

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»



Кафедра горного дела



**VIII Международная научно-техническая конференция
«ИННОВАЦИОННЫЕ ГЕОТЕХНОЛОГИИ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»**

4-5 апреля 2019 г.
Сборник докладов

Ответственный за выпуск
доктор технических наук, профессор Н. Г. Валиев

Екатеринбург – 2019

Оргкомитет: **Валиев Н. Г.** – зав. кафедрой горного дела УГГУ, д.т.н., проф.
Лель Ю. И. – зав. каф. разработки месторождений открытым способом УГГУ, д.т.н., проф.
Пропп В. Д. – зам. зав. каф. горного дела УГГУ, канд. техн. наук, доцент;
Волков М. Н. – декан ГТФ, зав. каф. шахтного строительства УГГУ, канд. техн. наук, доцент.
Кокарев К. В. – доц. кафедры горного дела УГГУ, к. т. н.
Демин В. Ф. – проф. каф. «Разработка месторождений полезных ископаемых» КарГТУ, (Республика Казахстан), д. т. н., проф.;
Соколов И. В. – зав. лабораторией подземной геотехнологии ИГД УрО РАН, д. т. н.;
Набиуллин Ф. М. – генеральный директор ООО «Березовский рудник»;
Салахияев Р. Г. – главный инженер ОАО «Ураласбест»;
Кутенев А. А. – советник генерального директора ОАО «Урал-АТИ», к. т. н.;
Котляров В. В. – технический директор ЗАО «Урупский ГОК», к. т. н.;
Здоровец И. Л. – главный инженер артели старателей «Нейва»;
Эшмуродов З. О. – доц. кафедры «Автоматизация и управление», НГТИ, (Республика Узбекистан), к. т. н.;
Арефьев С. А. – доц. кафедры горного дела УГГУ, к. т. н., доцент

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

Оргкомитет не несет ответственности за содержание опубликованных материалов.
Эта книга или ее часть не могут быть воспроизведены в любой форме без письменного разрешения издателей.

М 43 VIII Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений», г. Екатеринбург, 4-5 апреля 2019 г. (Уральская горнопромышленная декада, г. Екатеринбург, 3-12 апреля 2019 г.): сборник докладов / Оргкомитет: Н. Г. Валиев (отв. за выпуск) и др.; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 337 с.

Доклады VIII Международной научно-технической конференции «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений» в рамках Уральской горнопромышленной декады в Уральском государственном горном университете посвящены обсуждению результатов фундаментальных и прикладных исследований по проблемам наук о Земле, вопросам, связанным с использованием компьютерных технологий в горном деле, внедрению новых методов геометризации и прогнозирования состояния геологической среды, повышению уровня подготовки горных инженеров.

Публикуемые материалы могут представлять интерес для студентов, аспирантов, профессорско-преподавательского состава вузов, реализующих программы высшего профессионального образования в области горного дела, а также для специалистов науки и производства горнопромышленного комплекса.

© Уральский государственный горный университет, 2019

© Авторы, постатейно, 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ	7
СОКОЛОВ И. В., АНТИПИН Ю. Г. Геотехнологическая стратегия освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом	7
ВАЛИЕВ Н. Г., БЕРКОВИЧ В. Х., ПРОПП В. Д., ГУСМАНОВ Ф. Ф. Рациональный способ повторного использования закладочного материала	16
БЕКЕТОВА Е. Б. О применении малогабаритного индукционного датчика магнитного поля для оперативной связи с персоналом шахты в аварийных ситуациях	20
СОКОЛОВ И. В., АНТИПИН Ю. Г., БАРАНОВСКИЙ К. В. Совершенствование технологии подземной разработки золоторудных месторождений	27
НИКИТИН И. В., СОЛОМЕИН Ю. М. Разработка и использование экономико-математической модели при выборе геотехнологической стратегии освоения рудных месторождений подземным способом	32
СОКОЛОВ И. В., СМIRНОВ А. А., РОЖКОВ А. А. Управление удельным расходом ВВ при веерной схеме отбойки и мгновенном способе взрывания	38
ЭШМУРОДОВ З. О., ИСМОИЛОВ М. Т., ОРИПОВА У. З. Управление приводами рабочих машин в горно-технологических системах	43
ВАЛИЕВ Н. Г., ВАЖЕНИН Л. А., КОКАРЕВ К. В., ШИКШЕЕВ Н. В. Отработка пологих угольных пластов по схеме лава-этаж	49
ИВАНЧИН Е. А., ФЕДЮКОВ А. А., ЗАПРУДИН В. А. Возможность применения камерно-цековского порядка отработки в условиях удароопасности	51
ДМИТРИЕВ А. А. Лабораторные испытания по цианированию магнитных шлихов	56
ПОТАПОВ В. Я., ПОТАПОВ В. В., КУЗНЕЦОВ А. М. Исследования оптических свойств углей	59
КАЮМОВА А. Н., ХАРИСОВ Т. Ф. Современное состояние промышленной безопасности на объектах рудной и нерудной промышленности	65
ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ	72
ЛЕЛЬ Ю. И., ИСАКОВ С. В., ГЛЕБОВ И. А. Л., БУДНЕВ А. Б. Обоснование оптимальной глубины перехода на вскрытие крутонаклонными автосъездами при разработке кимберлитовых карьеров	72
ЯКОВЛЕВ В. Л., САКАНЦЕВ Г. Г., ШИМКИВ Е. С., ПЕРЕХОД Т. М. Методические основы инновационных технологий, обеспечивающих расширение области применения крутых уклонов вскрывающих выработок глубоких карьеров в критических условиях	79
ГЛЕБОВ И. А. Обоснование применения шарнирно-сочлененных автосамосвалов при тоннельном вскрытии кимберлитовых карьеров	86
ТИТОВ Р. С., ТИМОХИН А. В. Структурно-сырьевая оценка засоренности и потенциала извлечения CaCO ₃ массива известняка базы содового производства по данным электрометрии (алгоритмы и примеры измерений в металл- и оксид-метрической постановке)	92

САНДРИГАЙЛО И. Н., АРЕФЬЕВ С. А., ЖУКОВ М. А, САДНОВ Д. С. Экскаватор для освоения новых месторождений на севере России.....	100
КИСЛЯКОВ В. Е., НАФИКОВ Р. З. Температурный режим в дражном ангаре	104
АБРАМЕЦ В. С. Добыча песка и песчано-гравийной смеси в Приамурье средствами гидромеханизации.....	109
ЧЕБАН А. Ю., ХРУНИНА Н. П. Технология разработки сложноструктурных угольных месторождений с применением усовершенствованных карьерных комбайнов	113
ЧЕБАН А. Ю., ХРУНИНА Н. П. Способ подготовки сезонно промерзших уступов к выемке одноковшовыми экскаваторами и оборудование для его осуществления.....	118
САПЕГИН Ю. К. Совершенствование технологии открытой безвзрывной выемки крутонаклонных рудных тел.....	122
ШКАРУБА Н. А., КИСЛЯКОВ В. Е. Эффективность отбойки глинистых пород гидромониторной струей с эжектированием твердых абразивных частиц.....	126
КОСТРОМИН М. В., ПАНИНА Т. Ю. Определение величины одинарного забоя многочерпаковой драги	131
РОМАШКИН Ю. В., СИДОРОВ В. В. Интенсификация вскрышных работ при разработке открытым способом Черногорского каменноугольного месторождения.....	135
БАРЩЕВСКИЙ Р. Л., ВИНОГРАДОВ Е. А. Перспективные схемы вскрытия глубоких горизонтов с использованием крутонаклонных конвейеров	141
МИРОНЕНКО И. А. К вопросу перемещения четвертичных вскрышных пород, уложенных в гидроотвалы Кузбасса	145
ЖАРИКОВ С. Н., КУТУЕВ В. А. Взаимосвязь энергетических характеристик выемки и взрывного разрушения при открытой разработке месторождения.....	152
СТЕНИН Ю. В., ГАНИЕВ Р. С., МИННИХ А.С. Оптимизация схемы работы бульдозерной техники в карьере на примере Северного карьера «ЕВРАЗ КГОК»	157
МАРТЫНОВ Н. В., ЗОТОВ И. Г., БУДНЕВ А. Б. Особенности инновационного развития буровзрывных работ на карьерах	163
ЛЕЛЬ Ю. И., МУСИХИНА О. В., КОСТИН А. Л., ГАНИЕВ Р. С. Оценка эффективности реконструкции комплекса циклично-поточной технологии горных работ на Бачатском угольном разрезе.....	168
ФАЙЗУЛЛИН Р. М., КАРЯКИН А. Л. Буровые установки для глубокого и сверхглубокого бурения: рабочие режимы буровой лебедки.....	176
ГЕОМЕХАНИКА	180
ЛАТЫШЕВ О. Г., МАЛОЗЕМОВ А. С., ЧИСТЯКОВ Н. А. Моделирование дробящего действия взрыва на ударном копре	180
БАЛЕК А. Е., САШУРИН А. Д., ХАРИСОВ Т. Ф. Совершенствование подземной разработки Соколовского железорудного месторождения с учетом особенностей напряженно-деформированного состояния обводненной толщи налегающих пород ..	188
ПАНЖИН А. А., ПАНЖИНА Н. А. Исследование исходного и современного напряженно-деформированного состояния Джетыгаринского месторождения хризотил-асбеста	196

ГОЛУБКО Б. П., ФРОЛОВ К. В. Анализ и рациональная организация маркшейдерских работ с применением современных технологий их выполнения	201
ЕФРЕМОВ Е. Ю. Определение условий завершения воронкообразования для рудных месторождений, перекрытых осадочным чехлом	209
ХЛЕБНИКОВ П. К., ЛАТЫШЕВ О. Г. Методика шахтных исследований напряженно-деформированного состояния породного массива в зоне влияния очистных работ.....	217
ПОТАПОВ В. Я., ПОТАПОВ В. В., КОЛОКОЛЬЦЕВА Е. Ю. Исследование влияния технических факторов на теплофизические характеристики асбеста и вмещающих пород.....	223
ПОТАПОВ В. Я., ПОТАПОВ В. В., КОЛОКОЛЬЦЕВА Е. Ю. Разработка прибора для определения содержания асбеста в руде на основе различия теплофизических характеристик асбеста и пород	226
КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ	229
ЯКОВЛЕВ А. М., ТИТОВ Р. С., КАНТЕМИРОВ В. Д. Практическое применение геоинформационных технологий для моделирования качественных показателей комплексных руд.....	229
БАХТУРИН Ю. А. Адаптация транспортных систем карьеров с применением универсальной интерактивной имитационной модели	235
БАХТУРИН Ю. А. Особенности учета надежности оборудования при имитационном моделировании транспортных систем карьеров	241
ЭШМУРОДОВ З. О., БОБОЖОНОВ М. К., ХОЛБОВЕВ Г. О. Системно-индивидуализированные принципы управления технологиями добычи	246
ДЕНИСОВА М. В. Анализ свойств 3D сетевых моделей в AutoCad.....	252
БАБИЧ В. Н., ШАНГИНА Е. И., ФРОЛОВ А. П., СИРАЗУТДИНОВА Н. Б. Геометрическое моделирование алгебраических объектов.....	256
ФРОЛОВ С. Г., ПОТАПОВ В. Я., КОЛОКОЛЬЦЕВА Е. Ю. Исследования возможности использования метода имитационного моделирования при управлении технологическим процессом разведочного бурения	261
ФАЙЗУЛЛИН Р. М. Современные преобразователи частоты для буровых установок: тенденции развития.....	264
ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ	270
ШАНГИНА Е. И. CALS-технологии в инженерном образовании	270
ШАНГИНА Е. И. Моделирование как метод научного познания	273
ШАНГИНА Е. И. Инженерная деятельность по созданию единого жизненного цикла технического изделия в аспекте интеграции инженерного образования	281
САМОХВАЛОВ Ю. И., ПАВЛОВА Н. П. Геометрическое пространство. Геометрические элементы.....	284
ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ	290
ГОБОВ Н. В., СОЛОМЕИН Ю. М. Освоение месторождений экологоориентированной комплексной геотехнологией с применением подземного обогатительного комплекса.....	290

КОНОВАЛОВ В. Е., ЖЕЛЯСКОВ А.Л. Использование земель горнопромышленных территорий Уральского региона	298
ТИМОХИН А. В. Сигнальные свойства легких окислов (ат. № ≤ 20 , включая Са) как фактор новых измерительных принципов петрофизики в структурно-сырьевой оценке твердоминеральных ископаемых (на примере уральских месторождений нагорного типа).....	305
НАЗАРМАТОВ А. А. СОБИРОВА Ш. Р. САТТОРОВ М. С. Взаимосвязь и взаимозависимость между издержками и результативностью при добыче полезных ископаемых	317
БОТИРОВ Т. В., БАКОЕВ Х. Н., РАХМОНОВА Х. З. Формализация основных технологических процессов обогащения угля как объектов управления.....	321
САПЕГИН Ю. К. Состояние отрасли по добыче строительных горных пород Хабаровского края.....	325
ИЛЬБУЛЬДИН Д. Х., КОНУРИН А. И. Совершенствование методики расчета технико-экономических показателей производительности горно-шахтного оборудования	329

УДК 622.272.06:622.341

ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СТРАТЕГИЯ ОСВОЕНИЯ ПЕРЕХОДНЫХ ЗОН РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

СОКОЛОВ И. В., АНТИПИН Ю. Г.

Институт горного дела УрО РАН

Изложены теоретические основы геотехнологической стратегии освоения переходных зон при последовательной схеме комбинированной разработки рудных месторождений. Систематизированы типы переходных зон, разработаны варианты геотехнологии, учитывающие специфические факторы и условия, сформированные при открытых горных работах, и обеспечивающие оптимальные условия для подземных горных работ на стабильном этапе. На основе экономико-математического моделирования установлен оптимальный вариант геотехнологической стратегии по выдвинутым критериям.

Ключевые слова: геотехнологическая стратегия, переходный процесс, переходная зона, производительность, капитальные и эксплуатационные затраты, вскрытие, система разработки.

GEOTECHNOLOGICAL STRATEGY FOR THE EXPLOITATION OF TRANSITION ZONES OF ORE DEPOSITS BY THE UNDERGROUND METHOD

SOKOLOV I. V., ANTIPIN Y. G.

IM UB RAS

The theoretical foundations of the geotechnological strategy for the exploitation of transition zones with a sequential scheme for the combined mining of ore deposits are outlined. The types of transition zones are systematized, geotechnology variants are developed, taking into account specific factors and conditions formed during open pit mining, and providing optimal conditions for underground mining at a stable stage. Based on the economic and mathematical modeling, the optimal variant of the geotechnological strategy has been established according to the criteria put forward.

Keywords: geotechnological strategy, transition process, transition zone, capacity, capital and operating costs, opening, mining system.

Проблематика обоснования геотехнологической стратегии (ГС) перехода от открытых горных работ (ОГР) к подземным (ПГР) в значительной степени связана с обеспечением безопасности и эффективности освоения переходных зон (ПЗ) [1-3]. Необходимыми требованиями при принятии организационных, технических и технологических решений являются: четкое понимание цели и задач переходного процесса, знание присущих ему закономерностей, учет сложившихся на его начало и завершение условий, актуализация положительных и нейтрализация негативных факторов, действующих в переходный период. Целью переходного процесса при комбинированной разработке месторождения является перевод горнодобывающего предприятия от одно-

го стабильного состояния, соответствующего нормальной стадии развития ОГР, к другому, соответствующему нормальной стадии развития ПГР. Отсюда основным назначением переходного процесса можно считать создание наиболее благоприятных условий для достижения предприятием стабильного состояния при освоении запасов на нормальной стадии развития ПГР, при котором планово и предсказуемо меняются технико-экономические показатели (ТЭП).

Анализ опыта освоения 125 месторождения комбинированным способом показал, что переходный процесс всегда связан со скачкообразным преобразованием предприятия, характеризующимся резкими изменениями характера и ТЭП его деятельности [4-5]. С другой стороны, переходный процесс неразрывно связан с конкретным разрабатываемым участком месторождения – ПЗ, в пределах которой и осуществляются необходимые изменения. Переходный период характеризует время реализации переходного процесса.

Характеристиками переходного процесса являются: резкое изменение величины производительности предприятия, как правило в сторону ее снижения, и всплеск величины капитальных вложений, в несколько раз превышающих необходимую их величину для поддержания производственной мощности предприятия в стабильный период ОГР. Этот всплеск связан с необходимостью подготовки производственных площадей для добычи руды качественно новой – подземной геотехнологией. Следствием является резкое уменьшение доходности горнодобывающего предприятия в переходный период. На снижение доходности при освоении ПЗ также существенно влияют увеличенные по сравнению со стабильным периодом ПГР эксплуатационные затраты, связанные с влиянием негативных специфических факторов – повышенного горного давления в прикарьерном массиве, активных аэродинамических (ААС) и гидродинамических связей между подземными выработками и карьером и других.

Таким образом, переходный процесс при комбинированной разработке определен как освоение (вскрытие, очистная выемка и погашение) части месторождения с целью перевода горнодобывающего предприятия от одного стабильного состояния к другому; а переходная зона – часть месторождения, в пределах которой осуществляются организационно-технические и технологические мероприятия, направленные на создание оптимальных условий для освоения запасов в стабильном периоде ПГР с учетом специфических факторов и условий, сформированных при ОГР [6].

Переходный процесс обуславливает тип ПЗ в зависимости от стадии освоения месторождения ПГР и ОГР, и затрагивает различные подсистемы горнотехнической системы (ГТС) подземного рудника (табл. 1).

Варианты ГС формируются на основе соответствующих технологических схем, представляющих собой рациональное сочетание порядка развития горных работ во времени и пространстве, способ и схему вскрытия, технологию очистной выемки и способ погашения выработанного пространства [7]. Исходя из этого, установлены основные принципы формирования вариантов ГС освоения ПЗ рудных месторождений:

1. Согласованность ГС освоения ПЗ с ГС комплексного освоения всего рудного месторождения, непротиворечивость с ее целями и задачами.
2. Определенность последовательности воспроизводства выбывающих мощностей и границ рационального применения геотехнологий.
3. Обеспечение благоприятных условий перехода от одной геотехнологии к другой.
4. Использование существующих горных выработок, поверхностных комплексов и транспортных коммуникаций для целей вскрытия и добычи руды на новом этапе.
5. Нейтрализация (уменьшение) отрицательного воздействия негативных факторов, вызванных наличием техногенных объектов (карьерное пространство, выработан-

ное пространство, зона обрушения), созданных на предыдущих этапах освоения месторождения.

6. Императив применения комбинированных способов вскрытия и технологий отработки (а не вынужденная мера при затухании горных работ на предыдущем этапе).

7. Рациональное сочетание комплексов технологического оборудования, присущих геотехнологиям, применяемым на различных этапах освоения.

8. Использование современной высокопроизводительной техники на всех технологических процессах.

9. Максимальное использование выработанного пространства для размещения вскрышных пород и отходов горно-обогатительного производства (ГОП).

10. Применение методов оптимизационного экономико-математического моделирования (ЭММ) при оценке как вариантов геотехнологии, так и соответствующих им вариантов ГС освоения ПЗ.

Таблица 1 – Типы ПЗ при подземной разработке месторождений

Тип переходной зоны		Подсистемы ГТС рудника затрагиваемые переходным процессом
Стадия освоения месторождения	Объект освоения	
<i>переход от открытых горных работ к подземным</i>		
1. Совместное ведение открытых и подземных горных работ (параллельная схема)	Этаж (этажи), смежные с рудным барьерным целиком	Вскрытие, подготовка и отработка этажа (этажей), смежного с рудным барьерным целиком с целью создания искусственного барьерного целика. Порядок и направление развития ПГР в шаге вскрытия и отработки
2. Переход от открытых горных работ к подземным (последовательная схема)	Этаж (подэтаж) между карьером и основными подземными запасами	Вскрытие, подготовка и отработка запасов ПЗ. Порядок и направление развития ПГР в ПЗ
<i>переход к новому шагу вскрытия и отработки месторождения</i>		
3. Переход от одноярусного к многоярусному освоению месторождения	Переходная зона не образуется. На последнем этапе – рудный барьерный целик	Вскрытие нового яруса. Порядок и направление развития ПГР в ПЗ
4. Переход к новому шагу освоения месторождения	Смежный этаж (подэтаж) между старым и новым шагом	Вскрытие, подготовка и отработка смежного этажа. Порядок и направление развития подземных горных работ в ПЗ
5. Переход к новому этажу в одном шаге освоения (при условии изменении технологии и (или) геотехники)	Смежный этаж (подэтаж), осваиваемый новой технологией и (или) геотехникой	Подготовка и отработка смежного этажа (подэтажа) новой технологией и (или) геотехникой. Порядок и направление развития подземных горных работ в ПЗ

Тип переходной зоны		Подсистемы ГТС рудника затрагиваемые переходным процессом
Стадия освоения месторождения	Объект освоения	
б. Переход к новой выемочной единице (при условии изменении технологии и (или) геотехники)	Смежная выемочная единица (камера, блок, панель), осваиваемая новой технологией и (или) геотехникой	Подготовка, нарезка и отработка смежной выемочной единицы новой технологией и (или) геотехникой

Для определения структуры, параметров и показателей ГТС освоения ПЗ необходимо последовательное решение и согласование результатов следующих научно-технических задач:

- определить пространственное расположение запасов, подлежащих освоению ПГР, относительно проектного контура карьера и рудные площади по горизонтам;

- выбрать систему разработки и способ погашения выработанного пространства ПЗ, обеспечивающие оптимальные условия для освоения основных запасов (ОЗ) на новом стабильном этапе ПГР;

- определить конструкцию и параметры системы разработки ПЗ с учетом последовательной или параллельной схемы ведения ОГР и ПГР в переходный период, уровня горного давления в прикарьерном массиве, возможности использования карьерного технологического оборудования;

- обосновать способ изоляции ПГР от карьера в зависимости от системы разработки ПЗ и с учетом наличия внутреннего породного отвала в карьере, определить приемлемую величину ААС и гидравлических связей;

- определить состав комплекса технологического оборудования;

- установить показатели полноты и качества извлечения руды из ПЗ;

- установить производственную мощность рудника в переходный период исходя из горных возможностей при отработке ПЗ с учетом продолжительности и объема добычи руды при доработке карьера;

- обосновать способ и схему вскрытия запасов ПЗ с учетом системы подземной разработки ПЗ, возможности использования карьерного пространства и оборудования, производительности транспортной системы карьера и его параметров;

- определить необходимую интенсивность и срок вскрытия и отработки ПЗ исходя из запланированного срока ввода подземного рудника в эксплуатацию;

- установить параметры (высоту и запасы) ПЗ в зависимости от вышерассмотренных специфических условий и факторов;

- разработать календарный план вскрытия, подготовки и отработки ПЗ;

- согласовать организационно-технические и технологические решения по освоению ПЗ с производственной программой предприятия как по доработке карьера, так и освоению ОЗ месторождения в стабильном периоде ПГР, откорректировать их в случае необходимости.

Исходя из установленных принципов и решаемых научно-технических задач, систематизированы перспективные варианты подземной геотехнологии освоения ПЗ при последовательной схеме комбинированной разработки рудных месторождений (табл. 2). Данные варианты учитывают особенности технологии освоения ПЗ и отличаются следующими признаками: состоянием карьера, порядком отработки (направлением развития ПГР в пространстве), способом и схемой вскрытия, системой разработки ПЗ и ОЗ, способом изоляции ПГР от карьера и способом утилизации отходов ГОП.

В соответствии с систематизацией сконструировано 4 варианта подземной геотехнологии освоения ПЗ для горно-геологических и горнотехнических условий разработки уральского медноколчеданного месторождения – мощность рудного тела 40м, угол падения 50°, глубина залегания 500 м, глубина карьера 260 м, производственная мощность рудника 500 тыс.т/год, высота этажа 60 м, содержание меди в руде 1,8 %.

Таблица 2 – Перспективные варианты подземной геотехнологии освоения ПЗ

Элемент геотехнологии	Вариант геотехнологии			
	1	2	3	4
Состояние карьера	обрушен или внутренний отвал на дне карьера	в устойчивом состоянии	обрушен или внутренний отвал на дне карьера	в устойчивом состоянии
Порядок отработки	нисходящий		восходящий	
Способ и схема вскрытия	вертикальными стволами с поверхности	автоуклоном из карьера и наклонным съездом с поверхности	вертикальными стволами с поверхности	автоуклоном из карьера и наклонным съездом с поверхности
Система разработки ПЗ	этажное принудительное или подэтажное обрушение	этажно-камерная или слоевая с закладкой	этажное принудительное или подэтажное обрушение	этажно-камерная или слоевая с закладкой
Способ изоляции ПЗ	массивом разрыхленных пород на дне карьера	рудным или искусственным целиком в пределах ПЗ	массивом разрыхленных пород на дне карьера	рудным или искусственным целиком в пределах ПЗ
Система разработки основных запасов	этажное принудительное или подэтажное обрушение под массивом разрыхленных пород	этажно-камерная с закладкой под дочным массивом	этажно-камерная с закладкой под рудным массивом	
Способ утилизации отходов ГОП	в карьере		в подземном выработанном пространстве	

Вариант подземной геотехнологии 1.

Карьер обрушен или на дне карьера создан внутренний отвал.

Порядок отработки – нисходящий этажный, начиная с ПЗ.

