элементы удобно принять буровые станки (БС), экскаваторы (Э), автосамосвалы (АС) и т. д. Внутренняя структура элемента не является предметом изучения. При исследовании вопросов надежности работы механизмов последние расчленяются на механические и электрические узлы (У), функционирующие последовательно. Это сделано с целью выявления свойства элемента — надежности — для определения в дальнейшем его взаимодействия с другими элементами системы или влияния на свойства системы в целом.

Совокупность однородных элементов, совместно функционирующих и выполняющих одинаковую работу, составляет звенья системы — карьер. Звенья системы по роду своей деятельности соответствуют видам технологических процессов в карьере: буровое, взрывное (МВ), экскаваторное, транспортное, отвальное, перегрузочное в случаях применения перегрузочных площадок (ПП), экскаваторное и транспортное на перегрузке и, наконец, убикерное на обогатительной фабрике (БОФ).

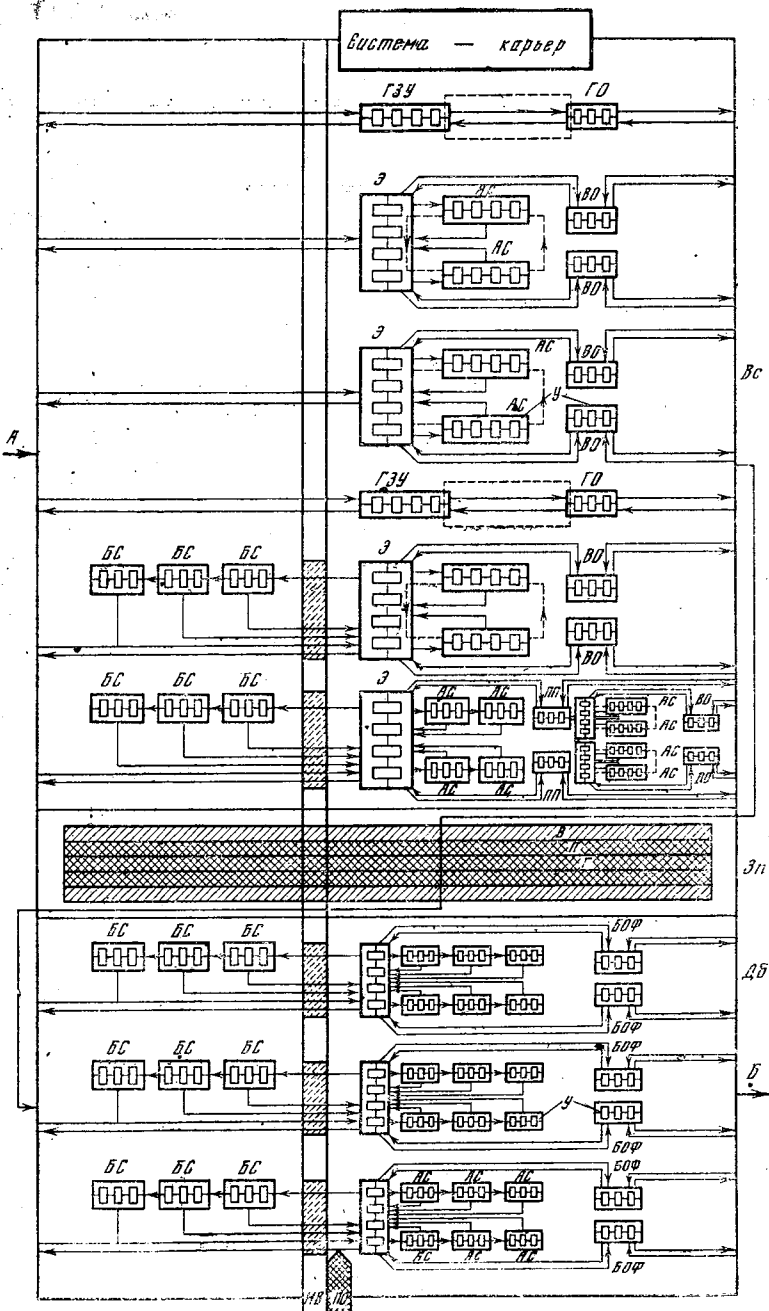


Рис. 1. Схема структуры системы — карьер

ГЗУ — гидрозагрузочное устройство; ГО — гидроотвал; ВО — вскрышной отвал; ПО — переходящий остаток руды; остальные обозначения — в тексте

В системе—карьер действуют связи, изображенные на рис. 1 линиями-стрелками и определяющие характер взаимодействия элементов и звеньев системы. Принятое определение элементов и звеньев, а также установление существующих между ними связей позволяют выделить ряд одинаковых простых систем. Простая система состоит из одного экскаватора (Э) и обслуживающих его буровых станков (БС), транспортных средств и отвалов или приемных бункеров обогатительной фабрики. В случаях применения в карьере комбинированного транспорта в простую систему добавляются: перегрузочная площадка, экскаваторное и транспортное звенья на перегрузке.

По характеру выполняемой работы простые системы можно разделить на занимающиеся выемкой пустых пород и добычей полезного ископаемого. Таким образом, группа простых систем, удаляющая пустые породы из карьера, создает запасы руды, необходимые для нормального функционирования группы простых систем, добывающей полезные ископаемые, т. е. исчерпывающей образованные запасы.

В связи с этим целесообразно систему—карьер подразделить на три подсистемы, имеющие самостоятельные цели и задачи, направленные на выполнение единой функции — добычу полезного ископаемого: «Вскрышную» (Вс), занимающуюся выемкой из карьера пустых пород, «Запасы» (Зп), содержащую в себе запасы полезного ископаемого и являющуюся промежуточной между вскрышной и добычной подсистемами, и «Добычную» (Дб), осуществляющую добычу руды.

«Вскрышная» и «Добычная» подсистемы состоят из простых систем, количество которых определяется числом забойных экскаваторов, занятых соответственно на удалении породы и выемке полезного ископаемого. Подсистема «Запасы», состоящая из вскрытых (В), подготовленных (П) и готовых к выемке (Г) запасов руды, играет роль склада-регулятора, сигнализирующего о состоянии имеющихся запасов полезного ископаемого в карьере и требующего в связи с этим изменения количества работающих простых систем. Количество простых систем в «Добычной» подсистеме определяется параметрами входного сигнала (А), в качестве которого здесь выступает производственная программа карьера. Результат деятельности системы — карьер оценивается выходным сигналом (Б), являющимся фактическим выполнением производственной программы.

Разработанная структурная модель содержит в себе смысловые системы: горную, механическую, электрическую и людскую [7].

Горная система представлена совокупностью элементов вскрытия и системы открытой разработки месторождений. В нее входят количество и место расположения въездных и разрезных траншей, их параметры, условия трассирования вскрывающих выработок, высота уступа, ширина заходки, ширина рабочей площадки, длина экскаваторного блока, протяженность фронта работ, угол откоса

рабочего борта карьера и число работающих горизонтов. Важную роль в этой системе играют направление и величина годового углубления горных работ, способ проходки траншей, характер и направление развития горных работ, скорость продвижения фронта работ, а также горнотехнические условия (производительность и размеры карьеров, количество и вид оборудования). Объекты, составляющие горную систему, одновременно с величинами, характеризующими элементы залегания рудного тела, определяют размеры запасов руды в карьерах, т. е. формируют подсистему «Запасы».

Количественные значения объектов «Вскрышной» системы ограничены во времени и определяются в процессе выбора целесообразного режима горных работ, обеспечивающего планомерную, безопасную и экономически эффективную разработку месторождения за весь срок существования карьера. Выбор режима горных работ, а также производительности и границ карьеров осуществляется на основе методов, разработанных чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевским и проф. А. И. Арсентьевым [8, 9].

Пользуясь этими методами, можно производить комплексное перспективное планирование горных работ на весь срок работы карьера. Полученные на основании указанных (или других) методов годовые расчеты результаты являются исходными при решении задач оперативного планирования. Таким образом, решение поставленных в работе задач осуществляется в пределах более узкого понятия — календарного годового плана горных работ. При этом неравномерность режима в течение года не сказывается на себестоимости продукции, так как погашение затрат на вскрышные работы производится по среднегодовым показателям [9].

Механические и электрические системы в карьере представлены механическими и электрическими узлами карьерного оборудования и своим состоянием определяют их техническую надежность. Эти системы рассматриваются параллельно, применительно к единице горнотранспортного оборудования в целях определения ее надежности; они характерны для «Добычной» и «Вскрышной» подсистем.

Людская система отображает взаимоотношения человека с механизмами, горными работами, т. е. с горной и электромеханической системами, а также с окружающей средой. Взаимоотношения строятся на организационной и технологической основе, а поэтому определяют оперативную надежность работы карьера, характеризующую степень организованности системы в целом.

Таким образом, все перечисленные системы взаимосвязаны между собой: параметры горной системы определяют размеры запасов руды, необходимая величина которых зависит от надежности работы электромеханической и людской систем, при этом одна группа определяет техническую, а вторая — оперативную надежность, составляя в совокупности эксплуатационную надежность.

Горная система исследуется при решении задач управления запасами руды, а другие — при определении количественных

характеристик эксплуатационной надежности, формирующих производительность оборудования, а следовательно, и величину спроса его на запасы.

Анализируя характер связей внутри системы — карьер, не трудно установить, что элементы в звене и простые системы функционируют параллельно, в то время как узлы и звенья простой системы — последовательно. Характер связи, составляющий основу структуры системы — карьер, предопределяет надежность функционирования звеньев, простых систем, подсистем и в целом всей системы.

Предполагаемая модель системы — карьер с выделением простых систем и подсистем способствует упрощению расчетов при исследовании и более наглядной интерпретации ее результатов.

Карьер как большая система характеризуется следующими признаками: а) создается человеком из различного оборудования и элементов вскрытия, системы открытой разработки; б) обладает целостностью: все части системы — карьер служат достижению единой цели; в) система является большой как с точки зрения разнообразия составляющих ее элементов, так и с точки зрения их количества; г) изменение какой-либо переменной влечет за собой изменение многих других переменных, причем подобная зависимость редко оказывается линейной; д) входные воздействия системы имеют стохастическую природу; е) система содержит элементы конкурентной ситуации.

Отличительными признаками карьера как сложной системы служат: а) большое число взаимно связанных и взаимодействующих карьерных механизмов; б) сложность функции, выполняемой системой и направленной на достижение заданной цели функционирования; в) возможность разбиения системы на подсистемы, цели функционирования которых подчинены общей цели функционирования всей системы; г) управление, имеющее иерархическую структуру, разветвленную информационную сеть и интенсивные потоки информации; д) взаимодействие с внешней средой и функционирование в условиях воздействия случайных факторов.

Система — карьер характеризуется рядом отличительных особенностей, связанных со спецификой ее функционирования. Она относится к системам, занимающимся добычей полезного ископаемого — сырья. Таким образом, в отличие от многих систем, работающих на сырье определенного типа, система — карьер образует его запасы, необходимые для нормального обеспечения спроса.

Другая особенность системы — карьер состоит в том, что выходной сигнал всецело зависит от того состояния системы, в котором она находится как в момент получения входного сигнала, так и при последующей работе.

2. Характеристики и свойства системы — карьер

Система — карьер является:

- а) сложной;
- б) вероятностной;
- в) кибернетической;
- г) системой с иерархическим управлением;
- д) системой с обратной связью;
- е) динамической;
- ж) организованной;
- з) эргатической;
- и) многофункциональной;
- к) экономической.

Чл.-корр. Н. П. Бусленко рекомендует считать систему сложной в том случае, когда в силу свойств самой системы и по характеру задач, возникающих при ее исследовании, необходимо принимать во внимание наличие в системе большого количества взаимно связанных и взаимодействующих элементов. Из этого определения, однако, неясно, какое число элементов следует считать большим. Предлагается к сложной относить также систему, у которой часть элементов ненаблюдаема. В таком случае невозможно сравнить сложность разных систем, так как о ненаблюдаемых элементах ничего неизвестно.

Акад. А. И. Берг формулирует новое, наиболее общее определение сложной системы следующим образом: сложной системой будем называть такую систему, которая может быть выражена не менее чем в двух языках. Общий смысл этого определения заключается в том, что если мы не учтем при исследовании объекта одновременного действия на него всех факторов, выражаемых каждый в своем языке, то не получим никакой системы.

Самой простой из сложных является двуязычная система. Такая система способна решать некоторые задачи и осуществлять некоторые действия, т. е. система имеет определенную функцию (первый язык системы). Эту функцию система реализует с помощью некоторых средств и методов (второй язык системы). Исследуемая система — карьер решает несколько задач с помощью различных средств и методов.

Система вероятностная, так как нельзя детально предсказать ее поведение. Систему можно тщательно исследовать и установить с большой степенью вероятности ее поведение в любых заданных условиях. Однако система остается все-таки неопределенной, и любое предсказание относительно ее поведения никогда не может выйти из логических рамок вероятностных категорий, при помощи которых это поведение описывается. Вероятностный характер системе придают случайные факторы, в условиях действия которых функционирует карьер.

Источниками случайных факторов являются воздействия внешней среды, а также отклонения различных величин — результатов

осуществления технологических процессов в карьере, возникающих внутри систем. Среди факторов внешней среды важное место занимают случайные изменения природных условий (климатических, геологических, гидрогеологических и т. п.). Случайные факторы внутренней среды связаны с осуществлением технологических процессов и носят характер повторяющихся производственных операций, которые выполняются по мере надобности.

Система к и б е р н е т и ч е с к а я, так как она представляет собой не разрозненную совокупность элементов, а прочно связана информационной сетью, обладающей свойством управляемости. Применимость к той или иной системе понятия «кибернетическая» определяется в первую очередь наличием в системе хотя бы одного управляющего объекта [10]. В предполагаемой модели системы — карьер можно выделить управляющую и управляемые части, отличающиеся материальной основой. Управляющая часть представлена коллективом людей, которые осуществляют управление системой с помощью имеющихся в их распоряжении средств связи. Руководитель, ответственный за выполнение той или иной работы, по каналам управления отдает распоряжения подчиненным ему исполнителям. По каналам обратной связи к нему поступает информация о том, как выполняются его распоряжения. На основе полученной информации руководитель принимает определенные решения и отдает новые распоряжения.

Система имеет и е р а р х и ч е с к о е у п р а в л е н и е, так как управляемые простые системы взаимодействуют с внешней средой, друг с другом и составляют более сложные управляемые системы, образуя иерархию; функции управления в этой системе осуществляют люди с помощью ЭЦВМ или без них.

Система обладает о б р а т н о й с в я з ь ю, имеющей особенно большое значение для кибернетических систем и являющейся каналом, по которому в систему вводят данные о результатах управления. Выходной сигнал Б информирует управляющую часть системы — карьер о значении управляемых величин, среди которых основная — производственная программа.

Система д и н а м и ч е с к а я, так как она рассматривается не в статическом состоянии, а в движении и развитии, во времени и пространстве, что позволяет вскрывать закономерности и устанавливать факты, которые в противном случае оказались бы невоскрываемыми.

Система о р г а н и з о в а н н а я, так как она обладает большей или меньшей упорядоченностью, определяемой различной степенью организации человеком процессов функционирования карьера.

При оценке того или иного состояния системы относительно структуры или функций почти никогда нельзя сказать, в каком из возможных состояний находится в данный момент система. Поэтому при анализе возможностей системы каждому из состояний удобно приписывать ту или иную вероятность. Для общей оценки

системы по вероятностям К. Шеннону [11] удалось ввести удачное эвристическое понятие неопределенности, или энтропии H . Оно оказалось весьма плодотворным при оценке процесса изменения уровня организации системы. Акад. В. М. Глушков использует понятие энтропии, разрабатывая теорию самоорганизации систем [12].

Сообщение о результате работы карьера полностью ликвидирует неопределенность и поэтому доставляет количество информации, равное H . Если состояние и результат функционирования системы поддерживаются на неизменном заданном уровне, то степень неопределенности H равна нулю. Под действием случайных явлений и факторов изменяется состояние системы и результаты ее работы отклоняются от планируемого значения. Энтропия системы тогда растет, становясь равной единице при получении результата, совершенно противоположного ожидаемому. Неопределенность результата события возрастает с увеличением числа равновероятных исходов, а следовательно, увеличивается количество информации в сообщении о результатах.

Все эти соображения нашли отражение в формуле, определяющей количественную меру неопределенности исхода события — энтропии события H , выраженной в битах, на символ события:

$$H = - \sum_{i=1}^{i=n} P_i \log_2 P_i, \quad (\text{II.1})$$

где P_i — вероятность i -го исхода события; n — число возможных исходов.

Чтобы устранить неопределенность в результатах интересующего нас события, сообщение об его исходе должно содержать количество информации, равное величине энтропии. Таким образом, с помощью написанной формулы можно подсчитать количество информации, которое необходимо получить о контролируемой системе для полного представления о результатах ее функционирования по интересующим нас показателям.

Термин энтропия заимствован из термодинамики, где формула, сходная с (II.1), определяет энтропию молекулярной системы, характеризующую степень царящего в ней беспорядка, хаотичности поведения молекул. Согласно второму закону термодинамики замкнутая, изолированная от внешней среды система приходит с течением времени в состояние наибольшего беспорядка, а ее энтропия достигает максимального значения. Таким образом, энтропия системы отражает уровень ее организации.

При числе всех возможных исходов n величина энтропии H становится наибольшей, когда последовательные события независимы и $P_1 = P_2 = \dots = P$; в этом случае

$$H_{\max} = - \sum_{i=1}^n \frac{1}{n} \log_2 \frac{1}{n} = - \log_2 \frac{1}{n} = \log_2 n \text{ бит}. \quad (\text{II.2})$$

Систему можно характеризовать и величиной неопределенности некоторого сложного события (i, j) . Если $P(S_i, f_j)$ — вероятность нахождения системы в i -м структурном и j -м функциональном состояниях и если эти события считать независимыми, то выполняются соотношения:

$$P_{ij} = P_i \delta_j; \quad \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n P_{ij} = 1; \quad P_i = \sum_{j=1}^n P_{ij} \quad (\text{II.3})$$

Неопределенность этого события (i, j) вычисляется по формуле

$$H = - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n P_{ij} \log P_{ij}. \quad (\text{II.4})$$

Если вероятности P_{ij} ($i = 1, \dots, m; j = 1, \dots, n$) равны между собой, то неопределенность системы будет максимальной:

$$P_{11} = P_{12} = \dots = P_{mn} = \frac{1}{mn}; \quad H_{\max} = \log mn.$$

Максимальная неопределенность системы равна сумме максимальных неопределенностей структуры и функции системы (H_s и H_f):

$$H_{\max} = \log m + \log n = H_s + H_f. \quad (\text{II.5})$$

Любые законы распространения величины P_{ij} , кроме закона равной вероятности, дают значения неопределенностей, лежащих в интервале

$$0 \leq H \leq H_{\max}. \quad (\text{II.6})$$

Используя введенное К. Шенноном понятие избыточности, Г. Фестер предложил оценивать уровень организации системы величиной

$$R = 1 - \frac{H}{H_{\max}}. \quad (\text{II.7})$$

Здесь под H_{\max} понимается максимально возможная неопределенность системы (по структуре и функции); H — текущее, фиксированное на данный момент времени значение неопределенности; H/H_{\max} — относительная энтропия; R — мера относительной организации.

Введение в качестве меры организации системы относительной величины R позволяет сравнивать уровни организации систем, имеющих различные структурные и функциональные возможности.

Система э р г а т и ч е с к а я, так как она нуждается в участии человека, который осуществляет в ней функции управляющего и решающего звена. Она относится к полиэргатической системе первого и второго рода ввиду участия в системе многих лиц, а

также выполнения ими не только контрольных, но и восстановительных работ.

Система многофункциональная, так как она продолжает работать при отказе одного или нескольких элементов и простых систем, хотя работоспособность ее при этом меняется.

Система экономическая, так как она характеризуется свойствами, присущими экономическим системам: объективно обусловленной целью функционирования; ограниченностью трудовых, материальных, финансовых и информационных ресурсов; необходимостью и возможностью соизмерения затрат и результатов.

Система — карьер характеризуется свойствами тех объектов, которые ее составляют. Основные ее свойства — надежность и эффективность. Надежность — это свойство системы сохранять работоспособность в течение заданного интервала времени в определенных условиях эксплуатации. Эффективность — свойство системы, отображающее результаты ее функционирования в течение какого-то интервала времени и оцениваемое количеством получаемой продукции, т. е. производительностью карьера за это время.

Системная характеристика Криворожских карьеров приведена в табл. 1. Из нее видно, что карьеры бассейна относятся к сложным техническим системам. В каждом из них ежемесячно функционирует от 10 до 36 простых систем, включающих до 100—200 звеньев и до 200—250 элементов-механизмов. Наименьшее число звеньев наблюдается в простой системе, занимающейся удалением из карьера наносных пород. Оно растет с увеличением крепости горной массы и глубины работ в карьере. В первом случае добавляются буровые звенья, во втором — звенья, связанные с перегрузкой горной массы в карьере ввиду применения комбинированного транспорта.

Структура системы — карьер определяется ее производственной мощностью, типом применяемого оборудования и его производительностью, а также в значительной мере степенью организации выполнения технологических процессов. Последнюю устанавливают путем анализа и исследования внутренних связей в системе — карьер, возникающих в процессе функционирования смежных технологических звеньев [13—15].

В дополнение к этим исследованиям, в связи с рекомендацией пользоваться энтропией для оценки степени организованности системы — карьер, были проведены хронометражные наблюдения в объеме 30 смен в карьере НКГОКа. В основу метода исследования положен принцип выявления состояния звеньев, определения меры дезорганизации в них и нахождения узких мест. В процессе функционирования однородных звеньев в системе — карьер их состояние устанавливается количеством находящегося в работе оборудования, от чего, собственно, зависит эффективность системы. Энтропия в этом случае определяется для многих событий, число

Таблица 1

| Показатели | Карьеры | | | | |
|------------|---------|-------|------|--------|-------|
| | ЮГОК | НКГОК | ЦГОК | СевГОК | ИнГОК |

Подсистемы «Вскрышная» и «Добычная»

| | | | | | |
|--|-------|-------|-------|-------|-------|
| Количество простых систем | | | | | |
| на наносах | 3 | 1 | 2 | 3 | 5 |
| на скальной вскрыше | 10 | 4 | 16 | 12 | 16 |
| на руде | 11 | 5 | 18 | 14 | 13 |
| Количество звеньев в простой системе | | | | | |
| на наносах | 3 | 3 | 3 | 3 | 2 |
| на скальной вскрыше | 4 | 3—7 | 3—7 | 3—7 | 3 |
| на руде | 4 | 7 | 7 | 7 | 4 |
| Количество элементов в подсистеме по звеньям | | | | | |
| буровым * | 9/9 | 6/8 | 8/8 | 9/8 | 13/11 |
| экскаваторным | 13/11 | 5/5 | 18/18 | 15/14 | 21/13 |
| транспортным **: . | | | | | |
| железнодорожным | 22/22 | 12/10 | 12/12 | 18/7 | 0/0 |
| автомобильным | 0/0 | 12/12 | 45/25 | 15/45 | 50/40 |
| перегрузочным | 0 | 2 | 2 | 3 | 0 |
| экскаваторным на перегрузке | 0 | 5 | 6 | 2 | 0 |
| отвальным | 10 | 3 | 7 | 8 | 0 |
| бункерным на фабрике | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 |

Подсистема «Запасы» (руда)

| | | | | | |
|---------------------------------------|--------|------|------|------|-------|
| Высота уступа, м | 15 | 15 | 15 | 12 | 12,15 |
| Число рабочих горизонтов | 10 | 7 | 11 | 14 | 10 |
| Длина рудного фронта, км | 5,05 | 2,18 | 1,7 | 2,1 | 7,43 |
| Ширина рабочих площадок, м | 100 | 50 | 30 | 55 | 100 |
| Запасы руды | | | | | |
| вскрытые, млн. т | 178,94 | 25,4 | 44,9 | 51,3 | 41,2 |
| подготовленные, млн. т | 41,97 | 6,69 | 12,7 | 11,7 | 12,2 |
| готовые к выемке, млн. м ³ | 3,88 | 1,02 | 0,6 | 2,06 | 1,97 |
| В том числе: | | | | | |
| взорванные | 3,19 | 0,64 | 0,44 | 1,23 | 1,27 |
| разбуренные | 0,69 | 0,38 | 0,16 | 0,83 | 0,70 |

* Числитель — вскрышная подсистема, знаменатель — добычная.

** Вместе с транспортным звеном от перегрузочной площадки.

которых устанавливается величиной выбранного интервала, формирующего интервальный ряд [16]. Из построенного одним из авторов полигона распределения состояний однородных звеньев видно, что наиболее стабильным состоянием характеризуются транспортное звено и бункеры дробильного отделения обогатительной фабрики; меньшей стабильностью — экскаваторные звенья, работающие в карьере на руде и породе; наименее организованным является экскаваторное звено на отвале. Поэтому энтропия состояний звеньев составляет соответственно (в битах): 1,3446; 1,9769; 2,6435; 3,2607 и 3,3176. Малое значение энтропии указывает на стабильность рабочего состояния в звеньях; большое же — на низкую организацию работ и на необходимость получения информации I в большом объеме с целью своевременного принятия мер к устранению недостатков.