Вскрытие двумя вертикальными центрально-расположенными стволами с поверхности – главным скиповым и вентиляционно-вспомогательным $S = 27,3 \text{ м}^2$, этажными квершлагами $S = 14,1 \text{ м}^2$ и одним концентрационным горизонтом $S = 9,6 \text{ м}^2$ с оборудованием у ствола дробильно-дозаторного комплекса (ДДК) (рис. 1). ВШТ руды по концентрационному горизонту – электровозный в вагонетках емкостью 4 м^3 . Доставка руды по доставочным ортам и штрекам эксплуатационных горизонтов $S = 16,6 \text{ м}^2$ до капитальных рудоспусков $S = 10 \text{ м}^2$ – ПДМ типа ТОРО-007. Спуск самоходного

оборудования (СО) – по стволу вспомогательному, между горизонтами – по участковым наклонным съездам [8].

Система разработки ПЗ – этажное принудительное обрушение, способ изоляции ПЗ массивом разрыхленных пород на дне карьера, ОЗ – этажное принудительное обрушение под массивом разрыхленных пород.

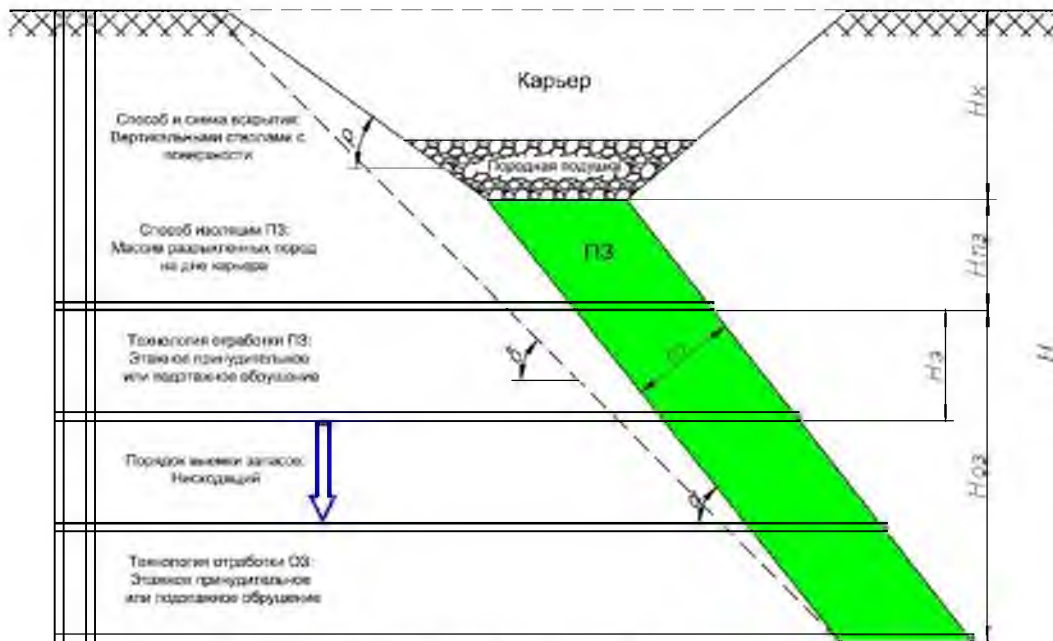


Рисунок 1 – Вариант подземной геотехнологии 1

Вариант подземной геотехнологии 2.

Карьер в устойчивом состоянии.

Порядок отработки – нисходящий этажный, начиная с ПЗ.

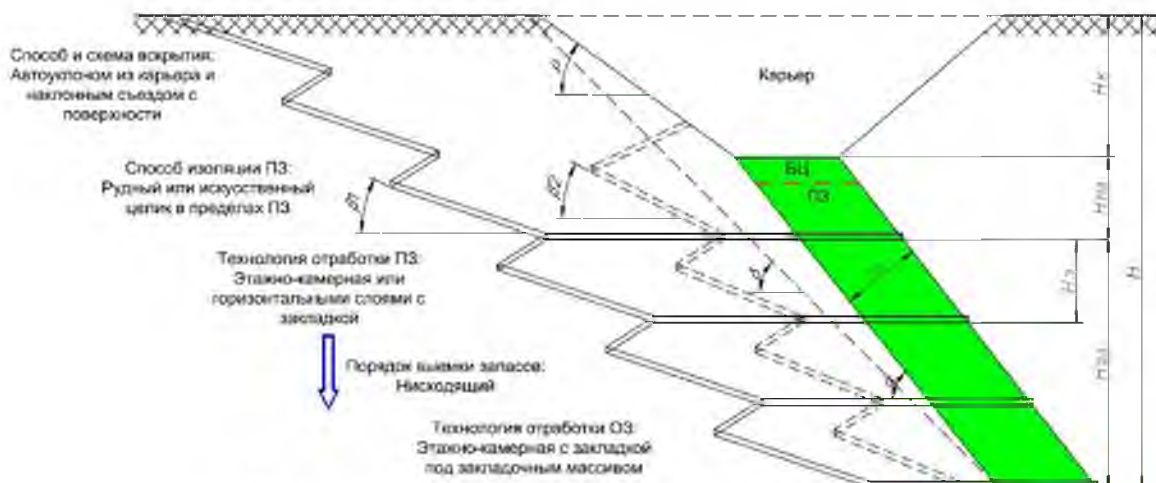


Рисунок 2 – Вариант подземной геотехнологии 2

Вскрытие автотранспортным из карьера и вентиляционно-вспомогательным уклонами $S = 18,3 \text{ м}^2$ с поверхности (угол наклона 8°) и заездами на этажи. ВШТ руды по эксплуатационным горизонтам и автоуклону до перегрузочного пункта в карьере производится автосамосвалами типа ТОРО-50, на поверхность – по карьерным съездам

автосамосвалами типа БелАЗ (рис. 2). Перегрузочный пункт оборудуется на нижнем уступе карьера, применяется экскаватор типа ЭКГ-4. Доставка руды по доставочным ортам и штрекам эксплуатационных горизонтов $8 = 16,6 \text{ м}^2$ до мест погрузки в автосамосвалы – ПДМ типа ТОРО-007. Спуск СО – по вспомогательному уклону, перемещение между горизонтами – по участковым наклонным съездам.

Система разработки ПЗ этажно-камерная с закладкой под рудным целиком, формируемым в ПЗ, ОЗ – этажно-камерная с закладкой под закладочным массивом.

Вариант подземной геотехнологии 3.

Карьер обрушен или на дне карьера создан внутренний отвал. Порядок отработки – восходящий этажный, начиная с нижнего этажа, ПЗ отрабатывается в последнюю очередь. Вскрытие и транспорт аналогичны варианту 1. Отличие состоит в том, что сначала обеспечивается вскрытие и подготовка нижнего этажа, далее последовательно снизу-вверх. Система разработки ПЗ этажное принудительное обрушение без изоляции, ОЗ – этажно-камерная с закладкой под рудным массивом.

Вариант подземной геотехнологии 4.

Карьер в устойчивом состоянии. Порядок отработки – восходящий, начиная с нижнего этажа, ПЗ отрабатывается в последнюю очередь. Вскрытие и транспорт аналогичны варианту 2. Отличие – в первоначальном вскрытии нижнего этажа, далее последовательно снизу-вверх. Система разработки ПЗ этажно-камерная с закладкой под рудным целиком, формируемым в пределах ПЗ, ОЗ – этажно-камерная с закладкой под рудным массивом.

Исходя из того, что в переходный период происходит резкое снижение доходности от эксплуатации месторождения, за критерий оценки вариантов подземной геотехнологии при освоении только ПЗ предложен минимум снижения доходности ΔD горнодобывающего предприятия при переходе от одного стабильного состояния к другому

$$\Delta D = D_0 - D_{II} \rightarrow \min, \text{руб.} \quad (1)$$

где D_0 – среднегодовой доход предприятия в стабильном периоде ОГР (или ПГР), руб/год; D_{II} – среднегодовой доход предприятия в переходном периоде, определяемый путем дисконтирования выручки, капитальных и эксплуатационных затрат, руб/год.

$$D_{II} = \sum_{t=1}^T \frac{z c (1-P^t) \varepsilon_0 A_t^{II} - (K_t^{II} + C^t A_t^{II})}{(1-E)^t} / T \rightarrow \max, \quad (2)$$

A_t^{II} – производственная мощность предприятия по руде в t -м году переходного периода, т/год; K_t^{II} – капитальные затраты на строительство подземного рудника в t -м году переходного периода с учетом специфических факторов, руб.; C_t – эксплуатационные затраты на добычу 1 т руды при отработке ПЗ с учетом специфических факторов, руб/т.; T – продолжительность переходного периода, рассчитываемая от начала капитальных вложений до окончания отработки ПЗ, лет.

Оценка вариантов геотехнологии освоения ПЗ по критерию ΔD при среднегодовом доходе предприятия в период ведения ОГР 300 млн руб., сроке отработки ПЗ 8 лет; норме дисконта 10% показала (рис. 3):

- среднегодовой доход предприятия в переходный период D_{II} значительно ниже среднегодового дохода при открытой разработке месторождения D_0 и находится в диапазоне $D_{II} = 90-190$ млн руб. (что составляет от 30 до 65% D_0);

- наиболее эффективным является вариант 4 геотехнологии. Эффект достигается за счет более низких эксплуатационных затрат на добычу руды (по сравнению с вариантом 2) и более низких капитальных затрат на вскрытие (по сравнению с вариантами 1

и 3). Но даже при варианте 4 происходит снижение доходности предприятия от 35 до 50% по сравнению с периодом ОГР. Это обстоятельство является еще одним аргументом в пользу рассмотрения ПЗ совместно с ОЗ месторождения.

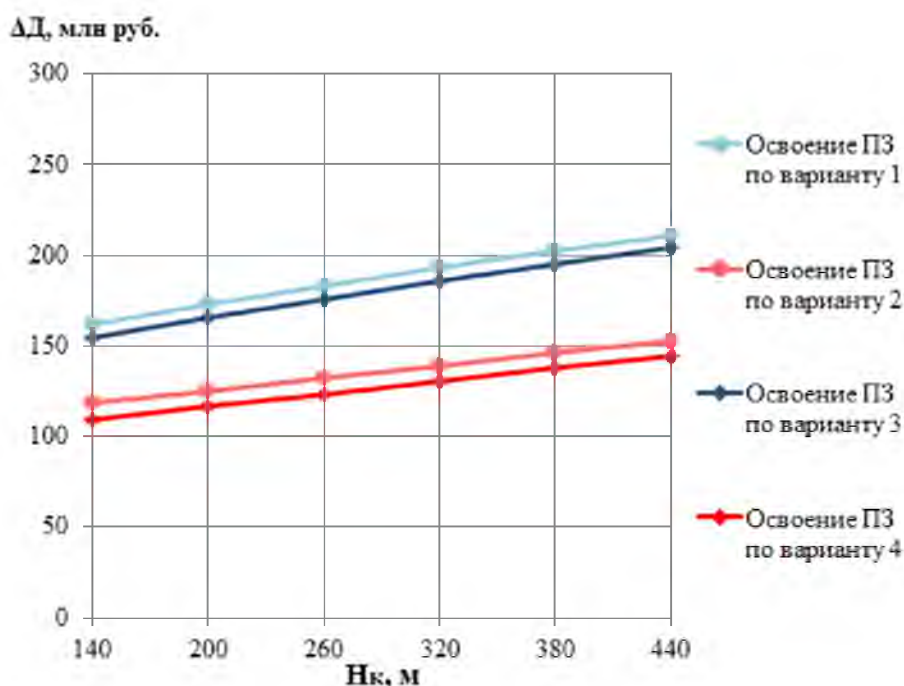


Рисунок 3 – Снижение доходности ΔД по вариантам геотехнологии

Поскольку основной целью освоения ПЗ при комбинированной разработке является обеспечение условий для эффективной и безопасной отработки ОЗ, то для ТЭО геотехнологии освоения ПЗ предложен интегральный эффект от освоения всех запасов, предназначенных для ПГР. При этом оптимальные параметры и показатели освоения ПЗ соответствуют максимуму данного эффекта. В качестве критерия оценки принят максимум чистого дисконтированного дохода (ЧДД) в следующем виде, руб.

$$\text{ЧДД} = \frac{\sum_{t=0}^T C_t}{(1+E)^t} - \left(\frac{\sum_{t=0}^T K_t}{(1+E)^t} + \frac{\sum_{t=0}^T \mathcal{E}_t}{(1+E)^t} \right) \rightarrow \max, \quad (3)$$

где T – суммарная продолжительность строительства рудника и освоения всех запасов месторождения, предназначенных для подземной отработки, лет; C_t – извлекаемая ценность всех полезных компонентов, получаемая в t -ом году, руб/год; K_t – капитальные затраты на строительство рудника в t -ом году, руб/год; \mathcal{E}_t – эксплуатационные затраты на добычу руды в t -ом году, руб/год; E – норма дисконта, доли ед.

В результате ЭММ вариантов геотехнологии освоения ПЗ совместно с ОЗ месторождения с учетом динамики развития ПГР установлено (рис. 4):

- оптимальным является вариант 2 геотехнологии – ЧДД составляет 1,4 млрд. руб., срок окупаемости – 7 лет, срок строительства – 3 года, срок отработки – 29 лет. Эффект достигается за счет быстреего (на 3 год строительства) ввода рудника в эксплуатацию для освоения ПЗ, отсрочки во времени капложений на вскрытие ОЗ (10, 17 и 24 год) и более низких капитальных затрат даже при более высоких эксплуатацион-

ных затратах. Уже при отработке ПЗ образуется доход в размере 455 млн руб., что составляет 32% от общего дохода по варианту геотехнологии;

- варианты 1 и 3 значительно уступают по эффективности вариантам 2 и 4. Причиной является большой срок строительства рудника (7 и 8 лет, соответственно) и, вследствие этого, удлинение срока окупаемости (25 и более лет). Эти результаты подтверждают нецелесообразность вскрытия вертикальными стволами с поверхности при последовательной схеме комбинированной разработки медноколчеданных месторождений с относительно небольшими запасами (до 20 млн т).

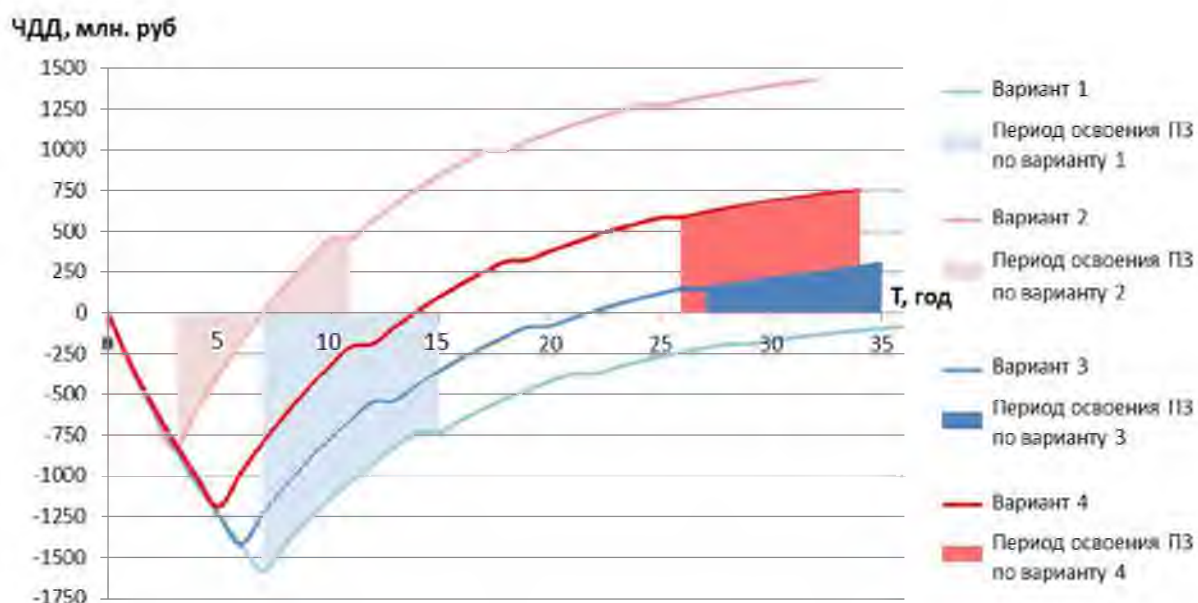


Рисунок 4 – ЧДД по вариантам геотехнологии освоения подкарьерных запасов

Таким образом, развиты теоретические основы геотехнологической стратегии освоения переходных зон при последовательной схеме комбинированной разработки рудных месторождений, состоящие в систематизации, формировании и конструировании вариантов геотехнологии с учетом специфических факторов и условий, сформированных при открытых горных работах, с целью обеспечения оптимальных условий при освоении запасов на нормальной стадии развития подземных горных работ, и в установлении на основе экономико-математического моделирования оптимальной геотехнологической стратегии по критерию интегрального эффекта от освоения переходной зоны и основных запасов месторождения. Результаты можно использовать при изыскании, технико-экономической оценке и проектировании комбинированной разработки рудных месторождений.

Работа выполнена в рамках Проекта УрО РАН №18-5-5-10.

Список литературы

1. Трубецкой К. Н. Развитие ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых. М.: ИПКОН РАН, 2014. 196 с.
2. Проблемы геотехнологических процессов комплексного освоения суперкрупных рудных месторождений / Под ред. акад. РАН К.Н. Трубецкого, чл.-кор. РАН Д.Р. Каплунова. – М.: ИПКОН РАН, 2005. – 248 с.

3. Яковлев В. Л., Корнилов С. В., Соколов И. В. Инновационный базис стратегии комплексного освоения ресурсов минерального сырья / Под ред. член-корр. РАН В.Л. Яковлева. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2018. 360 с.

4. Исследование переходных процессов при комбинированной разработке рудных месторождений / В.Л. Яковлев, И.В. Соколов, Г.Г. Саканцев, И.Л. Кравчук // Горный журнал. 2017. № 7. С. 46 – 50.

5. Волков Ю. В. Подземная разработка медноколчеданных месторождений Урала. Екатеринбург: УрО РАН, 2006. – 232 с.

6. Соколов И.В. Антипин Ю.Г., Никитин И.В. Принципы формирования и критерий оценки геотехнологической стратегии освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. № 9. С. 151 – 160.

7. Методология выбора подземной геотехнологии освоения переходных зон при комбинированной разработке рудных месторождений / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин // Горный журнал. 2018. № 1. С. 22 – 26.

8. Никитин И. В. Оптимизация параметров вскрытия при подземной разработке подкарьерных запасов кимберлитового месторождения // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]. - 2017. - № 1. - С. 21-28. URL: <http://trud.igduran.ru>.

УДК 622.272

РАЦИОНАЛЬНЫЙ СПОСОБ ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЗАКЛАДОЧНОГО МАТЕРИАЛА

ВАЛИЕВ Н. Г., БЕРКОВИЧ В. Х., ПРОПП В. Д., ГУСМАНОВ Ф. Ф.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

На шахтах объединения "Южуралзолото", разрабатывающих золоторудное месторождение, широко распространены системы с гидрозакладкой выработанного пространства. Дефицит закладочного материала, высокие затраты на его приготовление и доставку в очистное пространство, потери рудной мелочи при отбойке, уборке и доставке отбитой руды обусловили необходимость создания технологии, позволяющей повторно использовать закладочный материал с попутным извлечением из него металла. На основе обобщения накопленного горнорудной практикой опыта авторами разработан комплексный способ повторного использования закладочного материала, с попутной добычей содержащегося в нем металла. Внедрение предлагаемой технологии повторного использования закладочного материала с попутным извлечением из него металла в условиях Кочкарского месторождения даст значительный экономический эффект — за счет снижения потерь металла в недрах.

Ключевые слова: гидрозакладка выработанного пространства, металлосодержащая пульпа, гидромонитор, пульпопровод, шламовый насос.

MATERIAL RATIONAL METHOD OF REPEATED USE OF MORTGAGE

VALIEV N. G., BERKOVICH V. K., PROPP V. D., GUSMANOV F. F.
Ural State Mining University

In the mines of the "Yuzhuralzoloto" association, which are developing the gold deposit, there are widespread systems with hydraulic folding of the worked-out space. The lack

of filling material, the high cost of its preparation and delivery to the treatment space, the loss of ore fines during the breaking, harvesting and delivery of broken ore necessitated the creation of technology that allows reuse of filling material with associated extraction of metal from it. Based on the generalization of the experience accumulated by the mining practice, the authors have developed an integrated method for the reuse of backfill material, with incidental mining of the metal contained therein. The introduction of the proposed technology of reuse of backfill material with the associated extraction of metal from it in the conditions of the Kochkarskoye field will give a significant economic effect - by reducing the loss of metal in the depths.

Keywords: Hydraulic folding of the spent space, metal-containing pulp, hydraulic monitor, slurry pipeline, sludge pump.

Опыт эксплуатации месторождений руд цветных металлов показал, что повторное использование закладочного материала с попутной добычей из него потерянного металла — один из путей повышения эффективности работы предприятия. Актуальна эта проблема и для шахт объединения "Южуралзолото", разрабатывающих золоторудное месторождение, представляющее типичное дайковое поле с широко развитыми жильными породами различного состава. Жилы минерализованы трещиноватым кварцем. Падение крутое, почти вертикальное. Мощность — от едва заметных проводников до 2—3 м, а в раздувах и более. Вмещающие породы крепкие ($f = 12-15$).

Сложность и разнообразие горно-геологических условий залегания рудных тел предопределили многовариантность систем разработки, применявшихся на различных этапах отработки месторождения. В настоящее время наиболее широко распространены системы с гидрозакладкой выработанного пространства.

Дефицит закладочного материала (старые отвалы хвостов истощаются, а применение хвостов обогащения непосредственно с фабрики невозможно из-за содержания токсичных компонентов), сравнительно высокие затраты на его приготовление и доставку в очистное пространство (закладочные работы, транспортные расходы составляют примерно 50%), обогащение закладочного материала (за счет потерь при отбойке, уборке и доставке отбитой руды) рудной мелочью (5% от общего содержания в жильной массе) обусловили необходимость создания технологии, позволяющей повторно использовать закладочный материал с попутным извлечением из него металла.

Прямой учет руды и металла, потерянных в закладке, представляет определенные трудности. Эта задача особенно сложна при валовой выемке тонких жил, когда для оценки показателей извлечения необходимо знать долю вмещающих пород, попавших в закладку.

В результате исследований найдена функциональная зависимость, позволяющая определять потери жильной массы (отбитой кварцевой руды):

$$\Pi = [K H_c m_0 (c - b) - m_0 (a - b) (K H_c - H_n + H_3)] / K H_c m_k (C_n - a), \quad (1)$$

где Π — потери жильной массы, %; K — коэффициент разрыхления; H_c — высота отбиваемого слоя, м; m_k — мощность кварцевой жилы, м; c — содержание металла в погашенных запасах, г/т; H_n — толщина слоя отбитой породы, проникающей в закладку, м;

b — содержание металла в породах, г/т; m_0 — выемочная мощность, м; a — содержание металла в добытой рудной массе, г/т; H_a — толщина слоя отбитой породы, проникшей в закладку, м; $H_{зр}$ — толщина слоя закладочного материала, отскрепленного с рудой, м; C_n — содержание металла в потерянной кварцевой руде, г/т.

Входящие в формулу величины зависят от физико-механических свойств руды и по-

роды, характера оруденения, технологии доставки руды и качества буровзрывной отбойки.

Общее содержание металла в закладке определяли экспериментально. Для этого после зачистки блока производили шурфовку закладочного массива и отбирали (от лежащего бока к висячему) послойные бороздовые пробы (интервал опробования по длине блока 5 м, по глубине в закладку - 10 см). Объем каждой пробы был равен примерно $0,008 \text{ м}^3$. Отобранный материал обрабатывали способом квартования и анализировали на содержание металла.

Экспериментами установили:

- толщина слоя закладочного материала, отскрепированного вместе с рудной массой (рудная зачистка), составляет 0,2 м;
- закладочный массив на контакте с боковыми породами металлоносен практически по всей глубине заложеного слоя, что объясняется концентрацией на поверхности висячего и лежащего боков рудной пыли и бурового шлама и их смыванием в процессе гидрозакладки (потери этого вида составляют 0,4-0,6%);
- глубина проникновения отбитой горной массы в закладку H_3 по длине слоя l_c неодинакова и изменяется в зависимости от расстояния скрепирования l_c :

$$H_3 = 0,2 / l_c + 10, \text{ м} \quad (2)$$

- отбитая горная масса в закладке по длине и глубине слоев расположена неравномерно. Средняя толщина горной массы в обогащенной части закладочного массива H_2 зависит от глубины ее проникновения H_3 в закладку и высоты отбиваемого слоя H_c :

$$H_2 = (0,02 H_c l) / (l_c + 10), \text{ м} \quad (3)$$

- при доставке имеет место направленное движение рудной мелочи к почве слоя. Вследствие этого содержание кварцевой руды в верхнем слое закладочного массива выше, чем в отбитой горной массе. В результате измерений толщины слоя жильной массы H_k в закладочном массиве получена зависимость

$$H_k = 0,024 m_k H_c l / m_0 (l_c + 10), \text{ м} \quad (4)$$

- на месторождении золото ассоциирует с более тяжелыми по сравнению с кварцем сульфидами. Это дает основание предположить, что теряемая рудная мелочь обогащена металлом, что подтверждают взятые пробы. Получена зависимость между содержанием металла в потерянной кварцевой руде C_{II} и в отработанных балансовых запасах C

$$C_{II} = C (0,9 + m_k/m_0), \text{ г/т} \quad (5)$$

Расчеты показали, что потери металла с закладкой существенны. Так, в 100 тыс. м^3 закладочного материала, накопленного в верхних горизонтах, содержится свыше 0,3 т металла. Вот эту обогащенную закладку и предлагается использовать повторно, перепуская ее на нижний горизонт и попутно добывая из нее потерянный металл.