Подходя к рассматриваемому вопросу с позиции создания соответствия о состояниях смежно функционирующих технологических звеньев, можно рекомендовать следующие формулы:

$$\frac{n_{э.р} \cdot T}{t_{п.р} + t_{о.р}} \leq \frac{T_{\phi} \cdot 60n}{t_{р.ф} + t_{о.ф}}; \quad (II.8)$$

$$\frac{n_{э.п}}{t_{п.п} + t_{о.п}} \leq \frac{n_{э.о}}{t_{р.о} + t_{о}}; \quad (II.9)$$

$$N_{лс} \geq \frac{n_{э.п} \cdot T_{о.п}}{t_{п.п} + t_{о.п}} + \frac{n_{э.р} \cdot T_{о.р}}{t_{п.р} + t_{о.р}}, \quad (II.10)$$

где $n_{э.р}$, $n_{э.п}$, $n_{э.о}$ — количество работающих экскаваторов на руде, породе и на отвале; $T_{о.п} = 144$ мин, $T_{о.р} = 117$ мин — время рейса локомотивосостава с породой и рудой; $N_{лс}$, n — полное количество локомотивосоставов и одновременно разгружающихся в бункеры дробильной фабрики; T_{ϕ} — время работы фабрики. Значения других величин определены для условий карьера НКГОКа по результатам 1536 наблюдений: $t_{п}$ — время погрузки состава рудой 39 мин и породой 45 мин; $t_{р}$ — время разгрузки состава на фабрике 13 мин и на отвале 29 мин; $t_{о}$ — время обмена состава в забое: на руде 7 мин, на породе 12 мин, на фабрике 3 мин и на отвале 8 мин. Анализ взаимодействия смежных звеньев в карьере НКГОКа показал, что из-за несоответствия их рабочего состояния в течение месяца карьерными экскаваторами было потеряно 284 маш-час, отвальными — 240 маш-час, локомотивосоставами — 328 маш-час и бункерами дробильной фабрики — 52 час. Надежность системы — карьер определяется в реальных условиях эксплуатации с учетом комплексного воздействия внешних и внутренних факторов, связанных с климатическими, рельефными, географическими, горно-геологическими и производственно-техническими особенностями эксплуатации, реальными режимами работы и условиями обслуживания системы. Поэтому целесообразно эту надежность считать эксплуатационной.

Эксплуатационную надежность ввиду разнопричинности отказов элементов-механизмов и объектов, составляющих систему — карьер, целесообразно подразделить на техническую и оперативную надежность. Под технической надежностью понимается надежность, определяемая техническим состоянием элементов-механизмов и связанная с авариями последних. Оперативная надежность определяет вероятность того, что в любой момент времени механизм находится в работоспособном состоянии, и связана с простоями по организационно-техническим причинам.

Для оценки технической и оперативной надежности используются коэффициенты технической $K_{т.г}$ и оперативной $K_{о.г}$ готовности:

$$K_{т.г} = \frac{\sum_1^n t_i}{\sum_{i=1}^n t_i + \sum_{i=1}^n \tau_{т.и}} ; \quad (II.11)$$

$$K_{о.г} = \frac{\sum_1^n t_i}{\sum_{i=1}^n t_i + \sum_{i=1}^n \tau_{о.и}} , \quad (II.12)$$

где t_i — время исправной работы между $(i - 1)$ -м и i -м отказами, час; τ_i — время восстановления i -го отказа, час; n — число отказов за расчетный период времени.

Коэффициент использования учитывает все время простоев и рассчитывается по формуле

$$K_{и} = \frac{\sum_1^n t_i}{\sum_1^n t_i + \sum_1^n \tau_{о.и} + \sum_1^n \tau_{т.и}} . \quad (II.13)$$

Коэффициент использования связан с коэффициентами технической и оперативной готовности следующим образом:

$$K_{и} = \frac{K_{т.г} \cdot K_{о.г}}{K_{о.г} + K_{т.г} - K_{о.г} \cdot K_{т.г}} . \quad (II.14)$$

Используя параметры потока отказов $\lambda = 1/T_i$ (где T_i — наработка на отказ i -го узла, час), коэффициенты можно отнести к 1 час календарного времени:

$$K_{т.г} = \frac{1}{1 + \lambda_{т.г} \tau_{т.г}} ; \quad K_{о.г} = \frac{1}{1 + \lambda_{о.г} \tau_{о.г}} ; \quad K_{и} = \frac{1}{1 + \lambda_{т.г} \tau_{т.г} + \lambda_{о.г} \tau_{о.г}} .$$

По своему характеру отказы, т. е. события, заключающиеся в полной или частичной утрате элементом работоспособности, разделяются на технические и оперативные. Первые связаны с техническим состоянием машин и механизмов в карьере, а вторые — с общей организацией работ и принятой технологией разработки месторождения. Техническое состояние механизмов в карьере определяется состоянием отдельных узлов, входящих в механическую и электрическую группы. Всего выделено по шесть узлов в каждой группе для одноковшовых экскаваторов; по пять-шесть и по два узла соответственно в буровых станках СБШ-250 и СБО-160/20; в автосамосвале БелАЗ-540 выделено семь узлов. В механизмах выбраны главные последовательно функционирующие узлы, поэтому выход из рабочего состояния любого из них вызывает отказ всей машины.

Отказы в системе, прогнозируемые по времени возникновения и длительности, т. е. поддающиеся планированию и точному расчету, относятся к детерминированным; прогнозируемые по частоте возникновения и продолжительности отказы, т. е. поддающиеся описанию закона их распределения, — к вероятностным, и, наконец, отказы, не прогнозируемые ни по длительности, ни по времени, являются случайными [17].

К первым относятся отказы, связанные с осуществлением планово-предупредительных и других ремонтов, проводимых в соответствии с утвержденными графиками, фиксирующими начало работы и их продолжительность во времени. Сюда же относятся отказы, связанные с производством массовых взрывов, сменой бригад, праздничными и выходными днями. К вероятностным отнесены отказы, связанные со всевозможными работами, выполняемыми в соответствии с требованиями технологии: перегон оборудования, переустройство ЛЭП, путевые и дорожные работы, разборка забоя и перекидка (конусовка) горной массы, смена составов, орошение забоев, зачистка горизонта и т. д. Известно, что эти работы необходимо выполнить; однако точное время их возникновения неизвестно, и выполняются они по мере необходимости. Прогнозирование в таком случае возможно только на основе установления законов распределения отказов. К последней группе относятся отказы, носящие случайный характер и связанные с авариями механизмов и выходом их из рабочего состояния вследствие неорганизованности (отсутствие транспорта, дорог и рабочих отвальных тупиков и т. п.).

Для определения функций надежности карьерного оборудования и оценки достоверности показателей, полученных по экспериментально-промышленным данным, необходимо знать законы распределения оперативных случайных величин — времени безотказной работы (наработки на отказ) и продолжительности устранения отказов. Для этого статистический материал формируется в интервальные ряды с предварительной разбивкой всего диапазона случайных величин на равные интервалы. Для каждого интервала

подсчитываются: n_i — количество попавших в интервал значений случайной величины; n_i/n — частота; $\sum n_i/n$ — накопленная частота; $n_i/n \cdot \Delta t_p$ — эмпирическая плотность вероятности.

По результатам статистического ряда строятся гистограммы значений этих случайных величин, по характеру которых делаются предположения о возможном законе их распределения. Соответствие теоретической кривой распределения статистическому распределению устанавливается с помощью критерия согласия К. Пирсона

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^k (n_i - np_i)^2 / np_i, \quad (\text{II.15})$$

где k — число интервалов статистического распределения; n — общее число наблюдаемых значений случайных величин; p_i — теоретическая вероятность попадания случайной величины в i -й интервал.

Распределение χ^2 зависит от параметра r , называемого числом степеней свободы и равного k за вычетом числа независимых связей S , наложенных на частоты n_i/n . Такими связями могут являться:

$$\sum_{i=1}^k n_i/n = 1; \quad \sum_{i=1}^k \tilde{\chi}_i n_i/n = m^0; \quad \sum_{i=1}^k (\chi_i - m^0)^2 n_i/n = D^0,$$

где $\tilde{\chi}_i = (\chi_i + \chi_{i+1})/2$ — середина интервала; m^0 — среднее статистическое значение случайной величины; D^0 — статистическая дисперсия. Имеется таблица [18], пользуясь которой для полученного значения χ^2 и определенного числа степеней свободы r можно найти вероятность того, что $p \geq 0,05$. Это значит, что экспериментальные данные не противоречат принятому теоретическому закону распределения случайной величины.

Для полной статистической оценки показателей надежности необходимо указать доверительные границы интервала, в котором с соответствующей доверительной вероятностью γ заключены наиболее вероятные значения наработки на отказ T .

Доверительный интервал значений $T_{\min} \leq T \leq T_{\max}$, где $T_{\min} = T/\delta_2$, $T_{\max} = T/\delta_1$; δ_1 и δ_2 — значения коэффициентов точности, определяемые по специальной таблице в зависимости от требуемой доверительной вероятности $\gamma = \gamma_1 - \gamma_2$ и от числа отказов n_i . Имея необходимый объем информации, можно рассчитывать среднестатистические оценки критериев надежности: значения наработок на отказ и времени их восстановления.

Надежность узлов экскаватора, под которой здесь понимается вероятность безотказной работы, для установившихся потоков определяется как

$$p(t) = \exp[-\lambda_i t_i]; \quad (\text{II.16})$$

ненадежность будет

$$Q(t) = 1 - \exp[-\lambda_i t_i], \quad (\text{II.17})$$

где $\lambda_i = 1/T_i$ — параметр потока отказов, $1/\text{час}$; T_i — наработка на отказ, час ; t_i — продолжительность расчетного периода эксплуатации i -го узла, час .

Для узлов механической и электрической групп экскаватора, состоящих из большого количества деталей, имеющих в отдельности малые интенсивности отказов, на основании теоремы Пальма — Хинчина можно полагать, что суммарный поток отказов $\Lambda(t)$ будет близок к простейшему и определится из выражения

$$\Lambda(t) = \sum_{i=1}^n \lambda_i \text{ 1/час}. \quad (\text{II.18})$$

Для простейшего потока отказов $\Lambda(t) = \Lambda = \text{const}$. Поэтому для элементов-механизмов в целом вероятность безотказной работы должна описываться экспоненциальным законом

$$P(t) = \exp[-\Lambda t] = \exp[-t/T]. \quad (\text{II.19})$$

Узлы в карьерных элементах-механизмах соединены последовательно. Поэтому надежность функционирования каждого элемента определится произведением безотказной работы узлов

$$p(t_i) = e^{-(\lambda_1 + \lambda_2 + \dots + \lambda_n) t_i}. \quad (\text{II.20})$$

Случайной величиной, выступающей в качестве критерия восстановления карьерных механизмов, является время восстановления, представляющее собой среднее время устранения одного отказа.

При нормальном законе распределения наработки на отказ и продолжительности его восстановления теоретическая величина определяется по формуле

$$f(t) = \frac{N \cdot h}{\sigma} \cdot \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \cdot e^{-\frac{t^2}{2}}, \quad (\text{II.21})$$

где N — число наблюдений, равное сумме частот эмпирического распределения; h — величина интервала эмпирического ряда распределения, час ; σ — стандарт эмпирического ряда; $t = (x - \bar{x})/\sigma$ — нормированное отклонение. Величина $\frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{t^2}{2}}$ находится по таблице [18]. Для определения нормированного отклонения следует найти условные моменты двух порядков из выражений

$$\alpha_1 = \frac{\sum m \xi}{\sum m}; \quad \alpha_2 = \frac{\sum m \xi^2}{\sum m},$$

где m — суммарное значение эмпирической частоты; ξ — новая система отсчета, а также стандарт отклонения

$$\sigma = \sqrt{h^2 [\alpha'_1 - (\alpha'_1)^2]}.$$

После определения α_1 , α_2 и α_3 из выражения $\bar{x} = h\alpha'_1 + c$, где c — среднее значение эмпирического интервала (час), определяются среднестатистические значения случайных величин.

При экспоненциальном законе распределения теоретическая плотность вероятности определяется из выражения

$$f(t_i) = \lambda e^{-\lambda t_i}, \quad (\text{II.22})$$

где λ — параметр распределения, $1/\text{час}$; e — основание натурального логарифма; t_i — продолжительность расчетного периода, час.

При равномерно распределенном законе функция плотности вероятности имеет вид

$$f(x) = \begin{cases} \frac{1}{b-a} & \text{при } a \leq x \leq b; \\ 0 & \text{при } x < a, x > b, \end{cases} \quad (\text{II.23})$$

где a , b — соответственно минимум и максимум значений интервала, в котором равномерно распределена случайная величина.

В результате исследования эксплуатационной надежности автосамосвала БелАЗ-540 в период работы его после ремонта было установлено: а) поток отказов автосамосвала за время его эксплуатации является простейшим; б) значения пробега между отказами распределены по экспоненциальному закону с параметром $\lambda = 1,36$ на 1 тыс. км и математическим ожиданием наработки на отказ 0,742 тыс. км; в) вероятность отказа не зависит от пробега самосвала и определяется на отрезке l как $Q(l) = 1 - e^{-\lambda l}$; г) вероятность P_n отказов на отрезке l подчиняется закону Пуассона:

$$P_n = \frac{(\lambda \cdot l)^n}{n!} e^{-\lambda l}. \quad (\text{II.24})$$

По данным таблиц выборки из карт аварийности автосамосвалов были получены значения вероятности отказов узлов и машин в период работы до первого отказа порядка $L_0 = 6,17$ тыс. км при $\lambda = 20,5 \cdot 10^{-3}$ $1/\text{тыс. км}$. Анализируя данные, можно заметить увеличение интенсивности отказов с ростом пробега. Для простоты предположим линейный закон роста вероятности отказа $Q_1(l)$ от пробега l

$$Q_1(l) = r \cdot l \cdot \lambda. \quad (\text{II.25})$$

$$Q = T_{\text{к}} \cdot K_{\text{и}} \cdot \Pi_{\text{т}} \cdot M^3$$

$$\Pi_{\text{т}}^{\text{ЭКГ}} = a' - b' \bar{a}_{\text{max}} - c\alpha - df - eA + gh \text{ м}^3/\text{час}$$

$$\Pi_{\text{т}}^{\text{сбо}} = \frac{hW^2 V_{\text{б}} V_{\text{р}}}{e_{\text{с}} \cdot V_{\text{б}} + (e_{\text{с}} - e_{\text{д}}) \cdot V_{\text{р}} + t_{\text{р}} \cdot V_{\text{б}} \cdot V_{\text{р}}} \cdot \text{м}^3/\text{час}$$

$$\Pi_{\text{т}}^{\text{сбш}} = \frac{hW}{\frac{e_{\text{с}}}{V_{\text{б}}} + \frac{e_{\text{с}}}{e} \left(t_1 + n_{\text{п}} t_2 + \frac{e}{e_{\text{ст}}} t_3 \right) + t_{\text{п}}}$$

Узел

$$f(x) = \begin{cases} 1/(b-a) & \text{при } a \leq x \leq b \\ 0 & \text{при } x < a; x > b \end{cases}$$

$$f(x) = \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} \cdot e^{-\frac{(x-a)^2}{2\sigma^2}}$$

$$f(x) = \begin{cases} 0 & \text{при } x \leq 0 \\ \lambda \cdot e^{-\lambda x} & \text{при } x > 0 \end{cases}$$

Формирование

псевдослучайных чисел

$$\eta_i = raV$$

$$\eta_i = a + (b-a) \xi_i$$

$$\xi_i = -T_i \ln \eta_i$$

$$\xi_i = -\tau \ln \eta_i$$

$$\xi_i \geq a; \quad \xi_i \leq b$$

$$T_i = \xi_i; \quad \tau_i = \xi_i$$

Элемент

$$P(t) = \prod_{i=1}^{n_y} P(t)_i$$

$$Q(t) = 1 - P(t)$$

Коэффициенты готовности и использования

$$K_{\text{гот}} = \frac{T_{\text{к}} - \sum_{i=1}^{n_y} (-\ln P_i \tau_i)}{[T_{\text{к}} - \sum_{i=1}^{n_y} (-\ln -P_i \tau_i)] + \sum_{i=1}^{n_y} \frac{T_{\text{к}}}{T_i} \cdot \tau_i}$$

$$K_{\text{и}} = \frac{K_{\text{т.г}} \cdot K_{\text{о.г}}}{K_{\text{т.г}} + K_{\text{о.г}} - K_{\text{т.г}} K_{\text{о.г}}}$$

Звено

$$P(t)_3 = 1 - Q(t)_3$$

$$Q(t)_3 = [Q(t)]^{n_{\text{эл}}}$$

Простая система

$$P(t)_{\text{п.с}} = \prod_{i=1}^{n_3} P(t)_i$$

$$Q(t)_{\text{п.с}} = 1 - P(t)_{\text{п.с}}$$

Подсистема

$$P(t)_{\text{пдс}} = 1 - Q(t)_{\text{пдс}}$$

$$Q(t)_{\text{пдс}} = \prod_{i=1}^{n_{\text{пс}}} Q(t)_i$$

Система — карьер

$$P(t)_{c-k} = 1 - Q(t)_{c-k} \quad Q(t)_{c-k} = \prod_{i=1}^{n_{\text{пдс}}} Q(t)_{\text{пд}i}$$

$$K_{т.г} = \frac{1}{1 + \lambda_{т} \tau_{т}}; \quad K_{о.г} = \frac{1}{1 + \lambda_{о} \tau_{о}}; \quad K_{и} = \frac{1}{1 + \lambda_{т} \tau_{т} + \lambda_{о} \tau_{о}}$$

| | | |
|--|----------------------|---|
| Дано: | Const | Ограничения |
| $T_{к}; \tau_i; T_i;$ | $t = T_{к}; a'; b';$ | $b = \max \geq \xi_i \geq a = \min$ |
| $\Pi_{т}^{\text{арг}}; \Pi_{т}^{\text{сбо}}; \Pi_{т}^{\text{сбш}}$ | $c; d; e; q;$ | $\left. \begin{array}{l} d_{\text{max}}, \alpha, f, A, h \\ W, V_{б}, V_{р}, e_{с}, \\ e_{3} n_{п} \end{array} \right\} \text{ в устанавливаемых пределах}$ |

Тогда функция надежности будет $P_1(L) = e^{\lambda L^2}$, т. е. имеет место закон Вейбулла.

Средняя наработка на отказ для этого закона определится как

$$L_0 = \frac{\Gamma\left(\frac{1}{\alpha} + 1\right)}{\sqrt{\lambda}},$$

где $\Gamma(1/\alpha + 1)$ — гамма-функция. Величины λ определены по выражению

$$\lambda = \left[\Gamma\left(\frac{1}{\alpha} + 1\right) \right]^2 / L_0^2$$

после подстановки значения гамма-функции для момента 1,5.

Моделирующий алгоритм оценки эффективности работы системы — карьер с учетом надежности ее элементов приводится ниже. Он работает следующим образом (табл. 2).

Эффективность системы Q определяется календарным временем $T_{к}$, коэффициентом использования оборудования во времени $K_{и}$ и технической производительностью элемента в единицу времени $\Pi_{т}$. Техническая производительность экскаватора определяется в зависимости от комплекса технических и технологических факторов.

С целью установления характера этих зависимостей использовался корреляционный анализ, количественные характеристики которого — коэффициент корреляции r , его погрешность σ_r , надежность μ и корреляционное отношение $\tau_{к}$ — приведены в табл. 3.

Показатели корреляционной связи свидетельствуют о высокой надежности экскаватора, а близкие значения коэффициентов корреляции и корреляционных отношений — о линейности зависи-

Таблица 3

| Влияющие факторы | r | σ_r | μ | τ_k |
|---|-------------|-------------|-------------|-----------|
| Кусковатость горной массы | -0,68/0,47 | 0,048/0,087 | 14,90/5,24 | 0,72/0,52 |
| Угол падения пород | -0,41/0,63 | 0,074/0,067 | 4,72/9,63 | 0,45/0,67 |
| Крепость пород | -0,63/0,54 | 0,053/0,079 | 12,00/6,87 | 0,64/0,54 |
| Ширина заходки при железнодорожном транспорте | -0,44/-0,54 | 0,072/0,079 | 6,14/6,85 | 0,78/0,76 |
| То же, при автотранспорте | -0,78/-0,59 | 0,035/0,072 | 22,59/8,17 | 0,85/0,71 |
| Высота забоя при железнодорожном транспорте | 0,67/0,72 | 0,049/0,053 | 13,76/13,50 | 0,69/0,79 |
| То же, при автотранспорте | 0,70/0,77 | 0,045/0,046 | 15,51/16,90 | 0,73/0,83 |

Числитель ЭКГ-4,6, знаменатель ЭКГ-8.

мости. Исключение составляют характеристики связи производительности экскаваторов и ширины заходки. Однако известно, что в малых промежутках изменения аргументов криволинейные зависимости могут быть с достаточной точностью воспроизведены прямолинейными. Поэтому применяется метод прямолинейной множественной корреляции.

Зависимость технической производительности экскаваторов от влияния комплекса факторов устанавливается путем решения системы шести нормальных линейных уравнений методом последовательного исключения неизвестных. В результате решения системы уравнений была получена формула, приведенная в алгоритме, со следующими значениями постоянных коэффициентов (числитель — ЭКГ-4,6, знаменатель — ЭКГ-8):

| | a' | b' | c' | d |
|---------------------------|-------------|-----------|-----------|-------------|
| Железнодорожный транспорт | 289,3/695,7 | 0,33/0,05 | 0,14/1,06 | 0,7/18,7 |
| Автотранспорт | 437,0/796,6 | 0,33/0,59 | 0,08/0,75 | 2,29/6,92 |
| | e | g | R | \bar{R} |
| Железнодорожный транспорт | 2,17/3,01 | 15,4/10,6 | 0,79/0,85 | 0,78/0,84 |
| Автотранспорт | 11,4/6,33 | 10,2/15,6 | 0,90/0,90 | 0,895/0,895 |

Выправленные коэффициенты корреляции для всех уравнений связи меньше ранее полученных R , что свидетельствует о вполне достаточном объеме натуральных наблюдений (128 за работой экскаватора ЭКГ-4,6 и 89 — ЭКГ-8).

При определении технической производительности буровых станков приняты следующие обозначения [10]: W — расстояние между рядами скважин и скважинами в ряду, м; h — высота уступа, м; v_b, v_p — скорость бурения и разбуривания скважин, м/час; l_c, l_z — глубина скважины и забойки, м; $t_{п}$ — время на переезд станка к новой скважине и на подготовку к бурению, час; l — длина буровой штанги, м; t_1 — время на наращивание и разборку бурового става, час; $n_{п}$ — количество перехватов на одну штангу; t_2, t_3 — время на перехваты и замену долот за смену, час; $l_{ст}$ — стойкость шарошечного долота, м.

Дальнейшая работа алгоритма осуществляется по двум направлениям. При первом на основании полученных выше данных о законах распределения исходных величин, в качестве которых используются наработки на отказ и продолжительность его восстановления, определяется вероятность безотказной работы каждого узла. Зная вид соединения функционирующих узлов, можно найти вероятность безотказной работы элемента-механизма, а затем на основании существующих теорем теории вероятностей [12] — других объектов системы — карьер (звена, простой системы, подсистемы) и системы — карьер в целом.

При втором направлении работа алгоритма заключается в формировании коэффициентов технической и оперативной готовности на базе надежности узлов и в установлении коэффициента использования оборудования во времени путем определения вероятности отказа и соответствующего ему времени восстановления. Согласно закону распределения наработки на отказ узла находится вероятность его безотказной работы за расчетный период времени; вычитая эту величину из единицы, определяют вероятность отказа (ненадежность) узла, умножая которую на продолжительность восстановления отказа, устанавливают время простоя механизма вследствие выхода узла из рабочего состояния. Процедура осуществляется со всеми техническими и оперативными узлами и завершается определением времени простоев и работы карьерного оборудования, что позволяет установить величину коэффициентов технической $K_{т.г}$ и оперативной $K_{о.г}$ готовности, а также коэффициента использования

$$K_{\text{гот}} = \frac{T_{\text{к}} - \sum_1^{n_y} \{-\ln [1 - Q(t)_i] \tau_i\}}{T_{\text{к}}}, \quad (\text{II.26})$$

где n_y — количество узлов в элементе-механизме; $Q(t)_i$ — вероятность отказа i -го узла; τ_i — время восстановления отказа i -го узла, час; $T_{\text{к}} = t$ — продолжительность расчетного периода (формируется в соответствии с параметрами закона распределения).

Если

$$p(t) = e^{-\lambda t}; \ln p(t) = -\lambda t \ln e; \ln e = 1,$$

то

$$\ln p(t) = -\lambda t; \quad p(t) = 1 - Q(t),$$

а поэтому

$$\lambda t = -\ln [1 - Q(t)]; \quad \lambda = 1/T_i.$$

Время простоя i -го узла $\tau_{\text{пр}} = \lambda \cdot t \cdot \tau_i$ или

$$\tau_{\text{пр}} = -\ln [1 - Q(t)] \cdot \tau_i,$$

а механизма — n_y

$$\tau_{\text{пр}} = \sum_1^{n_y} \{-\ln [1 - Q(t)] \cdot \tau_i\},$$

где T_i — наработка на отказ, час (формируется в соответствии с параметрами закона распределения); λ — параметр потока отказов, $1/\text{час}$;

$$K_{\text{и}} = \frac{1}{1 + \lambda_{\text{T}} \tau_{\text{T}} + \lambda_0 \tau_0}.$$

Таким образом, алгоритм определяет вероятность безотказной работы системы — карьер, оценивающую ее структуру, и формирует коэффициент использования оборудования, определяющий эффективность его работы. Алгоритм создает реальную основу для моделирования процесса функционирования карьера с соответствующей каждому периоду эффективностью.

Моделирование осуществляется методом статистических испытаний (метод Монте-Карло), основанным на моделировании случайных процессов с помощью датчиков случайных чисел с заданными законами распределения.