Идея повторного применения закладочного материала не нова. Так, на Садонском руднике [1] бедные руды использовались в качестве материала для закладки выработанного пространства. Но когда разведочными работами установили, что содержание металла в закладке выше промышленного минимума, утвержденного для руд нижних горизонтов, был организован выпуск металлоносной закладки из блока.

На Березовском руднике [2], на отдельных участках, практикуют зачистку отрабо-

таных блоков. При выпуске горной массы жильный материал — как более мелкий и тяжелый — оседает на лежащем боку. Эту рудную мелочь гидромониторы смывают вниз в воронки выпуска.

На основе обобщения накопленного горнорудной практикой опыта авторами разработан комплексный способ повторного использования закладочного материала с сопутной добычей содержащегося в нем металла [3].

Подготовительные работы предусматривают восстановление крепления на откаточном штреке в случае сохранения надштрекового целика, а при его отсутствии — проходку транспортной выработки в закладке.

Размыв закладочного массива начинают на фланге очистного блока (рис. 1). Вода к гидромонитору подводится по трубам от насоса, установленного в транспортной выработке. Вначале размывают забой возле крепи, а затем движением ствола монитора снизу вверх — закладочный массив над крепью. В дальнейшем смыв производят фронтальным забоем (сверху вниз) с подвиганием фронта работ от монитора и периодической зачисткой днища. По мере снижения эффективности размыва гидромонитор вместе с крепью передвигают на новое место, и цикл повторяется. Обогащенная рудная мелочь и закладочный материал шламовым насосом подаются по транспортной выработке к рудоспуску. По пути вся пульпа пропускается через шлюзы, где руда осаждается, а закладочный материал перепускают на нижний горизонт. Шлюз представляет собой наклонный желоб, изготовленный из дерева или листовой стали. Уклон шлюза зависит от крупности проходящего материала и колеблется в пределах 0,04—0,12. Дно шлюза оснащено ячейками, в которых концентрируется рудная мелочь. Производительность шлюза определяется как произведение сечения потока и его скорости. Если производительность одного шлюза шириной 0,7—0,8 м не обеспечивает пропуск заданного количества материала, то число шлюзов увеличивают.

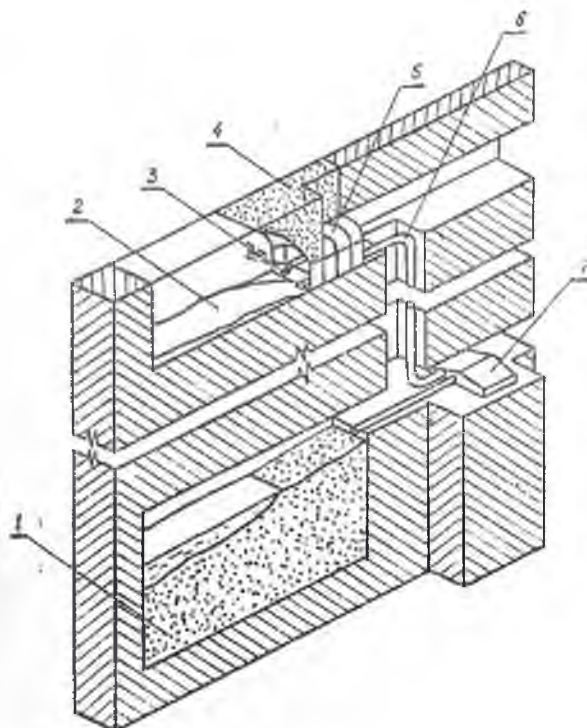


Рисунок 1 – Схема повторного использования закладочного материала:
1 - возводимый закладочный массив; 2 - металлосодержащая пульпа; 3 - гидромонитор; 4 - закладочный массив; 5 - передвижная крепь; 6 - пульпопровод; 7 - шлюз.

Для размыва закладочного массива целесообразно использование низконапорные струи с давлением у насадки 1,5÷2,0 МПа. Применение струи с большим давлением отрицательно сказывается на устойчивости монитора и его управлении. Наиболее эффективен для шахтных условий гидромонитор ГМДЦ-2А.

Как показал технико-экономический анализ, внедрение предлагаемой технологии повторного использования закладочного материала с попутным извлечением из него металла в условиях Кочкарского месторождения даст значительный экономический эффект за счет снижения потерь металла в недрах.

Список литературы

1. Беляев В.Г., Маликов Б. Ф. Экономическая оценка сметем разработки металлоносной закладки Садонского рудника // Изв. вузов. Цвет. Metallургия.-1970.-№9 - С.16-20.
2. Хрущев В.И. Гидромониторный способ зачистки открытых камер / Цвет.металлургия.-1979.-№21.- С.13-14.
3. А. с. № 1241765 СССР. Способ разработки рудных месторождений // В. Х. Беркович и др. // БИ -1986 - № 24.

УДК 622.8

О ПРИМЕНЕНИИ МАЛОГАБАРИТНОГО ИНДУКЦИОННОГО ДАТЧИКА МАГНИТНОГО ПОЛЯ ДЛЯ ОПЕРАТИВНОЙ СВЯЗИ С ПЕРСОНАЛОМ ШАХТЫ В АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЯХ

БЕКЕТОВА Е.Б.

ФГБОУ ВО «Мурманский арктический государственный университет», Апатиты

Организация оперативной связи является важным фактором выживания персонала шахты в обрушенной горной выработке. В работе исследуется возможность увеличения глубины поиска людей в чрезвычайных ситуациях при ведении подземных горных работ. Расчет вертикальной компоненты индукции магнитного поля малогабаритного датчика на частотах 1-10 кГц показал, что глубина поисков горняков может составлять более 2 км.

Ключевые слова: аварийная связь, датчик МД, кодовый сигнал, вертикальная компонента вектора магнитной индукции.

ON THE APPLICATION OF A SMALL-SIZED INDUCTION SENSOR OF A MAGNETIC FIELD FOR OPERATIONAL CONNECTION WITH MINE PERSONNEL IN AN EMERGENCY SITUATION

BEKETOVA E.B.

Apatity branch of Murmansk Arctic State University

Annotation. The organization of operational communications is an important factor in the survival of mine personnel in the collapsed mine workings. The paper investigates the possibility of increasing the depth of detection of objects of search in emergency situations when conducting underground mining. The calculation of the vertical component of the magnetic field induction of a small-sized sensor at frequencies of 1–10 kHz showed that the depth of exploration for miners can be more than 2 km.

Key words: emergency communication, MD sensor, code signal, vertical component of magnetic induction vector.

Напряжённое состояние горных массивов рассматривается как неблагоприятный фактор освоения недр, осложняющий ведение горных работ и вызывающий увеличение опасности нахождения рабочих под землёй в чрезвычайных обстоятельствах. При обрушении горных пород в шахтах, возникает ситуация, когда подземный персонал шахты сосредотачивается в пределах изолированных участков выработок за завалами или попадает непосредственно в завалы пород. Организация оперативной связи, даже одно-сторонней, является важным фактором выживания персонала шахты в обрушенной горной выработке.

Земная кора, обладает проводимостью и сильно поглощает радиоволны [1]. Для осадочных пород в поверхностном слое земной коры проводимость среды приблизительно равна $10^{-3} - 10^{-2} \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{м}^{-1}$. В этих средах волна практически затухает на расстоянии не более длины радиоволны. Доказано, что для горных пород с большой проводимостью среды, коэффициент поглощения увеличивается с ростом частоты. Поэтому для подземной радиосвязи используются в основном длинные и сверхдлинные волны [2].

Влияние физических свойств земной поверхности на распространение радиоволн связано с тем, что под воздействием этих волн в горной породе возникают электрические токи, наиболее сильные вблизи антенны передатчика. Часть энергии радиоволн, излучаемых передатчиком, расходуется на поддержание этих токов, выделяющих в окружающее пространство соответствующее количество тепла. Это приводит к значительным потерям энергии и мощности сигнала от передатчика. Поэтому дальность установления связи с живыми людьми под завалами в шахте существенно ограничена.

Для минимизации человеческих потерь при возникновении аварийной ситуации при ведении подземных горных работ существуют три базовых принципа, на основе которых строятся системы подземной связи во всем мире [3].

Первый принцип – «НЧ – проникающая подземная связь». На этом принципе связи работают системы «Радиус-2», РадиусКан (ЗАО НВИЦ «Радиус» (Красноярск)), СУБР-1П (ООО «Ингортех» (Екатеринбург)) и др. Связь осуществляется либо по коаксиальному кабелю, либо по оптико-волоконным линиям связи.

Второй принцип – «излучающий кабель». Он применяется в таких системах как «Талнах» (Компания «Информационная Индустрия»), MCA 1000 (MineCom, в составе PBE Group) и FLEXCOM (MRS (Mine Radio Systems), в составе PBE Group).

Третий принцип – комбинированный способ «линия связи+радиоканал». В последнее время это наиболее распространенный способ осуществления подземной связи, возможный благодаря развитию современных беспроводных средств связи. К такому виду принадлежат системы: СПАС (поиск людей); «МИКОН» (аэрогазовый контроль); СПГТ-41 (позиционирование) (проводные линии связи+радио [2.4 ГГц, не далее 100 м, скорость не более 2 Мбит/с] + метки REID) – производитель ООО «Ингортех».

Способ поиска людей, погребенных под шахтным завалом, с помощью таких систем связи, в одном случае, основан на детектировании низкого и сверхнизкочастотного сигнала (НЧ и СНЧ-сигнала), излучаемого индивидуальным маяком, активизирующимся при подаче сигнала аварийного оповещения, небольшая дальность действия – 20-2000 м. При этом, местоположение персонала в шахте неизвестно (в самых благоприятных условиях, положение определяется с точностью до горной выработки шахты). На практике горноспасатели лишь предположительно оценивают факт нахождения людей в определенных выработках [3].

Другие системы подземной радиосвязи основаны на излучающем кабеле и микросотовых технологиях (DECT, Wi-Fi), имеют значительно более широкие функциональные возможности и способны выполнять все функции аварийного оповещения. Однако наличие кабелей, оптико-волоконных линий связи и аппаратуры в подземных выработках при аварии приведет, в первую очередь, к выходу их из строя, а значит к потере связи с персоналом шахты.

В качестве антенны передатчика, как правило, используется заземленная на концах проводная линия, в разрыв которой подается модулированный сигнал. Для передачи большого количества информации необходимо повышать частоту сигнала, однако при этом уменьшается глубина проникновения сигнала вглубь. В приемнике (измеритель низкочастотного поля) для эффективного принятия сигнала используют соленоид с сердечником из электротехнической стали с высокой магнитной проницаемостью, причем чувствительность такого приемника прямо связана с его размерами. Очевидно, что чем меньше размер приемника, тем более он удобен в эксплуатации. Для оптимизации размеров приемника необходимо учесть глубину расположения шахтных выработок, величину проводимости горных пород, а также частоту сигнала и параметры передающей системы. Таким образом, если задать мощность передатчика и размеры его антенны, то оптимальная чувствительность приемника определяется частотой передаваемого сигнала, глубиной расположения шахты и проводимостью горных пород.

Очевидно, что чем больше мощность передатчика и выше чувствительность приемника, тем лучше связь. На качество связи могут влиять помехи, в основном гармоника частоты 50 Гц, но мы будем считать, что во время аварии электричество будет отключено и такая помеха пропадет. На практике такое предположение вряд ли прямо выполняется, так как из-за неоднородностей горных пород может возникнуть зона тени. Отсюда следует, что при выбранных значениях частоты и проводимости на качество связи влияют уровень помех и неоднородности горной породы.

Электрические характеристики горных пород являются основными параметрами, определяющими дальность передачи радиоволн. Удельное электрическое сопротивление ρ кристаллических горных пород, выходящих на дневную поверхность или залегающих близко к ней, находится в среднем в пределах $2 \cdot 10^3 - 2 \cdot 10^4$ Ом·м. Относительная магнитная проницаемость μ_r в горных породах обычно не превышает 10 [2]. В своей работе магнитную проницаемость в среде мы приняли равной $\mu_r = 1$. Однако из практических работ по геоэлектрике известно [2], что в некоторых случаях μ_r может существенно зависеть от частоты приложенного поля.

Целью нашей работы является исследование возможности установления при подземных горных работах односторонней аварийной связи с горняками, используя низкочастотное магнитное поле, создаваемое портативным передатчиком.

Сотрудниками ФГБНУ НИРФИ (г. Нижний Новгород) был разработан малогабаритный индукционный датчик магнитного поля (МД) [4] для диапазонов крайне низких, сверхнизких, ультранизких и очень низких частот (КНЧ, СНЧ, УНЧ, ОНЧ). Внешний вид датчика представлен на рисунке 1.

Масса датчика не более 300 г, длина не более 300 мм, питается от источника ± 5 В при максимальном потребляемом токе 20 мА на плечо. Выход усилителя датчика – дифференциальный и способен работать на большую емкостную нагрузку. Амплитуда выходного напряжения на каждом из выходов ± 4 В.



Рисунок 1 – Датчик МД

Расчетные величины спектральной плотности собственных шумов датчика приведены на рис. 2 [4].

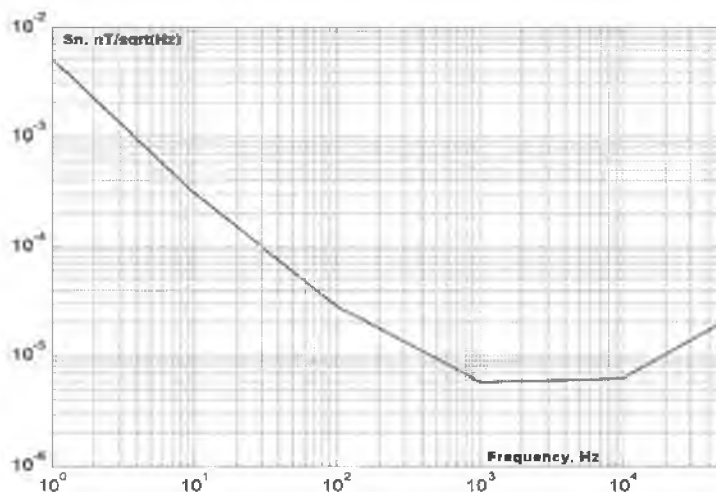


Рисунок 2 – Собственные шумы датчика МД

Так как на входе датчика действует аддитивная смесь полезного сигнала и шума, то необходимо найти такую частоту, чтобы собственные шумы датчика не накладывались на полезный сигнал.

Спектральную плотность мощности собственных шумов датчика принимаем в диапазоне частот 1 кГц-10 кГц, которая составляет $5 \text{ фТл}/\sqrt{\text{Гц}}$. Допускаем, что только шумы датчика ограничивают его способность принимать слабые сигналы на глубине, а вклад других источников шума низок.

В работе [5] показано, что если линейные размеры рамочной антенны пренебрежимо малы по сравнению с расстоянием от генератора до приемника, источник электромагнитного поля можно представить как вертикальный магнитный диполь с соответствующим моментом диполя $M = I \cdot N \cdot S$, где I – сила тока в витке, А; S – площадь одного витка рамочной антенны, м²; N – число витков антенны. Переменное нормальное поле от вертикального магнитного диполя, расположенного на глубине Z от поверхности земли, рассчитывается по формулам [6]:

$$\begin{aligned}
H_x^0 &= -\frac{\partial}{\partial x} \frac{\partial A_z}{\partial z}, \\
H_y^0 &= -\frac{\partial}{\partial y} \frac{\partial A_z}{\partial z}, \\
H_z^0 &= -k^2 A_z + \frac{\partial^2 A_z}{\partial z^2},
\end{aligned} \tag{1}$$

где $k = \sqrt{-i\omega\mu\sigma}$ – волновое число, рад/м; ω – круговая частота генерируемого поля, с⁻¹; μ – абсолютная магнитная проницаемость, Гн/м; σ – удельная электропроводность среды, См/м. Эти компоненты могут быть выражены через магнитный вектор-потенциал A_z , (Вб/м, Тл·м)

Для случая цилиндрической системы координат, когда $0 < Z < h$ (начало координат O совпадает с местоположением точечного диполя), ось z направлена вверх, магнитный вектор-потенциал A_z выражается формулой:

$$A_z = \frac{M}{4\pi_0 p_1} \int_0^\infty \frac{\lambda}{p_1} \left(e^{-p_1 z} + \frac{p_1 - p_0}{p_1 + p_0} e^{-2p_1 h - p_1 z} \right) J_0(\lambda r) dr, \tag{2}$$

где $p_i = \sqrt{\lambda^2 + k_i^2}$, при $i = 0, 1$; k_0 и k_1 – волновые числа для верхнего и нижнего полупространств соответственно, r – горизонтальное расстояние от источника до точки наблюдения поля, M – дипольный момент для нижнего слоя земли, J_0 – функция Бесселя I рода; λ – переменная интегрирования.

Поскольку в наших исследованиях нам необходимо рассмотреть глубину проникновения электромагнитного поля в толщу горных пород, то в формуле (1) нас интересует только вертикальная составляющая напряженности вектора магнитного поля H_z^0 (А/м). Уравнение (1) для H_z^0 решалось численно с учетом (2).

При обрушении породы в шахту, горноспасатели с портативным генератором выезжают к аварийному участку (рис. 3). На поверхности земли они разворачивают кольцевую антенну, содержащую 10 витков провода. Для дальнейших расчетов принимаем: генератор создает ток 20 А в кольцевой магнитной антенне; диаметр антенны – 10 м; под землей персонал шахты имеет приемник с датчиком МД, принимающим кодовый сигнал.

Из рисунка 3 видно, что под антенной передатчика вертикальная компонента вектора магнитной индукции B_z максимальна, ее определяем по формуле:

$$B_z = \mu_0 \cdot H_z^0. \tag{3}$$

где $\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ – магнитная постоянная, Гн/м.

Амплитуды компонент нормального магнитного поля для набора частот генерации электромагнитных волн вычислялись для следующих значений параметров: глубина Z приема сигнала менялась от 200 м до 2 км; удаление приемника от передатчика по горизонтали r – от 0 до 1 км; удельная электропроводность скальной горной породы $\sigma = 10^{-5} \div 10^{-3}$ См/м; в зависимости от выбранного кода и типа модуляции несущей частоты скорость передачи информации менялась от 1/10 до 1/3 от величины несущей частоты.

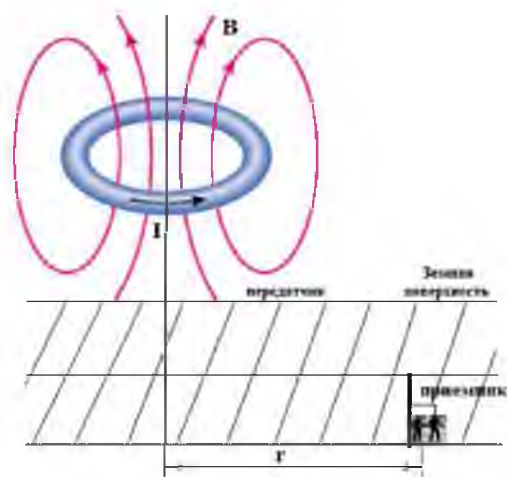


Рисунок 3 – Схема установления аварийной связи с горняками:

B – силовые линии индукции магнитного поля; I – сила тока; r – горизонтальное расстояние от центра кольцевой антенны до предполагаемого места аварии; стрелками показаны направления вектора индукции и тока

На рисунке 4, а-м показаны результаты расчетов вертикальной компоненты вектора магнитной индукции B_z (пТл) в зависимости от глубины Z (м) для несущих частот $f_0 = 1, 2, 5$ и 10 кГц, а также показан уровень собственных шумов датчика на этих частотах в полосе в $1/10$ от величины несущей частоты f_0 (обозначения приведены в подрисуночной подписи).

Из рисунка 4, б ($\sigma = 10^{-4}$ См/м, $r = 0$ м) следует, что уровень сигнала 1 (верхняя жирная линия) на частоте 1 кГц превышает уровень собственных шумов приемника во всем диапазоне возможных глубин и, следовательно, может быть использован для передачи сигналов в область аварии на глубину более 2 км. Ширина полосы передаваемого сигнала на этой частоте при принятых ранее предположениях составит 100 Гц. Передать речевой сигнал в такой полосе невозможно, поэтому сообщения могут передаваться только кодовыми посылками. На частоте несущей $f_0 = 10$ кГц (горизонтальная линия 4), где уже возможно передать сжатый речевой сигнал в полосе 1 кГц, максимальная глубина приема (жирная линия 4) не превышает 1700 м. Таким образом, при глубине аварийного участка, находящегося в центре кольцевой антенны, использование результатов расчетов вертикальной компоненты вектора магнитной индукции B_z при применении МД датчика, дает возможность выбора оптимальной несущей частоты передатчика, исходя из компромисса между глубиной проникновения электромагнитного поля и его частотой. Как следствие, при этом может быть достигнута максимальная скорость передачи сигналов в конкретной аварийной ситуации и увеличена глубина приема сигнала $Z > 2$ км.

На расстоянии $r = 100$ м от центра антенны передатчика (рис. 4, г-е) увеличение проникновения сигнала на глубину $Z > 2$ км возможно при $\sigma = 10^{-4}$ См/м и $\sigma = 10^{-5}$ См/м (рис. 4, д, е). В случае (рис. 4, е) кривые нормальной компоненты индукции магнитного поля B_z не пересекают ни один из уровней собственных шумов приемника.

На горизонтальном расстоянии $r = 500$ м от центра антенны передатчика (рис. 4, ж-и) нормальная компонента индукции магнитного поля B_z изменяет знак при увеличении глубины (это ясно видно при рассмотрении картины силовых линий на рис. 4, з), что приводит к уменьшению поля на малых глубинах по сравнению с полем при $r = 0$ м. На глубинах (в данном случае при $Z > 800$ м) поведение B_z как функции глубины слабо отличается от поведения $B_z(Z)$ при $r = 0$ м.

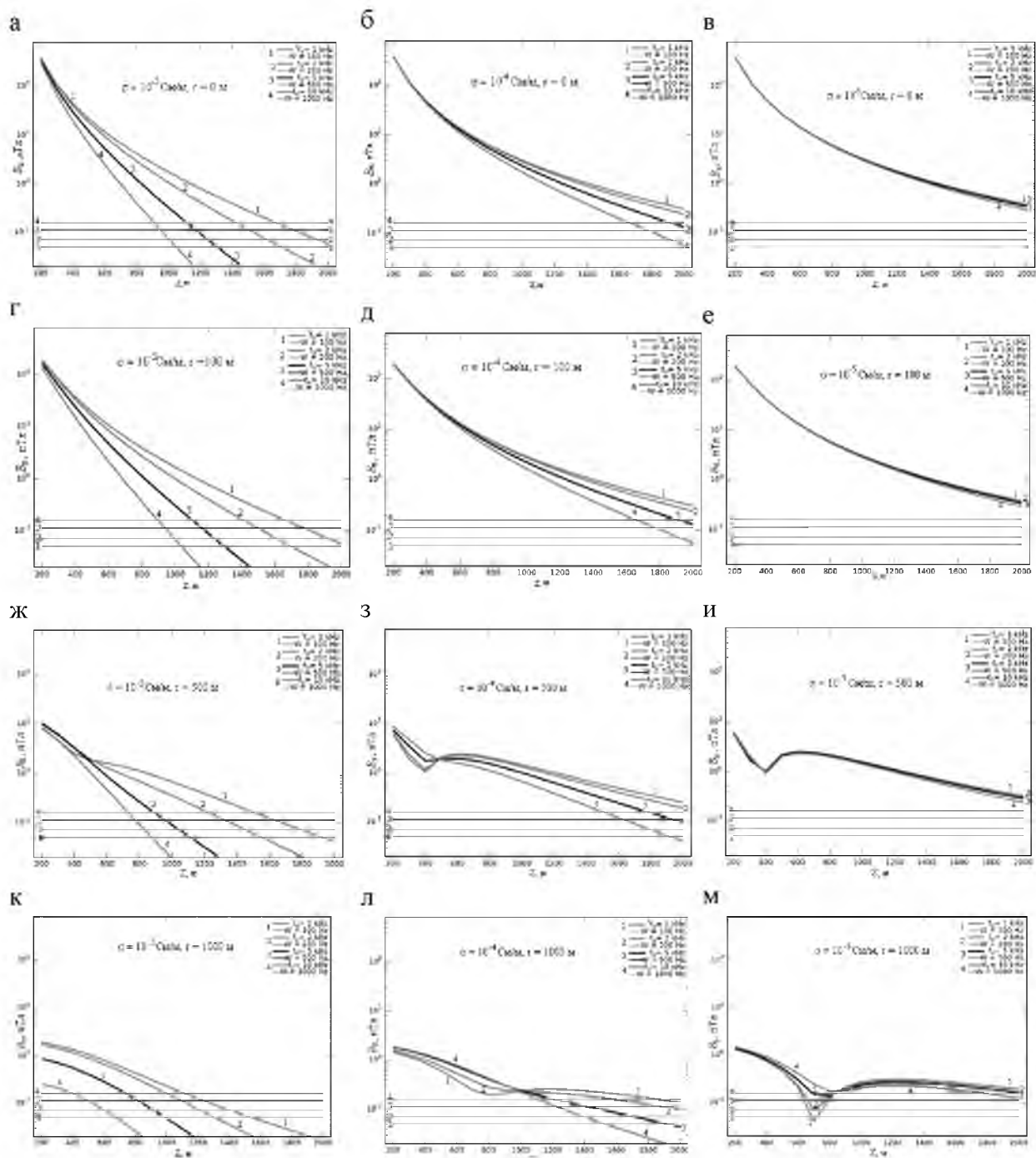


Рисунок 4 – Результаты расчета индукции вертикального магнитного поля в зависимости от глубины в горной породе: жирные линии 1, 2, 3, 4 – индукция магнитного поля B_z под антенной передатчика в зависимости от глубины z в скальной горной породе на несущих частотах 1 кГц, 2 кГц, 5 кГц и 10 кГц. Тонкими горизонтальными линиями 1, 2, 3, 4 показан уровень собственных шумов приемника низкочастотного поля на этих частотах в полосе 1/10 от величины несущей частоты.

На расстоянии $r = 1000$ м (рис. 4, к-м) по горизонтали от передатчика прием нормальной компоненты индукции магнитного поля B_z не является оптимальным, скорее всего лучше принимать горизонтальную компоненту поля или ориентировать датчик вдоль предполагаемого направления магнитных силовых линий. Анализ этой ситу-

ации выходит за рамки настоящей работы, т.к. требует проведения дополнительных расчетов.

В настоящей работе проведены расчеты вертикальной компоненты вектора магнитной индукции B_z передатчика на глубинах, характерных для скальных горных пород для набора несущих частот $f_0 = 1, 2, 5$ и 10 кГц, позволяющие обоснованно выбрать МД датчик для решения задачи организации односторонней аварийной связи с персоналом шахты в обрушенной горной выработке, на расстояниях $r = 0-500$ м от центра кольцевой антенны.

Список литературы

1. Бреховских, Л. М. Волны в слоистых средах / Л. М. Бреховских. – М. : Наука, 1973. – 344 с.
2. Габиллард, Р. Радиосвязь между подземными и подводными пунктами / Р. Габиллард, П. Дегок, Дж. Уэйт // Пер. с англ. Зарубежная радиоэлектроника – 1972. – № 12. – С. 16-34.
3. Ваганов, В.С. Многофункциональные системы безопасности, применяемые при производстве горных работ / В.С. Ваганов // Горная промышленность – 2014. – №3 (115) – С. 25.
4. Поляков, С.В. Линейка индукционных датчиков магнитного поля для геофизических исследований: препринт №551 / С.В. Поляков [и др.]. – Нижний Новгород.: ФГБНУ НИРФИ, 2013. – 48 с.
5. Терещенко, Е.Д. Использование электромагнитных волн экстремально низкочастотного диапазона для аварийной связи в шахтах / Е.Д. Терещенко, [и др.] // Вестн. КНЦ РАН. №16. – 2013. С. 36-42.
6. Заборовский, А.И. Переменные электромагнитные поля в электроразведке / А.И. Заборовский – М.: МГУ, 1960. – 183 с.
УДК 622.274.4

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

СОКОЛОВ И.В., АНТИПИН Ю.Г., БАРАНОВСКИЙ К.В.

Институт горного дела УрО РАН

Рассмотрены недостатки системы разработки с магазинированием руды при отработке маломощных крутопадающих жил. На основании комплексного подхода обоснованы безопасные и экономически целесообразные системы разработки с восходящей выемкой, сухой закладкой выработанного пространства и применением самоходного оборудования - подэтажно-камерная (для выдержанных по мощности рудных тел), горизонтальными слоями (для невыдержанных). Обе системы предполагают селективную выемку руды для повышения показателей извлечения. Схема подготовки позволяет переходить от одной системе к другой в пределах одного блока. Принятые технические решения обеспечивают максимальную безопасность и эффективность отработки тонких жил золоторудных месторождений.

Ключевые слова: восходящая выемка, система разработки, сухая закладка, отбойка и выпуск руды, селективная выемка, самоходное оборудование.

IMPROVING THE TECHNOLOGY OF UNDERGROUND DEVELOPMENT OF GOLD ORE DEPOSITS

SOKOLOV I. V., ANTIPIN Y. G., BARANOVSKY K. V.
IM UB RAS

The drawbacks of the mining system with ore mining when mining low-power steeply dipping veins are considered. Based on an integrated approach, safe and economically feasible development systems with ascending excavation, dry laying of the developed space and using self-propelled equipment — sublevel-room (for ore bodies kept in power), horizontal layers (for uncured ones) are justified. Both systems involve selective ore extraction to improve recovery rates. The training scheme allows you to move from one system to another within one block. The adopted technical solutions ensure maximum safety and efficiency of mining thin veins of gold ore deposits.

Keywords: upward excavation, development system, dry laying, ore breaking and production, selective excavation, self-propelled equipment

Запасы месторождения «Джультетта», рассматриваемые к подземной отработке сложены рудными телами малой мощности – от 0,8 до 3,5 м с крутым падением от 70 до 80° и простираем от 120 до 300 м с устойчивыми рудами и вмещающими породами. В основном для таких горно-геологических условий применяют варианты систем разработки с магазинированием руды. Чаще всего отличие вариантов состоит в способе выпуска: с помощью стационарного или самоходного оборудования.

Основными недостатками этой системы разработки являются: большое разубоживание и проведение работ по бурению и отбойке основных запасов из выработанного пространства. Этот способ весьма трудоемок и небезопасен, так как рабочие находятся под обнаженной кровлей и на руде, периодически находящейся в движении. Ввиду необходимости деления рудного тела по простираению на блоки, система предусматривает проходку большого количества восстающих выработок (отрезных и ВХВ) и входных окон в блок [1]. Также, ввиду исключения возможности использования прогрессивного самоходного оборудования [2] на подэтажах, система характеризуется повышенным уровнем ручного труда.

Выбор и обоснование технологий устраняющих эти негативные факторы необходимо проводить по результатам комплексных исследований [3,4], включающих конструирование и определение технико-экономических показателей (ТЭП) рациональных вариантов. Для месторождения «Джультетта» рассмотрены варианты систем разработки с сухой закладкой.

При этом вскрытие [5] рудного тела осуществляется аналогичным способом. Для реализации заезда на подэтажи автосъезд проходят спиральным. Каждый подэтаж имеет короткий квершлаг с перегрузочной камерой для накопления горной массы в период ожидания автосамосвала (рис. 1). Полевые штреки отсутствуют. Проветривание забоев осуществляется за счет общешахтной депрессии. Свежий воздух поступает на горизонт выпуска по автосъезду. Загрязненный – омыв камеру выходит по вентиляционному восстающему на вышележащий горизонт и через комплекс выработок выбрасывается на поверхность.

Отработка запасов блока производится послойно снизу вверх без оставления междублоковых целиков. Размеры добычного блока: длина – равна длине простираения рудного тела, высота – длине по падению, высота подэтажа – 10-15м, ширина – равна мощности рудного тела 0,5-3,0 м.

Подготовка блока заключается в проведении нижнего слоевого орта (заезда в блок), подсечного штрека, вентиляционного штрека по верхней границе блока и двух фланговых ВХВ.

Очистная выемка руды, при *системе горизонтальных слоев с закладкой*, производится из подсечного штрека путем бурения восходящих шпуров, селективной отбойки руды на почву выработки, погрузки и доставки руды ПДМ с дистанционным управлением (рис. 2). При этом на первой стадии отбивается только руда в направлении от флангов к центру блока, отрезкой служат фланговые вентиляционно-ходовые востоящие. После выемки руды проходится заезд на вышележащий слой путем подрыва кровли существующего заезда, из которого в наступающем порядке (от центра к флангам) производится закладка отработанного слоя. Во время второй стадии производят расширение ширины очистного пространства до необходимой для безопасной работы оборудования. Бурение горизонтальных шпуров и взрывание зарядов осуществляют на возможную длину уходки. Вся отбитая порода остается на почве слоя и служит рабочей площадкой для отработки следующего. Для равномерного заполнения выработанного пространства требуются специальные расчеты параметров БВР [6]. Дополнительная, если требуется, закладка осуществляется пустыми породами, доставляемыми в выработанное пространство ПДМ. После полной закладки слоя, выравнивания и уплотнения закладочного материала цикл повторяется. Нижняя часть восстающего погашается по мере отработки. Верхний слой блока (при отработке месторождения сверху вниз) отрабатывается под защитой искусственной потолочины [6] либо подэтажным обрушением.

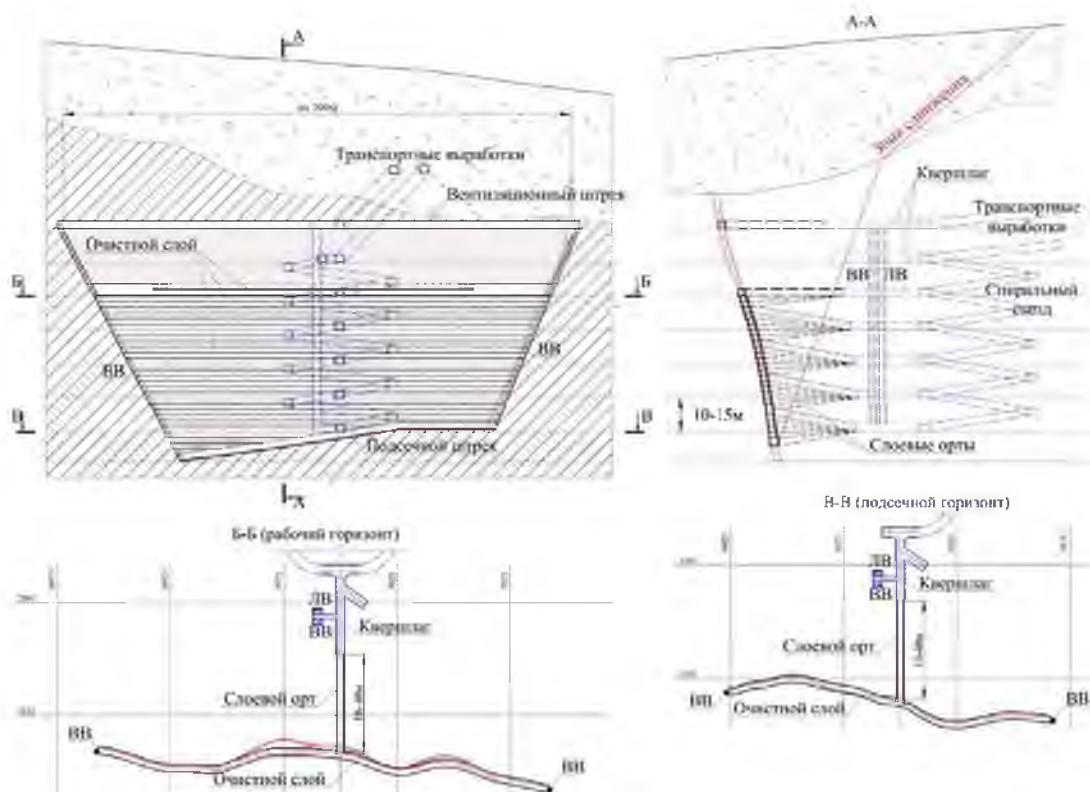


Рисунок 1 – Схема вскрытия и подготовки при системах с сухой закладкой

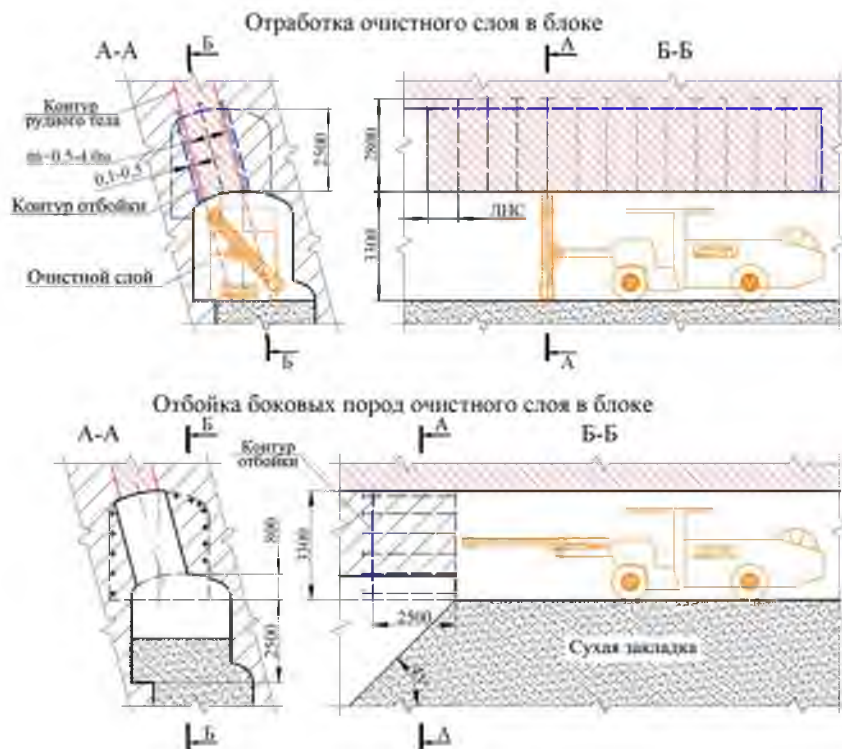


Рисунок 2 – Система горизонтальных слоев с закладкой

Данная система универсальна и позволяет обрабатывать рудные тела месторождения несмотря на их мощность и сложность.

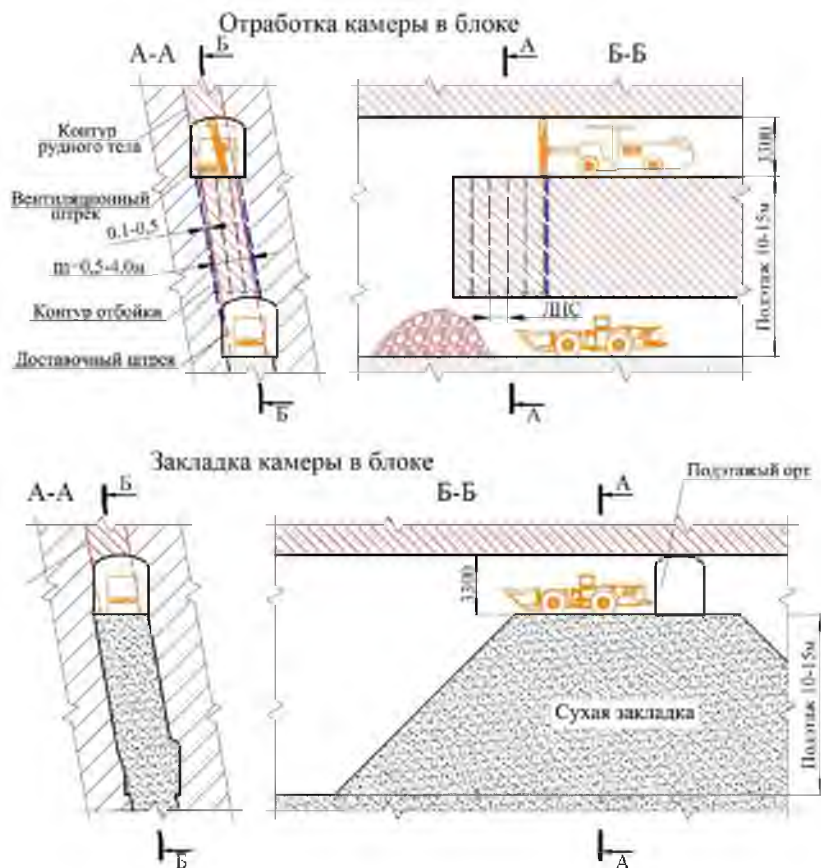


Рисунок 3 – Подэтажно-камерная система со слоевой восходящей выемкой руды

На выдержанных участках рудных тел система может быть трансформирована в *подэтажно-камерную со слоевой восходящей выемкой руды* (рис. .3).

Для её реализации блок разделяется подсечным и вентиляционным штреками на камеры высотой 10-15м. Средняя ширина камеры равна выемочной мощности. Отработка камеры ведется двумя забоями в отступающем порядке также как и при горизонтальных слоях. Отличие заключается в отбойке рудного массива параллельными скважинами и производстве закладки выработанного пространства камеры с вентиляционного горизонта в наступающем порядке от подэтажного орта к флангам камеры.

Для сравнения вариантов отработки рассчитаны основные ТЭП. Результаты расчетов приведены в таблице.

Технико-экономические показатели вариантов систем разработки

№ п/п	Наименование показателя	Магазинирование	Горизонтальные слои	Подэтажно-камерная
1	Потери, %	9,2	3 - 4	2
2	Разубоживание, %	33,8	25-35	20 - 26
3	Удельный объем ПНР, м ³ /1000 т	180	140 - 250	120 - 250
4	Производительность труда на процессах: - проходка ПНВ, м ³ /чел.-смену - отбойка руды, м ³ /чел.-смену - выпуск и доставка, м ³ /чел.-смену - закладка слоя (камеры), м ³ /чел.-смену - очистная выемка, м ³ /чел.-смену	1-2 10-20 54,4 – 3-6	1,9 - 2,4 17,7 - 23,1 54,4 46,2 6,9 - 7,6	2,8 - 3,1 22,9 - 31,1 54,4 46,2 11,9 - 13,9
5	Производительность труда подземного рабочего по системе разработки, м ³ /чел.-смену	0,7-1,5	1 - 3	3,3 - 5,4

Выводы

Система разработки с магазинированием руды, применяющаяся в условиях золоторудных месторождений с устойчивой рудой и породой средней устойчивости, морально устарела и имеет низкие ТЭП. Подэтажно-камерная система имеет более высокие технико-экономические показатели, в том числе показатели извлечения, относительно системы горизонтальных слоев. Преимущество достигается за счет применения скважной отбойки и выпуска большего объема руды, но требует выдержанности по мощности рудных тел. Поэтому для разработки месторождения «Джульетта» система горизонтальных слоев с восходящим порядком отработки и сухой закладкой выработанного пространства принята как основная. При благоприятных горно-геологических условиях разработанная схема подготовки позволяет переходить на подэтажно-камерную в пределах одного добычного блока.

Исследования выполнены в рамках Госзадания №075-00581-19-00. Тема №0405-2019-0005.

Список литературы

1. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Барановский К.В. Совершенствование технологии опытно-промышленной отработки переходной зоны Кыштымского месторождения кварца // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - № 6. - С. 183-189.

2. Соколов, И. В. Направления развития и опыт применения подземной геотехнологии с использованием самоходной техники на уральских рудниках / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин, К. В. Барановский // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – № 4. – С. 66 - 74.

3. Соколов, И. В. Выбор эффективной технологии подземной разработки месторождения кварца / И. В. Соколов, К. В. Барановский // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова – 2016.– №2 – С. 10 - 17.

4. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Никитин И.В., Рожков А.А. Результаты экспериментальных исследований подземной добычи высокоценного кварца в условиях Кыштымского рудника // ФТПРПИ. – 2018. – № 1. – С. 97-106.

5. Никитин И.В. Вскрытие и технология отработки крутопадающего жильного месторождения в условиях гористой местности // Проблемы недропользования. 2014. № 1. С. 108-113.

6. Рожков А.А. Методика расчета параметров рассредоточения скважинных зарядов в веере // Взрывное дело. – 2019. – № 122/79. – С. 121-135.

7. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Никитин И.В. Методология выбора подземной геотехнологии освоения переходных зон при комбинированной разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2018. № 1. С. 22-26.

УДК 622.274.4

РАЗРАБОТКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРИ ВЫБОРЕ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СТРАТЕГИИ ОСВОЕНИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

НИКИТИН И. В., СОЛОМЕИН Ю. М.

Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук

С целью научного обоснования оптимальной геотехнологической стратегии освоения рудных месторождений подземным способом создана экономико-математическая модель, представляющая собой совокупность методики, алгоритма и соответствующей компьютерной программы, позволяющая на основе оптимизации необходимых параметров и сопоставления полученных показателей выбрать наиболее эффективный вариант геотехнологической стратегии по комплексному эколого-экономическому критерию.

Ключевые слова: рудное месторождение, геотехнологическая стратегия, подземная геотехнология, схема вскрытия, технология очистной выемки, алгоритм, экономико-математическая модель.

DEVELOPMENT AND USE OF THE ECONOMIC AND MATHEMATICAL MODEL WHEN CHOOSING A GEOTECHNOLOGICAL STRATEGY FOR THE UNDERGROUND MINING OF ORE DEPOSITS

NIKITIN I. V., SOLOMEIN Y. M.

IM UB RAS

In order to scientifically substantiate the optimal geotechnological strategy for the underground mining of ore deposits, an economic-mathematical model has been created, which is a combination of a methodology, an algorithm and a corresponding computer program, which allows, based on the optimization of the required parameters and comparison of the obtained indicators, to choose the most effective option of a geotechnological strategy for a comprehensive ecological and economic criterion.

Keywords: ore deposit, geotechnological strategy, underground geotechnology, opening scheme, clearing excavation technology, algorithm, economic-mathematical model.

В настоящее время к числу актуальных проблем и направлений исследований стратегического планирования и управления на горных предприятиях является обоснование оптимальной геотехнологической стратегии (ГС) при освоении рудных месторождений подземным способом. Под ГС освоения глубокозалегающего месторождения понимается долгосрочный план действий, заключающийся во взаимной увязке элементов горнотехнической системы (ГТС), включающей порядок развития горных работ в пространстве и во времени, способ и схему вскрытия, технологию очистной выемки запасов, способ погашения выработанного пространства, схему транспортирования горной массы, способ утилизации отходов горно-обогатительного производства (ГОП), направленных на обеспечение максимального экономического эффекта и экологической безопасности [1].

При оценке и выборе ГС наиболее сложным и трудоемким процессом является определение интегральных технико-экономических показателей (ТЭП) эффективности (суммарный объем выработанного пространства и отходов, капитальные затраты, чистый дисконтированный доход), на величины которых оказывают влияние более 130 общеизвестных горно-геологических, технологических и экономических факторов. Комплексность и многовариантность указанной задачи обуславливает применение метода оптимизационного моделирования [2] на базе современных компьютерных средств, упрощающих и многократно ускоряющих процедуры проведения экспериментов и получения результатов. Однако, несмотря на стремительное развитие теории стратегического планирования в последние годы, практически отсутствует математическое и программное обеспечение подобных оптимизационных задач.

Таким образом, целью настоящей статьи является разработка экономико-математической модели (ЭММ) с привлечением современных компьютерных средств и доступных прикладных инструментов, позволяющей выбрать оптимальный вариант ГС освоения рудных месторождений подземным способом.

На современном этапе основой научно-методологических исследований служит системный подход, сущность которого заключается в рассмотрении объекта как сложной системы с учетом взаимодействия ее элементов между собой и с внешней средой, определяющей область ее функционирования [1].

Для оценки вариантов ГС применяется эколого-экономический критерий R , комплексно учитывающий экономический эффект и экологические последствия от реализации стратегических решений. Комплексный критерий предполагает определение

рейтингов вариантов ГС отдельно по экономическому критерию, выраженного максимумом чистого дисконтированного дохода (ЧДД) [3, 4], и экологическому критерию, определяемого степенью замкнутости ГТС, образуемой в рамках варианта ГС [5, 6], с последующим их взвешиванием и суммированием. Оптимальный вариант ГС соответствует варианту с минимальным количеством баллов критерия R , при условии, что $\text{ЧДД} \rightarrow \max$, а $\eta \rightarrow 1$.

$$R = k_{\text{ЧДД}i} r_{\text{ЧДД}i} + k_{\eta i} r_{\eta i} \rightarrow \min, \quad (1)$$

где $r_{\text{ЧДД}}$, r_{η} – рейтинг по критериям ЧДД и η , соответственно, баллов;

$k_{\text{ЧДД}}$, k_{η} – весовые коэффициенты критериев ЧДД и η , изменяющиеся от 0 до 1 с условием, что их сумма равна 1, доли ед.

С использованием формулы (1) и методик, представленных в работах [3-6], разработан алгоритм, описывающий последовательность действий по определению основных ТЭП и выбору оптимальной ГС по комплексному эколого-экономическому критерию. Алгоритм состоит из 2-х терминаторов (пуск-остановка), 3-х блоков данных (ввод-вывод информации), 3-х логических и 17-ти вычислительных блоков (рис. 1).

Блок 1. Начало проведения эксперимента.

Блок 2. Подготовка массивов данных для реализации модели.

Блок 3. Ввод исходной горно-геологической, горнотехнической и экономической информации.

Блок 4. Отбор (формирование) рациональных (технически и технологически значимых) вариантов стратегии в количестве p из общего числа возможных.

Блок 5. Рассмотрение первого варианта стратегии $i=1$.

Блок 6. Анализ связей элементов системы и формирование локальной модели по критерию ЧДД.