В работе используется программный способ формирования случайных последовательностей, основанный на использовании некоторого рекуррентного соотношения. При этом в качестве основного механизма случайных величин используют последовательность равномерно распределенных в интервале (0;1) случайных чисел, которые подвергаются дальнейшим преобразованиям для получения заданных законов распределения. Все способы формирования равномерно случайных чисел так или иначе основаны на построении рекуррентного процесса, т. е. каждое последующее число $\xi_i + 1$ образуется из одного или нескольких предыдущих чисел ξ_i .

Полученные программным способом случайные числа, строго говоря, не являются случайными, так как рекуррентный способ образования последовательности позволяет по известному числу этой последовательности однозначно определить все остальные. При этом не исключена возможность образования периодически повторяющихся циклов. Следует также иметь в виду ограниченность разрядной сетки ЭВМ, вследствие чего невозможно получить

стро́го равномерное распределение на определенном интервале. Поэтому такое распределение называют квазиравномерным, а число последовательности — псевдослучайным.

Для получения последовательности случайных величин $\{x_i\}$, равномерно распределенных в интервале (a, b) , также используется последовательность $\{\xi_i\}$ равномерно распределенных в интервале $(0; 1)$ случайных чисел.

Для получения случайных величин $\{x_i\}$, имеющих экспоненциальное распределение, можно воспользоваться решением соотношения

$$\{x_i\} = \frac{1}{\lambda} \ln \xi_i.$$

Реализация этого соотношения требует 50—60 тактов работы ЭЦВМ, так как операция логарифмирования—одна из самых медленных машинных операций. Однако этот способ не приводит к загрузке оперативной памяти машины.

Большинство способов преобразования основано на использовании последовательности равномерно распределенных в интервале $(0; 1)$ случайных величин $\{\xi_i\}$. Конструирование случайных величин, обладающих любым законом распределения, производится в этом случае следующим образом.

Процедура моделирования испытаний вида $l_{m-1} \leq R_i < l$ состоит в последовательном выборе значений R_i случайной величины ξ , имеющей равномерное распределение в интервале $(0; 1)$, и сравнении их с величинами $l = \sum_1^r P_i$. Событие A_m оказывается исходом испытания в том случае, когда выполняется изложенное выше условие для выбранного значения R_i .

Полученные последовательности случайных чисел с заданным законом распределения $a(t)$ из равномерно распределенных чисел R_i в интервале $(0; 1)$ сводятся к решению относительно t_i уравнения

$$R_i = \int_0^{t_i} a(t) \cdot dt.$$

Используя это выражение, получим последовательность случайных чисел, распределенных по экспоненциальному закону, $a(t) = \lambda e^{-\lambda t}$, где $\lambda = \text{const}$ — опасность отказов. Тогда $1 - e^{-\lambda t} = R_i$ или $t_i = -\frac{1}{\lambda} \ln(1 - R_i) = \frac{R_i}{\lambda}$.

В качестве исходных величин используются наработка на отказ узла, время его восстановления и интенсивность потока отказов. Этих величин достаточно для определения с помощью ЭЦВМ выходных данных, характеризующих структуру карьера путем определения количества необходимых элементов-механизмов и ее надежность путем установления вероятности безотказной рабо-

ты, а также эффективность работы карьера путем формирования коэффициента использования оборудования во времени на базе его надежных характеристик, основывающихся на найденных в результате исследования параметрах законов распределения исходных величин.

3. Измерение технического прогресса на основе производственной функции

Системный подход к функционированию карьеров или рудника в целом позволяет на основе концепции производственной функции [19, 20] количественно оценивать влияние технического прогресса на рост объема производства железорудных предприятий и производить «деагрегацию» этого влияния, т. е. расчленение на части, соответствующие выделенным компонентам технического прогресса.

Производственная функция выражает зависимость между основными факторами процесса производства и его результатом, отражает статистическую связь выпуска продукции и ресурсов:

$$y = f(\Phi, L),$$

где y — выпуск продукции; Φ — среднегодовая стоимость основных производственных фондов; L — численность промышленно-производственного персонала.

Известно, что статистические методы позволяют лишь оценивать параметры выбранной функции, сам же выбор функции (ее спецификация) должен основываться на логико-профессиональных соображениях.

В последние годы разработана производственная функция с постоянной эластичностью замены (ПЭЗ). Одно из важных преимуществ этой функции состоит в том, что ее параметры находятся во взаимно-однозначном соответствии с характеристиками так называемой абстрактной технологии [19—21].

Функция ПЭЗ имеет вид

$$y = \gamma [k \cdot \Phi^{-\alpha} + (1 - k) \cdot L^{-\alpha}]^{-\frac{\nu}{\alpha}}, \quad (\text{II.27})$$

где γ — показатель эффективности технологии, определяемый как отношение между выпуском и затратами при постоянной структуре ресурсов; k — норма замещения труда фондами, рассчитываемая как прирост фондов, необходимый для замещения при данной технологии единицы труда; ν — экономия на масштабе, определяемая относительными темпами роста затрат по отношению к росту выпуска; α — параметр, связанный с эластичностью замены σ соотношением $\sigma = 1/(1 + \alpha)$. Интуитивно σ можно рассматривать как меру пределов осуществимости замены труда фондами или как меру технологической «однородности» этих факторов производства.

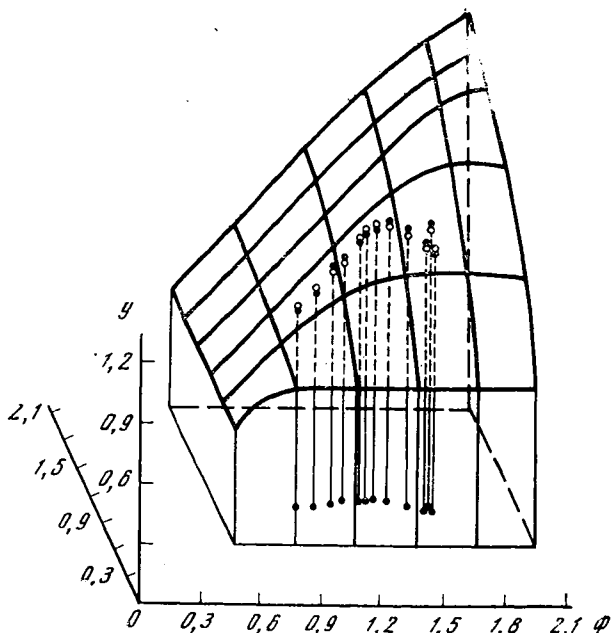


Рис. 2. График функции ПЭЗ по данным Бакальского рудоуправления (в индексной мере)

На рис. 2 представлен график функции (II.27) по данным Бакальского рудоуправления за 1960—1971 гг.

Частные производные $\partial y/\partial \Phi$ и $\partial y/\partial L$ определяют предельные продукты фондов и труда соответственно; их отношение $R = (\partial y/\partial \Phi)/(\partial y/\partial L)$ — предельную норму замены фондов трудом.

Технический прогресс определим как сдвиги характеристик абстрактной технологии — параметров функции ПЭЗ. Такое сужение и уточнение определения технического прогресса дает возможность количественно оценить влияние технического прогресса на выпуск, определить соотношение интенсивного и экстенсивного роста. Интенсификация производства разделяется на нейтральный и ненейтральный технический прогресс.

Нейтральный прогресс вызывает изменения в производственной функции, не влияя на предельную норму замены факторов производства — он не сберегает и не расходует труд. Производственная функция ПЭЗ реагирует на нейтральный технический прогресс изменением параметров γ и ν .

Ненейтральный технический прогресс влияет на предельную норму замены. Он может быть либо трудосберегающим, либо трудорасходующим. В конечном счете он затрагивает вопросы, связанные со сдвигами в фондовооруженности. Нейтральный технический прогресс в формуле (II.27) выражается изменением параметров k и τ .

Для любой производственной функции общие изменения в выпуске (Δy) для двух периодов складываются в результате изменений в объеме факторов производства (Φ, L) и параметров самой функции. Для каждого технологического периода надо получить свои значения параметров производственной функции. Технологические периоды определяются с помощью дисперсионного анализа как такие периоды, которые дают значимые различия в параметрах производственной функции.

Следовательно,

$$\Delta y = f(A_2, B_2, \Phi_2, L_2) - f(A_1, B_1, \Phi_1, L_1), \quad (\text{II.28})$$

где A_i, B_i соответствуют характеристикам нейтрального и не-нейтрального технического прогресса (γ_i, ν_i и k_i, σ_i) соответственно.

Тождество (II.28) можно преобразовать к виду

$$\begin{aligned} \Delta y = & f(A_2, B_2, \Phi_2, L_2) - f(A_1, B_2, \Phi_2, L_2) + f(A_1, B_2, \Phi_2, L_2) - \\ & - f(A_1, B_1, \Phi_2, L_2) + f(A_1, B_1, \Phi_2, L_2) - f(A_1, B_1, \Phi_1, L_2) + \\ & + f(A_1, B_1, \Phi_1, L_2) - f(A_1, B_1, \Phi_1, L_1). \end{aligned} \quad (\text{II.29})$$

Всего преобразований $P_4 = 24$.

Поскольку каждый из 24 способов записи (II.29) содержит 4 разности, число членов будет 96.

Среди них следующие:

$$\begin{aligned} & f(A_2, B_2, \Phi_2, L_2) - f(A_1, B_2, \Phi_2, L_2), \quad (\text{а}) \\ & f(A_2, B_1, \Phi_2, L_2) - f(A_1, B_1, \Phi_2, L_2), \quad (\text{б}) \\ & f(A_2, B_1, \Phi_1, L_2) - f(A_1, B_1, \Phi_1, L_2), \quad (\text{в}) \\ & f(A_2, B_1, \Phi_1, L_1) - f(A_1, B_1, \Phi_1, L_1), \quad (\text{г}) \quad (\text{II.30}) \\ & f(A_2, B_1, \Phi_2, L_1) - f(A_1, B_1, \Phi_2, L_1), \quad (\text{д}) \\ & f(A_2, B_2, \Phi_1, L_2) - f(A_1, B_2, \Phi_1, L_2), \quad (\text{е}) \\ & f(A_2, B_2, \Phi_1, L_1) - f(A_1, B_2, \Phi_1, L_1), \quad (\text{ж}) \\ & f(A_2, B_2, \Phi_2, L_1) - f(A_1, B_2, \Phi_2, L_1). \quad (\text{з}) \end{aligned}$$

Эти члены представляют те разности в (II.29) и остальных 23 вариантах, которые берутся относительно компоненты A нейтрального прогресса, причем разности а и г встречаются по 6 раз, а остальные — по 2 раза. Таким образом, хорошая оценка вклада в Δy изменений A между периодами будет взвешенной средней от разности (II.30а) — (II.30з).

Следовательно, таким путем можно оценить эффект, который оказывает на общее изменение выпуска продукции изменение величин A, B, Φ и L в интервале между любыми двумя технологическими периодами.

Трудность в работе с функцией ПЭЗ состоит в громоздкости и отсутствии надежных методов оценки ее параметров. Хотя в теоретическом плане эта функция используется часто [19—22], в отечественной и зарубежной литературе нет ни одного примера непосредственной оценки параметров функции ПЭЗ.

Теоретической основой параметризации является принцип максимального правдоподобия, когда максимизируется вероятность получения в качестве расчетных значений функции именно тех, которые наблюдались эмпирически. Условие максимального значения плотности вероятности приводит к методу наименьших квадратов, т. е. к требованию, чтобы вектор параметров $a = \{\gamma, k, \alpha, \nu\}$ удовлетворял условию

$$\varphi = \sum_i [y_i - f(a, \Phi_i, L_i)]^2 = \min.$$

Для расчета параметров функции ПЭЗ применен градиентный метод наименьших квадратов, при этом требуется большое число итераций, так как возникают явления типа «оврагов». Минимизируемая функция изменяется очень быстро в направлении, перпендикулярном к «оврагу», и очень медленно вдоль оси, поэтому градиентная кривая перемещается с одного «склона оврага» на другой, а движение в направлении минимума происходит крайне медленно.

Для ускорения сходимости была применена специальная модификация алгоритма, суть которой заключается во взвешивании частных производных: тем частным производным, которые меняют знак по сравнению с предыдущей итерацией и вызывают переход градиентной кривой на другой «склон оврага», приписывались веса, близкие к нулю. Это значительно ускоряет сходимость, тем не менее для массовых расчетов такой алгоритм нельзя считать приемлемым, и в данной работе он использовался лишь для нахождения достаточно хорошего начального приближения параметров. Дальнейшие вычисления проводились методом линеаризации с помощью аппроксимации первого порядка рядом Тейлора по стандартной программе СП-1120.

Конкретные цифры, приведенные ниже, были получены по данным железорудных предприятий за 12-летний период (1960—1971 гг.). Поскольку функция ПЭЗ содержит четыре параметра, минимальное число лет в каждом периоде должно быть более 5. Для устойчивости параметров рассматриваемый период разбили на два частично перекрывающихся 7-летних периода: первый — 1960—1966 гг. и второй — 1965—1971 гг. Особенности функции ПЭЗ требуют, чтобы числовые значения Φ и L были небольшими по абсолютной величине, иначе появляется «машинная бесконечность», а ЭВМ останавливается по «переполнению». Поэтому применялся индексный метод измерения факторов производства Φ и L и объема выпуска y . Соответственно преобразовывались формулы (II.28) — (II.30), где вместо разностей принималось

отношение. Например, для Бакальского РУ были получены следующие результаты:

| | | | | | |
|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 1960 | 1961 | 1962 | 1963 | 1964 | 1965 |
| 1 | 1,096 | 1,176 | 1,226 | 1,322 | 1,382 |
| 1 | 1,084 | 1,179 | 1,246 | 1,322 | 1,349 |
| 1 | 1,008 | 1,028 | 1,050 | 1,072 | 1,072 |
| 1966 | 1967 | 1968 | 1969 | 1970 | 1971 |
| 1,399 | 1,390 | 1,385 | 1,398 | 1,336 | 1,320 |
| 1,400 | 1,459 | 1,550 | 1,658 | 1,636 | 1,656 |
| 1,071 | 1,068 | 1,020 | 1,024 | 0,982 | 0,959 |

По исходным данным для Бакальского РУ были вычислены следующие параметры:

| | 1960—1966 гг. | 1965—1971 гг. | | 1960—1966 гг. | 1965—1971 гг. |
|----------|---------------|---------------|----------|---------------|---------------|
| γ | 1,002 | 1,124 | σ | 0,083 | 0,191 |
| k | 0,948 | 0,694 | ν | 0,121 | 0,974 |

В качестве средних индексов факторов производства Φ и L брались средние геометрические величины индексов для каждого периода:

$$\Phi_1 = \sqrt[7]{\prod_{i=1}^7 \Phi_{1i}} = 1,218; \quad L_1 = \sqrt[7]{\prod_{i=1}^7 L_{1i}} = 1,042;$$

$$\Phi_2 = \sqrt[7]{\prod_{i=1}^7 \Phi_{2i}} = 1,525; \quad L_2 = \sqrt[7]{\prod_{i=1}^7 L_{2i}} = 1,027.$$

Эти индексы примерно соответствуют серединам интервала 1963 и 1968 гг.

Общее увеличение выпуска за эти годы $b = \frac{f(a_2, \Phi_2, L_2)}{f(a_1, \Phi_1, L_1)} = 1,113$ раза разлагается на части, соответствующие рассмотренным компонентам, следующим образом: нейтральный прогресс $A - 1,304$; ненейтральный прогресс $B - 0,772$; экстенсивные факторы $\Phi - 1,113$; $L - 0,998$.

Применение индексного метода несколько снижает наглядность интерпретации, однако он с успехом может быть использован в разработке методов управления техническим прогрессом горнорудных предприятий.

Раздел III

ОСНОВЫ ПЛАНИРОВАНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ ВЕРОЯТНОСТНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ

1. Основные положения

В разделе II показано, что при планировании горных работ необходимы соответствия состояний смежно функционирующих технологических звеньев и предложены расчетные формулы (II.8)—(II.10). Этот же принцип должен реализоваться и в определении запасов горной массы. Причем целесообразно общие запасы разделить на две части: организационно-техническую и масштабную. Организационно-техническая часть запасов играет роль согласующего звена между смежными технологическими подсистемами, учитывает ограниченную точность расчетных данных, ограниченную надежность оборудования, вариацию показателей качества сырья и т. д.

Слишком большие организационно-технические запасы сигнализируют о неудовлетворительном согласовании взаимодействующих подсистем. Размеры организационно-технических запасов должны рассчитываться с учетом вероятностных характеристик производства и минимума расходов на их образование и хранение.

Масштабная часть определяется методами, изложенными в работах В. В. Ржевского, А. И. Арсентьева и др. График пополнения запасов является предметом специальных исследований и может быть рассчитан исходя из экономических соображений. Число блоков, подлежащих взрыванию или находящихся в работе, с одной стороны, определяется режимом усреднения, зависящим в свою очередь от изменчивости технологических компонентов руд, а с другой — минимумом простоев горнотранспортного оборудования. Ниже рассматривается стратегия пополнения запасов взорванной горной массы как одной из основных задач оперативного планирования.

2. Оптимизация запасов взорванной горной массы, масштаба и периодичности взрывов

Приняв за основу экономический критерий, решим задачу об образовании переходящих запасов взорванной горной массы и размерах (объемах) взрывных работ, для чего введем следующие категории: 1) масштабные (M) запасы; 2) организационно-техни-

ческие (R) запасы. Масштабные запасы создаются при циклической работе для выполнения спроса по качеству и количеству и предназначены для директивного обеспечения пропорциональности развития экономики в плановых материальных балансах. Организационно-технические запасы призваны снижать влияние технологических и организационных процессов друг на друга. В связи с этим масштабные запасы не зависят от вероятностных характеристик производства и могут колебаться в период пуска — погашения предприятия или при внедрении новой технологии производства. Организационно-техническая часть запасов определяется ритмичностью производства, связью его с другими подсистемами предприятия и может быть рассчитана по вероятностным характеристикам.

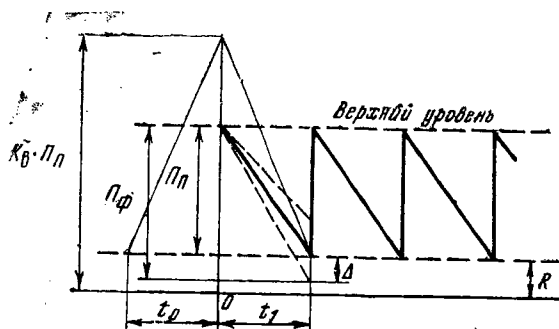


Рис. 3. Графическая модель запасов взорванной горной массы

При разработке модели управления запасами при циклической работе карьера (рис. 3) были учтены изложенные выше выводы. Выбрана модель с постоянным интервалом пополнения запасов как упрощающая увязку деятельности других участков рудника между собой.

Работающие в карьере машины и механизмы с ограниченной надежностью, наличие неоднородной рудной массы вызывают колебания производительности карьера, а огромное число слабо контролируемых факторов предопределяет метод решения задачи — теорию вероятностей.

Отклонение фактической производительности карьера по руде Π_{ϕ} от плановой Π_{π} обозначим через Δ , тогда

$$\Delta_i = \Pi_{\phi}(t) - \Pi_{\pi}(t). \quad (\text{III.1})$$

Анализ данных об объеме, числе взрывов, объемах переходящих запасов показывает, что на карьерах КМА имеются излишние запасы взорванной горной массы (коэффициент использования их 0,13—0,372), а ритмичность расхода и пополнения нестабильна (рис. 4).

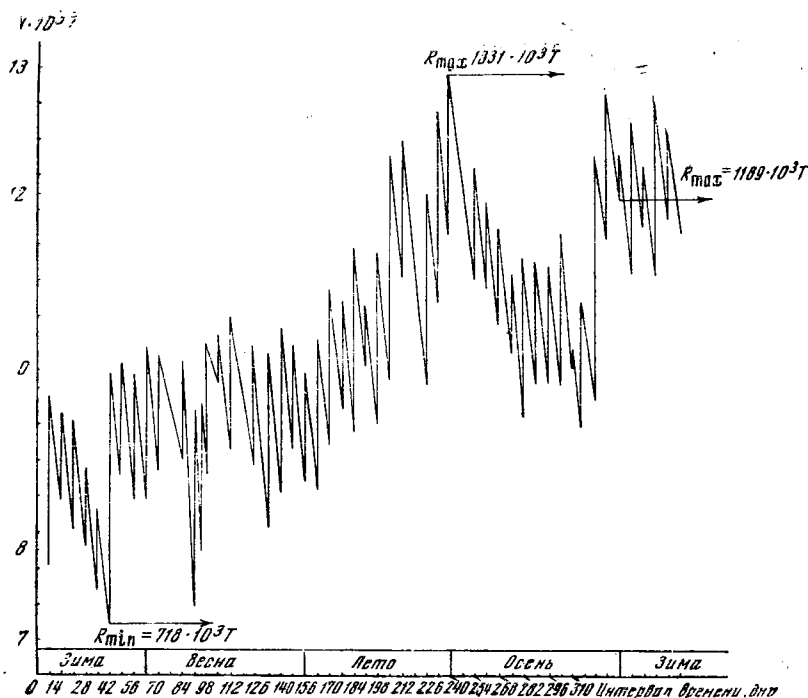


Рис. 4. Календарный график работы добычного участка Лебединского карьера

Обработка данных, приведенных на рис. 4, показывает, что абсолютное отклонение Δ распределяется по закону, близкому к нормальному.

Средний квадрат отклонения производительности

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum \Delta_i^2}{N-1}} \quad (III.2)$$

Величина резерва в долях среднего квадратического отклонения составит

$$R = u \cdot \sigma \quad (III.3)$$

Коэффициент u при распределении Δ (0,1) зависит от необходимого уровня надежности конкретного вида производства в экономической системе государства и может быть определен исходя из экономических соображений. Для этой цели можно использовать нормативный коэффициент E_n , который выражает дополнительный чистый доход общества на 1 руб. капиталовложений. Возможность использования в подобных расчетах E_n показана в работе В. Фальцмана [23].

Затраты на создание резерва R , хранящегося t лет, — замороженные средства образования запасов. Расходы A для государства при этом составят

$$A = C_0 R (1 + E_n)^t, \quad (\text{III.4})$$

где C_0 — стоимость образования 1 m запасов, руб.; R — объем резерва, m ; E_n — нормативный коэффициент (для МЧМ $E_n = 0,14$); t — срок работы карьера, лет.

Убытки от недостатка R тонн руды за t лет — замороженные капитальные вложения на период t . Расходы B государства от дефицита руды составят

$$B = d_0 R (1 + E_n)^t. \quad (\text{III.5})$$

Суммарные затраты для государства должны быть минимальными. Обозначим вероятность наличия резерва через H , тогда вероятность дефицита как противоположного события $1 - H$ и суммарные затраты ΣC составят

$$\Sigma C = A \cdot H + B(1 - H) \rightarrow \min, \quad (\text{III.6})$$

или

$$\Sigma C = H C_0 R (1 + E_n)^t + (1 - H) d_0 R (1 + E_n)^t. \quad (\text{III.7})$$

Оптимальная стратегия управления запасами соответствует равенству затрат A и B между собой. Отсюда

$$H C_0 R (1 + E_n)^t = (1 - H) d_0 R (1 + E_n)^t, \quad (\text{III.8})$$

или

$$H C_0 = (1 + H) d_0. \quad (\text{III.9})$$

Отсюда оптимальная вероятность образования резерва составит

$$H = \frac{d_0}{C_0 + d_0}. \quad (\text{III.10})$$

В случае нормального распределения $\sigma(0; 1)$ вероятность H того, что случайное отклонение Δ_i не превысит величины R резерва, определяется функцией Лапласа

$$H = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} \int_0^u e^{-\frac{\Delta^2}{2}} d\Delta, \quad (\text{III.11})$$

где $u > 0$ — нормированный коэффициент.

Обозначим результат операции определения величины u из формулы (III.11) через $u(H)$, тогда

$$R = u(H) \cdot \sigma. \quad (\text{III.12})$$

Таким образом, вычислив по формуле (III.10) оптимальное значение H , по специальным таблицам находим значение $u(H)$, после чего вычисляем R . Упомянутые операции можно выполнить на ЭЦВМ.

Рассматривая карьер как подсистему в экономической системе государства, а также считая, что карьер работает в напряженном режиме, под затратами C_0 следует понимать: а) затраты на буровзрывные работы; б) затраты на горно-подготовительные работы.

Под величиной d_0 следует понимать суммарные капитальные затраты в горной части, на рудоподготовку, капитальные дороги и другие затраты, связанные со строительством комплекса, производящего продукцию, резерв которой подлежит оптимизации.

Масштаб запасов взорванной горной массы может быть определен исходя из условия минимума затрат на организацию взрыва.

1. С увеличением масштаба взрывных работ уменьшаются годовые простои карьера. С учетом того, что на ДСФ в часы простоя проводятся необходимые профилактические ремонты, затраты составят

$$C'_1 = P_y \cdot c_k \cdot \frac{P_r \cdot t_0}{V} \cdot П_ч, \quad (III.13)$$

где P_y — условно-постоянные карьерные расходы, отн. ед.; c_k — карьерная себестоимость 1 т руды, руб.; V — объем взрывающейся горной массы, т; P_r — годовая производительность карьера по руде, т; t_0 — простои карьера при производстве одного массового взрыва, час; $П_ч$ — часовая производительность карьера.

Величина t_0 учитывает не только регламентированное время t_p простоя, но и наблюдающееся снижение производительности карьера в конце и начале последующей смены.