Блок 7. Ввод первого значения оптимизируемого параметра $n=n_1$.

Блок 8. Расчет основных ТЭП для варианта $i=1$ (извлекаемая ценность $Ц$, капитальные затраты на строительство рудника $К$, эксплуатационные затраты на добычу руды \mathcal{E} , срок освоения запасов, предназначенных для подземной разработки T).

Блок 9. Расчет критерия ЧДД для варианта $i=1$.

Блок 10. Поддержание актуальности модели путем ввода следующего значения оптимизируемого параметра $n=n_2$.

Блок 11. Проверка условия $n \leq n_{\max}$, если «Да», то возврат к блоку 8 и новый расчет показателей и критерия ЧДД для $n=n_2$, если «Нет», то переход к следующему блоку.

Блок 12. Вывод на печать и занесение в таблицу основных ТЭП по варианту $i=1$. Предварительная оценка результатов.

Блок 13. Анализ связей элементов системы и формирование локальной модели по критерию замкнутости ГТС η .

Блок 14. Ввод первого значения оптимизируемого параметра $k=k_1$.

Блок 15. Определение основных ТЭП для варианта $i=1$ (суммарный объем отходов V_o , суммарный объем пустот $V_{\text{п}}$).

Блок 16. Расчет критерия замкнутости ГТС η для варианта $i=1$.

Блок 17. Поддержание актуальности модели путем ввода следующего значения оптимизируемого параметра $k=k_2$.

Блок 18. Проверка условия $k \leq k_{\max}$, если «Да», то возврат к блоку 15 и новый расчет показателей и критерия замкнутости ГТС для $k=k_2$, если «Нет», то переход к следующему блоку.

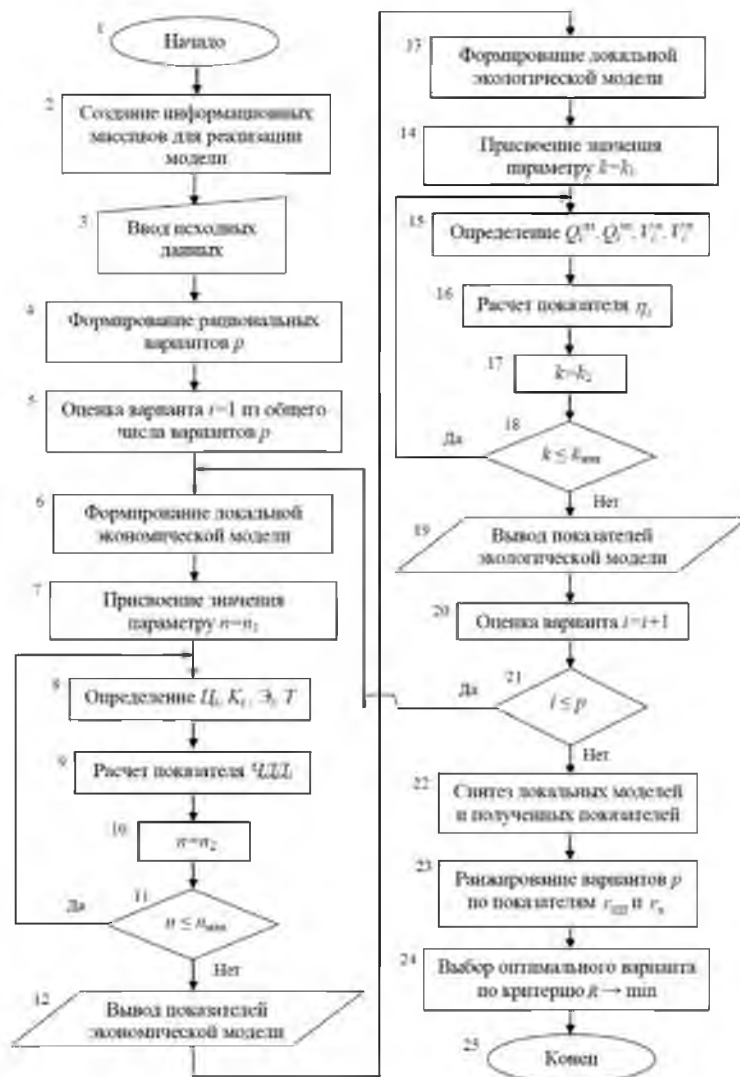


Рисунок 1 – Алгоритм выбора оптимального варианта ГС по комплексному эколого-экономическому критерию

Блок 19. Вывод на печать и занесение в таблицу основных ТЭП по варианту $i=1$. Предварительная оценка результатов.

Блок 20. Рассмотрение следующего варианта стратегии $i=i+1$.

Блок 21. Проверка условия $i \leq p$, если «Да», то возврат к блоку 6 и повтор всех расчетных и логических операций для $i=i+1$, если «Нет», то переход к следующему блоку.

Блок 22. Синтез локальных моделей и полученных показателей по вариантам p .

Блок 23. Ранжирование вариантов p по показателям $r_{чДД}$ и r_{η} .

Блок 24. Оценка полученных показателей по вариантам p и выбор оптимального варианта стратегии по комплексному эколого-экономическому критерию $R \rightarrow \min$.

Блок 25. Окончание выполнения эксперимента.

Разработанный алгоритм реализован в приложении *Excel* пакета *Microsoft Office*.

Методика, алгоритм и написанная на их основе компьютерная программа в совокупности представляют собой ЭММ, позволяющая выбрать оптимальный вариант геотехнологической стратегии по комплексному эколого-экономическому критерию.

Примером результативного использования данной ЭММ является технико-экономическое обоснование оптимальной ГС освоения подкарьерных запасов ураль-

ского медно-цинкового месторождения, для условий которого рассмотрены 4 варианта ГС.

Вариант 1 ГС. Борта карьера неустойчивы, на дне карьера создан внутренний отвал. Порядок отработки подкарьерных запасов – нисходящий, схема вскрытия – двумя вертикальными стволами (скиповым и вентиляционно-вспомогательным) с поверхности, квершлагами и этажными штреками, технология очистной выемки – система этажного принудительного обрушения под массивом разрыхленных пород с применением самоходного оборудования [7], способ утилизации отходов ГОП – в карьере.

Вариант 2 ГС. Борта карьера находятся в устойчивом состоянии. Порядок отработки подкарьерных запасов – нисходящий, схема вскрытия – двумя наклонными съездами (автотранспортный с углом наклона 8° и вентиляционно-вспомогательный с углом наклона 12°) из карьера и с поверхности, заездами на этажи и этажными штреками, технология очистной выемки – этажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой под рудным целиком и применением самоходного оборудования, способ утилизации отходов ГОП – в подземном выработанном пространстве.

Варианты 3 и 4 ГС отличаются от вариантов 1 ГС и 2 ГС, соответственно, порядком отработки подкарьерных запасов – принят восходящий. Система разработки в этих вариантах этажно-камерная с твердеющей закладкой под рудным массивом. Техническая возможность и экономическая целесообразность восходящей выемки запасов месторождений обоснована в работе [8].

Одинаковыми для всех вариантов ГС приняты следующие горно-геологические и горнотехнические условия: длина рудного поля по простиранию 600 м, по падению 500 м, средняя мощность рудных тел 40 м, угол падения 50°, породы крепкие, устойчивые, среднетрещиноватые, объемный вес руды 4,0 т/м³, породы 2,5 т/м³, предельная глубина карьера 260 м, годовая производственной мощностью подземного рудника 400 тыс. т, высота этажа при подземной добыче 60 м, количество этажей 4.

На начальном этапе моделирования определены значения ЧДД (рис. 2) и показателя замкнутости ГТС η по вариантам ГС (рис. 3).

Год	Вариант 1				Вариант 2				Вариант 3				Вариант 4				
	Выручка млн.руб.	Ивл. затраты млн.руб.	Эксплуат. затраты млн.руб.	ЧДД млн.руб.	Выручка млн.руб.	Ивл. затраты млн.руб.	Эксплуат. затраты млн.руб.	ЧДД млн.руб.	Выручка млн.руб.	Ивл. затраты млн.руб.	Эксплуат. затраты млн.руб.	ЧДД млн.руб.	Выручка млн.руб.	Ивл. затраты млн.руб.	Эксплуат. затраты млн.руб.	ЧДД млн.руб.	
0	0	1062	319	723	0	1132	307	782	0	1113	319	758	0	1134	307	771	
1	0	0	319	-319	0	0	307	-307	0	0	319	-319	0	0	307	-307	
2	0	0	264	-583	0	0	254	-561	0	0	264	-583	0	0	254	-561	
3	0	0	240	-822	0	0	231	-791	0	0	240	-822	0	0	231	-791	
4	0	0	218	-1040	0	0	773	534	-552	0	0	218	-1040	0	0	210	-1001
5	0	0	198	-1238	0	0	703	486	-335	0	0	198	-1238	0	0	191	-1192
6	0	0	180	-1418	0	0	633	441	-137	0	0	180	-1418	0	0	640	435
7	0	0	164	-1582	0	0	581	401	42	0	0	571	-1236	0	0	582	306
8	495	0	337	-1424	0	0	528	365	205	0	0	519	-1072	0	0	529	360
9	450	0	307	-1280	0	0	480	332	224	0	0	473	-920	0	0	481	337
10	409	0	279	-1149	0	0	436	301	359	0	0	429	-783	0	0	437	337
11	372	0	253	-1031	0	0	397	274	481	0	0	390	-659	0	0	397	318
12	338	0	230	-923	0	0	362	249	593	0	0	355	-547	0	0	361	296
13	308	92	209	-917	0	0	328	227	694	0	0	322	-544	0	0	328	223
14	280	0	190	-828	0	0	299	206	786	0	0	293	-451	0	0	299	203
15	254	0	173	-746	0	0	271	187	797	0	0	266	-366	0	0	271	185
16	231	0	157	-673	0	0	246	170	873	0	0	242	-289	0	0	247	168
17	210	0	143	-606	0	0	224	155	942	0	0	220	-218	0	0	224	153
18	191	0	130	-545	0	0	204	141	1005	0	0	200	-136	0	0	204	139
19	174	52	118	-541	0	0	185	128	1062	0	0	182	-154	0	0	185	126
20	158	0	107	-491	0	0	168	116	1114	0	0	165	-107	0	0	169	115
21	144	0	98	-445	0	0	153	106	1120	0	0	150	-53	0	0	153	104
22	130	0	89	-403	0	0	139	96	1163	0	0	137	-10	0	0	139	95
23	119	0	81	-366	0	0	126	87	1202	0	0	124	85	0	0	127	86
24	108	0	73	-331	0	0	115	79	1238	0	0	113	32	0	0	115	78
25	98	0	67	-300	0	0	104	72	1270	0	0	103	70	0	0	105	71
26	89	0	61	-271	0	0	95	66	1299	0	0	93	64	0	0	95	65
27	81	0	55	-246	0	0	86	60	1326	0	0	85	58	0	0	86	59
28	74	0	50	-222	0	0	78	54	1350	0	0	77	53	0	0	79	53
29	67	0	45	-201	0	0	71	49	1372	0	0	70	48	0	0	71	49
30	61	0	41	-181	0	0	65	45	1392	0	0	64	43	0	0	65	44
31	56	0	38	-164	0	0	59	42	1411	0	0	58	39	0	0	59	40

Рисунок 2 – Расчет ЧДД по вариантам ГС с использованием ЭММ

51	В	С	Д	Е	Г	Н	
	Показатель	Обозн.	Ед. изм.	Варианты			
1				2	3	4	
52							
53	Содержание Cu в балансовых запасах	C_{Cu}	%	1,8	1,8	1,8	1,8
54	Содержание Zn в балансовых запасах	C_{Zn}	%	0,58	0,58	0,58	0,58
55	Потери руды	П	%	10	5	10	5
56	Разубоживание руды	Р	%	15	8	15	8
57	Содержание Cu в добытой рудной массе	a_{Cu}	%	1,53	1,66	1,53	1,66
58	Содержание Zn в добытой рудной массе	a_{Zn}	%	0,49	0,53	0,49	0,53
59	Извлечение Cu в концентрат	β_{Cu}	%	82,557	84,457	82,557	84,457
60	Извлечение Zn в концентрат	β_{Zn}	%	23,262	25,333	23,262	25,333
61	Содержание Cu в концентрате	β_{Cu}	%	17,5	17,5	17,5	17,5
62	Содержание Zn в концентрате	β_{Zn}	%	49,01	49,01	49,01	49,01
63	Выход Cu концентрата	γ_{Cu}	%	7,218	7,992	7,218	7,992
64	Выход Zn концентрата	γ_{Zn}	%	0,234	0,276	0,234	0,276
65	Выход хвостов	$\gamma_{хв}$	%	92,55	91,73	92,55	91,73
66	Коэффициент разрыхления руды	k_{pp}	доли ед	1,15	1,15	1,15	1,15
67	Коэффициент разрыхления хвостов	k_{ph}	доли ед	1,25	1,25	1,25	1,25
68	Плотность руды	ρ_r	т/м ³	3,80	3,80	3,80	3,80
69	Плотность закладки	ρ_a	т/м ³	3,00	3,00	3,00	3,00
70	Высота переходной зоны	$H_{пз}$	м	60,00	60,00	60,00	60,00
71	Высота основных запасов	$H_{оз}$	м	180,00	180,00	180,00	180,00
72	Площадь рудного тела	$S_{рт}$	тыс. м ²	24,00	24,00	24,00	24,00
73	Коэф. оруденения	$k_{оруд}$	доли ед	0,50	0,50	0,50	0,50
74	Объем переходной зоны (массив)	$V_{пз}$	тыс.м ³	720,00	720,00	720,00	720,00
75	Объем основных запасов (массив)	$V_{оз}$	тыс.м ³	2160,00	2160,00	2160,00	2160,00
76	Объем потерь	$V_{п}$	тыс.м ³	331,20	165,60	331,20	165,60
77	Объем разубоживания	$V_{р}$	тыс.м ³	447,12	251,71	447,12	251,71
78	Объем добытой руды	$V_{др}$	тыс.м ³	3427,92	3398,11	3427,92	3398,11
79	Объем хвостов	$V_{хв}$	тыс.м ³	3448,34	3388,22	3448,34	3388,22
80	Объем закладываемых пустот	$V_{пст}$	тыс.м ³	0,00	2954,88	2120,40	2954,88
81	Показатель замкнутости	η	доли ед	9999	1,15	1,63	1,15

Рисунок 3 – Расчет показателя замкнутости по вариантам ГС с использованием ЭММ

На завершающем этапе моделирования выполнена сравнительная оценка и выбор оптимального варианта ГС по комплексному эколого-экономическому критерию R при различных весах $r_{чдд}$ и r_{η} (рис. 4).

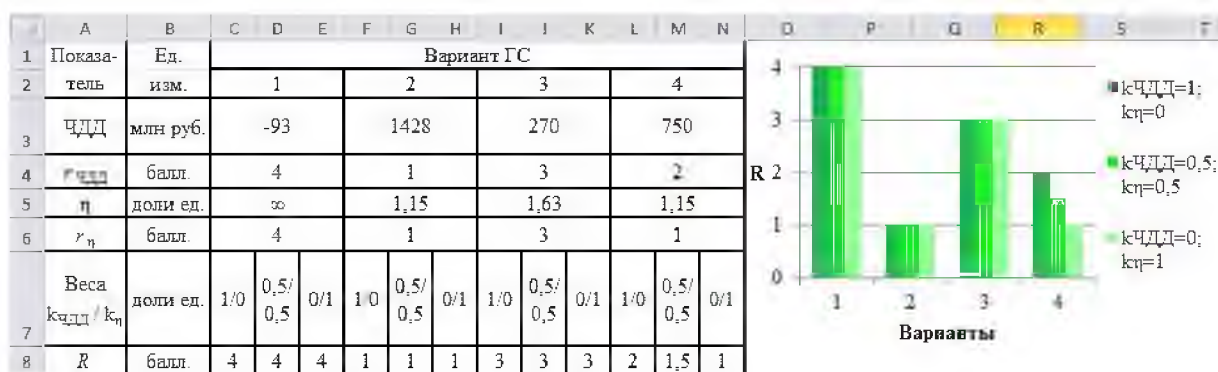


Рисунок 4 – Расчет эколого-экономического критерия и сравнительная оценка вариантов ГС с использованием ЭММ

Таким образом, разработана и апробирована для условий уральского медно-цинкового месторождения ЭММ, позволяющая путем оптимизации необходимых параметров и сопоставления полученных показателей выбрать наиболее эффективный

вариант ГС освоения рудных месторождений подземным способом по комплексному эколого-экономическому критерию.

Работа выполнена в рамках государственного задания №075-00581-19-00 по Теме №0405-2019-0005.

Список литературы

1. Яковлев В.Л., Корнилков С.В. Методологические особенности освоения недр на современном этапе // Вестник УрО РАН. Наука. Общество. Человек. – 2013. – № 4. – С. 43-49.
2. Штелле В.И. Имитационное моделирование развития подземных горных работ. – Новосибирск. Изд-во Наука, 1984. – 176 с.
3. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Никитин И.В. Методология выбора подземной геотехнологии освоения переходных зон при комбинированной разработке рудных месторождений // Горный журнал. – 2018. – № 1. – С. 22-26.
4. Никитин И.В. Методика и алгоритм расчета для экономико-математического моделирования вариантов вскрытия подкарьерных запасов // Проблемы недропользования: материалы VI Всероссийской молодежной научно-практической конференции, 8-10 февраля 2012 г. – Екатеринбург: УрО РАН, 2012. – С. 151-157.
5. Соколов И.В., Гобов Н.В., Соломеин Ю.М., Никитин И.В. Методика определения и оптимизации параметров экологически сбалансированной подземной геотехнологии освоения железорудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 8. – С. 379-390.
6. Соломеин Ю.М., Никитин И.В. Определение эколого-экономической эффективности освоения Естюнинского железорудного месторождения на основе экономико-математического моделирования // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]. – 2017. – № 1. – С. 146-153. URL: <http://trud.igduran.ru> (дата обращения: 21.02.2019).
7. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., Барановский К.В. Направления развития и опыт применения подземной геотехнологии с использованием самоходной техники на уральских рудниках // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 4. – С. 66-74.
8. Волков Ю.В., Смирнов А.А. Оценка технико-экономической эффективности восходящей выемки месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – № 9. – С. 145-147.

УДК 622.235

УПРАВЛЕНИЕ УДЕЛЬНЫМ РАСХОДОМ ВВ ПРИ ВЕЕРНОЙ СХЕМЕ ОТБОЙКИ И МГНОВЕННОМ СПОСОБЕ ВЗРЫВАНИЯ

СОКОЛОВ И. В., СМИРНОВ А. А., РОЖКОВ А. А.

Институт горного дела УрО РАН

Предложена методика расчета параметров БВР, отличающаяся учетом особенностей и конструктивных параметров технологии взрывной отбойки при веерном расположении скважин и мгновенном способе взрывания, использование которой позволяет равномерно распределять ВВ в отбиваемом слое. В результате экспериментальных исследований технологии отбойки в натуральных условиях установлены зависимости выхода пе-

реизмельченной фракции кварца 0-20 мм от соотношений длин элементов рассредоточенного заряда и удельного расхода ВВ, изменяющихся в интервале 0,13-0,48.

Ключевые слова: массовая отбойка, рассредоточенный заряд, веер скважин, глиняная пробка, воздушный промежуток, удельный расход ВВ

CONTROL OF SPECIFIC CONSUMPTION OF EXPLOSIVES WITH BLASTHOLE RING SCHEME AND INSTANTANEOUS BLASTING METHOD

SOKOLOV I. V., SMIRNOV A. A., ROZHKOV A. A.
IM UB RAS

A method for calculating the parameters of drilling and blasting is proposed, which differs by taking into account the features and design parameters of the blasting technology with the blasthole ring and the instantaneous method of blasting, the use of which allows to evenly distribute explosives in the braked layer. As a result of experimental studies of the blasting technology in natural conditions, the dependencies of the output of the overmixed quartz fraction 0-20 mm on the ratios of the lengths of the elements of the distributed charge and the specific consumption of explosives varying in the interval of 0.13-0.48.

Keywords: mass breaking, distributed charge, fan of boreholes, clay cork, air gap, specific consumption of explosive.

Веерное расположение скважин на настоящий момент является наиболее распространенным при подземной разработке месторождений. В сравнении с параллельным расположением, веерное характеризуется увеличением суммарной длины скважин, увеличением удельного расхода ВВ на отбойку и худшим качеством дробления. Перечисленные недостатки нивелируются существенным снижением удельных объемов ПНР и трудоемкости операций по бурению [1].

Поскольку необходимые для обеспечения полноты отрыва отбиваемого слоя и снижения выхода негабарита параметры расположения скважин и расход ВВ рассчитываются для зоны концов (забоев) скважин, в остальной части веера удельный расход ВВ оказывается заведомо завышенным. Для равномерного распределения концентрации энергии ВВ в отбиваемом слое в настоящее время используются различные схемы недозаряда скважин [2]. Такой способ управления удельным расходом ВВ имеет основной недостаток – сплошную конструкцию зарядов, наименее эффективную с точки зрения механики дробления [3].

Решением проблемы является применение зарядов ВВ рассредоточенной конструкции. Известно, что рассредоточение заряда позволяет снизить начальное давление ПД на поверхность стенок скважины, удлиняет время воздействия взрыва на разрушаемую породу, уменьшает бризантное действие взрыва, связанное с переизмельчением материала в ближней зоне и способствует более равномерному дроблению породы [4,5].

Для определения параметров рассредоточения при веерном расположении скважин разработана методика расчета. При одновременном взрыве веерных зарядов детонационный фронт можно представить в виде дуги, а его распространение, при условном разбиении на временные отрезки – в виде заполнения дугообразных зон. Следовательно, для расчета параметров рассредоточения, плоскость веера необходимо разбить на дугообразные зоны, в границах каждой из которых удельный расход ВВ будет примерно одинаков. Длины частей рассредоточенных зарядов и воздушных промежутков, расположенных в смежных скважинах, равны высоте i -ой дугообразной зоны. В зоне,

примыкающей непосредственно к забоям скважин – заряжаются все скважины, примыкающей к устьям скважин – не заряжаются [6].

Веер скважин представляется в идеализированном виде как сектор круга с центром в буровой выработке (O), радиусом равным длине скважин (L) и углом раствора между крайними скважинами веера (α) (рис. 1).

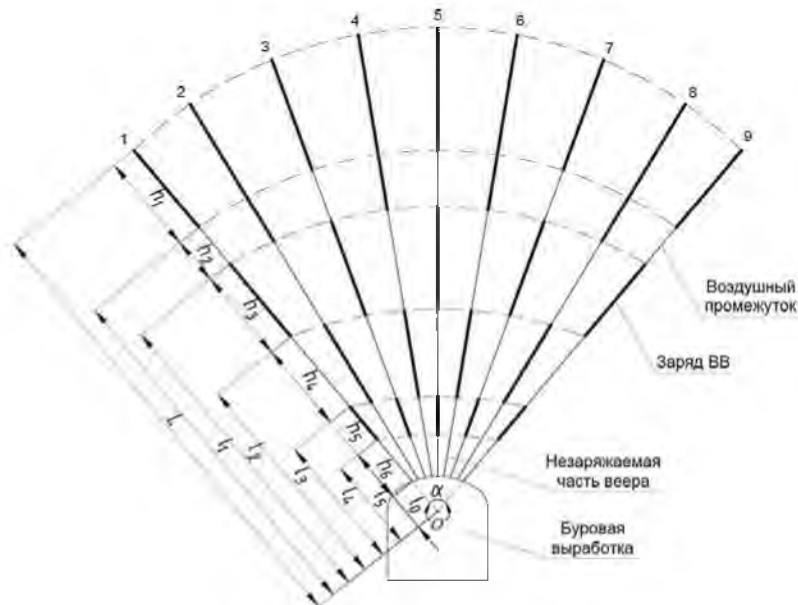


Рисунок 1 – Расчетная схема рассредоточения восходящего веера

Поскольку определяющую роль при отбойке кварца играет удельный расход ВВ [7], целесообразно выразить его через основные горнотехнические параметры. В таком случае для каждой i -ой дугообразной зоны удельный расход ВВ ($q_{\text{ВВ}}^i$) будет равен

$$q_{\text{ВВ}}^i = \frac{n_{\text{СКВ}}(l_{\text{иВ}} - l_{\text{иН}})\pi d^2 4^{-1} \rho_{\text{зар}}}{W\pi \frac{\alpha}{360} (l_{\text{иВ}}^2 - l_{\text{иН}}^2)} \quad (1)$$

где $i=1...m$ – количество дугообразных зон в веере, шт; $n_{\text{СКВ}}$ – количество скважин в веере, шт.; $l_{\text{иВ}}$ – длина от центра веера (оси бурового станка) до верхней границы i -й дугообразной зоны, м; $l_{\text{иН}}$ – длина от центра веера до нижней границы i -й дугообразной зоны, м; d – диаметр скважин, м; $\rho_{\text{зар}}$ – плотность заряжения кг/м^3 ; W – ЛНС, м; α – угол раствора между крайними скважинами веера, град.

Видно, что высоты дугообразных зон в общем случае определяются по формуле

$$h_i = l_{\text{иВ}} - l_{\text{иН}} \quad (2)$$

Выражая неизвестную нам длину $l_{\text{иН}}$ через уравнение (12), получаем

$$l_{\text{иН}} = \frac{90n_{\text{СКВ}}d^2\rho_{\text{зар}}}{W\alpha q_{\text{ВВ}}} - (L - \sum l_{\text{иВ}}) \quad (3)$$

Последовательное решение уравнения (3) для дугообразных зон в направлении от забоев к устьям скважин позволяет определить искомые параметры рассредоточения.

В натуральных условиях Кыштымского подземного рудника были проведены экспериментальные исследования отбойки веерами рассредоточенных зарядов с различными конструктивными параметрами расположения скважин (табл. 1) [8]. Бурение скважин 65 мм производилось станком БУ-80НБ из траншейного штрека, скважины заряжались зарядами гранулированного ВВ граммонит 79/21 при помощи зарядчика типа ЗМК-1А. Способ взрывания – электрический. Инициирование – прямое с помощью ЭД или системы неэлектрического взрывания СИНВ.

Таблица 1. Параметры экспериментальных взрывов ПСЗ

№ п/п	$q_{ВВ}$, кг/м ³	$d_{СКВ}$, мм	W , м	a , м	m
1	1,2	65	1,6	2,2	1,4
2	1,0	65	1,7	2,4	1,4
3	0,9	65	1,6	2,2	1,4
4	0,9	65	1,8	2,2	1,2

Для условий Кыштымского месторождения наибольшее значение имеет выход переизмельченной фракции (0-20 мм). Необходимость обеспечения кондиционной крупности (+20 мм) куска кварца при отбойке вызвана требованиями дальнейшей переработки, когда более мелкая фракция в силу технологических особенностей не поддается обогащению и отправляется в отвал. Величина данного вида потерь сопоставима с потерями в недрах, зависящими от конструкции и параметров системы разработки. Соответственно, сокращается сырьевая база предприятия и срок эксплуатации месторождения [9]. Было проведено исследование влияния на выход переизмельченной фракции параметров рассредоточения – отношения суммы длин воздушных промежутков ($L_{ВП}$) к сумме длин зарядов ВВ ($L_{зар}$) в веере. Были измерены фактические параметры при экспериментальных взрывах [10], в результате чего установлена зависимость выхода фракции кварца 0-20 мм от $L_{ВП}/L_{зар}$ (рис. 2), аппроксимируемая выражением вида

$$\gamma_{0-20} = 26,377e^{-1,632L_{ВП}/L_{зар}} \quad (4)$$

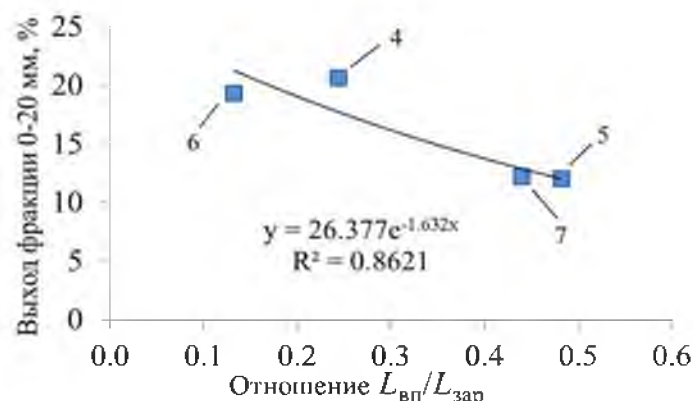


Рисунок 2 – Зависимость выхода фракции 0-20 мм от параметров рассредоточения

Из графика видно, что при увеличении $L_{ВП}/L_{зар}$ от 0,13 до 0,48 наблюдается снижение выхода фракции 0-20 мм с 20,6 % до 12 %. Применительно к условиям Кыштымского подземного рудника оптимальными являются значения в диапазоне $L_{ВП}/L_{зар}=0,44-0,48$.

Фактические параметры двух лучших взрывов, достаточно хорошо сходятся со значениями, рассчитанными по (1-3) – для взрыва №2 это 0,48 и 0,56 ($\Delta_2=14,2$ %), для

взрыва №4 – 0,44 и 0,46 ($\Delta_4=4,3\%$), соответственно. Такая степень сходимости говорит об адекватности разработанной методики. Для взрывов №1 и №3 значительное расхождение фактических и теоретических параметров ($\Delta_1=57,1\%$ и $\Delta_3=75,4\%$) (рис. 3а) можно объяснить нерациональным недозарядом скважин. Подтверждением тому служит достаточная сходимость фактических и расчетных отношений суммы длин зарядов к сумме длин скважин ($\Delta=0,5-15,5\%$) (рис. 3б).

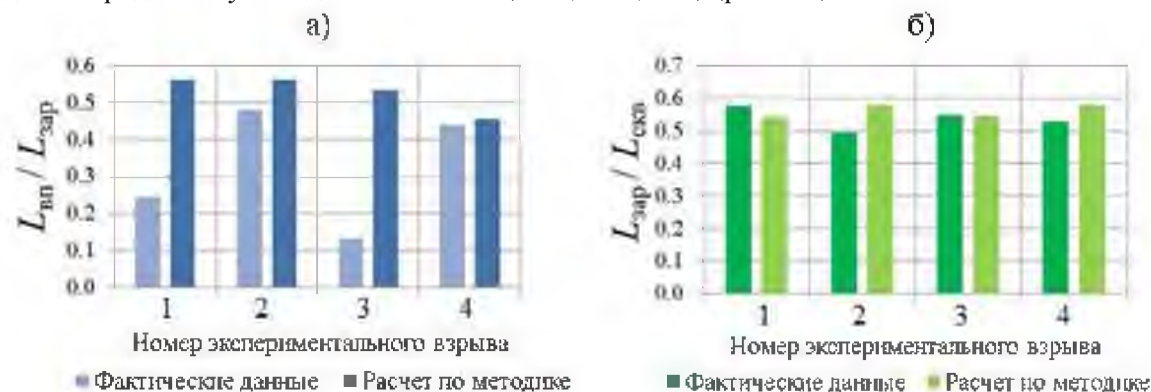


Рисунок 3 – Сравнение фактических и расчетных параметров взрывов с рассредоточенной конструкцией зарядов диаметром 65 мм, где а) отношение длин воздушных промежутков к длинам зарядов ВВ; б) отношение суммы длин зарядов к общей длине скважин

Таким образом, разработанная методика, отличающаяся учетом особенностей и конструктивных параметров технологии взрывной отбойки при веерном расположении скважин и мгновенном способе взрывания, позволяет определить параметры рассредоточения для веера скважинных зарядов и равномерного распределения ВВ в отбиваемом слое. Установлена зависимость выхода переизмельченной фракции кварца 0-20 мм от соотношений длин элементов рассредоточенного заряда, изменяющихся в интервале 0,13-0,48.

Исследования выполнены в рамках Госзадания. Тема № 0405-2019-0005.

Список литературы

1. Кутузов Б.Н., Белин В.А. Проектирование и организация взрывных работ. М.: Горная книга, 2012. 416 с.
2. Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. М.: Недра, 1988. 271 с.
3. Jhanwar J.C. Theory and Practice of Air-Deck Blasting in Mines and Surface Excavations: A Review // Geotechnical and Geological Engineering. 2011. no.29. P. 651-663.
4. Жариков И.Ф. Энергосберегающие технологии ведения взрывных работ на разрезах // Взрывное дело. 1998. № 91-48. С. 191-195.
5. Лещинский А.В., Шевкун Е.Б. Рассредоточение скважинных зарядов. Хабаровск: Изд-во Тихоокеан. гос. ун-та, 2009. 154 с.
6. Соколов И.В., Смирнов А.А., Рожков А.А. Отбойка кварца рассредоточенными скважинными зарядами при подземной добыче // ГИАБ. 2017. № 10. С. 178-185.
7. Соколов И.В., Смирнов А.А., Рожков А.А. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при отбойке кварца // ГИАБ. 2016. № 7. С. 337-350.
8. Смирнов А.А., Рожков А.А. Исследования действия взрыва веера скважинных зарядов // Взрывное дело. 2018. №119-76. С. 118-128.

9. Соколов И.В., Смирнов А.А., Рожков А.А. Повышение эффективности добычи кварца применением плоской системы рассредоточенных зарядов // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 1. С. 56-658.

10. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Никитин И.В., Рожков А.А. Результаты экспериментальных исследований подземной добычи высокоценного кварца в условиях Кыштымского рудника // ФТПРПИ. 2018. № 1. С. 97-106.

УДК 621:313

УПРАВЛЕНИЕ ПРИВОДАМИ РАБОЧИХ МАШИН В ГОРНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМАХ

ЭШМУРОДОВ З. О., ИСМОИЛОВ М. Т., ОРИПОВА У. З.

Навоийский государственный горный институт

Рассмотрен подход к управлению электроприводами рабочих машин горно-технологической систем при работе в стохастических режимах. Функционирование элементов ГТЦ характеризуют многочисленные разнообразные по природе многокритериальные стохастические процессы, описываемые сложными временными зависимостями, недостаток информации о параметрах и показателях процессов и оборудования, уравнениях управляемого объекта и внешних воздействий.

Ключевые слова: горно-технологическая система, привод, управление, рабочие машины, стохастический режим.

CONTROL OF DRIVES OF WORKING MACHINES IN MINING AND TECHNOLOGICAL SYSTEMS

ESHMURODOV Z.O., ISMOILOV M. T., ORIPOVA U. Z.

Navoi State Mining Institute

The approach to the control of electric drives of working machines of mining and technological systems when working in stochastic modes is considered. The functioning of the Mining transport system elements is characterized by numerous multicriteria stochastic processes of various nature described by complex time dependencies, lack of information about the parameters and indicators of processes and equipment, equations of the controlled object and external influences.

Keywords: mining and technological system, drive, control, working machines, stochastic mode.

Введение

Один из основополагающих положений современных подходов к исследованию горно-технологических систем рассматривает технические устройства обеспечения технологических процессов как элементы техноценозов (ТЦ) – техногенной части открытых природно-техногенных метасистем – горнотехноценозов (ГТЦ). Природные структуры ГТЦ – биоценозы (БЦ) и входящие в него живые способные к саморазвитию и саморегуляции, сохранению генетической информации неограниченное время

структуры объекта горного производства (ОГП). Биологические ценозы по отношению к ТЦ первичны, природные процессы, связанные с характеристиками ОАГП и внешней среды, для процессов в ТЦ – ведущие. Контроль и прогноз изменений информативных показателей выполняемых процессов, реализация приоритетных воздействий, стимулирующих повышение показателей этих процессов – необходимые составляющие эффективного и функционального управления горнодобывающими технологиями в горном производстве [1].

В условиях технологических процессов производства продукции функционирование ТЦ должно обеспечить максимальное использование внутренних ресурсов адаптации и борьбы растительных организмов за выживание, энерго-ресурсосберегающие режимы работы технологического оборудования. Из-за различия назначений, предъявляемых индивидуальных требований элементы ТЦ и входящие в них технологические рабочие машины (РМ) относительно обособлены и не образуют единой структуры. С одной стороны, РМ объединены общими технологическими процессами, параметры управления которыми зависят от характеристик реальных процессов, с другой – специализированы для выполнения конкретных технологических операций, и управления ими должны обеспечить оптимальные режимы собственного оборудования [1]. Технологическое оборудование, удовлетворяющие этим условиям, на практике применяют не всегда.

Требованиям новейших экологически чистых энергоэффективных технологий и систем (ГИС, ТЗ и т.п.) [2] в полной мере соответствуют циклично поточно-технологическая системы (ЦПТ–руда) – комплекс, группа электрифицированных устройств или отдельная машина, предназначенные для выполнения технологического цикла работ или специализированных для конкретных технологических операций. Современные "ЦПТ–руда", являются сложными многоуровневыми образованиями, по требованиям выполняемых процессов должны изменять управления, а при необходимости, и свою структуру.

Особенности работы "ЦПТ-руда"

На примере комплексов «КНК–270» горнотранспортных систем рассмотрим некоторые особенности технологий применения "ЦПТ-руда".

Режим работы дробильного аппарата характеризуют количество дробление горной породы к общему его количеству и неподачей горной породы от не дробления и механического повреждения оборудования. Первый показатель снижается при уменьшении окружной скорости вращения барабана дробильного аппарата, второй – возрастает с ее увеличением. Оптимум скорости вращения барабана дробильного агрегата, когда потери производительности и повреждаемость оборудования, близки к минимальным, находят наложением друг на друга зависимостей потерь и повреждаемости оборудования от скорости барабана. Значение оптимума в пределах 10% определяют скальной породы и характеристики горной массы (влажность, твердость). Продолжительность процессов дробление невелика (породы проходят через шнеко-зубчатая часть дробилку примерно за 0,05с), управления дробильным агрегатом должны оценивать потери производительности и, при необходимости, корректировать скорость вращения барабана в пределах заданного диапазона [3,4].

Оптимальный режим работы дробильным агрегатом также связано с равномерностью подачи горной массы ленточным питателем-дозатором. Неравномерность подачи вызывает случайные колебания нагрузки на валу и кратковременные (до 1с) отклонения угловой скорости приводного двигателя дробильного агрегата (до 1,3%) от номинальной. При отсутствии регулирования скорости вращения приводного двигателя ленточного питателя-дозатора, уменьшается производительности, износ оборудования возрастают вдвое, потери увеличивается в 2,5 раза, подачи снижается на 10%. При вы-

сокой крупности горной массы забивается и останавливается барабан дробильного агрегата [3, 4].

Анализ технологических процессов в "ЦПТ-руда" свидетельствует, что при реализации конкретных практических задач обеспечить требуемые режимы работы ряда РМ, повысить их показатели технологической и экономической эффективности в ряде случаев можно за счет использования в них регулируемых электроприводов и управления ими [3, 4]. При этом модернизация оборудования не требует изменения конструкции РМ, входящих в состав "ЦПТ-руда".

Перечень исполнительных механизмов комплексов "ЦПТ-руда" карьера «М», где целесообразно использовать регулируемые электроприводы, основные требования к нему даны в табл. 2. Для приводов механизмов круто наклонного конвейера диапазоны регулирования частоты вращения, точность регулируемых приводов существенно выше, их характеристики определяют режимы работы конкретных агрегатов.

Таблица 2. Требования к характеристикам приводов комплексов "ЦПТ-руда" карьера «М»

Наименование исполнительного механизма	Параметры привода				
	Номинальная мощность, кВт	Синхронная частота вращения, об/мин	Диапазон регулирования	Характеристика исполнительного механизма	Тип регулирования
Ленточный питатель	200	1500	2:1	$M = w^2$	фазовое или частотное
Дробилка шнеко-зубчатая ДШЗ-1300/300	400	1500	3:1	$M = w^2$	фазовое или частотное
Привод грузонесущей ленты	630	750	2:1	$M = const$	частотное
Привод прижимной ленты	630	750	2:1	$M = const$	частотное
Привод складского конвейера	630	750	3:1	$M^* = const$	Фазовое (частотное)

* М – момент нагрузки на валу двигателя, w – частота вращения двигателя.

Системы управления

Устройства управления элементами ТЦ можно разделить на две группы: системы плавного изменения параметров (СП) и дискретные (СД) [5].

На практике достижение заданных значений показателей технологических процессов (производительность, качество продукции, энергоэффективность и т.д.) осуществляют за счет корректного выбора из существующей номенклатуры технологического оборудования типа и характеристик РМ. Оптимальные режимы РМ, выполнение локальных технических требований к ним должны обеспечивать устройства первой группы (СП) управлением исполнительными приводами этих машин.

Существующая методологическая классификация относит устройства управления второй группы (СД) к системам высокого эпистемологического уровня. Эти системы располагаются либо на верхнем уровне управления ТЦ и непосредственно связаны с самоорганизующимися процессами природного происхождения либо – на верхнем уровне групп РМ или другого технологического оборудования при связи с циклами технологических операций и используют в работе информацию систем низших уровней и недоступные последним специальные данные. СД на разных фазах горнодобываю-

щих процессов исполняет роль коммутатора: определяют состав, готовность к использованию, сочетаемость, последовательности, моменты и длительности включения в работу, диапазоны эффективного функционирования и взаимодействия РМ, формируют стратегии переключения отдельных или групп одновременно работающих машин; перераспределяют между ними общесистемные ресурсы и т.п. Дискретные системы управления элементами ТЦ – это сложные требующие значительных затрат времени и высокой квалификации специалистов при разработке и отладке уникальные структуры, ориентируемые на конкретные применения и алгоритмы управления.

Решение задач управления в ГТЦ усложнено тем, что функционирование его элементов сопровождаются многочисленными разнообразными по природе многокритериальными стохастическими процессами, описываемыми сложными временными зависимостями и проявляющиеся как случайные флуктуации возмущений либо характеристик ОГП. При этом значительная часть элементов ТЦ работают при недостатке информации о параметрах и показателях процессов и оборудования, уравнениях управляемого объекта и внешних воздействий.

Известны методы расчета и анализа сложных технических и других систем, структуры которых подобны структурам ГТЦ, в том числе, с дискретно распределенными объектами, источниками ресурсов, действующих в условиях непрерывного случайного изменения возмущающих воздействий и параметров процессов, неполной информационной определенности. Эти методы при генерации упреждающих управлений выполняемыми процессами базируются на теории предсказаний и т.п., а при адаптации к условиям и характеристикам режимов используют ретроспективную информацию, расчетную или полученную в режиме реального времени. Однако при реализации в ГТЦ эти методы не всегда эффективны из-за их сложности и трудоёмкости, а также сложности структуры ГТЦ.

Формально структуру ГТЦ можно представить в виде направленной системы – упорядоченного множества элементов (РМ), подсистем (групп РМ) для выполнения определённых функций или конкретных технологических процессов. Эффективные решения практических задач управления элементами ТЦ с близким к самоорганизующемуся результату по приспособлению систем к изменяющимся условиям обеспечивают использующие принцип "черного ящика" методы на базе теории «нечетких» множеств и логики, нейросетевого моделирования и т.п., соответствующие программные продукты, основанные на этих методах. Для прогнозирования изменения параметров процессов во времени в ГТЦ можно использовать стандартные математические функции: длительные процессы – закон технического оптимума, процессы средней продолжительности – экспоненциальный, короткие – линейный [5].

Для согласования режимов элементов и подсистем ГТЦ, реальных условий и характеристик выполняемых процессов, кроме перечисленных выше функций коммутатора, СД должны анализировать предысторию выполняемых процессов, предлагать СП близкие к реальным законы изменения параметров.

Особенности управления приводами РМ

Современная теория оптимального управления техническими устройствами, процессы в которых удовлетворяют теореме Вейерштрасса, базируется на принципе экстремального действия Эйлера и теории оптимального управления, разработанной Л.С. Понтрягиным исходя из вариационного исчисления. Для исследования режимов работы и формирования алгоритмов управления исполнительными электроприводами ЭРС можно использовать методы вариационного исчисления и принцип максимума Л.С. Понтрягина, метод динамического синтеза [6] и т.п.

Требования к закону управления приводным двигателем:

- множество состояний ($S = \{S_1, \dots, S_n\}$) и множество критериев качества управления ($K = \{K_1, \dots, K_n\}$) должны пересекаться: $K_i \in S$ при $i \geq 1$ или $S \cap K \neq \emptyset$;
- множество S должно определяться множеством допустимости режимов ($G = G_1 \cap G_2 \dots \cap G_j, h_j \leq [h_i]$, где h_j - накладываемые на параметры режимов ограничения ($j \geq 1$), множеством действующих ограничения (F), значениями параметров двигателя.

Часто при рассмотрении случайных процессов, зависящих от меры их точности и стохастичности, допустим переход к детерминированным моделям этих процессов. В качестве стохастической модели состояния электрической машины можно использовать дифференциальные уравнения обобщенного электромеханического преобразователя энергии [7], где параметры режима – функции пространственно-временной структуры с известными вероятностными характеристиками, определяемые внешними стохастическими возмущениями.

В стохастической модели параметры режима двигателя изменяются по тем же формализованным зависимостям. Для учета стохастичности в ходе реальных процессов требуется их сканирование, своевременные корректировки управления согласно изменяющимся условиям. Необходимо генерировать, транспортировать СП РМ и изменять в приводе РМ значения (детерминированные, стохастические, нечеткие, в т.ч., инвариантные) соответствующих начальных, конечных и граничных уравнений управлений конкретных РМ. Аналитические выражения для расчета краевых условий уравнений двигателя получены из решений алгебраических уравнений восьмой степени, описывающих статические режимы привода.

В общем случае возмущения, действующие на привод, на параметры его режима, представляют собой сумму большого числа независимых или слабо зависимых случайных величин, дисперсии которых малы по сравнению с дисперсией всей суммы. Изменения таких величин аппроксимируются законом нормального распределения [9]. При нормальном законе распределения значений длительности переходного процесса (Т) вероятность обеспечения заданного критерия качества регулирования, например, – максимального быстрогодействия, составляет

$$P\{T \leq |T|\} = \frac{1}{2\pi\delta_T} \int_0^{|T|} l^{-\frac{(T-m_T)^2}{\delta_T}} \alpha T = \Phi\left(\frac{-m_T}{\delta_T}\right) - \Phi\left(\frac{|T|-m_T}{\delta_T}\right),$$

а вероятность соблюдения при заданном критерии качества управления заданных ограничений

$$P\left[\left|\psi_{f\infty}^- \leq \left|\psi_{f\max}^- \right| / T = T_3\right] = \frac{1}{2} + \Phi \frac{\left|\psi_{f\max}^- - x_\mu m c_1 - m c_2 l^{-\frac{2T}{\alpha T_3}}\right|}{\sqrt{x_\mu^2 D c_1 + D c_2}},$$

где δ_T, m_T - соответственно среднее квадратическое отклонение и математическое ожидание T , Φ – табличное значение функции нормального распределения, C_3, C_4 – функции начального и конечного потокосцепления ротора ($\Psi_{f0}, \Psi_{f\infty}$), $\psi_{f\max}$ – допустимое значение потокосцепления ротора.

Исследования влияния параметров электроприводов на вероятностно-статистические характеристики критерия качества управления при нормальном законе распределения вероятностно-статистических характеристиках возмущений показали, что увеличение индуктивного сопротивления взаимной индукции (x_μ), сопротивлений рассеяния статора ($x\sigma_1$) и ротора ($x\sigma_2$) увеличивает эксцесс распределения потокосцеп-

ления ротора Ψ_f (крутизна кривой $f(\Psi_f)$ уменьшается), что положительно отражается на реализациях управления [10, 11].

Заключение

Функционирование элементов ГТЦ характеризуют многочисленные разнообразные по природе многокритериальные стохастические процессы, описываемые сложными временными зависимостями, недостаток информации о параметрах и показателях процессов и оборудования, уравнениях управляемого объекта и внешних воздействий.

При рассмотрении стохастических процессов в РМ допустим переход к детерминированным моделям их приводов. При этом система управления приводами РМ в ходе процессов должна осуществлять контроль, анализ и прогноз трансформаций во времени параметров процессов, подбор законов изменения контролируемых характеристик, при необходимости, пересчет констант в уравнениях реализаций управления.

Список литературы

1. Свентицкий И.И. Энергосбережение в АПК и энергетическая экстремальность самоорганизации. М., ГНУ ВИЭСХ, 2007/ – 366 с.
2. Рунов Б.А., Пильникова Н. В. Основы технологии точного земледелия. За рубежом и отечественный опыт. 2-е изд., исправ. и дополн. - СПб.: АФИ. - 120 с.
3. Мякишев Н., Сокиро А., Самойленко А. Регулируемые электропривод на комплексе стационарного обмолота. – Механизация и электрификация сельского хозяйства, 1990, №11, С. 15-16.
4. Мякишев Н., Сокиро А., Самойленко А. Электропривод питателя-дозатора и молотильно-сепарирующего устройства. – Техника в сельском хозяйстве, № 6, С. 37-38.
5. Королев В.А. Аспекты энергоэффективного управления процессами в агротехнологических системах – Альтернативная энергетика и экология, 2013, №2, ч. 1, С. 112-118
6. Загорский А.Е., Шакарян Ю.Г. Управление переходными процессами в электрических машинах переменного тока. – М.,1986.
7. Копылов И.П. Электромеханические преобразователи энергии. – М.: Энергия, 1973. – 400 С.
8. Загорский А.Е., Королев В.А. Оптимизация динамических режимов регулируемых электрических машин. - Электричество, №9, 1988, С. 65-69.
9. Кириллов П.В. Случайные уравнения. – Кишинев, 1982. Изд. «Штичица». – 124 с.
10. Бобожонов М.Қ, Эшмуродов З.О., Динамические процессы в электроприводах горных машин. «Проблемы информатики и энергетики» илмий-амалий журнал. 2016. № 4. С. 83-86.
11. Эшмуродов З.О., Бобожонов М.Қ. Способы снижения потерь энергии в электроприводах в переходных режимах «Проблемы энерго и ресурсосбережение» илмий - амалий журнал. 2016 й №1-2. 24-27 с.

ОТРАБОТКА ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПО СХЕМЕ ЛАВА-ЭТАЖ

ВАЛИЕВ Н. Г., ВАЖЕНИН Л.А., КОКАРЕВ К.В. ШИКШЕЕВ Н.В.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

В статье рассматриваются основные недостатки панельного способа подготовки, приводится обоснование применения отработки пологих угольных пластов по схеме лава-этаж. Описаны основные этапы подготовки и отработки пологих пластов по предлагаемой технологии.