Потерянная прибыль от недоработки продукции за время простоя составит

$$C''_1 = П_ч \cdot t_0 \cdot E_k \cdot c_k \cdot \frac{P_r}{V}; \quad E_k = \frac{y - c_k}{c_k}. \quad (III.14)$$

Отсюда суммарные затраты из-за простоя карьера составляют

$$C_1 = П_ч \cdot t_0 \cdot c_k \cdot \frac{P_r}{V} \cdot (P_y + E_k). \quad (III.15)$$

2. Увеличение масштабов взрывных работ увеличивает «расходы будущих периодов». В настоящее время расходы на буровзрывные работы списываются в месяц производства работ по взрыванию, что влияет лишь на ритмичность себестоимости. Однако в методологическом отношении, особенно при оптимизации масштабов взрывных работ, по нашему мнению, следует учитывать эффективность средств образования взорванной горной массы, затраченных ранее необходимого срока:

$$C_2 = c_0 V (1 + E_n)^t, \quad (III.16)$$

где c_6 — себестоимость 1 m руды по статье «буровзрывные работы», руб.

3. Плата за фонды образования запасов раздробленной горной массы:

$$C_3 = \frac{1}{2} K_{\text{ш}} \cdot V \cdot t_1 \cdot c_6; \quad t_1 = \frac{V}{\Pi_r}, \quad (\text{III.17})$$

где $K_{\text{ш}}$ — годовой процент платы за фонды ($K_{\text{ш}} = 0,06$)
или

$$C_3 = \frac{1}{2} K_{\text{ш}} \cdot c_6 \frac{V^2}{\Pi_r}. \quad (\text{III.18})$$

4. При работе карьера в напряженном режиме создание запасов взорванной горной массы требует выполнения соответствующего объема вскрышных работ, выполняемого в период от $t = t_0$ до $t = 0$ (см. рис. 3) и погашаемого в интервале $0 - t_1$, причем оба интервала равны между собой.

С учетом этого эффективность средств, затрачиваемых на образование объема вскрыши $K_{\text{в}} \cdot t_1$ ранее необходимого момента, составит

$$C_4 = K_{\text{в}} \cdot c_{\text{в}} \cdot V (1 + E_{\text{н}})^{2t}, \quad (\text{III.19})$$

где $K_{\text{в}}$ — экономический коэффициент вскрышки, m^3/m ; $c_{\text{в}}$ — себестоимость 1 m^3 вскрыши, руб.

5. Плата за фонды образования объема вскрышных работ составляет

$$C_5 = K_{\text{ш}} \cdot K_{\text{в}} \cdot c_{\text{в}} \cdot \frac{V^2}{\Pi_r}. \quad (\text{III.20})$$

В режиме усреднения производительность экскаватора существенной роли не играет вследствие значительного выигрыша от усреднения. Можно также считать, что день взрыва используется для ремонта тех экскаваторов, в забое которых намечаются взрывные работы.

Суммарные затраты на организацию массовых взрывов должны быть минимальными:

$$\Sigma C = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 \rightarrow \min. \quad (\text{III.21})$$

Упростив выражение (III.21), получим

$$\frac{0,06}{\Pi_r} (c_6 + 2c_{\text{в}} K_{\text{в}}) V^3 + (c_6 + c_{\text{в}} K_{\text{в}}) V^2 - (E_{\text{к}} + P_{\text{у}}) c_{\text{к}} \Pi_r^2 \cdot \frac{1}{3} \cdot t_0 = 0, \quad (\text{III.22})$$

где β — число рабочих часов в году.

Введя обозначения:

$$A = \frac{0,06}{\Pi_{\Gamma}} \cdot (c_6 + 2c_B \cdot K_B),$$

$$B = c_6 + c_B \cdot K_B,$$

$$C = (E_K + P_y) \cdot c_K \cdot \Pi_{\Gamma}^2 \frac{1}{\beta} \cdot t_0,$$

получим

$$V^3 + \frac{B}{A} V^2 - \frac{C}{A} = 0. \quad (\text{III.23})$$

Уравнение (III.23) имеет один действительный корень, который является оптимальным объемом взорванной горной массы.

Для расчетов с точностью -1% можно пользоваться упрощенной формулой

$$V_{\text{опт}} = \Pi_{\Gamma} \sqrt{\frac{(E_K + P_y) c_K t_0}{3(c_6 + c_B \cdot K_B)}}. \quad (\text{III.24})$$

Оптимальный интервал времени между последовательными массовыми взрывами составит

$$t_{\text{опт}} = \frac{V_{\text{опт}}}{\Pi_{\Gamma}} \cdot 365 \text{ дней}. \quad (\text{III.25})$$

Разработана для ЭЦВМ «Минск-22» программа вычислений, позволяющая получить искомые результаты при различных комбинациях входных величин (табл. 4).

Таблица 4

«Минск-22»

Форма ДП-

Оптимальные масштабы взрывных работ, интервалы между взрывами, резервы взорванной руды на интервалы между взрывами

Рудник Дата

Расчет на период

| Порядковый номер | Годовая производительность, тыс. т | Объем взрыва, тыс. т | Интервал между взрывами, дни | Междунедельный стандарт производительности, тыс. т | Резерв, тыс. т |
|------------------|------------------------------------|----------------------|------------------------------|--|----------------|
| 1 | 6800,00 | 166,57 | 8,94 | 39,81 | 87,34 |
| 2 | 30000,00 | 734,87 | 8,94 | 199,09 | 436,81 |

Если для Лебединского карьера комбината КМАруда $t_0 = 2,2$ час, $d_0 = 16,2$ руб/т, $K_B = 1,8$ м³/т, $c_B = 0,684$ руб/м³, $c_0 = 1,35$ руб/т, $E_K = 0,14$, $P_y = 0,377$, $\zeta = 6,93$ руб/т, $c_K = 1,95$ руб/т, $\beta = 7200$ час, то оптимальные масштабы взрыва составят 200 тыс. т, а интервал между взрывами ~ 10 дней (см. табл. 4).

3. Планирование потоков полезного ископаемого в режиме усреднения

Излагаемая ниже методика планирования разработана канд. техн. наук В. Н. Зарайским и В. В. Крымским [24].

Под усреднением следует понимать процесс, направленный на повышение однородности качественного состава (или других характеристик) добываемого полезного ископаемого. Усреднение на руднике осуществляется путем одновременной добычи полезного ископаемого из забоев с различным содержанием контролируемого компонента. В результате слияния нескольких единичных рудных потоков, идущих от действующих забоев, образуется общий суммарный поток сырья, поступающий на внутрирудничный склад, на фабрику (ДСФ, ДОФ) или непосредственно на металлургический завод.

Производительность и качество добываемого полезного ископаемого в каждом из единичных потоков в процессе добычи непрерывно изменяются. В связи с этим колеблются производительность и качество суммарного потока. Суммарный поток полезного ископаемого можно характеризовать следующими показателями: средней производительностью \bar{Q} , средним содержанием усредняемого компонента \bar{C} , дисперсией производительности σ_Q^2 и дисперсией содержания компонента σ_C^2 .

Определим дисперсию содержания компонента в суммарном потоке через показатели единичных потоков: их количество, производительность, качество и изменчивость.

Введем следующие условные обозначения:

1) для единичных потоков: i — номер потока; j — номер интервала времени t_j (часа, смены суток); T — рассматриваемый период времени ($T = N \cdot t_j$); n — количество единичных потоков; q_{ij} — производительность i -го потока за время t_j ; C_{ij} — содержание металла в i -м потоке за время t_j ; m_{ij} — количество металла в i -м потоке за время t_j ; \bar{q}_i , \bar{C}_i , \bar{m}_i — средние показатели i -го потока за время T ; $\sigma_{q_i}^2$; $\sigma_{C_i}^2$; $\sigma_{m_i}^2$ — дисперсии показателей i -го потока за время T ; r_{Cq} ; r_{kl} — коэффициенты корреляции; K_{Cq} ; $K_{C^2q^2}$ — корреляционные моменты;

2) для суммарного потока: Q_j — производительность за время t_j ; C_j — содержание металла за время t_j ; M_j — количество металла за время t_j ; \bar{Q} , \bar{C} , \bar{M} — средние показатели за время T ; σ_Q^2 ; σ_C^2 ; σ_M^2 — дисперсии за время T .

Количество металла в единичных и суммарном потоках можно определить из следующих выражений:

$$M_j = C_j Q_j; \quad m_{ij} = C_{ij} q_{ij};$$

$$M_j = \sum_{i=1}^n m_{ij} = \sum_{i=1}^n C_{ij} q_{ij}. \quad (\text{III.26})$$

Для случая корреляции между количествами металла, поступающими из отдельных забоев, получим

$$\sigma_M^2 = \sum_{i=1}^n \sigma_{mi}^2 + 2 \sum_{k<l} |K_{kl}|. \quad (\text{III.27})$$

Производительности q_{ij} и содержания компонента в отдельных потоках добываемой руды C_{ij} могут быть величинами коррелированными. В этом случае будем иметь

$$\sigma_{mi}^2 = \sigma_{Ci}^2 \cdot \sigma_{qi}^2 + \bar{C}_i^2 \sigma_{qi}^2 + \bar{q}_i^2 \cdot \sigma_{Ci}^2 + K_{Cq^2} - K_{Cq}^2 - 2\bar{C}_i q_i K_{Cq}. \quad (\text{III.28})$$

Как показало изучение данных эксплуатации железорудных месторождений, между величинами Q_j и C_j в суммарном потоке зависимость отсутствует. Поэтому можно положить, что

$$\sigma_M^2 = \sigma_C^2 \bar{Q}^2 + \bar{C}^2 \sigma_Q^2 + \bar{Q}^2 \sigma_C^2. \quad (\text{III.29})$$

Из выражений (III.27) и (III.29) следует

$$\sigma_C^2 = \frac{1}{\bar{Q}^2 + \sigma_Q^2} \left(\sum_{i=1}^n \sigma_{mi}^2 + 2 \sum_{k<l} K_{kl} - \bar{C} \sigma_Q^2 \right). \quad (\text{III.30})$$

Величины \bar{Q} , \bar{C} , σ_Q^2 , характеризующие суммарный поток, определяются через показатели единичных потоков следующим образом:

$$\bar{Q} = \sum_{i=1}^n \bar{q}_i; \quad (\text{III.31})$$

$$\bar{C} = \frac{\sum_{i=1}^n \bar{C}_i \bar{q}_i}{\sum_{i=1}^n \bar{q}_i}. \quad (\text{III.32})$$

Среднее содержание C , рассчитанное таким образом, должно либо соответствовать установленному плановому содержанию контролируемого компонента, либо приниматься в качестве планового.

Дисперсию производительности суммарного потока можно определить из выражения

$$\sigma_Q^2 = \sum_{i=1}^n \sigma_{qi}^2 + 2 \sum_{k<l} K_{qkql}. \quad (\text{III.33})$$

Последняя зависимость объясняется тем, что при эксплуатации железорудных месторождений часто наблюдается корреляция

между производительностью отдельных добычных забоев. Эта корреляция наиболее существенна для потоков с максимальным и минимальным содержанием компонента и объясняется тем, что при управлении процессом добычи в режиме усреднения должна регулироваться производительность забоев. В условиях Лебединского и Михайловского карьеров КМА коэффициент корреляции суточных объемов добываемой руды достигает по абсолютной величине $r_{kl} = 0,3$.

Подставив в уравнение (III.30) выражения (III.28) и (III.31) — (III.33), получим зависимость, связывающую дисперсию суммарного потока σ_c^2 с показателями, характеризующими единичные потоки. В связи с громоздкостью окончательное выражение не приводится.

4. Взаимосвязь производительности экскаваторов и числа подготавливаемых к взрыву забоев

Чтобы установить характер зависимости продолжительности простоев экскаваторов $T_{п}$ от объема дробимой за взрыв массы, был обработан методом наименьших квадратов статистический материал за период с 1963 по 1969 г., в результате чего получены эмпирические формулы:

$$\text{карьер НКГОКа: } T_{п} = 80 + 0,0003 V \text{ маш-час; } \quad (\text{III.34})$$

$$\text{карьер ЮГОКа: } T_{п} = 425 + 0,00002 V \text{ маш-час; } \quad (\text{III.35})$$

$$\text{карьер ИнГОКа: } T_{п} = 193 + 0,0003 V \text{ маш-час. } \quad (\text{III.36})$$

Число одновременно дробимых блоков оказывает существенное влияние на продолжительность простоев экскаваторов и другого оборудования в карьерах, так как с его ростом усложняется организация подготовительно-восстановительных работ, производимых во взрываемых блоках, а также в целом по карьере.

Простои экскаваторов для условий карьеров НКГОКа при железнодорожном ($T_{п.ж}$) и автомобильном ($T_{п.а}$) транспорте находятся в следующей зависимости от числа одновременно отбиваемых за взрыв блоков n_b (целочисленное значение):

$$T_{п.ж} = 39 + 63 \cdot n_b \text{ маш-час; } \quad (\text{III.37})$$

$$T_{п.а} = 36 + 16 \cdot n_b \text{ маш-час. } \quad (\text{III.38})$$

Таким образом, с ростом числа одновременно взрываемых блоков увеличивается время простоев экскаваторов. Однако, как показывает опыт, наряду с этим достигается лучшее использование запасов взорванной массы благодаря снижению времени их нахождения на рабочих горизонтах. Здесь имеется в виду, что размер дробимой массы определяется из соотношения (III.24).

Поскольку достижение максимально возможной производительности экскаваторов и стабильности качества руд является

альтернативой, следует выполнить контрольные расчеты для определения оптимального числа блоков, для чего устанавливаются убытки от снижения производительности экскаваторов

$$C_1 = c \cdot P_y \left[\left(\sum_{i_{\min}}^n q_i \right)_{\max} - \sum_{i_{\min}}^n q_{\phi} \right], \quad (\text{III.39})$$

где c — себестоимость 1 m сырой руды, руб/ m ; P_y — условно-постоянные расходы; $(q_i)_{\max}$ — максимальная производительность экскаватора за время t ; $(q_i)_{\phi}$ — ограниченная режимом усреднения производительность экскаватора (за время t); i_{\min} — минимальное число забоев, обеспечивающих плановую производительность карьера.

Убытки от снижения качества руды при уменьшении числа забоев

$$C_2 = \frac{\sigma(n)}{\sqrt{1 + \mu T}} \cdot B \cdot \Pi_t, \quad (\text{III.40})$$

где $\sigma(n)$ — зависимость среднеквадратического отклонения от числа забоев (единичных потоков; см. стр. 46); μ — показатель затухания автокорреляционной функции содержания железа в руде; T — постоянная времени процесса усреднения; B — экономические убытки от снижения качества руды на 1% абс. (для черной металлургии $B \approx 0,6$ руб. на 1% абс. на 1 m сырой руды); Π_t — производительность карьера за время t .

Оптимальное число забоев определяется из условия равенства C_1 и C_2 при оптимальной стратегии.

Расчеты показывают, что в большинстве случаев экономический эффект от усреднения значительно превышает ущерб от снижения производительности экскаваторного парка, что и определяет число единичных грузопотоков.

5. Алгоритмы и реализация программ оперативного планирования горных работ на ЭЦВМ «Минск-22»

Алгоритм расчета годового плана горных работ

К настоящему времени известно уже много примеров использования ЭВМ для решения горно-геометрических задач для карьеров. Как указано в работах [28, 29], модели карьера можно разбить на две основные группы: аналитические и цифровые (арифметические) модели.

Аналитический метод предусматривает описание границ пластов руды и видов пород в виде графиков некоторых функций. Последние путем интерполирования по точкам, снятым с кривых; аппроксимируются полиномами той или иной степени. Площади,

занимаемые пластами, определяются с помощью интегрирования полиномов.

Аналитические модели при равной точности с арифметическими требуют во много раз меньше исходной информации и, следовательно, меньше ручного труда при подготовке счета. Однако вычисление объемов полезного ископаемого и пород в контурах карьера встречает на этом пути серьезные алгоритмические трудности при программировании.

При построении цифровых моделей месторождений полезных ископаемых рассматриваемое пространство разбивается сеткой взаимно перпендикулярных прямых (плоскостей) на множество элементарных блоков. Каждый элементарный блок по определенному правилу снабжается порядковым номером и признаком, характеризующим качественную природу материала в объеме данного элементарного блока.

Впервые такой подход был рекомендован И. Б. Табакманом при разработке методики регулирования режима горных работ карьеров с использованием ЭВМ [27].

Интересные теоретические и практические результаты в создании точечных моделей получены С. Д. Коробовым. При разработке модели методом треугольников в качестве исходных данных используются планы разведочных скважин, полученные при детальной разведке месторождения. Устья скважин соединяют как вершины треугольников, выписывая для каждой из них необходимые параметры, и таким образом получают цифровую модель, характеризующую месторождение с точностью разведочных данных. По накопленным расчетным параметрам точек фронта вычисляют текущие объемы (площади этапов), коэффициенты вскрыши и другие показатели, характеризующие режим горных работ.

Модель месторождения, построенная по методу ближайших скважин, — упрощенный вариант модели, построенной по методу треугольников.

Основное требование, в соответствии с которым организуют предварительную обработку исходных данных при моделировании с помощью метода равношироких полос, — разбиение участка на элементарные площадки, имеющие постоянный анализируемый параметр. Эта цифровая модель также предложена С. Д. Коробовым. Метод может быть применен для массового подсчета запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши. Построение и использование модели месторождения по методу равношироких полос получило дальнейшее развитие в работах В. Д. Красильникова при создании пространственно-координатной модели. Последняя характеризует поведение поверхностей разграничения пласта и топографической поверхности в отдельных точках, а также содержит информацию о горизонтальных координатах этих точек в неявном виде и информацию о границах месторождения в плане.

Пространственно-координатная модель, изученная и дополненная В. Д. Красильниковым в его последних работах, явилась

дальнейшим усовершенствованием класса точечных моделей и математического моделирования полезных ископаемых в целом.

Как видно из анализов существующих методов моделирования, все они разработаны для построения моделей всего месторождения. На основании этих моделей производится расчет и обоснование конечных контуров карьера (глубины, границ карьера в плане, режима горных работ), а также массовый подсчет запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши.

Рассматриваемые в настоящей работе задачи, разработанные В. И. Косенко под руководством одного из авторов, относятся к области текущего планирования горных работ, т. е. к области оптимизации годовых, квартальных и месячных планов. Исходя из этого при решении поставленных задач появляется необходимость моделирования не всего месторождения, а лишь его части в границах допустимой области годовой программы карьера. На основании модели разрабатываемой части месторождения производится оптимизация годовой программы с разбивкой ее на оптимальные месячные планы горных работ. При оптимизации месячных планов ограничением служит годовая производственная программа. В этом случае квартальные планы получают суммированием результатов по соответствующим месяцам и выполняют роль только периодов административно-хозяйственной отчетности.

Таким образом, при решении текущего планирования горных работ на электронно-вычислительных машинах возникает необходимость в совершенствовании и дополнении существующих способов построения моделей.

Ввиду того что аналитические методы представляют известную трудность при программировании и находятся в стадии развития и совершенствования, в настоящей работе предусмотрено использование отдельных теоретических обоснований, предпосылок и рекомендаций, изложенных в трудах И. Б. Табакмана, С. Д. Коробова [25], Г. К. Котова, М. С. Суменкова, В. М. Кисляка [26] и посвященных разработке методов построения цифровых моделей. На основании результатов этих исследований, а также исследований авторов настоящей работы разработан способ построения цифровых моделей для текущего планирования горных работ в карьере.

Предлагаемый способ построения цифровых моделей основан на разделении толщи уступов на ряд элементарных блоков.

Горно-геологические планы, отражающие положение горных работ, геометрические формы и качественный состав полезного ископаемого, в настоящее время не могут быть непосредственно введены в память ЭВМ, поэтому они должны быть представлены в виде числовых матриц. В случае достаточно сложного в геологическом отношении месторождения следует принимать по возможности наименьшие размеры элементарных блоков. Тогда содержащиеся в них сведения будут иметь сравнительно высокую точность, так как с помощью блоков таких размеров можно с боль-

шей вероятностью учесть всевозможные геологические изменения. Однако в этом случае усложняются процедура подготовки исходной информации и содержание ее в машине: слишком большой объем памяти ЭВМ занят исходным материалом.

Применительно к Лебединскому руднику оптимальный размер элементарного блока $25 \times 25 \times 10$ м при высоте уступа 10 м. При этом его размеры достаточно хорошо согласуются с размерами взрывных блоков (целочисленная кратность соответствующих размеров) и годовым подвиганием.

Методика составления цифровой модели предусматривает использование квадратной палетки.

Цифровая модель представляет собой таблицу, которая вводится в память ЭВМ и отображает положение фронта работ на начало планируемого года, характеристику разрабатываемых на данном этапе планирования типов руд и вмещающих пород, а также физическое состояние массива (в целике или в разрыхленном состоянии).

В связи с этим клетки палетки нумеруются в восьмеричной системе счисления, начиная с нижних, слева направо, причем номера клеток должны совпадать с номерами ячеек массива памяти второго блока МОЗУ электронно-вычислительной машины «Минск-22». В восьмеричных разрядах этих ячеек предусматривается хранение информации цифровой модели.

В ячейку памяти ЭВМ, номер которой соответствует номеру клетки палетки, заносится с шестой по девятую тетрады информации пространственного расположения элементарного блока, принадлежащего горизонту, код которого заносится в первую тетраду. Координаты элементарного блока заполняются количеством клеток палетки. При расчетах осуществляется перевод в метры при помощи линейного масштаба палетки.

Вторая, третья, четвертая и пятая тетрады ячейки α при построении цифровой модели месторождения Лебединского карьера не заполняются. Эти тетрады используются для занесения промежуточных результатов работы алгоритмов, как-то: засылки признаков групп по руде (пятая тетрада), засылки признаков групп по скале (четвертая тетрада), засылки признака пригодности к шихте (третья тетрада) и засылки признака «дополнительных блоков» (вторая тетрада).

Ввиду того что необходимая при текущем планировании горных работ информация превышает память одной ячейки, в настоящей модели предусмотрено использование памяти еще двух ячеек $\alpha + 1$ и $\alpha + 2$, в которых размещается информация: номера разновидностей (с первой по третью тетраду ячейки под номером $\alpha + 1$ и их соотношение с четвертой по седьмую тетраду этой же ячейки), процент взорванной горной массы в элементарном блоке.

Если необходимая информация превышает объем памяти двух ячеек (α и $\alpha + 1$), то информация элементарных блоков, находя-

щихся под блоками вышележащего горизонта, сохраняется. В силу этой необходимости предусматривается использование памяти ячейки $\alpha + 2$. Последние две тетрады этой ячейки являются свободными и могут быть использованы для хранения промежуточных результатов расчета.

Таким образом, при записи информации хранящейся в ячейках α , $\alpha + 1$ и $\alpha + 2$ в строчку, оказывается, что пространственное положение и качественная характеристика рассматриваемого и нижележащего элементарного блока заключены в этой строчке. Совокупность же строк отображает количество и пространственное расположение разрабатываемых руд в допустимых границах годовой программы рабочих горизонтов (и в целом по карьере), положение фронта работ, объем взорванной руды по каждой разновидности и вмещающих пустых пород на начало планируемого года. Оптимальный план горных работ обеспечивается за счет наиболее рациональной расстановки экскаваторов в карьере с учетом технологии ведения горных работ: установления нормальной ширины рабочей площадки B_{\min} , необходимой длины фронта работ, объемов взорванной горной массы и т. д.

Анализ и обработка информации цифровой модели производятся согласно алгоритму, позволяющему расположить элементарные блоки, лежащие на бровках рабочих уступов карьера, по группам.

Основным условием при разделении элементарных блоков на группы является:

$$\Delta l (Y' - Y) < B_{\min}, \quad (\text{III.41})$$

где Δl — интервал между горизонтальными и вертикальными линиями палетки, m ; Y' и Y — расстояние анализируемого элементарного блока до бровки вышележащего и рассматриваемого уступов (соответственно информация восьмой, девятой и шестой, седьмой тетрад ячейки α); B_{\min} — минимальная ширина рабочей площадки уступов, m .

К первой и второй группам относятся элементарные блоки, удовлетворяющие условию (III.41), с той лишь разницей, что блоки первой группы имеют взорванную горную массу, а второй — находятся в целике.

Третья и четвертая группы элементарных блоков характерны тем, что не отвечают условию (III.41), а взорванную горную массу содержат только блоки третьей группы.

Разделенные таким образом элементарные блоки получают соответствующие признаки групп. Признаки — I, II, III и IV — засылаются в память ячеек, номера которых соответствуют номерам клеток палетки.

На основании этой информации с использованием масштаба палетки Δl подсчитывается длина фронта работ и на основании данных о длине экскаваторного блока моделируется процесс расстановки экскаваторов по горизонтам.

Анализ и обработка информации осуществляются по алгоритму, приведенному на рис. 5.

Весь числовой материал, представляющий цифровую модель, хранится во втором блоке МОЗУ с 10 000 по 14 375 ячейку. После ввода и проверки исходного материала в ЭВМ производится запись его на магнитную ленту. С помощью счетчика количества рассматриваемых адресов производится последовательный их вызов.

Выделение десятичных разрядов ячеек и считывание их содержимого осуществляется в цикле набора соответствующих команд.

Для описания блок-схемы алгоритма анализа и обработки информации цифровой модели нами приняты следующие условные обозначения: α — номер ячейки (адрес); 1, 2, ..., 9 — десятичные разряды ячейки; $\alpha + 1$ — номер ячейки, следующей после адреса α ; $\alpha + 3$ — номер ячейки, отличный от номера ячейки на три единицы; B — ширина рабочей площадки, m ; n_p^j — количество соответствующих признаков по руде на j -м горизонте; n_n — количество признаков по пустой породе.

Работа алгоритма начинается с работы оператора Φ_3 , который выделяет первые два десятичных разряда каждой из рассматриваемых ячеек, а также производит считывание содержимого этих разрядов. Оператор P_4 проверяет условие $\alpha^{1,2} = 0$, т. е. отличны ли от нуля содержимое выделенных разрядов. Если это условие выполнено, то последующие десятичные разряды ячейки α не содержат информацию и от оператора P_4 переходим к оператору A_2 по стрелке 1, где происходит переадресация к ячейке с номером $\alpha + 3$. Если же условие, проверяемое оператором P_4 , не выполнено, то управление передается оператору Φ_5 .

Оператор Φ_5 выделяет содержимое 6-го и 7-го разрядов ячейки и передает управление оператору P_6 , который проверяет условие $\alpha^{6,7} = 0$ (или 0,5) или, другими словами, определяет, находится ли элементарный блок цифровой модели на бровке уступа или за ее пределами. Если $\alpha^{6,7} = 0$ (или 0,5), то элементарный блок расположен на бровке уступа и принимается к дальнейшему анализу. Если $\alpha^{6,7} \neq 0$ (или 0,5), то элементарный блок модели из анализа исключается и оператор P_6 передает управление оператору A_2 по стрелке 0.

Управление оператору Φ_7 передается оператором P_6 по стрелке 1 в случае выполнения условия $\alpha^{6,7} = 0$ (или 0,5). Оператор Φ_7 выделяет содержимое 8-го и 9-го разрядов ячейки и засылает его в ячейку рабочего массива. Содержимое 6—9-го разрядов соответствует информации цифровой модели.

Назначением операторов A_6 и P_9 в блок-схеме является проверка основного условия (III.41) при разделении элементарных блоков на группы.

Оператор A_6 из содержимого 8-го и 9-го разрядов, где содержится расстояние от элементарного блока до нижней бровки вышележащего уступа, вычитает содержимое 6-го и 7-го разрядов, т. е. 0 или 0,5. Поскольку расстояние задано количеством элемен-

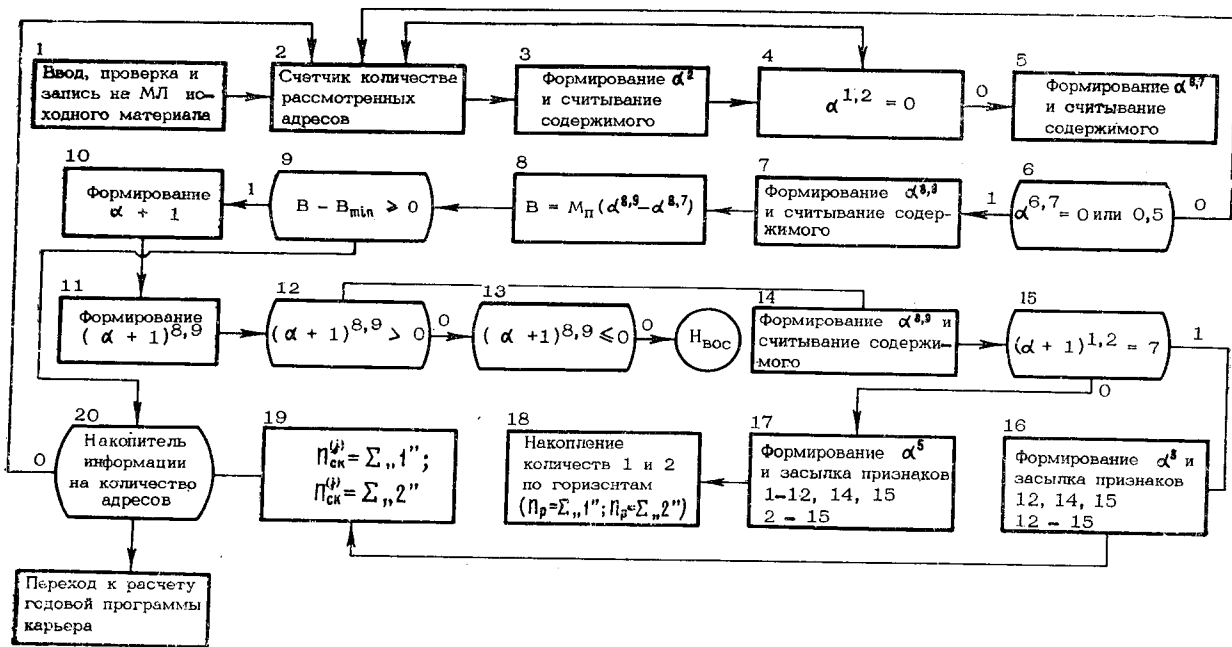


Рис. 5. Алгоритм анализа и обработки информации

тарных блоков (количеством клеток палетки), в выражение оператора A_3 введен масштаб палетки M_{Π} , который заранее известен.

Оператор P_9 проверяет условие $B - B_{\min} \geq 0$. Если условие выполняется, то это означает, что элементарный блок расположен за пределами минимальной (допустимой) ширины рабочей площадки уступа. Для того чтобы определить принадлежность блока к соответствующей группе, необходимо его подвергнуть дальнейшему анализу.

С этой целью предусмотрена передача управления от оператора P_9 оператору Φ_{10} .

Если условие $B - B_{\min} \geq 0$ не выполняется, то управление от P_9 передается P_{20} , через него A_2 , где происходит переадресация элементарных блоков.

Если необходимая информация превышает емкость одной ячейки, то предусмотрено хранение информации еще в двух ячейках. Необходимая для дальнейшего анализа элементарных блоков информация хранится в ячейках с номером $\alpha + 1$. Для того чтобы осуществить переход к рассмотрению содержимого этих ячеек, в блок-схеме предусмотрен оператор Φ_{10} , который формирует адрес, отличный от адреса предыдущей ячейки на единицу. От оператора Φ_{10} управление передается оператору Φ_{11} для формирования 8-го и 9-го разрядов ячейки $\alpha + 1$. В этих разрядах находится информация о наличии взорванной горной массы в рассматриваемом элементарном блоке.

Если содержимое $(\alpha + 1)^{8,9} > 0$, то это означает, что элементарный блок содержит взорванную горную массу. Поэтому оператор P_{12} передает управление оператору P_{14} . Управление от P_{12} к P_{13} передается, если не выполняется условие $(\alpha + 1)^{8,9} > 0$. Оператор P_{13} проверяет условие $(\alpha + 1)^{8,9} \leq 0$. Выполнение условия означает, что элементарный блок не содержит горную массу в разрыхленном состоянии. В обратном случае $(\alpha + 1)^{8,9} > 0$, в программе предусмотрен аварийный останов, что означает ошибку в набивке или заполнении исходной информации.

Управление от операторов P_{12} и P_{13} передается оператору Φ_{14} по стрелке I . Оператор Φ_{14} выделяет и считывает содержимое первых двух десятичных разрядов ячейки $\alpha + 1$. Эти разряды отведены для хранения информации о разновидности руд, входящих в элементарный блок.

Содержимое этих разрядов проверяется на условие равенства оператора P_{13} оператором P_{15} . Как указано выше, месторождение Лебединского карьера характеризуется пятью разновидностями руды. Для того чтобы при планировании учесть сланцы и девонские отложения, в данной работе они условно приняты под шестой разновидностью. Ввиду этого возникает необходимость разделения и засылки соответствующих признаков группы в отведенные для этого разряды ячейки. Поэтому в блок-схеме предусмотрен оператор Φ_{15} .

Получение результатов $n_{\text{ск}}^I = \Sigma_{„1”}$; $n_{\text{ск}}^{II} = \Sigma_{„2”}$; $n_p^I = \Sigma_{„1”}$; $n_p^{II} = \Sigma_{„2”}$ — конечная цель работы описанного алгоритма. Эти результаты являются частью исходной информации для расчета программы карьера. Ввиду того что экскаватор, находясь в работе, формирует годовые, квартальные и месячные объемы выемки, управляющей переменной при моделировании процесса добычи принято количество экскаваторов на уступе, которое зависит от длины фронта работ данного горизонта.

Таким образом, оптимальное распределение выемочно-погрузочного оборудования по уступам карьера, равно как и оптимальный план горных работ в карьере, будет оцениваться по показателям количества и качества руды, отгружаемой потребителям.

Применительно к условиям Лебединского карьера выбор оптимального годового плана развития горных работ предложено производить по следующим условиям:

$$\sum_{j=1}^r \sum_{i=1}^m x_i - A_{\Gamma}^{\text{п}} \leq \Delta A_{\Gamma}^{\text{п}}; \quad (\text{III.42})$$

$$\alpha'_{\text{ф}} \geq \alpha'_{\text{п}}; \quad (\text{III.43})$$

$$\alpha''_{\text{ф}} \leq \alpha''_{\text{п}}; \quad (\text{III.44})$$

$$\alpha'''_{\text{ф}} \leq \alpha'''_{\text{п}}; \quad (\text{III.45})$$

$$\frac{A_{\Gamma}^{\text{а}}}{A_{\Gamma}^{\text{д}}} = \frac{a}{d}, \quad (\text{III.46})$$

где $\sum_{j=1}^r \sum_{i=1}^m x_i$ — набор объемов i -х разновидностей на j -х горизонтах, обеспечивающий выпуск планового объема доменной или агломерационной руды; $A_{\Gamma}^{\text{п}}$ — плановое (заданное) количество доменной (или агломерационной) руды в течение планируемого года; $\Delta A_{\Gamma}^{\text{п}}$ — допустимый процент перевыполнения плана по выпуску доменной (или агломерационной) руды; $\alpha'_{\text{ф}}$ — расчетное содержание железа в доменной (или агломерационной) руде; $\alpha'_{\text{п}}$ — плановое (заданное) содержание железа; $\alpha''_{\text{ф}}$, $\alpha''_{\text{п}}$, $\alpha'''_{\text{ф}}$, $\alpha'''_{\text{п}}$ — расчетное и плановое соответственно содержание SiO_2 и Al_2O_3 в доменной (или агломерационной) руде; $A_{\Gamma}^{\text{а}}$ — объем агломерационной руды в общем объеме добычи; $A_{\Gamma}^{\text{д}}$ — доля доменной и агломерационной руды соответственно (величины заданные).

Задача оптимизации годовой программы карьера сводится к определению такого варианта развития горных работ в карьере, который обеспечивал бы выпуск доменной и агломерационной руды с содержанием железа ($\alpha'_{\text{ф}}$) не ниже планового ($\alpha'_{\text{п}}$). Кроме этого, расчетное содержание в руде кремнезема ($\alpha''_{\text{ф}}$) и глинозема ($\alpha'''_{\text{ф}}$) не должно превышать заданное ($\alpha''_{\text{п}}$ и $\alpha'''_{\text{п}}$),

Ограничение (III.46) относится к разряду технологических. Применительно к условиям Лебединского карьера сущность данного ограничения сводится к следующему. Искомый вариант горных работ должен не только обеспечить плановые показатели по выпуску количества и качества доменной и агломерационной руды, но и удовлетворять требованиям ДСФ и технологическим возможностям карьера, т. е. добытая руда должна поступить в определенном соотношении (a/d).

Для реализации на ЭВМ «Минск-22» данной математической модели предложен моделирующий алгоритм, на основе которого составлена программа последовательности логических и арифметических операций расчета и обоснования годовой программы карьера.

Основная идея метода состоит в том, чтобы из всего множества возможных вариантов плана исключить как заведомо невыгодные с точки зрения выполнения установленных показателей по выпуску товарной руды, так и невозможные по технологическим ограничениям (III.42)—(III.46) и выбрать сокращенное подмножество, содержащее оптимальное решение. Затем из этого подмножества путем прямого перебора выбрать план, обеспечивающий максимальное значение (ограничение) при удовлетворении требований (III.42).

Сущность работы моделирующего алгоритма (рис. 6) заключается в следующем. Получив информацию о количестве элементарных блоков первой и второй групп на каждом горизонте и распределив общее количество экскаваторов в карьере по рабочим горизонтам (N_9^j), оператор A_2 вычисляет объем горной массы, который сможет отгрузить данное количество экскаваторов (N_3^j) в течение планируемого года (V^j):

$$V^j = N_9^j \cdot Q_r \text{ тыс. м}^3, \quad (\text{III.47})$$

где Q_r — годовая производительность экскаватора, тыс. м³.

Величина V^j по своей физической сущности характеризует возможности выемочно-погрузочного оборудования данного горизонта и отображает количественную сторону его годовой программы. В связи с этим возникает необходимость увязать величину с показателями качества разрабатываемых руд, т. е. раскрыть качественную сторону годовой программы горизонта при данной расстановке экскаваторов. Для того чтобы это можно было выполнять, в блок-схеме алгоритма предусмотрен ряд операторов, подготавливающих информацию к этому этапу работы алгоритма.

Оператор A_3 определяет расчетное количество элементарных блоков (n_p^j), которое необходимо отгрузить на j -м горизонте для выполнения годовой программы горизонта (V^j):

$$n_p^j = \frac{V^j}{V_9^j}. \quad (\text{III.48})$$

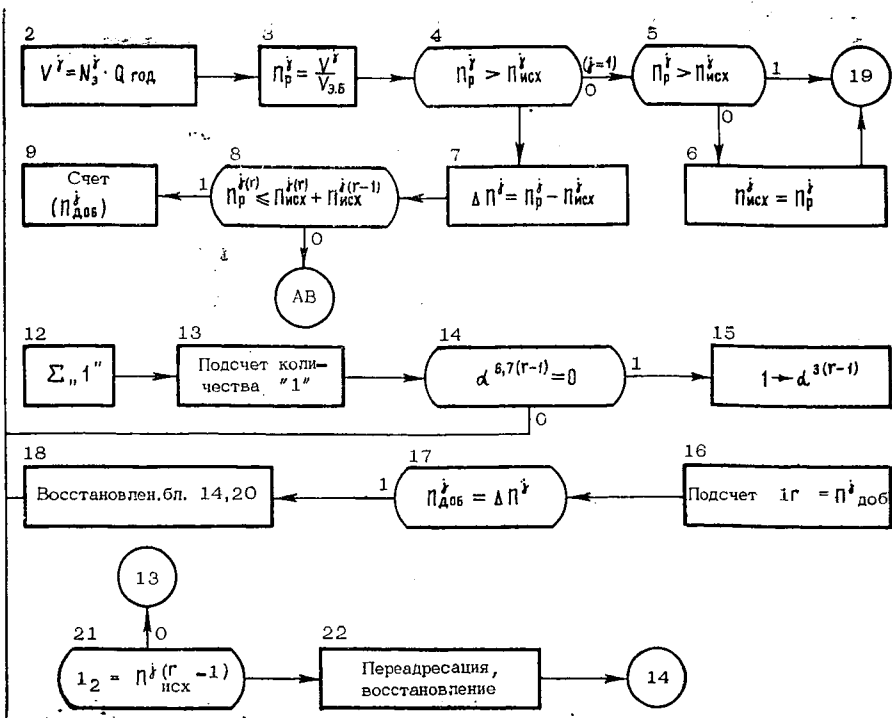


Рис. 6. Блок-схема подпрограммы расстановки экскаваторов на рудных горизонтах

В процессе вычислений может оказаться, что

$$n_p^j > n_{ис}^j; \quad (III.49)$$

$$n_p^j = n_{ис}^j; \quad (III.50)$$

$$n_p^j < n_{ис}^j; \quad (III.51)$$

где $n_{ис}^j$ — количество элементарных блоков горизонта цифровой модели.

Дальнейшая работа алгоритма (до оператора Φ_{22}) сводится к определению номеров дополнительных элементарных блоков, участвующих в выполнении годовой программы горизонта (V^j). После этого в работу включается подпрограмма количественной и качественной оценок годовой программы карьера по руде, блок-схема которой приведена на рис. 7 и является продолжением блок-схемы, приведенной на рис. 6.

Используя информацию цифровой модели о количественной и качественной характеристике разрабатываемых Лебединским карьером руд, оператор Φ_{25} выделяет содержимое первого разряда ячейки $\alpha + 1$, где хранится номер разновидности, входящей в объем элементарного блока α .

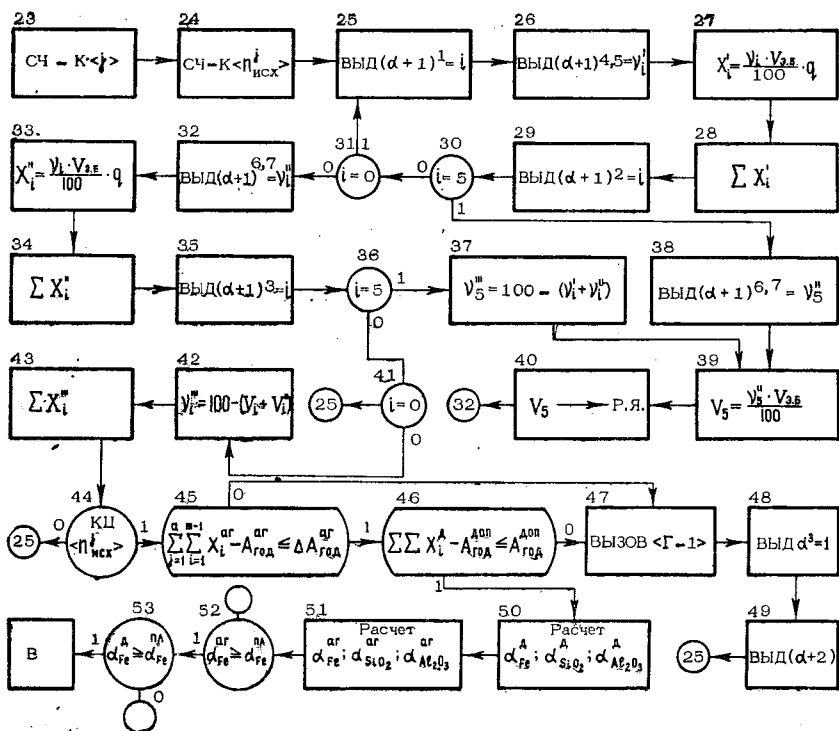


Рис. 7. Блок-схема подпрограммы количественной и качественной оценки годовой программы карьера

Оператор Φ_{26} выделяет содержимое четвертого и пятого разрядов и формирует величину V_i , т. е. процент i -й разновидности в элементарном блоке. Оператор A_{27} вычисляет, а A_{28} накапливает результат i -й разновидности уже по всему горизонту.

Работа оператора Φ_{29} аналогична работе оператора Φ_{25} .

Полученную оператором Φ_{29} информацию проверяет оператор P_{30} . В том случае, если содержимое $(\alpha + 1)^2$ будет равно 5, что означает наличие в объеме элементарного блока какого-то количества пустых пород, оператор P_{30} передает управление оператору Φ_{38} , затем A_{39} и Φ_{40} по стрелке 1. Здесь происходит вычисление объема пустых пород (A_{39}) и накопление результатов вычислений в рабочей ячейке (Φ_{40}).

Если условие оператора P_{30} отлично от 5, а условие P_{31} от 0, то операторы Φ_{32} , A_{33} и A_{34} вычисляют объем разновидности в элементарном блоке (A_{33}) и в целом по горизонту (A_{34}). Но информация о разновидности руды хранится еще и в третьем разряде ячейки $\alpha + 1$. Для этого в блок-схеме (см. рис. 7) предусмотрен Φ_{35} , который выделяет содержимое этого разряда. Затем P_{36} и P_{37} проверяют принадлежность этой разновидности к руде, а A_{42} и A_{43} вычисляют объем этой разновидности.

После проверки конца цикла (КЦ) оператором P_{44} и накопления объемов разновидностей по всем горизонтам ($j = 1 \div a$) проверяется условие

$$\sum_{j=1}^a \sum_{i=1}^{m-1} x_i^a - A_r^a \leq \Delta A_r^a, \quad (\text{III.52})$$

где x_i^a — объем i -й разновидности, входящей в выполнение годового задания по агломерационной руде (a), тыс. m .

При выполнении данного условия оператор P_{46} проверяет то же условие, только для доменной руды. Если оба условия выполняются, то управление передается A_{50} , A_{51} и P_{52} , P_{53} , где производится расчет и проверка ограничений (III.42)–(III.46) математической модели.

Если хотя одно условие операторов P_{45} , P_{46} , P_{52} и P_{53} не выполняется, то расчет повторяется с подключением уже дополнительных элементарных блоков.

Если же условия указанных операторов выполняются, то управление передается к операторам подпрограммы вычисления объемов вскрыши.

Результаты вычислений выдаются АЦПУ «Минск-22» и служат информацией для оптимизации месячных планов горных работ в карьере.

Алгоритм оптимизации квартальных и месячных планов аналогичен. Отличие состоит во введении коэффициента сезонности, который необходим при реальной разработке месторождений.

Коллективом авторов (А. Ф. Безбородов, А. Н. Курочкин, Л. В. Сафонов — руководители; Г. И. Шумская, П. И. Олейников, А. М. Коробова — исполнители) разработан алгоритм и опробована программа расчета годовых и квартальных планов горных работ методом «полярной игры». Сущность метода заключается в том, что линия фронта работ на каждом горизонте в общем случае описывается кривой, которую можно представить дугой окружности радиусом от десятков метров до значений, близких к бесконечности.

Геометрическая формализация задачи представляет собой продвижение фронта работ как процесс непрерывного изменения положения «луча направления», показанного на рис. 8, от предельного радиуса по часовой стрелке на элементарный угол $\Delta\alpha$ и по величине — на отрезок ΔR . В пределах этого продвижения линию фронта работ можно считать прямой, отработанную площадь — трапецией, качество руды — постоянным.

Решение задачи состоит в количественной и качественной оценке множества комбинаций отработки элементарных участков при заданном объеме добычи и качестве руды на основе теории игр с просчетом на ЭЦВМ «Минск-22».

Применительно к Лебединскому руднику состав требований, формулирующих математическую модель и дающих возможность

оценивать каждое элементарное продвижение фронта работ, включает:

1) соблюдение условия сохранения заданной ширины рабочих площадок на каждом вышележащем горизонте;

2) сохранение непрерывности фронта работ по радиусу движения транспортных средств в забоях экскаваторов;

3) обеспечение планового содержания железа, кремнезема и глинозема в добываемой руде:

В оценочной функции (ВО) каждое требование характеризуется:

1) величиной признака P ; при удовлетворении требования — $P = 1$, при неудовлетворении требования — $P = 0$;

2) коэффициентом удельного значения K ; в иерархическом порядке верхнему требованию соответствует большее значение K , нижнему — наименьшее;

3) удельным значением требования, равным $K \cdot P_n$ в оценочной функции

$$BO = \sum_1^n K \cdot P_n. \quad (\text{III.53})$$

При наборе объемов добычи на уровне годового и квартальных планов оптимальное развитие горных работ будет определяться положением участков с более высокой оценочной функцией.

Алгоритм недельно-сменного графика добычных работ

Распространенной формой оперативного планирования добычных работ на железорудных карьерах являются недельно-сменные графики.

Особенность добычных работ на карьерах заключается в том, что качественный состав рудного потока за каждую смену должен быть однородным, несмотря на специфические условия работы в любом забое (качество дробления руды, содержание влаги и глинистых включений, вызывающих налипание руды, состояние подъездов и др.).

Исходной информацией о содержании железа служат результаты опробования шлама взрывных скважин. Текущие координа-

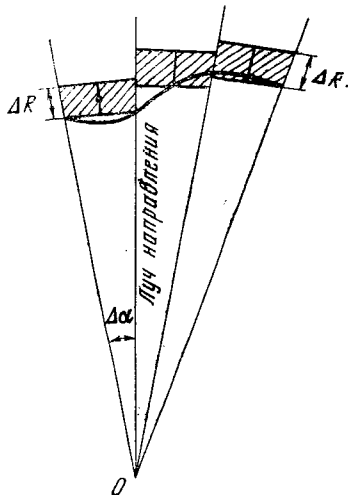


Рис. 8. Схема развития горных работ в полярной системе координат

ты работающих экскаваторов определяются номерами этих же взрывных скважин. Известны аналогичные задачи, для которых критерием оптимальности является минимум времени простоев оборудования, максимальная равномерность загрузки оборудования.

Однако, например, для Лебединского карьера целесообразно критерием оптимальности считать минимум среднеквадратического отклонения фактического содержания железа в сменном объеме от плановой величины [28]

$$|a_{\text{факт}} - a_{\text{пл}}|^2 \rightarrow \min, \quad (\text{III.54})$$

где $a_{\text{факт}}$ — фактическое содержание железа в сменном объеме; $a_{\text{пл}}$ — плановое содержание железа в сменном объеме.

Постановка задачи. Заданы сменная производительность карьера по добыче руды $Q_{\text{см}}$, плановое содержание железа в руде $a_{\text{пл}}$, допустимое отклонение содержания железа в сменных объемах от планового $\pm \Delta a$.

В каждом из забоев известны начальные координаты экскаваторов и заданы направления отработки блоков. Координаты экскаваторов заданы в виде номеров взрывных скважин ij , где $i = 1, 2, \dots, m$, $j = 1, 2, \dots, n$ — номер строки и столбца матрицы соответственно.