Ключевые слова: лава-этаж, панельный способ подготовки, система разработки, срок строительства, перепробег угля.

PROCESSING OF THE SLOPING COAL SEAM BY HORIZON-FACE SCHEME

VALIEV N. G., VAZHENIN L. A., KOKAREV K. V., SHIKSHEEV N. V.

Ural State Mining University

The article discusses the main drawbacks of the panel method of preparation, provides the rationale for the use of mining of sloping coal seams by horizon-face scheme. The main stages of preparation and processing of sloping seams using the proposed technology are described.

Keywords: horizon-face, panel method of preparation, mining method, construction time, overmileage of coal.

В настоящее время при разработке пологих угольных пластов применяется панельный способ подготовки, который обладают рядом недостатков, такими как:

- длительный срок строительства шахты;
- большие сроки окупаемости капитальных вложений;
- большие затраты на поддержание горных выработок;
- многоступенчатость системы транспорта полезного ископаемого;
- значительный перепробег грузов от очистного забоя до дневной поверхности;
- значительные потери угля в охранных целиках.

С целью устранения проблем и неблагоприятных факторов, связанных с традиционным способом подготовки, предлагается альтернативный способ подготовки шахтного поля по схеме «лава-этаж» с быстрым вводом шахты в эксплуатацию, малым перепробегом угля из забоя до дневной поверхности, надежным проветриванием и небольшим количеством подготовительных выработок.

Принципиальная схема подготовки по предлагаемой технологии приведена на рис.1.

Система разработки по предлагаемой технологии - длинные столбы по простиранию по схеме лава-этаж. Шахтное поле по простиранию делится на участки с проведением промежуточных вскрывающих выработок для создания условий проветривания при проведении подготовительных выработок и в очистном забое. Способ управления кровлей - полное обрушение.

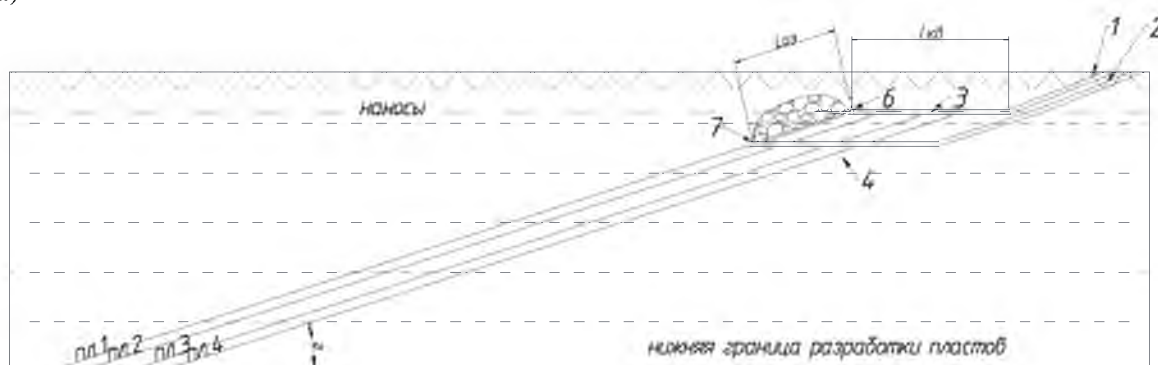
Способ вскрытия полезного ископаемого с помощью наклонных стволов (1,2) с поверхности. На проектной глубине стволы переходят в квершлаг (3,4) и далее проводятся подготовительные выработки. Подготовка этажа начинается с проведения монтажной камеры (5), далее вентиляционного (6) и конвейерного (7) штреков, параллель-

но проводятся вскрывающие промежуточные наклонные стволы (8,9) и промежуточные квершлагы (10,11). После завершения строительства этих выработок, очистной забой вступает в работу, проветривание лавы осуществляется через промежуточные вскрывающие выработки, одновременно с этим начинаются подготовительные работы на II участке, аналогично первому.

После отработки первого участка и проведения всех подготовительных работ на втором, очистной механизированный комплекс непрерывно, без демонтажа переходит на следующий участок.

Этот способ гораздо экономически выгоден и способен решить большинство недостатков, связанных с традиционным способом подготовки. Для этого необходимо провести сравнительный технико-экономический анализ применения панельного способа подготовки угольных пластов с предлагаемым.

а)



б)

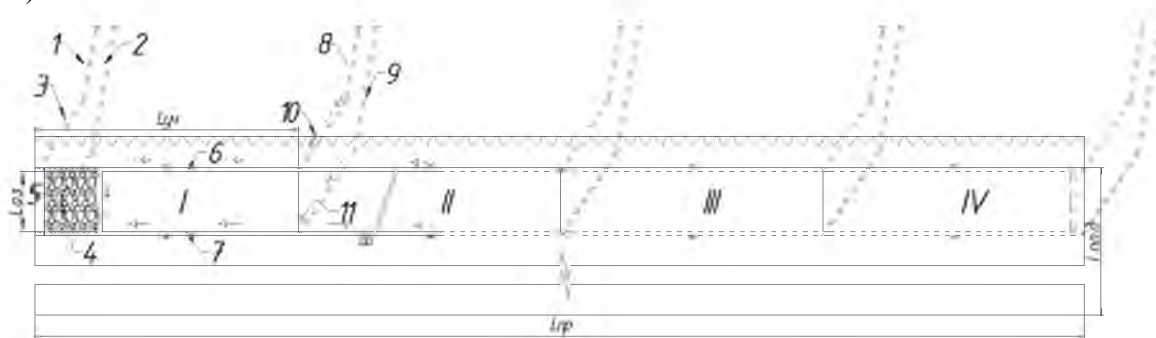


Рисунок 1 – Принципиальная схема подготовки по предлагаемой технологии:
а - поперечный разрез; б – план шахтного поля

Предлагаемая технологическая схема обладает такими достоинствами, как:

- быстрый ввод шахты в эксплуатацию;
- меньший объем строительства наземных зданий и сооружений, отсутствие необходимости в сооружении околоствольных дворов и приемных площадок;
- непрерывность транспортирования угля из очистного забоя до поверхности;
- обеспечение минимальных, экономически обоснованных потерь угля;
- обеспечение автономности работы очистного забоя благодаря полной конвейеризации;
- высокая безопасность и надежность за счет сокращения длины транспортирования и автономности работы каждого очистного забоя;

- возможность наращивания производственной мощности шахты за счет ввода дополнительных автономных забоев;

Предварительные расчеты показывают, что срок строительства шахты мощностью 3,0 млн.т в год по предлагаемой технологии уменьшается в 3 раза, а объем капитальных вложений меньше в 1,5 раза по сравнению с традиционным способом подготовки.

Список литературы

1. Корнилков В.Н. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Подземная разработка пластовых месторождений. Учебник для вузов. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005.-494 с.

2. Важенин Л.А. Математическое моделирование объектов и процессов горного производства. Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007 г.-364 с.

УДК 622.831

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ КАМЕРНО-ЦЕЛИКОВОГО ПОРЯДКА ОТРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ УДАРООПАСНОСТИ

ИВАНЧИН Е. А., ФЕДЮКОВ А. А., ЗАПРУДИН В. А.

Научно-исследовательский и проектный институт ОАО "Уралмеханобр"

Произведено прогнозное математическое моделирование выемки рудных тел в камерно-целиковом порядке отработки в условиях удароопасности, на отдельных участках Таштагольского месторождения, при первоочередном формировании в напряженном массиве защищенной зоны. Применение данного вида мероприятий по созданию защищенной зоны выполняется в соответствии с «Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам». Защищенная зона формируется путем выемки линии камер, расположенных по простиранию рудного тела в сплошном порядке. В качестве критерия для оценки эффективности применения мероприятий по созданию защищенной зоны и последующего использования камерно-целикового порядка отработки являлось изменение величины средних напряжений.

Ключевые слова: камерно-целиковый порядок отработки, математическое моделирование, напряженно-деформированное состояние, защищенная зона, средние напряжения.

POSSIBILITY OF THE APPLICATION OF ROOM-AND-PILLAR METHOD UNDER ROCKBURST CONDITIONS

IVANCHIN E. A., FEDYUKOV A. A., ZAPRUDIN V. A.

Ural Research and Design Institute OJSC "Uralmehanoobr"

Predictive mathematical modeling of ore body excavations accomplished in room-and-pillar method of mining under rock burst conditions in certain areas of the Tashtagol deposit during the initial formation of a protected zone in stressed area of rock mass. The use of this type of event to create a protected area is performed according Federal Norms and Rules of Industrial Safety Regulations on Safe Mining at Rockburst-Hazardous Deposits. Protected area is

formed by excavating a line of stopes positioned along the strike of the ore body in continuous manner. As a criterion for assessing the effectiveness of the application of events to create protected area and the subsequent use room-and-pillar mining method appears a change of average stresses.

Keywords: room-and-pillar, mathematical modeling, stress-strain state, protected area, average stresses.

В настоящее время в связи с развитием горнодобывающей отрасли, а также выбыванием уже имеющихся мощностей все чаще возникает необходимость интенсификации горных работ. Особенно остро стоит вопрос о интенсификации горных работ на месторождениях опасных по горным ударам. Данная проблема связана с тем, что в соответствии с действующими Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях склонных и опасных к горным ударам» [1] отработка запасов должна осуществляться в сплошном порядке без оставления в выработанном пространстве рудных целиков, которые будут являться концентраторами напряжений и склонны к хрупкому разрушению.

Однако применение сплошного порядка выемки приводит к значительному снижению темпов горных работ, низкой вовлеченности рудных площадей в отработку, значительным срокам существования выработок и дополнительными затратами, связанными с их поддержанием.

Одним из примеров решения задачи интенсификации горных работ в условиях удароопасности авторами данной статьи приводится предложенный порядок выемки на отдельных участках Таштагольского месторождения.

Таштагольское месторождение представлено разными по своей мощности рудными телами. Поэтому задачу увеличения производительности необходимо было решить, как для участков с мало мощными (Западный участок), так и мощными рудными телами (Восточный участок) при использовании камерной системы разработки с последующей закладкой.

Для снижения горизонтальных тектонических напряжений, действующих на месторождении, при отработке его запасов вариантами камерной системы разработки с закладкой при камерно-целиковом порядке, основным мероприятием является первоочередное формирование разгрузочной полосы или ленты, формируемой путем отработки линии камер, расположенных по простиранию в сплошном порядке. Применение данного вида мероприятий по созданию защищенной зоны выполняется в соответствии с «Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам» [1].

Очистную выемку запасов Западного участка в отметках -350/+70 метров было принято производить комбинированным способом, когда отработка осуществляется как в сплошном, так и в камерно-целиковом порядке. С учетом мощности рудных тел Западного участка, его запасы разбиты на камеры, располагающиеся по простиранию.

Порядок отработки принят следующим – сначала осуществляется отработка и последующая закладка камер в одном из рудных тел. Их отработка предполагается в сплошном порядке в пределах каждого подэтажа от центра к флангам. Первоначальная отработка камер одного из рудных тел в сплошном порядке позволяет осуществить разгрузку прилегающего массива от влияния высоких сжимающих горизонтальных напряжений. В пределах созданного защищенного участка влияние горизонтальных напряжений минимально, и таким образом появляется возможность отработки камерных запасов, расположенных в соседнем рудном теле камерно-целиковым порядком.

Поэтому, после отработки запасов первого рудного тела в сплошном порядке, начинается выемка камер, расположенных в другом рудном теле в камерно-целиковом порядке по схеме 1-2-1.

Для оценки изменения напряженно-деформированного состояния массива по предложенной схеме была создана математическая модель поэтапной отработки запасов методом конечных элементов в программе *Phase 2*, в качестве модели взят план подэтажа -265/-230 метров.

Основным критерием оценки оптимального порядка отработки при моделировании являлось изменение величины средних напряжений в процессе очистной выемки камер.

Величина средних напряжений определяется, как среднее арифметическое всех трёх компонент полного тензора напряжений [2]:

$$P = 1/3 * (\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z), \quad (1)$$

где σ_x – горизонтальные меридиональные напряжения;

σ_y – горизонтальные широтные напряжения;

σ_z – вертикальные напряжения.

Полученные результаты моделирования средних напряжений показали, что при первоочередной отработке в сплошном порядке одного рудного тела происходит значительное снижение высоких напряжений, образуя защищённую зону в районе соседнего рудного тела, что позволяет вести его выемку в камерно-целиковом порядке (рис 1).

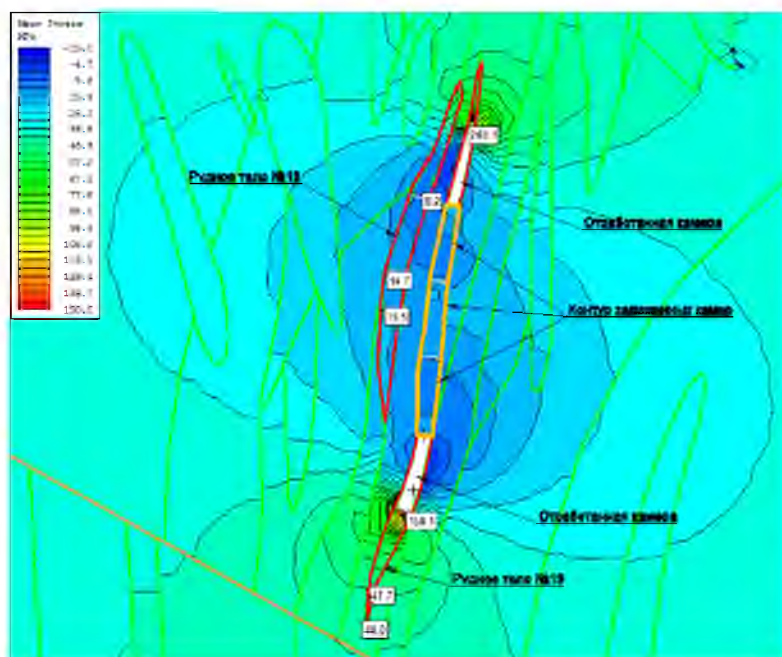


Рисунок 1 – Средние напряжения (МПа) на стадии развития горных работ в рудном теле №19 подэтажа -265/-230 метров

Схема оформления камер, расположенных по простиранию и размер защищенной зоны на Западном участке представлена на рисунке 2.

На Восточном участке было принято решение применить комбинированный способ отработки с разделением запасов на камеры, расположенные как по простиранию, так и вкрест простирания рудного тела.

Камеры, расположенные по простиранию, находятся вдоль висячего бока рудного тела. Остальные запасы на участке поделены на камеры, располагающиеся вкрест простирания.

Порядок отработки принят следующим – сначала осуществляются отработка и последующая закладка камер, расположенных по простиранию. Их отработка предполагается от одного фланга к другому в сплошном порядке.

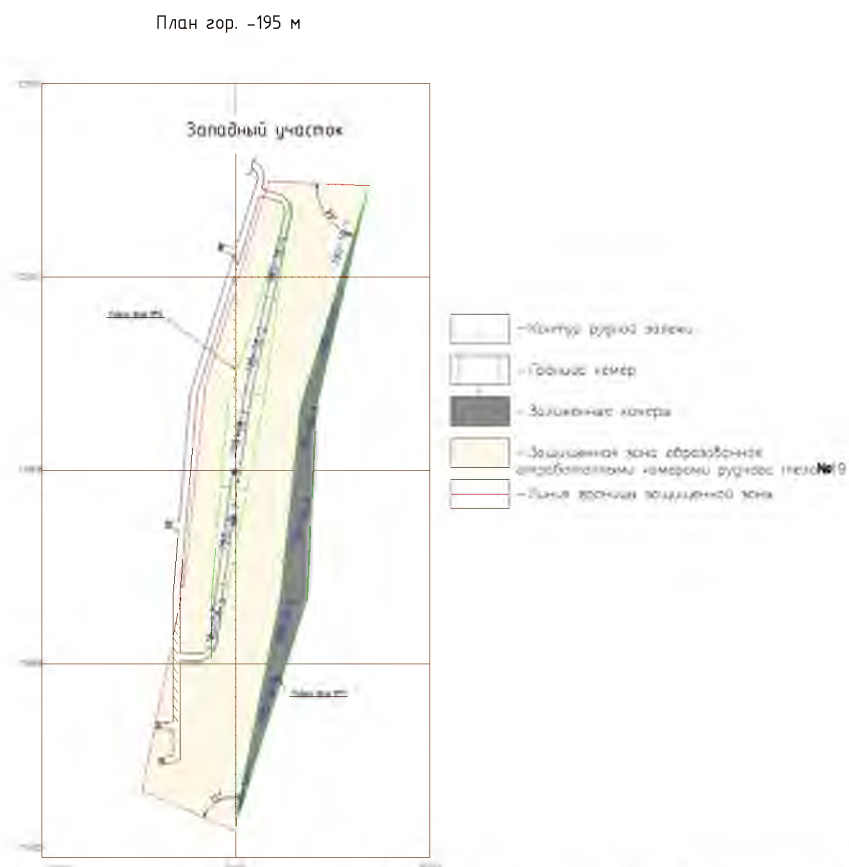


Рисунок 2 – Размер защищенной зоны на Западном участке образованной при первоочередной отработке одного из рудных тел в свите

Первоначальная отработка камер, расположенных по простиранию вдоль висячего бока позволяет осуществить разгрузку прилегающего массива от влияния высоких сжимающих горизонтальных напряжений. В пределах созданного таким образом участка влияние горизонтальных напряжений минимально, и таким образом появляется возможность отработки остальных камерных запасов, расположенных вкрест простирания в камерно-целиковом порядке по схеме 1-2-1. Участки камер, расположенных вкрест простирания, но не попадающих в защищенную зону, образованную от отработки камер, расположенных по простиранию следует также обрабатывать в сплошном порядке.

Анализ изменения средних напряжений выполнен на основе двумерного математического моделирования очистной выемки на различных стадиях отработки запасов Восточного участка в этаже -210/-280 м. В качестве модели был использован план горизонта -265 м.

Математическое моделирование показало, что при первоочередной выемке камер, расположенных по простиранию вдоль висячего бока залежи, происходит значительное снижение высоких напряжений, образуя защищенную зону в основном массиве

рудного тела, что позволяет вести его дальнейшую выемку в камерно-целиковом порядке (рис 3).

Схема оформления камер, расположенных по простиранию и размер защищенной зоны на Восточном участке представлены на рисунке 4.

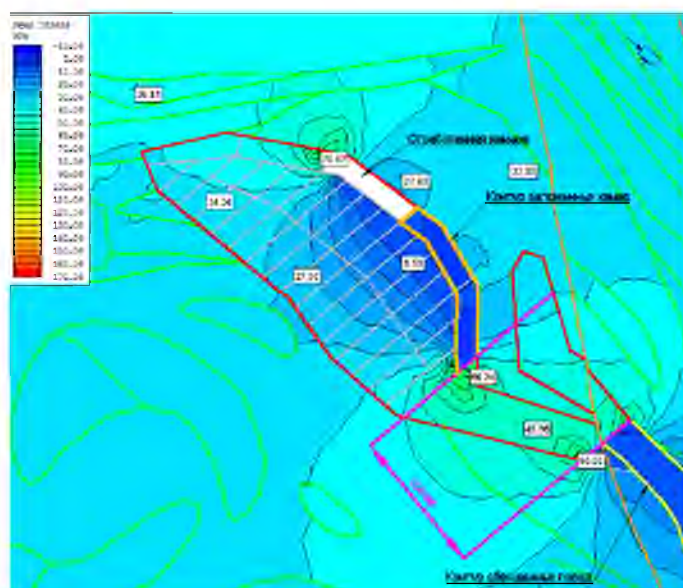


Рисунок 3 – Средние напряжения на момент начала горных работ камерной системой с закладкой в подэтаже -265/-230: выемка камер, расположенных по простиранию вдоль висячего бока рудного тела в сплошном порядке

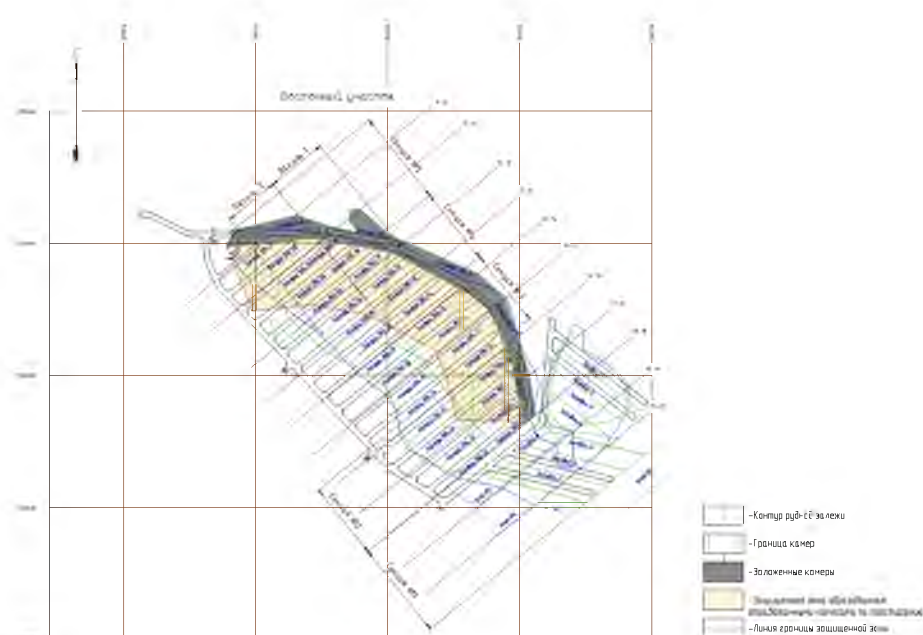


Рисунок 4 – Размер защищенной зоны на Восточном участке образованной при первоочередной отработке камер расположенных по простиранию рудного тела

По результатам моделирования отработки запасов Западного и Восточного участков можно сделать вывод о эффективности применения мероприятий по созданию защищенной зоны. Технологическая реализация данного мероприятия осуществляется

путем создания линии разгрузочных камер по простиранию залежи, обеспечивающих безопасное применение камерно-целикового порядка для отработки основных запасов рудного тела в условиях удароопасности. Применение данного мероприятия позволяет значительно увеличить вовлеченность рудных площадей в отработку и как следствие повысить производительность.

Список литературы

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях склонных и опасных по горным ударам». Серия 06. Выпуск 7. – М.: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014;

2. RockLab. Rock mass strength analysis using the Hoek-Brown failure criterion. User's Guide. Rockscience Inc., 2002. <http://www.rocscience.com/products/RocLab.asp>

УДК 66:504.064.47

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПО ЦИАНИРОВАНИЮ МАГНИТНЫХ ШЛИХОВ

ДМИТРИЕВ А. А.

ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К.Аммосова»

На основе исследования процесса цианирования шлихов на лабораторных установках доказан высокий коэффициент извлечения мелкого россыпного золота.

Ключевые слова: мелкое и тонкое золото, лабораторные испытания, россыпное золото, шлих.

LABORATORY TESTING FOR LEACHING OF MAGNETIC CONCENTRATES

DMITRIEV A. A.

Federal STATE "North-Eastern Federal University named after M. K. Ammosov»

On the basis of research of process of cyanidation of concentrates on laboratory installations the high coefficient of extraction of fine alluvial gold is proved.

Keywords: fine and fine gold, laboratory tests, placer gold, concentrate.

Потери золота при обогащении исходных песков обусловлены, как правило, неправильным выбором типа промывочного прибора или повышенным содержанием доли мелкого золота в россыпи. При правильном выборе типа и режима работы промывочного прибора определенное количество мелкого и тонкого золота концентрируется в концентрат первичного обогащения, в дальнейшем их значительная часть теряется в последующих операциях сокращения и доводки шлюзового концентрата. Это подтверждается высоким содержанием золота в отвальных песках съемки, в хвостах доводочных шлюзов и отходах обогащения при доводке шлихового концентрата. Доизвлечение золота из них путем дальнейшей глубокой переработки гравитационными методами является неэффективным. Опыт и практика увеличения выхода концентрата, организация контейнерной съемки и последующая переработка шлихового концентрата в специальных шлихообогащительных установках не подтвердило экономическую эффективность такого решения. Основной причиной неэффективности являются низкие показатели извлечения мелкого и тонкого золота на гравитационных аппаратах вследствие

достижения граничной крупности извлечения золота гравитационным способом на фоне снижения контрастности из-за преобладания тяжелых шлиховых минералов. Вместе с тем, повышенное содержание золота в подобных шлиховых концентратах от 2-10 г/м³ и возможность организации целенаправленного сбора, селективного складирования и накопления с последующей гидрометаллургической переработкой могут обеспечить создание дополнительных потенциальных источников увеличения объемов извлекаемого золота при относительно небольших затратах¹.

Определенное количество мелкого и уплощенного золота извлекается в концентрат первичного обогащения. Однако их значительная часть теряется в последующих операциях переработки концентрата. Это подтверждается высоким содержанием золота в отвальных песках съемки, в хвостах доводочных шлюзов и отходах обогащения при доводке шлихового концентрата. Доизвлечение золота из них путем дальнейшей глубокой переработки гравитационными методами является неэффективным из-за неизбежных потерь основной массы мелкого и тонкого золота. Увеличение же выхода концентрата для снижения потерь золота неприемлемо из-за необходимости использования комплекса ФГС-сепарации и больших транспортных расходов. Вместе с тем, организация целенаправленного сбора, селективного складирования и накопления, учета и контроля шлиховых отвальных продуктов обеспечила бы создание дополнительных потенциальных источников пополнения золота при относительно небольших затратах.