Направления отработки рудных блоков, показанные на рис. 9, задаются исходя из необходимости равномерной подготовки рабочих площадок и обозначаются индексами направления S

$$(S_i^j = \pm 1, \pm 2, \pm 3, \pm 4).$$

Для каждого направления отработки блока с использованием автотранспорта имеется алгоритм выбора номера следующей обрабатываемой скважины. Так, для направления движения экскаватора, показанного на рис. 9, текущие координаты принимают

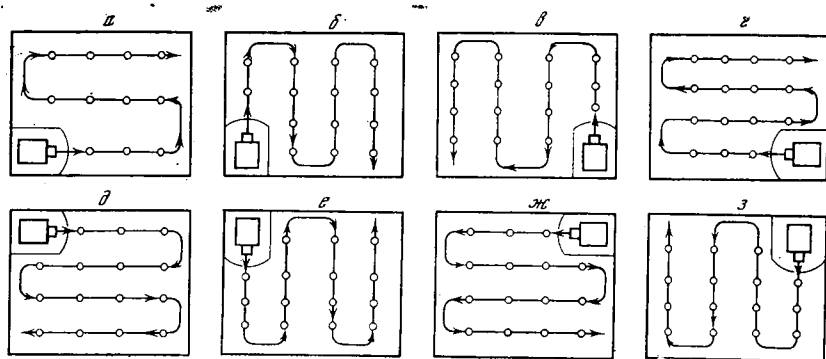


Рис. 9. Направление перемещения добычных экскаваторов при отработке блоков заходками (а — г) и панелями (д — ж)

значения: для первой заходки 1,1; 1,2; . . . ; 1,*n*; для второй заходки 2,*n*; 2, *n* — 1; . . . ; 2,1.

На погрузке руды в каждую смену должно быть занято не менее минимального количества экскаваторов $k \geq k_{\min}$, причем включаться в работу они должны в определенной последовательности с заданным приоритетом и резервом.

Производительности экскаваторов для каждого забоя ограничены максимальными и минимальными уровнями применительно к конкретным условиям.

Алгоритм задачи состоит в том, что на каждую рассчитываемую смену производится проверка возможности получения заданного объема руды определенного качества при минимальном количестве экскаваторов. Если данное условие не соблюдается, добавляется следующий по приоритету экскаватор. На последующую смену расчет производится с учетом перемещения экскаваторов на величину, соответствующую объемам, взятым за предыдущую смену.

В качестве исходной величины принимается единичный блок $q_{\text{ед}}$, равный объему руды, представляемому одной взрывной скважиной. Для условий Лебединского и Южно-Лебединского карьеров $q_{\text{ед}} = 1500 \text{ т}$ (сетка взрывных скважин $6 \times 7 \text{ м}$).

Расчетной величиной является сменный блок, объем которого $q_{\text{см. бл}}$ определен по фактическому уровню сменных производительностей экскаваторов на погрузке руды за длительный промежуток времени. Исходя из обработки статистического материала сменных производительностей экскаваторов с вероятностью 0,9, их величины не превышают объема 3000 т.

Сменный блок представлен двумя единичными блоками с содержанием железа, равным среднеарифметической величине его по двум скважинам, представляющим эти единичные блоки. Поскольку сменные производительности экскаваторов равны (или меньше) объему сменного блока, каждый последующий сменный блок будет складываться из остатка предыдущего сменного и дополнения следующих единичных блоков. Содержание железа в очередном сменном блоке рассчитывается как средневзвешенная величина содержаний железа в остаточном и дополняющих объемах. Объем остатка предыдущего сменного блока определяется как разность объема сменного блока и сменной производительности экскаватора за ту же смену.

Координаты выражаются номером одной из двух скважин сменного блока

$$q_{\text{ост}}^{\tau-1} = q_{\text{см. бл}}^{\tau-1} - q_{\text{см. к}}^{\tau-1}, \quad (\text{III.55})$$

где $\tau = 1, 2, \dots, \nu$ — индекс смены; $q_{\text{ост}}^{\tau-1}$ — остаточный объем руды за $(\tau - 1)$ -ю смену; $q_{\text{см. бл}}^{\tau-1}$ — объем сменного блока; $q_{\text{см. к}}^{\tau-1}$ — сменная производительность *k*-го экскаватора за $(\tau - 1)$ -ю смену.

Дополнительный объем, взятый от следующих единичных блоков, делает очередной сменный блок равным принятой величине 3000 т.

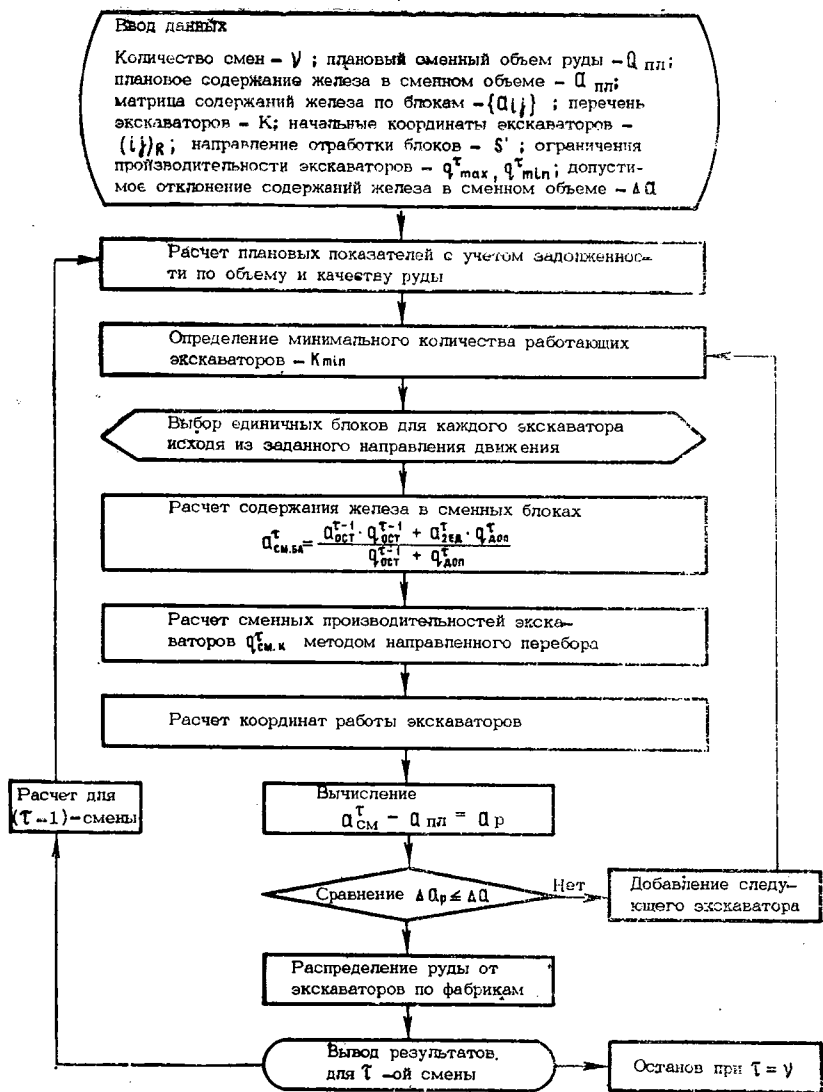


Рис. 10. Блок-схема алгоритма расчета недельно-сменного графика добычных работ

Структура алгоритма расчета недельно-сменных графиков представлена в такой последовательности (рис. 10).

1. Составление k прямоугольных матриц $m \times n$ для всех взорванных рудных блоков у каждого элемента матрицы a_{ij} (a — содержание железа в объеме руды, представляемом одной взорванной скважиной).

2. Определение остатка от предыдущего сменного блока:

$$q_{\text{ост}}^{\tau-1} = q_{\text{см. бл}}^{\tau-1} - q_{\text{см}}^{\tau-1}. \quad (\text{III.56})$$

3. Определение среднего содержания железа в следующих за расчетным двух единичных блоках:

$$a_{\Sigma \text{ ед}}^{\tau} = \frac{\sum_2 a_{ij}^{\tau}}{2}. \quad (\text{III.57})$$

Содержание железа в дополнительном объеме равно $a_{\Sigma \text{ ед}}^{\tau}$.

4. Определение средневзвешенного содержания железа в очередном τ -м сменном блоке:

$$a_{\text{см. бл}}^{\tau} = \frac{a_{\text{ост}}^{\tau-1} q_{\text{ост}}^{\tau-1} + a_{\Sigma \text{ ед}}^{\tau} q_{\text{доп}}^{\tau}}{q_{\text{ост}}^{\tau-1} + q_{\text{доп}}^{\tau}}. \quad (\text{III.58})$$

5. Определение текущих координат добычных экскаваторов: $(ij)_{k\tau}$ — координаты k -го экскаватора в τ -ю смену; $(i+y, j+z)_{k, \tau+1}$ — координаты k -го экскаватора в $(\tau+1)$ -ю смену ($y = 0, \pm 1, \pm 2, \dots, \pm m$; $z = 0, \pm 1, \pm 2, \dots, \pm n$); y и z характеризуют выбранное направление отработки блока.

6. Определение сменных производительностей экскаваторов на руде методом направленного перебора. Математическая модель имеет следующий вид:

$$\left| \sum_{k=1}^l a_{\text{см } k}^{\tau} q_{\text{см } k}^{\tau} - a_{\text{пл}} Q_{\text{пл}} \right| \leq \Delta a Q_{\text{пл}}, \quad (\text{III.59})$$

где $Q_{\text{пл}}$ — плановый сменный объем руды; $a_{\text{см } k}^{\tau}$ — содержание железа в объеме руды k -го экскаватора за τ -ю смену; $k = 1, 2, \dots, l, \dots, k_{\text{max}}$ — порядковый номер добычного экскаватора.

Ограничения:

1) по условию сменного объема добычи руды:

$$\sum_{k=1}^l q_{\text{см } k}^{\tau} = Q_{\text{пл}}; \quad (\text{III.60})$$

2) по максимально возможной производительности экскаваторов:

$$q_{\text{см } k}^{\tau} \leq q_{\text{max } k}^{\tau}, \quad (\text{III.61})$$

где $q_{\text{max } k}^{\tau}$ — максимально возможная сменная производительность k -го экскаватора в τ -ю смену;

3) по минимально допустимой производительности экскаваторов:

$$q_{\text{см } k}^{\tau} \geq q_{\text{min } k}^{\tau}, \quad (\text{III.62})$$

где $q_{\min k}^{\tau}$ — минимально допустимая сменная производительность k -го экскаватора в τ -ю смену;

4) по количеству занятых на добыче экскаваторов:

$$k \geq k_{\min}, \quad (\text{III.63})$$

где k_{\min} — минимально допустимое количество занятых на добыче экскаваторов;

5) по допустимому отклонению содержания железа от планового:

$$\Delta a \leq \Delta a_{\tau, y}, \quad (\text{III.64})$$

где $\Delta a_{\tau, y}$ — отклонение содержания железа, разрешенное техническими условиями.

Распределение руды по фабрикам производится с учетом содержания скальных разновидностей по отдельным забоям в связи с тем, что ДСФ-1 выпускает агломерационную и доменную руду, а ДСФ-2 — только агломерационную.

Таблица 5

| Горизонт, номер экскаватора | Матрица содержаний железа по взрывным скважинам, j | | | | | |
|-----------------------------------|--|------|------|------|------|------|
| | i | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| Горизонт 75 м, № 24 | 1 | — | — | — | — | — |
| | 2 | 52,0 | 53,0 | 53,2 | — | — |
| | 3 | 57,2 | 54,1 | 55,3 | — | — |
| | 4 | 55,1 | 50,1 | 51,0 | — | — |
| Горизонт 65 м, № 8 | 1 | 49,4 | 56,3 | 58,1 | — | — |
| | 2 | 51,2 | 55,0 | 59,0 | — | — |
| | 3 | 54,1 | 54,7 | 58,4 | — | — |
| Горизонт 55 м, № 1 | 1 | 49,5 | 51,6 | 54,0 | — | — |
| | 2 | 57,3 | 54,7 | 41,2 | — | — |
| | 3 | 56,7 | 60,0 | 58,1 | — | — |
| Горизонт 45 м, № 4 | 1 | 58,1 | 57,3 | 60,0 | 64,0 | 61,0 |
| | 2 | 57,0 | 58,0 | 61,2 | 62,1 | 60,9 |
| Горизонт 50 м, № 28 | 1 | 57,3 | 58,2 | 59,0 | — | — |
| | 2 | 54,1 | 56,7 | 55,0 | — | — |
| | 3 | 50,4 | 54,6 | 55,1 | — | — |
| Горизонт 50 м, № 30 | 1 | 56,3 | 57,1 | 55,3 | — | — |
| | 2 | 54,1 | 58,2 | 55,5 | — | — |
| Горизонт 75 м, № 18 | 1 | 49,7 | 51,2 | 53,2 | 60,0 | — |
| | 2 | 54,4 | 57,5 | 58,9 | 60,1 | — |

Наличие скальной руды в забое обозначается индексом скальности C ($C = 0,1; 0,2; \dots; 0,5$).

При $C \geq 0,3$ руда направляется на ДСФ-1, после чего производится проверка соответствия запланированного и планового качества руды. Если получено отклонение, превышающее допустимое, производится перерасчет с добавлением нескальной руды.

Пример расчета недельно-сменного графика. Исходные данные заданы табл. 5 и ниже.

Направление перемещения экскаваторов принимаем одинаковое, показанное на рис. 9 (индекс направления $S = +1$):

| | | | | | | | | |
|-------------------|----|----|----|----|----|----|----|----|
| Номер экскаватора | 24 | 8 | 1 | 4 | 28 | 30 | 18 | 11 |
| Номер скважины | 41 | 11 | 33 | 15 | 31 | 22 | 21 | 24 |

Ограничения по производительности и приоритет экскаваторов приведены в табл. 6.

Таблица 6

| Выводные данные | Приоритетные номера | | | | | | | |
|---------------------------|---------------------|------|------|------|------|------|------|------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| Номер экскаватора | 24 | 8 | 1 | 4 | 28 | 30 | 18 | 11 |
| Производительность, m : | | | | | | | | |
| максимальная | 3000 | 2000 | 2500 | 3000 | 2000 | 1500 | 1500 | 2000 |
| минимальная | 1000 | 1000 | 500 | 1000 | 1000 | 500 | 500 | 1000 |

Дополнительная информация: $k_{\min} = 5$, $Q_{\text{пл}} = 9500 m$, $\alpha_{\text{пл}} = 56,3\%$, $\Delta\alpha = \pm 1,0\%$.

Для решения задачи на ЭЦВМ «Минск-22» вся исходная информация представляется в виде 15 массивов. Время набивки информации на перфоленту для расчета недельно-сменного графика при $k = (8-10)$ составляет около 0,5 час.

В целевой функции указывается условие получения минимального отклонения качества руды от планового:

$$L = a_{\text{см. 24}}^{\tau} q_{\text{см. 24}}^{\tau} + a_{\text{см. 8}}^{\tau} q_{\text{см. 8}}^{\tau} + a_{\text{см. 1}}^{\tau} q_{\text{см. 1}}^{\tau} + a_{\text{см. 4}}^{\tau} q_{\text{см. 4}}^{\tau} + a_{\text{см. 28}}^{\tau} q_{\text{см. 28}}^{\tau} - a_{\text{пл}} Q_{\text{пл}} = \min; \quad \tau = 1, 2, \dots, 10.$$

В результате решения задачи, программа для которой составлена Ю. А. Соколовым, получаем координаты работы экскаваторов и их сменные производительности с отклонением содержания железа в сменном объеме руды менее допустимого по техническим условиям (табл. 7).

Таблица 7

| Горизонт | Номер экскаватора | Сменная производительность экскаватора, т | Содержание железа в сменном объеме, % | Номер скважины |
|--------------|-------------------|---|---------------------------------------|----------------|
| Первая смена | | | | |
| 75 м | 24 | 2260 | 55,1 | 41 |
| 65 м | 8 | 1000 | 49,4 | 11 |
| 55 м | 1 | 2250 | 58,1 | 33 |
| 45 м | 4 | 2740 | 61,0 | 15 |
| 50 м | 28 | 1150 | 50,1 | 31 |
| | За смену | 9400 | 56,0 | |
| Вторая смена | | | | |
| 75 м | 24 | 2500 | 51,4 | 42 |
| 65 м | 8 | 1500 | 49,4 | 11 |
| 55 м | 1 | 2200 | 59,5 | 23 |
| 45 м | 4 | 1000 | 63,9 | 14 |
| 50 м | 28 | 2800 | 50,1 | 32 |
| | За смену | 10000 | 56,5 | |
| ... | ... | ... | ... | ... |

В дальнейшем сменные объемы руды от экскаваторов распределяются между ДСФ-1 и ДСФ-2 с учетом типа и текущего содержания железа в формируемых штабелях.

Полученное решение удовлетворяет требованиям по качеству и объему добычи руды за смену и является оптимальным.

График добычных работ может составляться как на всю рабочую неделю, так и на ограниченное количество смен.

ИССЛЕДОВАНИЕ СИСТЕМЫ ОПЕРАТИВНОГО КОНТРОЛЯ И РЕГУЛИРОВАНИЯ

1. Методы анализа информационной структуры системы оперативного управления

Производственный процесс подвергается непрерывным колебаниям, поэтому необходимо такое средство, с помощью которого система возвращалась бы в устойчивое состояние в любой момент времени, не совпадающий с моментом обращения к оперативному планированию. Таким средством является оперативный контроль и регулирование, посредством которого обеспечивается упорядоченное состояние системы.

Главная задача оперативного контроля и регулирования — коррекция отклонений производственного процесса от запланированного уровня путем воздействия на управляемые параметры системы. Одним из узловых вопросов проблемы оперативного контроля и регулирования является определение оптимального режима реализации задачи контроля, т. е. представление необходимой и достаточной информации во времени, обеспечивающем своевременное принятие управляющих решений и их реализацию в процессе оперативного регулирования.

Так как любой процесс управления независимо от того, выполняется ли он человеком или автоматически, представляет собой процесс получения, преобразования и использования информации для осуществления целеустремленных действий, всякие исследования, рационализация системы управления должны базироваться на исследованиях и рационализации информационной структуры системы управления.

К настоящему времени разработан и опробован ряд различных типов методик анализа информационных структур, применяемых на разнообразных хозяйственных объектах, начиная с промышленного предприятия и кончая Госпланом СССР и союзных республик [29—32]:

- 1) методика исследования потоков информации ЦЭМИ АН СССР;
- 2) метод описания потоков информации с помощью графов типа дерева, разработанный в Госплане СССР;
- 3) метод функционально-операционного анализа, разработанный в Госплане СССР;
- 4) метод «схем информационных связей плановых расчетов», разработанный на экономическом факультете МГУ и опробованный в Госплане СССР;

5) графоаналитический метод исследования потоков информации, разработанный на Магнитогорском металлургическом комбинате.

Почти все разработанные методики предусматривают исследование информации, необходимой для формирования документов, или информации, циркулирующей между людьми, функциональными службами и отделами. Совершенно не рассматриваются вопросы анализа задач, решаемых в системе управления, и исследования потоков информации между ними, что, по нашему мнению, является определяющим для построения информационной модели системы управления. Получаемые в результате анализа информационные модели недостаточно наглядны. Их структура почти совершенно не отражает структуру системы управления.

На основе теории графов [33, 34] нами предлагается графоаналитический метод построения и анализа информационной структуры системы управления.

Исходными данными для построения информационной структуры будут конечное множество задач, решаемых в системе управления, и информационные связи между ними.

В процессе управления решаются следующие основные задачи:

- 1) сбор исходной информации и разработка на ее основании планов работы на определенные промежутки времени;
- 2) детализация планов в виде нарядов, выдаваемых отдельным исполнителям;
- 3) воздействие на объект согласно полученным нарядам;
- 4) контроль за работой оборудования и соответствием фактических показателей производства запланированным;
- 5) выработка и реализация решений по изменению управляющих воздействий;
- 6) учет основных производственных показателей.

Перечисленные задачи и связи между ними по смежной информации образуют информационную структуру системы оперативного управления.

В любой системе управления можно выделить два основных вида структурных элементов. К первому относятся элементы структуры, состоящие из задач, решаемых по строго определенным алгоритмам, т. е. детерминированные системы управления. Эти системы характеризуются обычно отсутствием обратных связей и потому называются разомкнутыми. Ко второму виду относятся элементы структуры, состоящие из задач, решение которых определяется различными, зачастую случайными, трудно поддающимися контролю причинами. Системы подобного рода обычно строятся с обратными связями, позволяющими контролировать выходные управляемые показатели системы и на основании данных контроля принимать решения об изменении управляющих воздействий. Называются они замкнутыми системами управления.

В реальных системах управления, состоящих из комбинаций

разомкнутых и замкнутых подсистем, имеется целый ряд задач и потоков информации, являющихся общими для различных контуров. Поэтому информационная структура должна представлять собой модель сложной многоконтурной системы. Анализ и исследование этой модели позволят решить основные вопросы оперативного контроля и регулирования: обеспечение управляющей системы необходимой и достаточной информацией для принятия оперативных решений, а также выработку решений, позволяющих минимизировать ошибку управления при наличии высокого уровня помех.

Условно системы оперативного контроля и регулирования можно разделить на три структурно связанные между собой подсистемы:

1) подсистему планирования, или подсистему подготовки исходных командных данных для принятия решений в системе оперативного контроля и регулирования;

2) подсистему регулирования по отклонениям фактических показателей от запланированных;

3) подсистему формирования выходной информации, или подсистему учета.

Первая и третья подсистемы в большинстве случаев относятся к разомкнутым информационным системам; подсистема же регулирования по отклонениям представляет собой многоконтурную замкнутую систему.

Очевидно, в информационной структуре эти подсистемы будут различаться по направлению информационных потоков.

В качестве математического аналога информационной структуры используется граф $G_1(X, U)$, где X — множество вершин x_i (задач системы), причем $[i]_1^n$ — конечное множество; U — множество дуг u_{ij} (потоков смежной информации системы), причем $[j]_1^m$ — конечное множество; дуга u_{ij} , инцидентная вершинам x_i, x_j с направлением $i \rightarrow j$, называется входящей в вершину x_j и выходящей из вершины x_i .

Первый этап анализа структуры заключается в выявлении перечисленных выше подсистем.

В качестве интерпретации графа, обеспечивающей поиск решения, используется матрица смежности графа, обозначаемая через M_1 :

$$M_1 = (\delta_{ij}); \quad (IV.1)$$

$$\delta_{ij} = \begin{cases} 1, & \text{если } u_{ij} \in G_1(X, U); \\ 0 & \text{в противном случае.} \end{cases}$$

Номера строк и столбцов матрицы M_1 соответствуют номерам вершин графа $G_1(X, U)$. Строки M_1 описывают задачи, которые передают информацию другим задачам, столбцы — задачи, принимающие информацию от других задач.

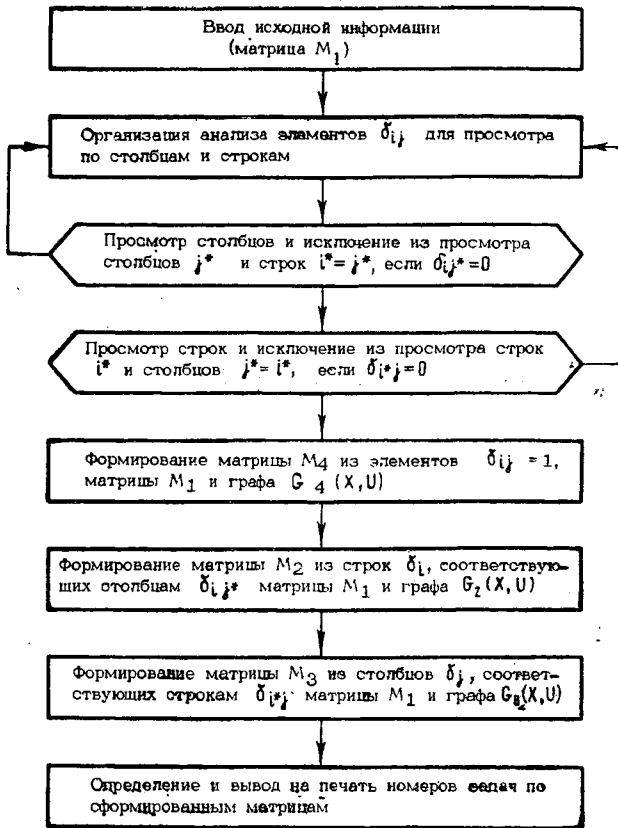


Рис. 11. Блок-схема алгоритма анализа информационной структуры

Процесс разделения исходной информационной структуры на подсистемы планирования, оперативного контроля и регулирования и подсистему учета заключается в последовательном сжатии исходной матрицы M_1 при помощи следующих операторов.

Оператор Φ_1 просматривает столбцы M_1 в порядке $j = 1, 2, \dots, n$. Если для столбца j^* $\delta_{ij^*} = 0$, то столбцу j^* и строке $i^* = j^*$ присваивается знак «+». В дальнейшем эти столбцы и строки из просмотра исключаются. Это действие производится до тех пор, пока при очередном просмотре матрица не будет содержать столбцов j^* , для которых $\delta_{ij^*} = 0$.

Матрицу M_2 размерности $n \times n$, полученную из исходной матрицы M_1 путем замены 1 на 0 во всех столбцах и строках, кроме обозначенных знаком «+», назовем матрицей подготовки заданий, а соответствующий ей граф $G_2(X, U)$ — графом подготовки заданий системе оперативного регулирования.

Оператор Φ_2 просматривает строки M_1 в порядке $i = 1, 2, \dots, n$. Если для строки i^* $\delta_{i^*j} = 0$, то строке i^* и столбцу $j^* = i^*$ присваивается знак «—». Так же как и в предыдущем случае, эти строки и столбцы в дальнейшем не просматриваются. Это действие производится до тех пор, пока при очередном просмотре матрица не будет содержать строк, для которых $\delta_{i^*j} = 0$.

Матрицу M_3 , полученную из исходной матрицы M_1 путем замены 1 на 0 во всех столбцах и строках, кроме обозначенных знаком «—», назовем матрицей формирования учетных показателей, а соответствующий ей граф $G_3(X, U)$ — графом формирования учетных показателей.

Оператор Φ_3 исключает из исходной матрицы M_1 все столбцы и строки, обозначенные знаками «+» и «—». В результате этого действия получается квадратная матрица M_4 меньшей размерности, чем исходная. Назовем эту матрицу матрицей контуров, а соответствующий ей граф $G_4(X, U)$ — графом контуров. Этот граф представляет собой графическое отображение информационной структуры подсистемы оперативного контроля и регулирования.

На основании приведенных алгоритмов составлена программа анализа информационной структуры системы управления на ЭВМ «Минск-22», блок-схема которой приведена на рис. 11.

Описанным методом проанализирована информационная структура системы оперативного управления добычного участка Лебединского рудника комбината КМАруда.

В процессе предварительного исследования выявлены основные задачи, решаемые в системе оперативного управления, и очередность их решения по поступающей информации.

1. Планирование недельных объемов с разбивкой по суткам, сменам.
2. Определение потребных добычных забоев для получения заданного качества (количества работающих экскаваторов).
3. Определение потребного количества автосамосвалов.
4. Распределение автосамосвалов по экскаваторам.
5. Планирование попутной вскрыши.
6. Планирование дорожной и вспомогательной техники.
7. Планирование работ по дренажу и обезвоживанию.
8. Корректировка сменных объемов.
9. Корректировка потребных добычных забоев.
10. Перераспределение транспорта между работающими экскаваторами.
11. Ввод резервных экскаваторов.
12. Выдача нарядов водителям автосамосвалов.
13. Выдача нарядов машинистам экскаваторов.
14. Выдача нарядов по вспомогательной технике.
15. Погрузка руды.
16. Погрузка попутной вскрыши.
17. Транспортировка руды.
18. Транспортировка попутной вскрыши.
19. Подготовка площадок, подъездных путей, дренажных выработок и т. д.
20. Контроль вывозимых объемов.
21. Контроль качества добываемой руды внутри смены.
22. Контроль за работой оборудования и его состоянием.
23. Контроль влажности.
24. Контроль за состоянием подъездных путей, площадок, дренажных выработок.

25. Сменный, суточный учет объемов добытой руды.
26. Сменный, суточный учет качества добытой руды.
27. Учет простоев оборудования с указанием причин.
28. Учет вскрыши.
29. Передача сведений горному диспетчеру.

На основании полученных данных составлена исходная матрица системы оперативного управления M_1 (рис. 12).

После анализа по приведенным выше алгоритмам получены три матрицы:

- 1) матрица оперативного планирования M_2 ;
- 2) матрица оперативного контроля и регулирования M_4 (рис. 13);
- 3) матрица учета M_3 .

По ним построены соответствующие графы. Как видно из рис. 14, граф системы оперативного контроля и регулирования представляет графическую модель многоконтурной системы управления с обратными связями.

Контурные 8—3—4—12—17—20—25—8; 9—4—12—17—21—26—9 и другие представляют собой информационные модели решения задач коррекции сменных планов.

Наибольший интерес для дальнейшего анализа представляют контуры, отражающие решение задач внутрисменного контроля и регулирования. На рис. 15 представлена часть графа $G_4(X, U)$, иллюстрирующая связи задач внутрисменного управления. Аппаратом для дальнейших исследований, которые позволят определить оптимальный режим реализации выявленных задач, является теория автоматического управления и развивающаяся в последние годы теория систем оптимального управления.

2. Исследование системы оперативного контроля и регулирования процесса усреднения руд

Изменчивость горно-геологических факторов, в том числе содержания основных компонентов руд, приводит к значительной нестабильности процесса их переработки. Поэтому решение проблемы управления процессом усреднения приобретает в настоящее время важнейшее значение как один из значительных резервов повышения производительности труда и качества продукции.

Создание управляющих систем начинается с изучения и математического моделирования соответствующих процессов. Взаимосвязь между объектами управления и управляющей системой осуществляется на основе рабочих гипотез, математическая интерпретация которых отображает не только качественную природу происходящих внутренних явлений, но и количественное соотношение между основными переменными изучаемого процесса.

Процесс внутрисменного регулирования содержания железа в добываемой руде (см. рис. 15) осуществляется по замкнутой схеме. Контроль качества, на основании которого принимаются

| | | + | + | + | + | - | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | - | - | |
|---|----|---|---|---|---|---|---|---|---|---|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|--|
| | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | 25 | 26 | 27 | 28 | 29 | |
| + | 1 | 1 | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 2 | | 1 | 1 | 1 | 1 | | | | | | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 3 | | | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 4 | | | | | | | | | | | | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 5 | | | | | | | | | | | | 1 | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 6 | | | | | | | | | | | | | | | 1 | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 7 | | | | | | | | | | | | | | | | | | 1 | | | 1 | | | | | | | | | |
| + | 8 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 9 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 10 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 11 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 12 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 13 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 14 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 15 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 16 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 17 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 18 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 19 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 20 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 21 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 22 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 23 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 24 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 25 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 26 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| + | 27 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| - | 28 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| - | 29 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

Рис. 12. Матрица задач системы управления

| | 3 | 4 | 6 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | 25 | 26 | 27 | |
|----|---|---|---|---|---|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|--|
| 3 | | | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 4 | | | | | | | | | | 1 | | | | | | | | | | | | | |
| 6 | | | | | | | | | | | | | 1 | | | | | | | | | | |
| 8 | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 9 | | 1 | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 10 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 11 | | | | | | | | | | 1 | | | | | | | | | | | | | |
| 12 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 13 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 14 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 15 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 16 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 17 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 19 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 20 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 21 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 22 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 23 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 24 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 25 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 26 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 27 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

Рис. 13. Матрица оперативного контроля и регулирования

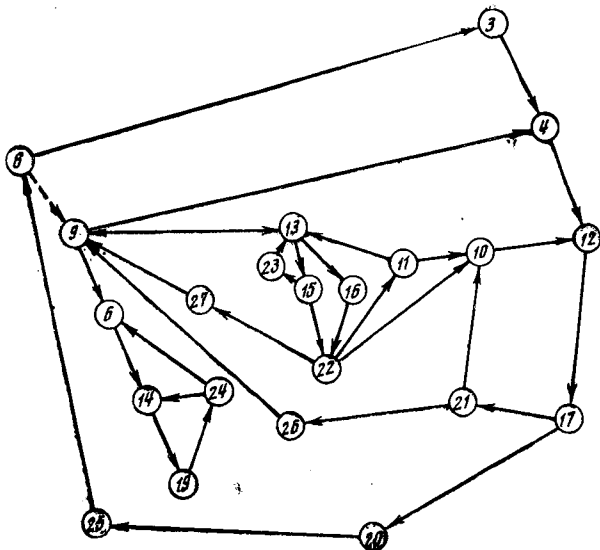


Рис. 14. Граф контуров

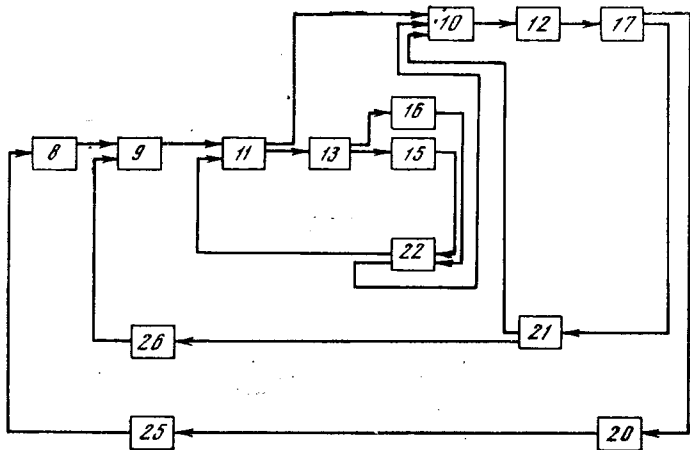


Рис. 15. Схема внутрисменного контроля и регулирования

решения об оперативных воздействиях на объект регулирования, в условиях Лебединского рудника осуществляется в хвосте процесса, т. е. на выходе ДСФ, перед укладкой руды в штабель. Это предопределяет большое запаздывание между изменением регулирующих параметров и получением результатов опробования. В подобных условиях построить систему управления, близкую к оптимальной, без учета динамических свойств объекта не представляется возможным. Для решения вопроса о выборе закона

регулирования и его реализации кроме анализа динамических свойств объекта регулирования необходимо обосновать:

- 1) необходимую точность поддержания регулируемого параметра;
- 2) критерий оптимальности системы регулирования;
- 3) частоту опробования для целей оперативного контроля.

*Определение динамических характеристик
объекта регулирования*

Обычные методы исследования динамики объектов регулирования, заключающиеся в подаче на вход объекта стандартного сигнала и снятии на выходе кривой переходного процесса, для описываемых объектов непригодны, так как при высоком уровне помех флуктуации выходной величины объекта слишком велики. В этом случае для определения динамических характеристик объекта можно воспользоваться методами статистической динамики [35—38].

Исследования показали, что изменение содержания железа в руде, подаваемой на ДСФ, а также в руде, укладываемой в штабель, можно рассматривать как стационарный случайный процесс (рис. 16). Пусть $x(t)$ — стационарный центрированный случайный процесс. Тогда его корреляционная функция

$$R_x(\tau) = M \{x(t + \tau) \cdot x(t)\}, \quad (IV.2)$$

где M — знак математического ожидания.

Преобразование Фурье от корреляционной функции (спектральная плотность процесса)

$$S_x(\omega) = \int_{-\infty}^{+\infty} R_x(\tau) \cdot e^{-j\omega\tau} d\tau. \quad (IV.3)$$

Для двух центрированных, стационарных и стационарно связанных случайных процессов $x(t)$, $y(t)$ функция

$$R_{xy}(\tau) = M \{x(t) \cdot y(t + \tau)\} \quad (IV.4)$$

называется взаимно корреляционной функцией, а ее преобразование Фурье

$$S_{xy}(\omega) = \int_{-\infty}^{+\infty} R_{xy}(\tau) \cdot e^{-j\omega\tau} d\tau \quad (IV.5)$$

— взаимной спектральной плотностью процессов $x(t)$, $y(t)$.

Взаимная спектральная плотность в комплексной форме

$$S_{xy}(\omega) = C_{xy}(\omega) + jQ_{xy}(\omega), \quad (IV.6)$$

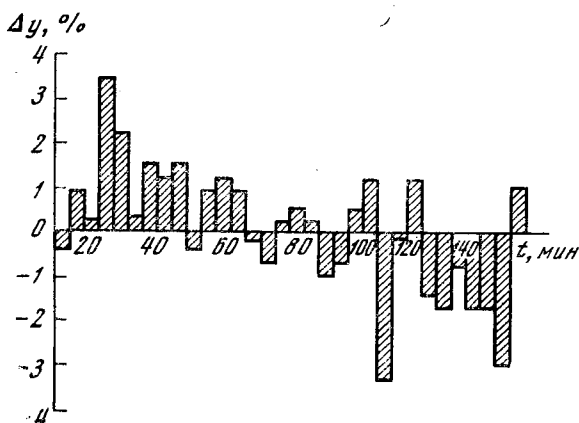
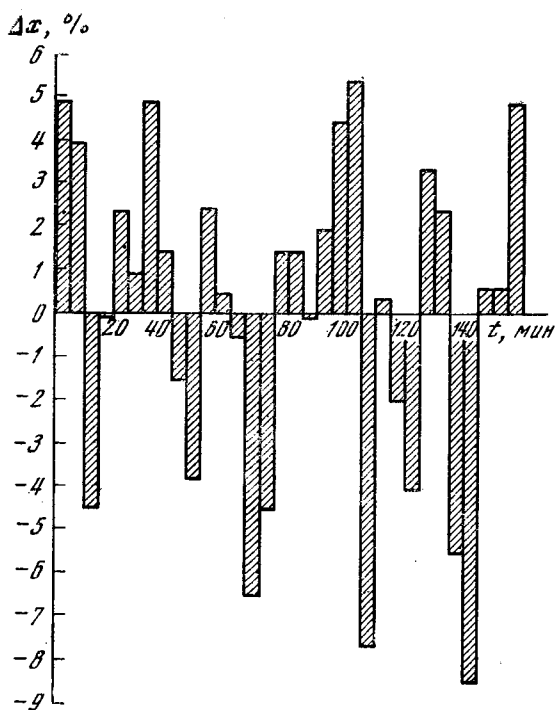


Рис. 16. Центрированные процессы изменения содержания железа в руде на входе и выходе ДСФ

где действительная часть $C_{xy}(\omega)$ называется синфазной составляющей, а мнимая часть $Q_{xy}(\omega)$ — квадратурной составляющей взаимной спектральной плотности.

Между спектральной плотностью случайного процесса на входе $S_x(\omega)$ и спектральной плотностью на выходе $S_y(\omega)$ существует

зависимость

$$S_y(\omega) = |A(j\omega)|^2 \cdot S_x(\omega), \quad (IV.7)$$

где $A(j\omega)$ — амплитудно-частотная характеристика объекта.

Величина

$$\varphi_{xy}(\omega) = \text{arctg} \left[\frac{Q_{xy}(\omega)}{C_{xy}(\omega)} \right] \quad (IV.8)$$

называется функцией разности фаз и характеризует сдвиг по фазе между процессами на выходе и входе объекта при различных частотах.

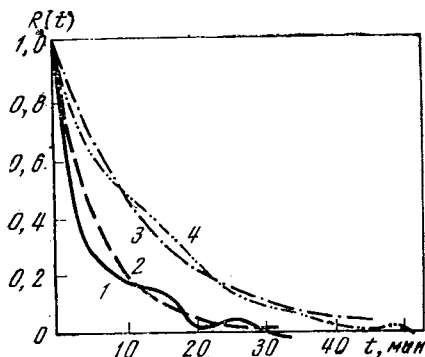


Рис. 17. Графики автокорреляционных функций изменения содержания железа в руде
1 — на входе ДСФ; 2, 4 — сглаживающие кривые вида $D \cdot e^{kt} | \tau |$;
3 — на выходе ДСФ

При использовании взаимной спектральной плотности удобно ввести в рассмотрение действительную величину

$$\gamma_{xy}^2(\omega) = \frac{|S_{xy}(\omega)|^2}{S_x(\omega) \cdot S_y(\omega)} \leq 1, \quad (IV.9)$$

которая называется функцией когерентности. В том случае, когда при некотором значении частоты $\gamma_{xy}^2(\omega) = 0$, функции $x(t)$ и $y(t)$ на данной частоте некогерентны или некоррелированы. Если функции $x(t)$ и $y(t)$ статистически независимы, то при всех значениях частоты $\gamma_{xy}^2(\omega) = 0$. Если при всех значениях частоты $\gamma_{xy}^2(\omega) = 1$, функции $x(t)$ и $y(t)$ полностью когерентны.

Перечисленные характеристики позволяют получить полную информацию о динамических свойствах объекта: абсолютной величине запаздывания, величине запаздывания в функции частоты, амплитудно-частотной характеристике, функции разности фаз.¹

В качестве примера на рис. 17 изображены графики автокорреляции железа на входе и выходе ДСФ-2 Лебединского рудника комбината КМАруда. Характеристики получены при обработке на машине «Минск-22» данных опробования руды с интервалом пробобора 5 мин. Анализ полученных данных позволяет определить оптимальную частоту и величину регулирующих воздействий, обеспечивающих минимальную ошибку регулирования, о чем говорится ниже.

Процесс формирования штабеля для отгрузки можно рассматривать как процесс перемешивания отдельных объемов руды с различным качеством до получения однородной массы руды с заданным содержанием основных компонентов.

Из теории автоматического регулирования [42] известно, что процесс смешивания достаточно точно описывается дифференциальным уравнением вида

$$T \cdot \frac{dC_2}{dt} + C_2 = C_1, \quad (IV.10)$$

где C_1 — концентрация компонента во входном потоке; C_2 — концентрация компонента в выходном потоке; T — постоянная времени смесителя:

$$T = \frac{M}{Q}, \quad (IV.11)$$

здесь M — вес материала в объеме смесителя; Q — скорость прохождения материала через смеситель. Величину Q в нашем случае можно считать постоянной и равной производительности фабрики по тракту загрузки руды в штабель.

При выводе уравнения (IV.10) предполагалось, что количество материала в смесителе M постоянно, т. е. производительность на входе равна производительности на выходе. В случае формирования определенного объема руды для отгрузки (маршрут, штабель) картина несколько иная. Вновь поступающие порции руды перемешиваются с уже ранее отгруженными с фабрики, и величина M таким образом меняется от 0 до M_{\max} .

Контроль качества руды за определенные интервалы времени (час, смена, сутки и т. д.) равнозначен контролю выходных параметров смесителей, объемы которых пропорциональны интегральной производительности фабрики по тракту загрузки за эти же интервалы.

Интервал времени между двумя контролями качества можно считать полным временем перемешивания t . Постоянную времени смесителя найдем из условия достижения контролируемых параметров не менее 0,99 значения их в установившемся режиме:

$$h(t) \geq 0,99 h(\infty). \quad (IV.12)$$

Переходная функция объекта, описываемого уравнением (IV.10), имеет вид

$$h(t) = \left(1 - e^{-\frac{t}{T}}\right) \cdot 1(t). \quad (IV.13)$$

Из уравнений (IV.12) и (IV.13) находим

$$T = \frac{t}{4,6}. \quad (IV.14)$$

Изменение качества руды на выходе фабрики (вход в смеситель) можно рассматривать как случайный стационарный процесс с корреляционной функцией

$$R_1(\tau) = D_1 \cdot e^{-\mu|\tau|}, \quad (\text{IV.15})$$

где D_1 — дисперсия качества руды на выходе фабрики; μ — показатель затухания автокорреляционной функции.

Соотношение между дисперсией на выходе смесителя D_2 (дисперсия качества в установившемся режиме) и дисперсией на входе D_1 определим, используя уравнение спектральной плотности случайного процесса. Спектральная плотность входного процесса смесителя

$$S_1(\omega) = \int_{-\infty}^{+\infty} R_1(\tau) \cdot e^{-j\omega\tau} d\tau = \int_{-\infty}^{+\infty} D_1 \cdot e^{-\mu|\tau|} \cdot e^{-j\omega\tau} d\tau = \frac{2\mu D_1}{\mu^2 + \omega^2}. \quad (\text{IV.16})$$

Спектральная плотность выходного процесса

$$S_2(\omega) = |W(j\omega)|^2 \cdot S_1(\omega), \quad (\text{IV.17})$$

где $W(j\omega)$ — частотная передаточная функция объекта.

Для объектов, описываемых уравнением (IV.10), частотная передаточная функция имеет вид

$$W(j\omega) = \frac{1}{1 + j\omega T}. \quad (\text{IV.18})$$

Тогда в соответствии с уравнением (IV.17)

$$S_2(\omega) = \frac{2\mu D_1}{| (1 + j\omega T)(\mu + j\omega) |^2}. \quad (\text{IV.19})$$

Интегрирование спектральной плотности $S_2(\omega)$ по всем частотам дает

$$D_2 = \frac{1}{2\pi} \int_{-\infty}^{+\infty} S_2(\omega) d\omega = \frac{1}{2\pi} \int_{-\infty}^{+\infty} \frac{2\mu D_1 d\omega}{| T(j\omega)^2 + (1 + \mu T)j\omega + \mu |^2}. \quad (\text{IV.20})$$

В соответствии с приложением 17 [40] получаем

$$D_2 = \frac{D_1}{1 + \mu T}. \quad (\text{IV.21})$$

По данным опробования на содержание железа аглоруды ДСФ-2 Лебединского рудника (частота пробоотбора 5 мин) получена автокорреляционная функция вида

$$R_1 = D_1 \cdot e^{-0,075 |\tau|}, \quad (\text{IV.22})$$

график которой изображен на рис. 17.

Оценим изменение дисперсии содержания железа в штабеле в зависимости от времени его формирования.

Данные расчетов согласно уравнениям (IV.14) и (IV.21) приведены ниже:

| | | | | | | |
|-----------|-------|------|-------|------|-------|-------|
| t , час | 1 | 2 | 3 | 8 | 24 | 72 |
| T , мин | 13 | 26 | 39 | 104 | 312 | 936 |
| D_2/D_1 | 0,506 | 0,34 | 0,225 | 0,11 | 0,041 | 0,014 |

График изменения дисперсии во времени изображен на рис. 18. В соответствии с техническими условиями, утвержденными Министерством черной металлургии СССР, от 30 марта 1970 г. для

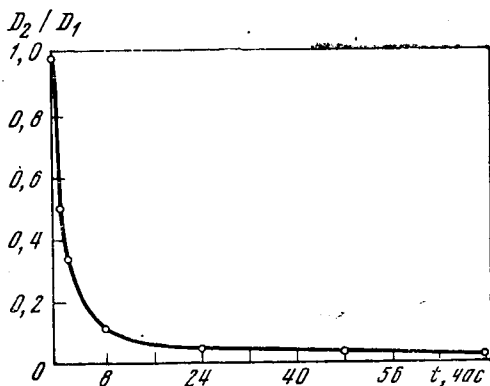


Рис. 18. График изменения дисперсии во времени

агломерационной руды комбината КМАруда колебания в содержании железа по маршрутам от планового содержания, утвержденного министерством на год, допускаются в пределах $\pm 1\%$.

Кроме того, на комбинате КМАруда действуют технические условия, утвержденные главным инженером комбината в ноябре 1968 г., согласно которым колебания по содержанию железа в сменных пробах аглоруды допускаются $\pm 2\%$ от планового не менее чем в 85% месячных объемов добычи.

Среднее содержание железа в сформированных штабелях аглоруды на ДСФ-2 не должно превышать $\pm 0,4\%$ от планового содержания на месяц.

Проверим выполнимость этих технических условий при существующей системе оперативного управления качеством на Лебединском руднике.

По данным опробования на входе фабрики проведена оценка закона распределения содержания железа в аглоруде. Эти данные подтверждают ранее полученные В. В. Лосицким, В. Н. Зарайским выводы о нормальности закона распределения железа в аглоруде. Критерий согласия Пирсона $\chi^2 = 6,3$, что соответствует вероятности $P = 0,9$; критерий согласия Колмогорова $\lambda = 0,55$, что соответствует вероятности $P(\lambda) = 0,92$.

Дробильно-сортировочные переделы в динамике описываются дифференциальными линейными уравнениями вида

$$a_n \frac{d^n y}{dt^n} + \dots + a_1 \frac{dy}{dt} + a_0 y = kx(t - \tau), \quad (IV.23)$$

где a_n, \dots, a_0 — постоянные коэффициенты; k — коэффициент усиления; x, y — входная и выходная величины соответственно; τ — время запаздывания.

Отметим, что закон распределения для случайной величины может, вообще говоря, меняться при прохождении ее через линейную систему. Однако если на входе линейной системы имеется нормальное распределение случайной величины $x(t)$, то на выходе для случайной величины $y(t)$ также будет иметь место нормальное распределение [40].

Для нормального закона распределения существует зависимость между абсолютной величиной отклонения Δ и средним квадратическим отклонением σ :

$$\Delta = t_n \cdot \sigma, \quad (IV.24)$$

где t_n — нормированный коэффициент надежности, зависящий от вероятности появления отклонения P_Δ . Значения t_n при различных P_Δ приведены ниже:

| | | | | | | | | | | | | |
|------------|------|------|------|------|------|------|------|-------|------|-------|-------|--------|
| P_Δ | 0,68 | 0,70 | 0,75 | 0,8 | 0,85 | 0,90 | 0,95 | 0,955 | 0,99 | 0,997 | 0,999 | 0,9999 |
| t_n | 1 | 1,04 | 1,15 | 1,28 | 1,44 | 1,65 | 1,96 | 2 | 2,58 | 3,0 | 3,29 | 4,0 |

Обработка часовых проб за апрель—октябрь 1972 г., март 1973 г. показывает, что при среднем значении дисперсии содержания железа в часовых пробах $D_{\text{час}} = 1,5-2$; в отдельные месяцы бывают отклонения, вызванные некачественной подготовкой забоя, погодными условиями и другими причинами, когда дисперсия возрастает до 4—5.

При $D_{\text{час}} = 5$, как указано на стр. 82, дисперсия содержания железа на выходе фабрики $D_1 = 10$. При этом дисперсия качества в сменных объемах $D_{2\text{см}} = 1,14$. Среднее квадратическое отклонение $\sigma_{2\text{см}} = 1,07$.

Из уравнения (IV.24) находим коэффициент надежности для отклонения $\Delta = \pm 2\%$; $t_n = 1,87$, что соответствует вероятности $P_{\pm 2\%} = 0,92$.

Другими словами, даже при дисперсии качества в часовых объемах $D_{\text{час}} = 5$ следует ожидать выполнения сменных планов с отклонениями $\pm 2\%$ (абс.) в 92% месячных объемов добычи.

Определим время, необходимое для формирования штабеля, отвечающего техническим условиям, по абсолютным отклонениям содержания железа $\Delta = \pm 0,4\%$ (абс.).

Так как в технических условиях вероятность $P_{\pm 0,4\%}$ не оговорена, принимаем коэффициент надежности $t_H = 3$, что соответствует $P_{\pm 0,4\%} = 0,997$.

Тогда согласно уравнению (IV.24)

$$\sigma_{2шт} = 0,133; D_{2шт} = 0,0178.$$

Из уравнений (IV.14) и (IV.21) находим

$$t = 35\ 346 \approx 73 \text{ смены.}$$

В условиях ДСФ-2 Лебединского рудника размеры штабеля ограничиваются размерами пролетов разгрузочной эстакады. Практически могут формироваться штабели двух размеров: 30 и 45 тыс. m ; время формирования соответственно 10 и 15 смен.

Из уравнений (IV.14), (IV.21), (IV.24) находим:

а) для малого штабеля

$$D_{2шт} = 0,127; \sigma_{2шт} = 0,356; t_H = 1,12; P_{\pm 0,4\%} = 0,75;$$

б) для большого штабеля

$$D_{2шт} = 0,084; \sigma_{2шт} = 0,29; t_H = 1,38; P_{\pm 0,4\%} = 0,83.$$

Таким образом, при существующей системе управления выполнения технических условий по содержанию железа в штабеле можно ожидать для малых штабелей в 75% случаев, для больших — в 83% случаев.

Аналогичным образом проверим выполнимость технических условий по отгружаемым маршрутам. На Лебединском руднике маршруты отгружаются из сформированных штабелей. При достаточно хорошем перемешивании штабеля дисперсия качества в маршруте должна быть равна дисперсии качества в штабеле. Тогда вероятность выполнения технических условий по содержанию железа с точностью $\pm 1\%$ (абс.) будет:

при отгрузке из малого штабеля

$$P_{\pm 1\%} = 0,995,$$

при отгрузке из большого штабеля

$$P_{\pm 1\%} = 0,999.$$

В соответствии с интересами производства рационально обеспечить по железорудной промышленности усреднение железных руд на предприятиях с колебаниями по содержанию железа не более $\pm 0,5\%$ (абс.).

При существующей системе оперативного управления на Лебединском руднике вероятность отгрузки маршрута с колебаниями по содержанию железа из малого штабеля

$$P_{\pm 0,5\%} = 0,85,$$

что явно недостаточно. При гарантированной точности $P_{\pm 0,5} = 0,997$ из уравнений (IV.14), (IV.21), (IV.24) определяем необходимую дисперсию содержания железа на выходе фабрики и в сменных объемах

$$D_1 = 2; \sigma_1 = 1,41; D_{2\text{см}} = 0,22; \sigma_{2\text{см}} = 0,47 \quad (\Delta = \pm 1\% \text{ при } P_{\Delta} = 0,96).$$

Уменьшение дисперсии содержания железа в руде на выходе фабрики до 2,0 может быть достигнуто только за счет улучшения регулирования процесса усреднения в карьере.

Характеристикой сложности управления может служить количество информации, необходимое управляющему органу для осуществления оперативного воздействия на систему. До настоящего времени нет единой методики для определения количества управляющей информации.

В ряде работ [11, 41] предлагается использовать формулы статистической теории информации, основанной на вероятностном подходе к решению проблемы. При этом среднее количество информации в сообщении о событии приравнивается к энтропии системы и определяется как

$$I = H = - \sum_{i=1}^n P_i \log_2 P_i \text{ бит}, \quad (\text{IV.25})$$

где I — количество информации в сообщении; H — энтропия системы; P_i — вероятность появления i -го события.

Очевидно, такой подход применим для оценки количества информации о системе, дискретно изменяющей свое состояние, когда цель управления — поддержание системы в одном из состояний.

В случае, если цель управления — поддержание с заданной точностью какого-либо изменяющегося параметра, количество информации, необходимой для управления, как это интуитивно чувствуется, должно зависеть от требуемой точности. Чем меньше требуемая точность поддержания параметра, тем меньше сложность управления и тем, очевидно, меньшее количество информации требуется для управления.

Как известно, энтропия системы является функцией вероятностей исходов опытов, причем своего максимума она достигает, когда все исходы опытов равновероятны. Предполагая, что управляемый параметр может принимать n равновероятных состояний (для непрерывно изменяющегося параметра n — число уровней квантования), на основании формулы (IV.25) можно записать

$$H = - \sum_{i=1}^n \frac{1}{n} \log_2 \frac{1}{n} = \log_2 n \text{ бит}. \quad (\text{IV.26})$$

Из теории вероятности [16] известно, что для обеспечения требуемой точности контроля минимальный объем выборки должен быть

$$n = \frac{t_n^2 \sigma^2}{\Delta^2}, \quad (\text{IV.27})$$

где t_n — коэффициент гарантии точности контроля (определяется из таблиц значений функции $F(t) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} \int_0^t e^{-\frac{t^2}{2}} dt$); σ — среднее квадратическое отклонение измеряемого параметра; Δ — число, определяющее требуемую точность контроля (управления).

Тогда

$$I = H = \log_2 \frac{t_n^2 \sigma^2}{\Delta^2} = 2 \log_2 \frac{t_n \sigma}{\Delta} \text{ бит}. \quad (\text{IV.28})$$

Величина I характеризует количество информации, необходимое управляющему органу на цикл управления.

Оценим изменение минимально потребного количества информации на цикл управления для условий Лебединского рудника комбината КМАруда в зависимости от требований к содержанию железа в отгружаемых маршрутах и от объема усреднительного штабеля. Цикл управления примем равным 1 час.

Дисперсия изменения содержания железа в часовых объемах на выходе ДСФ, как было сказано выше, для руд Лебединского рудника достигает 5 ($\sigma = 2,24\%$).

Значения Δ при гарантированной точности контроля 0,997 ($t_n = 3$) для различных технических условий по отгружаемой руде определим из уравнений (IV.14), (IV.21) и (IV.24). На основании расчетов, произведенных по уравнению (IV.28), получены зависимости, графики которых изображены на рис. 19 и 20.

На рис. 19 представлена зависимость минимально потребного количества информации на цикл управления от технических требований на отгружаемое сырье для двух типов штабелей, формируемых на ДСФ Лебединского рудника. На рис. 20 изображена зависимость количества информации на цикл управления от объема усреднительного склада готовой продукции для действующих на комбинате технических условий по отгрузке ($\Delta = \pm 1\%$) и для вновь вводимых ($\Delta = \pm 0,5\%$). Из рис. 19 и 20 видно, что имеются участки, на которых $I = 0$ ($\Delta > 0,87\%$ при $Q = 45$ тыс. m — на рис. 19 и $\Delta = \pm 1\%$ при $Q > 34$ тыс. m — на рис. 20). Равенство количества информации нулю свидетельствует о том, что выполнения технических условий можно достичь только за счет соблюдения запланированных показателей и принятия управляющих решений по возмущениям, возникающим на входе системы (поломки экскаваторов, сход с линии автосамосвалов и т. п.). Другими словами, управление можно осуществлять по разомкнутой схеме.

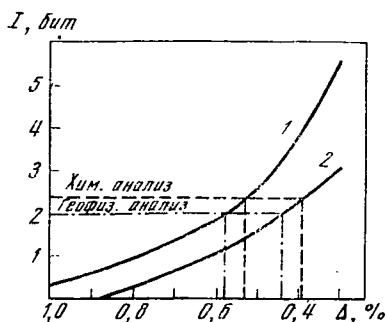


Рис. 19. Зависимость количества информации на цикл управления от технических требований на отгружаемую руду

1 — $Q = 30$ тыс. т; 2 — $Q = 45$ тыс. т

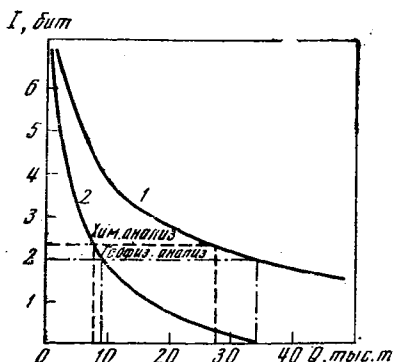


Рис. 20. Зависимость количества информации на цикл управления от объема усреднительного склада руды

1 — $\Delta = \pm 0,5\%$; 2 — $\Delta = \pm 1\%$

На остальных участках кривых $I > 0$. Это говорит о том, что для выполнения технических условий необходимо производить опробование руды после переработки на ДСФ и осуществлять управление как по возмущениям, так и по отклонениям, т. е. принять комбинированную схему управления.

В настоящее время опробование руды на Лебединском руднике производится двумя методами: химическим и геофизическим. Количество информации на цикл управления при проведении опробования определится как

$$I = 2k \log_2 \frac{t_{н5}}{\Delta_a} \text{ бит}, \quad (\text{IV.29})$$

где k — коэффициент, характеризующий потерю информации от длительности опробования (для химического анализа $k = 0,35$, для геофизического $k = 0,85$); Δ_a — число, определяющее точность анализа (для химического анализа $\Delta_a = 0,7$, для геофизического — $\Delta_a = 3$).

Расчет по формуле (IV.29) дает следующие значения количества информации, получаемой управляющим органом: при химическом анализе $I = 2,3$ бит, при геофизическом анализе $I = 2,0$ бит.

Сравнение необходимого количества информации и получаемого в результате опробования позволяет сделать следующие выводы (см. рис. 19, 20).

1. При существующей методике опробования руды и заданных объемах штабелей за счет рационализации системы управления

(организация контроля за состоянием системы во времени и пространстве, разработка алгоритмов принятия решений, минимизация времени принятия решений, применение вычислительной техники в системе управления и др.) можно достичь следующих отклонений по содержанию железа в отгружаемых маршрутах: $\pm 0,55$ при отгрузке из малого штабеля и $\pm 0,45$ — при отгрузке из большого штабеля.

2. При заданных технических условиях на отгружаемое сырье и существующей методике опробования за счет рационализации системы управления можно значительно уменьшить объемы усреднительных штабелей руды (7—10 вместо 30—45 тыс. *t*, формируемых в настоящее время).

3. При введении новых технических условий на отгружаемое сырье предлагаемая методика позволяет определить возможности их технической реализации по структурной схеме управления, объемам усреднительных емкостей товарной продукции и по требованиям к технологическому опробованию: частоте опробования, методу анализа и пр.

4. Существующая система управления качеством добываемой руды, рассмотренная на данном примере, далека от оптимальной и может быть улучшена.

Критерием оптимального решения в данном случае будет минимальное значение результирующей ошибки системы, определяемой полезным сигналом и помехой.

Для случайных величин наиболее просто определить среднюю квадратическую ошибку, поэтому ее и используют для оценки точности системы управления.

Таким образом, задача сводится к выбору параметров регулирования системы заданной структуры по минимуму средней квадратической ошибки при заданных статистических характеристиках полезного сигнала и помехи:

$$\bar{x}^2 = \int_0^{\infty} x^2 dt = \min. \quad (\text{IV.30})$$

Эта задача может быть решена с применением современной теории оптимального управления.

Обоснование необходимой частоты опробования для целей оперативного управления

Определение необходимой частоты опробования при дискретном контроле качества добываемой руды — весьма важный вопрос, так как завышенная частота измерений ведет к увеличению затрат труда, заниженная — к потере информации об изменении контролируемой величины.

При контроле содержания железа важно знать не столько мгновенные значения контролируемого параметра, сколько его усредненные значения за какой-то промежуток времени, так как при усреднении больших объемов руды единичные кратковременные колебания существенно не сказываются на конечных результатах.

В качестве усредненной оценки хода процесса может быть выбрана средняя квадратическая погрешность измерения, которая складывается из среднеквадратических погрешностей аппроксимации и метода измерения. Определение погрешности аппроксимации достаточно полно описано в работе [43].

Среднее квадратическое отклонение измеряемой величины за время Δt

$$\sigma = \sqrt{M \{[y(t + \Delta t) - y(t)]^2\}}, \quad (IV.31)$$

где M — математическое ожидание; Δt — интервал измерения.

Переходя к корреляционным функциям, получим

$$\sigma = \sqrt{2 [R_y(0) - R_y(\Delta t)]}, \quad (IV.32)$$

откуда

$$R_y(\Delta t) = R_y(0) - \frac{\sigma^2}{2}. \quad (IV.33)$$

Задавшись допустимым значением σ и рассчитав корреляционную функцию процесса, находим значение $R_y = (\Delta t)$ по формуле (IV.33).

По кривой корреляционной функции (см. рис. 17) находим абсциссу Δt , соответствующую ординате $R_y(\Delta t)$, что соответствует искомому интервалу опробования.

По описанной методике определен интервал опробования для аглоруды ДСФ-2 Лебединского рудника: $\Delta t = 5$ мин.

Определение закона регулирования

Конечным этапом исследований систем оперативного контроля и регулирования является разработка алгоритма управления, обеспечивающего выбранный критерий оптимальности, и способа его реализации.

В общем виде данный алгоритм можно представить следующим образом. Имеется объект управления, характеризующийся вектором состояния

$$x = (x_1, x_2, \dots, x_n). \quad (IV.34)$$

На составляющие вектора x могут накладываться ограничения (например, по содержанию железа, кремнезема, глинозема и др.):

$$X'_1 \leq x_1 \leq X''_1; X'_2 \leq x_2 \leq X''_2; X'_3 \leq x_3 \leq X''_3. \quad (IV.35)$$

К объекту управления приложены воздействия: управляющие

$$u = (u_1, u_2, \dots, u_m) \quad (\text{IV.36})$$

и возмущающие, представляемые вектором (ограниченная надежность горного и транспортного оборудования и т. п.):

$$z = (z_1, z_2, \dots, z_k). \quad (\text{IV.37})$$

Управляющий орган получает информацию о векторах x и z или только о векторе x и на основании ее формирует вектор u , обеспечивающий выбранный критерий оптимальности.

Как было сказано выше, критерием оптимальности при регулировании качества руды является квадратический критерий вида

$$I_1 = \int_0^{\infty} x^2 dt = \min, \quad (\text{IV.38})$$

где x — отклонение координаты от установившегося значения.

Оценка I_1 не учитывает ограничений, наложенных на управляющее воздействие. Эти ограничения можно задать в интегральном виде

$$I_2 = \int_0^{\infty} u^2 dt \leq L, \quad (\text{IV.39})$$

или при фиксированном времени отработки

$$I_2 = \int_0^I u^2 dt. \quad (\text{IV.40})$$

Как известно [44], минимизация критерия I_1 при условии (IV.40) относится к решению изопериметрической задачи и задачи на условный экстремум вариационного исчисления. Поэтому функционал I_1 при наличии ограничений на управление и на координаты приводится к одному функционалу вида

$$I(u) = \int_0^{\infty} (x^2 + cu^2) dt, \quad (\text{IV.41})$$

где c — множитель Лагранжа.

Ограничение управляющего воздействия приводит к ограничению всех координат объекта. Поэтому системы, синтезированные по этим оценкам, обеспечивают плановые процессы с небольшим перерегулированием.

Задача синтеза заключается в определении закона управления в функции координат системы $u(x_i)$. Как показано в литературе [44], применение квадратичных оценок дает в результате расчетов линейный закон управления:

$$u = \sum_{i=1}^n P_i x_i, \quad (\text{IV.42})$$

поэтому системы, удовлетворяющие минимуму $I(u)$, называются линейными оптимальными системами, а определение закона управления, достигающего минимума $I(u)$, — аналитическим конструированием регулятора.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В настоящей монографии изложены основные элементы оперативного управления добычным процессом богатых руд, не требующих обогащения, в системе карьер — дробильно-сортировочная фабрика.

Управление рассматривается как единый непрерывный процесс планирования, контроля и регулирования, направленный на оптимизацию развития горных работ, объемов производства, страховых запасов подготовленной к экскавации руды в забоях, формирования качества сырья и товарной руды.

Общая методика, прослеживающаяся в монографии и базирующаяся на теории автоматического регулирования, рассматривая процесс добычи руды, транспортирования, дробления и грохочения, штабелевания в отгрузочные штабели в динамике, дает возможность прогнозировать технологический процесс, обосновывать принятие управляющих решений по снятию возмущений в системе.

Изложенные исследования доказывают неизбежность учета обратных связей при управлении качеством руды на предприятиях КМА в жестких параметрах усреднения, не допускающих отклонений от планового содержания железа в интервале $\pm 0,5\%$. Это говорит о неизбежности внедрения на горнодобывающих предприятиях автоматизированных систем управления добычным процессом.

В последние годы наибольшее развитие в железорудной промышленности получили горнообогатительные предприятия. В процесс рудоподготовки помимо добычи, грохочения и сортировки на этих предприятиях включается обогащение и окомкование.

Авторы предполагают продолжать исследования применительно к предприятию данного типа на Лебединском и Михайловском ГОКах и надеются, что методическая основа, заложенная ими в монографии, будет полезной исследователям, работающим над проблемой совершенствования управления горным производством в других бассейнах страны.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Е. М. Пахомов, Э. Г. Саратовский.* Расчет оптимального распределения объемов вскрышных работ по годам методом линейного программирования.— Изв. вузов, Горный журнал, 1964, № 4.
2. *А. Ф. Богачев.* Применение линейного программирования для экономического обоснования оптимального режима вскрышных работ.— Изв. вузов, Горный журнал, 1965, № 2.
3. *К. В. Зевзиев, Г. К. Котов.* Динамическая модель месячного планирования производственной программы горных предприятий.— Горный журнал, 1967, № 3.
4. *М. С. Суменков, В. А. Коуров.* Математическая модель оптимизации недельно-суточных планов горных работ на карьерах.— Горный журнал, 1971, № 9.
5. *Н. М. Амосов.* Моделирование сложных систем. Киев, «Наукова думка», 1968.
6. *С. Л. Оптнер.* Системный анализ для решения деловых и промышленных проблем. М., «Советское радио», 1969.
7. *В. В. Ржевский.* Вопросы оптимального управления карьерами.— Изв. вузов, Горный журнал 1968, № 10.
8. *А. И. Арсентьев.* Определение производительности и границ карьеров. М., «Недра», 1970.
9. *В. В. Ржевский.* Режим горных работ при открытой добыче угля и руды. М., Углетехиздат, 1957.
10. *А. Я. Лернер.* Начала кибернетики. М., «Наука», 1966.
11. *К. Шеннон.* Работы по теории информации и кибернетике. М., ИЛ, 1963.
12. *В. М. Глушков.* Введение в кибернетику. М., Физматгиз, 1964.
13. *С. А. Бондарь.* Исследование работы комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта в условиях глубоких карьеров Кривбасса.— Автореф. канд. дисс. Днепропетровск, ДГИ, 1969.
14. *К. Е. Винуцкий.* Исследование рационального сочетания параметров погрузочного и транспортного оборудования в угольных карьерах.— Автореф. канд. дисс. М., ИГД им. Скочинского, 1952.
15. *И. П. Ремашкин.* Математическая модель погрузочно-транспортного процесса в карьерах с автотранспортом.— Изв. вузов, Горный журнал, 1967, № 8.
16. *Е. С. Вентцель.* Теория вероятностей. М., «Наука», 1969.
17. *М. Г. Потапов, А. Н. Комраков.* Оценка надежности схем поточной технологии в карьерах.— Горный журнал, 1970, № 5.
18. *П. Е. Следзюк.* О задачах по дальнейшему развитию железорудной промышленности в новой пятилетке.— Горный журнал, 1972, № 7.
19. *М. Браун.* Теория и измерение технического прогресса. М., «Статистика», 1971.
20. *Б. Н. Михалевский.* Система моделей среднесрочного народнохозяйственного планирования. М., «Наука», 1972.
21. *Е. Г. Ясин, Э. Б. Фигурнов, В. П. Гребенников, Т. А. Шумяцкая.* Науч-

- но-технический прогресс и измерение его влияния на результаты общественного производства.— Сб. «Проблемы статистики технического прогресса в промышленности». М., «Наука», 1971.
22. *Я. Шталь, Д. Шакольмау.* Обобщенная производственная функция с постоянной эластичностью замещения.— Сб. «Экономика и математические методы», т. III, вып. 4.
 23. *В. Фальцман.* Оптимизация резерва в материальном балансе.— Плановое хозяйство, 1970, № 2.
 24. *В. Н. Зарайский, В. В. Крымский.* Основные положения методики расчета внутрирудничного усреднения качественного состава железорудного сырья при проектировании горных предприятий.— Сборник трудов ВИОГЕМ, вып. XVI. Белгород, 1971.
 25. *С. Д. Коробов.* Способ подсчета объемов открытых горных работ с помощью ЭВМ при использовании матричной цифровой модели месторождения.— Изв. вузов, Горный журнал, 1964, № 5.
 26. *Г. К. Котов, М. С. Суменков, В. М. Кисляк.* Поэтапная оптимизация календарных планов на горнообогатительных комбинатах.— Горный журнал, 1968, № 1.
 27. *И. Б. Табакман.* Исследование режима открытых горных работ с помощью электронно-вычислительной машины.— Горный журнал, 1963, № 10.
 28. Сб. «Проектирование, планирование и управление производством на карьерах посредством ЭВМ». Под ред. чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевского. М., «Недра», 1966.
 29. *И. С. Зингер, М. Ф. Коротяев.* Методика исследования потоков информации на промышленных предприятиях. М., изд. ЦЭМИ АН СССР, 1966.
 30. *Ю. И. Черняк.* Анализ и синтез систем в экономике. М., «Экономика», 1970.
 31. *А. А. Модин, В. Н. Ефимов.* Об анализе системы управления и информации.— Сб. «Экономика и математические методы», т. II, вып. 3, 1966.
 32. *И. П. Тицулин.* Анализ организации и управление производством с помощью графических методов. М., «Экономика», 1967.
 33. *К. Берж.* Теория графов и ее применение. М., ИЛ, 1962.
 34. *Л. А. Саенко, С. Н. Шелешкова.* Анализ информационной структуры автоматизированной системы расчета показателей техпромфинплана.— Сб. «Экономика и математические методы», т. III, вып. 6, 1967.
 35. *Д. Бендат, А. Пирсол.* Измерение и анализ случайных процессов. М., «Мир», 1971.
 36. *Г. Дженкинс, Д. Ваттс.* Спектральный анализ и его приложения. М., «Мир», 1972.
 37. *Б. Ф. Курьянов, Л. Е. Медведева.* Гармонический анализ стационарных случайных процессов (с использованием быстрого преобразования Фурье), вып. 8. М., Изд-во МГУ, 1970.
 38. *М. В. Муравьева.* Программа вычисления динамических характеристик стационарного линейного объекта (с использованием быстрого преобразования Фурье для машин типа М-20), вып. 14. М., Изд-во МГУ, 1971.
 39. *Н. В. Смирнов, И. В. Дукин-Барковский.* Курс теории вероятностей и математической статистики для технических приложений. М., «Наука», 1965.
 40. *В. А. Бесекерский, Е. П. Попов.* Теория систем автоматического регулирования. М., «Наука», 1966.
 41. *Г. С. Нестеров, Н. А. Нестерова, А. И. Батанов.* Управление технологическими процессами на обогатительных фабриках. М., «Наука», 1966.
 42. *О. Н. Тихонов.* Решение задач по автоматизации процессов обогащения и металлургии. Л., «Наука», 1969.
 43. *Э. Л. Ицкович, Э. А. Трахтенгерц.* Алгоритмы централизованного контроля и управления производством. М., «Советское радио», 1967.
 44. *В. А. Олейников, Н. С. Зотов, А. М. Пришвин.* Основы оптимального и экстремального управления. М., «Высшая школа», 1969.

ОГЛАВЛЕНИЕ

| | |
|---|----|
| Предисловие | 3 |
| Раздел I. Существующие тенденции в развитии теории и практики управления горными предприятиями | 5 |
| Раздел II. Теоретические основы функционирования карьеров как систем | 10 |
| 1. Структурная модель системы — карьер и ее отличительные признаки | 10 |
| 2. Характеристики и свойства системы — карьер | 15 |
| 3. Измерение технического прогресса на основе производственной функции | 33 |
| Раздел III. Основы планирования горных работ в условиях вероятностного воздействия горно-геологических факторов | 38 |
| 1. Основные положения | 38 |
| 2. Оптимизация запасов взорванной горной массы, масштаба и периодичности взрывов | 38 |
| 3. Планирование потоков полезного ископаемого в режиме усреднения | 45 |
| 4. Взаимосвязь производительности экскаваторов и числа подготавливаемых к взрыву забоев | 47 |
| 5. Алгоритмы и реализация программ оперативного планирования горных работ на ЭЦВМ «Минск-22» | 48 |
| Раздел IV. Исследование системы оперативного контроля и регулирования | 69 |
| 1. Методы анализа информационной структуры системы оперативного управления | 69 |
| 2. Исследование системы оперативного контроля и регулирования процесса усреднения руд | 74 |
| Заключение | 92 |
| Литература | 93 |

**Математические основы теории
оперативного управления в карьерах**

*Утверждено к печати
Научно-исследовательским институтом
по проблемам Курской магнитной аномалии
им. Л. Д. Шевякова*

Редактор *Е. И. Александрова*
Художник *И. Таланова*
Художественный редактор *А. Н. Жданов*
Технический редактор *В. В. Волкова*

Сдано в набор 21/V 1974 г. Подписано к печати 2/IX 1974 г.
Формат 60×90^{1/16}. Усл. печ. л. 6. Уч.-изд. л. 5,9.
Бумага типографская № 1. Тираж 1400. Тип. зак. 698. Т-15917.
Цена 59 коп.

Издательство «Наука», 103717 ГСП,
Москва, К-62, Подсосенский пер., 21
2-я типография издательства «Наука», 121099,
Москва, Г-99, Шубинский пер., 10

ХР-4
ДК-1

О П Е Ч А Т К И

| Страница | Строка | Напечатано | Должно быть |
|----------|--------|------------|-------------|
| 6 | 1 св. | ЭВМ-1620 | ИВМ-1620 |
| 10 | 1 сн. | убункерное | бункерное |

Заказ № 698

59 коп.

-82407

14

39422