Одним из перспективных направлений переработки золотосодержащих шлиховых отвальных продуктов является химическое растворение золота. В отличие от рудного золота, пригодного для выщелачивания, процесс растворения россыпного золота имеет следующие неопределенные моменты, которые могут иметь влияние на эффективность процесса:

- относительно крупные размеры золота;
- высокий удельный вес шлиховых минералов;
- кинетика процесса растворения золота;
- реагентный режим;
- вредное влияние сопутствующих рудных минералов.

Принципиальную возможность извлечения золота из шлихов методом цианирования испытывали на пробах магнитных шлихов, полученных из хвостов отсадочного промприбора ПГБ-75 на магнитном шлюзе. Исходное содержание золота в магнитных шлихах по итогам пробирной плавки составило 16,0 г/т, по фазовому - 11,3 г/т. Из них 85,8% металла содержались в свободной фазе. Колебания содержания составили от 5,1 до 20 г/т. Результаты ситового анализа приведены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты ситового анализа золота в шлихе

№	Класс, мм	Выход, %	Содержание Au		Распределение Au, %
			г/т	г/т от исх.	
1.	+0,9	4,0	3,05	0,12	1,0
2.	+0,5	5,0	13,40	0,67	5,6
3.	+0,315	21,0	9,53	2,00	16,8
4.	+0,071	63,5	10,33	6,56	54,9
5.	-0,071	6,5	39,80	2,59	21,7
Итого:		100,0		11,94	100,0

¹ Способ извлечения мелкого золота: Патент РФ 2179071, МКИ В 03 В 5/70/ Ковлеков И.И., Дмитриев А. А. Заявл. 28.04.2000. Оpubл. 04.02.2002. Бюл. № 4.

Цианирование шлихов проводилось в лабораторных условиях в бутылочном агитаторе. Время цианирования - 24 часа. Концентрация NaCN – 0,2%, CaO - 0,02 %. Отношение Ж:Т в бутылочном агитаторе 2:1. Результаты испытаний представлены в таблице 2. Они свидетельствуют о высокой степени извлечения золота. Интенсивный переход золота в раствор происходит в первые 12 часов.

Таблица 2. Результаты цианирования шлихов в бутылочном агитаторе

№	Время, час	Содержание Au, г/т			Извлечение сквозное, %
		р-р	хвост	сумм.	
1.	12	7,04	1,3	8,34	84,4
2.	24	1,00	0,3	1,3	12,0
Итого:		8,04	0,3	8,34	96,4

Связанное золото в исходном магнитном шлихе содержится в размере до 14,2%. Для оценки степени вскрытия и его извлечения проводился эксперимент цианирования магнитных шлихов с измельчением по реагентному режиму извлечения рудного золота. Процесс измельчения был осуществлен в шаровой мельнице в течении 30 мин в растворе с концентрацией NaCN – 0,05 %, а CaO – 0,01 %. Дальнейший режим цианирования выдерживался при концентрации NaCN – 0,025 %, а CaO – 0,01%. Отношение Ж:Т при измельчении 1:1, при разгрузке и цианировании - 2:1. Через каждые 4 часа отбиралась проба на экспресс-анализ содержания золота. Процесс перехода золота в раствор показан на рис. 1. Баланс металла в продуктах обогащения приведен в таблице 3. Полученные результаты свидетельствуют о снижении извлечения по сравнению с процессом цианирования без измельчения. Возможно, это обусловлено относительно низкой концентрацией NaCN в растворе. Золото в раствор во время технологического цикла измельчения перешло в размере от 26,6 до 46,9 %. При этом доля связанного золота в твердом продукте снизилась до 6,5 %. Выхаживание мельницы после измельчения магнитных шлихов показало аккумуляцию золота в ней до 13 % от исходного содержания.

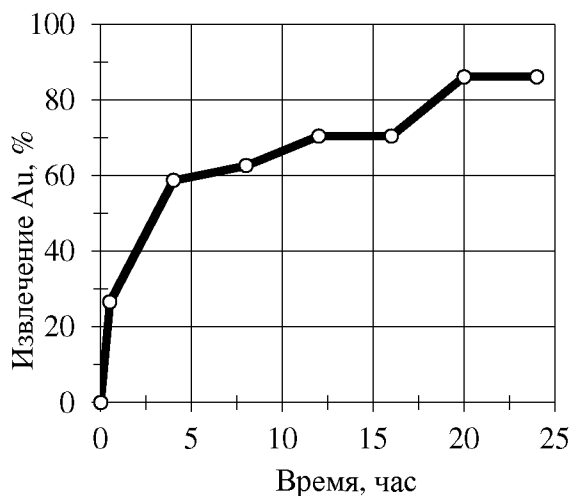


Рисунок 1 – Кинетика перехода золота в раствор

Таблица 3. Баланс металла в продуктах обогащения

№№ проб	Содержание Au, г/т			Извлечение, %
	р-р	хвост	сумм.	
1.	11,0	2,30	13,30	82,71
2.	11,0	1,10	12,10	90,91
3.	11,0	1,90	12,90	85,27
4.	11,0	1,77	12,77	86,30

Анализ содержания металлопримесей в растворе проводился после 12 часов цианирования. Результаты приведены в таблице 4. Относительно высокое содержание железа в растворе предопределено наличием железного скрапа и природных железосодержащих минералов в магнитном шлихе.

Таблица 4. Содержание металлопримесей в растворе

№	Наименование	Содержание, мг/л			
		Ag	Zn	Cu	Fe
1.	Бутылочный агитатор	0,2	0,85	0,7	10
2.	Конус	0,6	1,9	1,6	15
3.	Мельница	0,48	0,58	0,7	0,15

Исследования процесса цианирования шлихов на лабораторных установках показали достаточно высокий коэффициент извлечения мелкого россыпного золота. При этом установлено, что относительно крупный размер золотин и содержание вредных металлопримесей не являются существенным препятствием для интенсивного перехода золота в раствор.

УДК 622. 272

ИССЛЕДОВАНИЯ ОПТИЧЕСКИХ СВОЙСТВ УГЛЕЙ

ПОТАПОВ В. Я., ПОТАПОВ В. В., КУЗНЕЦОВ А. М.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

Фотометрический метод разделения углесодержащих формаций основан на использовании различий в оптических свойствах минералов и горных пород при их взаимодействии со светом. Наиболее легко оцениваемыми оптическими свойствами минералов являются цвет, блеск и прозрачность. Светочувствительные оптические системы фотоэлектронных сепараторов обычно используют какое-то одно из этих свойств. Данная работа посвящена оптическим характеристикам углей.

Ключевые слова: оптические свойства, признак разделения, минерал, порода, уголь.

RESEARCH OF OPTICAL PROPERTIES OF COALS

POTAPOV V. Y., POTAPOV V. V., KUZNETSOV A. M.

Ural State Mining University

The photometric method of separating carbon-containing formations is based on the use of differences in the optical properties of minerals and rocks when they interact with light. The most easily evaluated optical properties of minerals are color, brilliance and transparency. Photosensitive optical systems of photoelectronic separators usually use one of these properties. This work is devoted to the optical characteristics of coal.

Keywords: optical properties, separation feature, mineral, rock, coal.

Как правило, разделительным признаком для фотометрической сепарации является уровень отражательной способности (коэффициент отражения) минералов в видимом диапазоне спектра [400-750нм] или какой-либо его части, а также отношение уровней отражательной способности в различных областях спектра. Изучение отражательной способности минералов производится измерения диффузного отражения образцов минералов на спектрофотометрах СФ-10; СФ-14; СФ-18 [1-5].

Для исследований были отобраны породные и чистоугольные куски класса - 50+25мм. Основной задачей исследования являлось определение, в какой области спектра, разделяемые компоненты различаются наиболее значимо по коэффициенту отражения. Коэффициент отражения минералов зависит от формы волны.

Длина волны выбирается по следующему критерию: разность коэффициентов отражения компонентов на данной длине волны максимальна, ограничением являются участки длин волн в непосредственной близости от границ видимого диапазона. Так как на граничных длинах волн 400 и 750 нм фотометрируемая поверхность не видна, то во избежание погрешностей при измерении коэффициентов отражения образцов выбор длины волны для спектральных исследований в непосредственной близости от указанных нецелесообразен.

На рис.1 приведены усредненные спектры отражения частиц угля и породы для сырья, перерабатываемого тремя углеобогащительными фабриками: ЦОФ «Объединенной» АО «Челябинскуголь», ЦОФ Киевская АО «Донецк углеобогащение» и ОФ Карагандинского металлургического комбината [5].

Проведя анализ спектров (см рис. 1.), можно сделать следующие выводы:

Для всех рассмотренных продуктов разность между коэффициентами отражения компонентов возрастает с увеличением длины волны и достигает максимума на интервале длин волн 650-750нм, т.е. в красной части спектра. Поэтому дальнейшие спектрофотометрические исследования проведем на длине волны $\lambda = 650\text{нм}$.

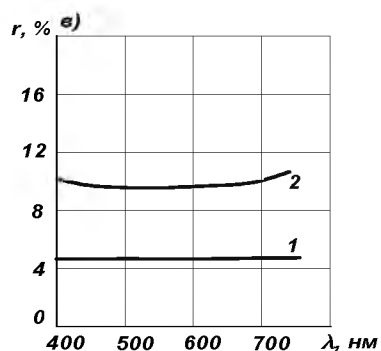
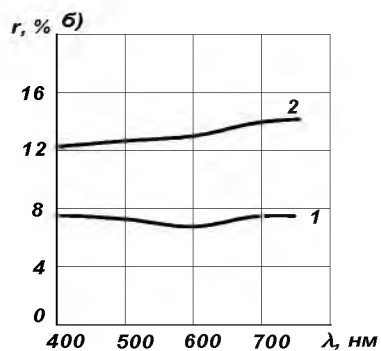
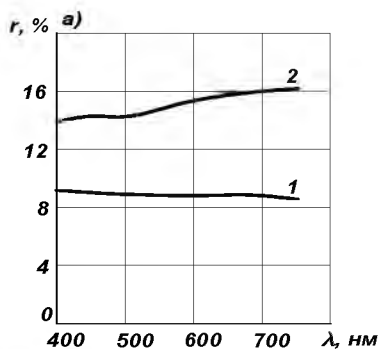


Рисунок 1. - Усредненные спектры диффузного отражения частиц угля -1 и породы -2, входящих в продукты обогащения следующих обогатительных фабрик:

а) ЦОФ «Объединенная», б) ЦОФ «Киевская», в) ОФ Карагандинского металлургического комбината (КМК)

Таким образом, куски угля по коэффициенту отражения могут быть идентифицированы. Различия в коэффициентах отражения угля и породы составляет 6-8%. На основная масса углей находится не в виде свободных угольных кусков, а в виде углесодержащих кусков, в которых содержание пород колеблется в широком диапазоне, частично совпадающим с диапазоном изменения коэффициентов отражения пород.

Проведенные спектрофотометрические исследования отдельных частиц показали, что коэффициент отражения частиц компонентов есть величина случайная. Кроме того, они позволяли получить распределения коэффициентов отражения частиц, которые обладают некоторыми общими и отличительными чертами.

В табл. 1 перечислены выборочные средние и среднеквадратичные отклонения выборки коэффициентов отражения частиц тех же компонентов.

Заметим, что исследования проводились с чистыми сухими образцами компонентов. Общим для всех продуктов является меньший разброс коэффициентов отражения частиц у полезных компонентов, чем у породных. Кроме того, почти у всех продуктов (за исключением ЦОФ «Киевская») гистограммы распределения коэффициентов отражения частиц накладываются друг на друга [2].

Распределения пересекаются, первая из особенностей объясняется более сложным и неоднородным составом породной части, которая свидетельствует: о невозможности 100 процентного распознавания вещественного состава частиц по их коэффициентам отражения.

Отличительными чертами распределений коэффициентов отражения частиц одноименных компонентов различных месторождений являются разные числовые значения выборочных средних и среднеквадратичных отклонений. Проверку гипотезы о нормальности распределения коэффициентов отражения частиц компонентов осуществим с помощью критерия χ^2 для 5% уровня (табл.1). Значимость различий теоретического и экспериментального распределений имеется у следующих компонентов порода ЦОФ «Березовская» при шихте типа 1 рис. 2 [5].

Таблица 1 - Выборочные средние и среднеквадратичные отклонения выборки коэффициентов отражения частиц компонентов на $\lambda = 650$ нм и проверка нормальности распределения коэффициентов отражения компонентов

Наименование		Выборочные средние отклонения, г, %	Среднеквадратичное отклонение выборки σ_p , %	Число измерений	Число степеней свободы, ϕ	χ^2 рассчитанное	χ^2 Табличное для уровня значимости 0,05
Месторождение или ЦОФ	Компонента						
ЦОФ «Киевская»	уголь	7,5	1,49	61	2	5,72	5,99
	порода	16,4	1,70	107	4	3,52	9,45
ЦОФ «Объединенная»	уголь	6,8	0,83	151	-	-	-
	порода	13,0	4,05	287	5	31,00	11,07
ОФ КМК	уголь	4,9	0,53	500	1	4,84	5,41
	порода	9,1	2,45	89	5	5,85	11,07
ЦОФ «Березовская» шихта типа I	уголь	4,4	0,69	500	-	-	-
	порода	8,4	1,7	906	2	-	5,99
ЦОФ «Березовская» шихта типа II	уголь	5,2	1,30	54	1	4,81	5,41
	порода	13,0	3,00	97	3	1,64	7,89

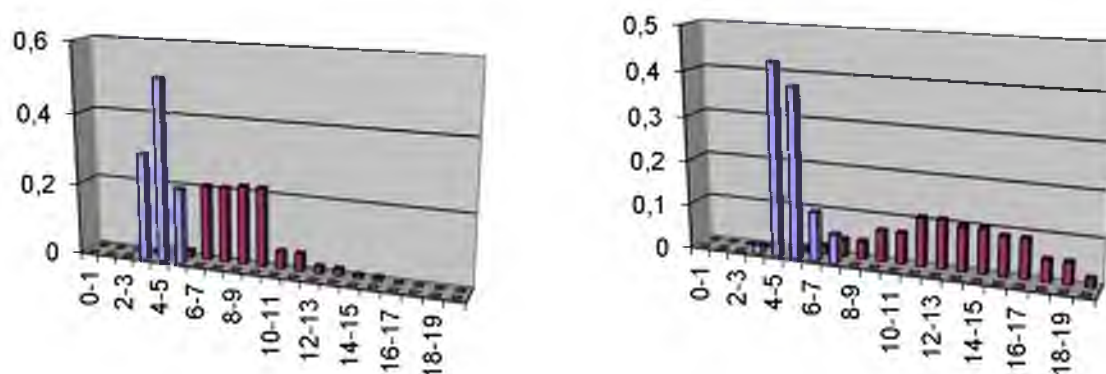


Рисунок 2 – Гистограммы распределения коэффициентов отражения частиц угля и породы ЦОФ «Березовская» при разной зольности шихтовок на $\lambda = 650$ нм

Значимость различий экспериментального и теоретического нормального распределений у первых двух из перечисленных компонентов объясняется большими объемами выборок и малым числом степеней свободы. В данном случае, поскольку теоретическое распределение найдено по экспериментальному, число степеней свободы находилось по формуле:

$$K = S - 3,$$

где – S число интервалов

Число интервалов нельзя было взять больше, так как коэффициент отражения измерялся с точностью до одного процента.

Оценка нормальности распределений коэффициентов отражений частиц для угля ЦО «Объединенная» и «Березовская» при шихте типа 1 не производилось, так как

число интервалов, на которое можно разбить массив данных равен трем, в то же время на систему наложено три связи [3].

При фотометрическом разделении углей на характер распределения коэффициентов отражения частиц компонентов может оказывать влияние или с поверхности кусков (при мокром обогащении), или ее загрязнение (при сухом обогащении).

Переменная влажность (при фотосортировке) или загрязненность влажных частиц устраняются путем обмывки частиц, (поток частиц пропускается через струю воды под давлением). Рассмотрим влияние смачивания поверхности частиц на распределения их коэффициентов отражения.

В табл. 2 приведены выборочные средние и среднеквадратичные отклонения выборки изученных угольных формаций при их промывке. Сравнение их с данными на в табл.1. показывает следующее: 1) у частиц всех компонентов снизились значения коэффициентов отражения; 2) увеличилось взаимное наложение гистограммы распределения у компонентов углеобогащительных фабрик и, как следствие, уменьшилась разность между средними значениями коэффициентов отражения, что убеждает в снижении точности разделения при фотометрическом разделении.

Загрязнение поверхности кусков происходит в процессе добычи полезных ископаемых, при транспортировке, дроблении и других предварительных операциях обогащения. Причинами загрязнения являются взаимное трение кусков друг о друга, закрепление пыли на поверхности кусков, образованной в результате разрушения минералов. Закреплению пыли может способствовать увлажнение поверхности кусков, вызванное, например, дождём или снегом. Пыль, покрывая поверхность кусков, изменяет оптические свойства данной поверхности. Поверхность кусков обычно покрывается пылью, получающейся в результате разрушения минералов, входящих в состав сырья. При загрязнении поверхности кусков взаимное истирание и запыление не оказывают эквивалентное влияние на оптическую характеристику поверхности.

Таблица 2 - Выборочные средние и среднеквадратичные отклонения выборки коэффициентов отражения смоченных частиц компонентов на $\lambda = 650$ нм

Наименование		Выборочные средние отклонения г, %	Среднеквадратичное отклонение выборки г, %
Месторождение или ЦОФ	компонента		
ЦОФ «Киевская»	уголь	5,00	1,06
	порода	7,30	2,10
ЦОФ «Березовская» шихта типа I	уголь	3,40	0,36
	порода	4,00	0,74
ЦОФ «Березовская» шихта типа II	уголь	3,65	0,70
	порода	6,00	2,50

Поскольку степень загрязненности кусков может меняться в процессе обогащения и различна у разных полезных ископаемых, невозможно получить однозначное распределение коэффициента отражения загрязненных частиц. Поэтому рассмотрим распределения для естественного загрязнения частиц. При этом измеряется коэффициент отражения частиц в том виде, в котором они отобраны фотометрическим разделением.

Влияние изменений шихтовки сырья перед обогащением на распределения коэффициентов отражения компонентов рассмотрим на примере Березовской ЦОФ (рис.2.). Изменение распределения коэффициентов отражения частиц угля при различ-

ных шихтовках несущественно, о том же говорит проверка однородности средних, осуществленная с помощью t-критерия ($t_{расч} = 2,0 < t_{табл} = 2,20$). Распределение коэффициентов отражения частиц породы при различных шихтовках значительно отличается друг от друга ($t_{расч} = 7,2 > t_{табл} = 2,20$). Очевидно, эта особенность должна быть учтена при оценке возможности фотометрической сортировки продуктов поступающих на ЦОФ «Березовская».

Необходимым условием применимости фотометрической сортировки к конкретным продуктам - является существенное различие средних значений коэффициентов отражения частиц компонентов. Проверку различия средних проведем с помощью критерия Стьюдента. В табл.3 приведены расчетные и табличные значения t для 5% уровня компонентов угольных продуктов причем, в сухом и влажном состоянии.

Незначимость различий между средними значениями указывает на неприменимость фотометрического метода для разделения данного продукта при данном состоянии частиц. Из табл. 3 видно, что невозможна фотометрическая сортировка продуктов Березовской ЦОФ, так как различия средних значений коэффициентов отражения частиц угля и породы во влажном виде при шихте 1 незначимы. Из таблицы видно, что в принципе сортировка продуктов Березовской ЦОФ возможна ,для этого частицы должны быть просушены.

Таблица 3. Проверка различий средних значений коэффициентов отражения частиц компонентов с помощью t – критерий (Стьюдента)

Наименование		Состояние поверхности частиц	Число степеней свободы	$t_{расч.}$	$t_{табл.}$
Месторождение или ЦОФ	компонента				
ЦОФ «Киевская»	уголь порода	сухая	6 8	8,60	2,145
ЦОФ «Объединенная»	уголь порода	“	5 9	10,00	2,145
ОФ КМК	уголь порода	“	4 11	3,50	2,131
ЦОФ «Березовская» шихта типа I	уголь порода	“	5	6,40	2,365
ЦОФ «Березовская» шихта типа II	уголь порода	“	4 6	11,60	2,228
ЦОФ «Киевская»	уголь порода	смоченная “	4 4	5,20	2,306
ЦОФ «Березовская» шихта типа I	уголь порода	“	2 4	1,63	2,447
ЦОФ «Березовская» шихта типа II	уголь порода	“	2 4	3,75	2,447
ЦОФ «Объединенная»	уголь порода	Естественное загрязнение	3 4	6,27	2,365

Естественная загрязненность частиц изученных продуктов не исключает возможности использования фотометрической сепарации, поскольку средние значения коэффициентов отражения частиц компонентов существенно отличаются друг от друга.

Таким образом, в результате проведенных спектрофотометрических исследований и последующего статического анализа доказана принципиальная возможность фотометрического разделения углесодержащих формаций, использование данного требует дополнительной подготовки поверхности сырья к обогащению, а это невозможно в условиях шахты.

Список литературы

1. Ревнивцев В.И. Фотоэлектронная сортировка - новый перспективный метод обогащения неметаллорудных полезных ископаемых (Обзор). - М.:ЦНИИТЭСТРОМ, 1968. - 36с.
2. Цыпин Е.Ф. Научные основы технологии предварительного обогащения минерального и техногенного сырья: Автореф. дис. ... д-ра техн. наук. - Екатеринбург, 2000г.- 44 с.
3. Потапов В.В. Исследование фракционного состава углесодержащих формации для задач предварительного обогащения // Материалы 10-й юбилейной международной научно-технической конференции: «Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья» 16.05.2005. - Екатеринбург: изд. АМБ, 2005. - С.258 - 262.
4. Применение фотометрических устройств для сортировки материалов. – Photometric sorting of gold reef. Mining Mag. - 1974. - № 5. – 402 с (англ.).
5. Цыпин Е.Ф. Некоторые вопросы фотометрического контроля качества продуктов обогащения: Дисс. ... канд. тех. наук. Свердловск, 1975.- 150с.

УДК 622.861

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ НА ОБЪЕКТАХ РУДНОЙ И НЕРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

КАЮМОВА А. Н., ХАРИСОВ Т. Ф.

ФГБОУ ВО Уральский государственный горный университет

Добыча полезных ископаемых наряду со строительством является одним из видов деятельности, где традиционно наблюдается высокий уровень производственного травматизма со смертельным исходом. В данной статье рассмотрены вопросы, связанные с обеспечением безопасности горных работ на объектах рудной и нерудной промышленности. Проанализированы данные об уровне смертельного травматизма на производстве для горной промышленности по состоянию на 2017 год: приведены основные причины и травмирующие факторы. В исследованиях сделан акцент на том, что значительная доля выявленных нарушений – более 60% приходится на подземные горные работы, количество смертельно травмированных людей в шахтах и рудниках почти в 3 раза больше, чем при разработке месторождения открытым способом. На основе обзора нормативно-методической документации сделан вывод о недостаточности имеющихся нормативных документов в области безопасности рудной и нерудной промышленно-

сти, о необходимости привлечения специализированных организаций для разработки технологических регламентов.

Ключевые слова: нормативная документация, опасный производственный объект, технологический регламент, горная промышленность, горные работы.

PRESENT STATUS OF INDUSTRIAL SAFETY FOR THE MINING INDUSTRY

KAIUMOVA A. N., KHARIISOV T. F.

Ural State Mining University

Mining is one of the activities where traditionally there is a high level of industrial injuries with fatal consequences. Questions connected with safety of mining operations are considered in this article. Data on the level of deadly traumatism on production for mining industry as of 2016 are analyzed: the main reasons and the injuring factors are given.

The research focuses on the fact that a significant proportion of the detected violations – more than 60% accounted for underground mining, the number of fatally injured people in mines is almost 3 times more than in the development of open-pit mines. The author concludes that the existing normative documents in the field of mining industry are insufficient on the basis of the review of normative and methodical documentation, about the need to involve specialized organizations for the development of technological regulations.

Keywords: standard documentation, hazardous production facility, technological regulation, mining industry, mining.

Одной из основных задач, решаемых Федеральной государственной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору в 2017 году, остается внедрение риск-ориентированного подхода в сфере федерального государственного надзора. Риск-ориентированный подход представляет собой метод организации и осуществления государственного надзора, при котором предусмотрен выбор интенсивности (формы, продолжительности, периодичности) проведения мероприятий по контролю и мероприятий по профилактике нарушения обязательных требований [1], который в свою очередь определяется классом опасности опасного производственного объекта (ОПО). Исходя из требований Федерального закона №116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов», объекты I класс опасности - объекты чрезвычайно высокой опасности; II класс опасности - объекты высокой опасности. Распределение ОПО по типам выработок и классам опасности представлено на таблице 1. По официальным данным, опубликованным в годовом отчете Федеральной государственной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2017 год, под надзором Уральского управления находится наибольшее количество ОПО в горнорудной и нерудной промышленности - 13 % от общего количества ОПО [2]. При планировании работы территориальных управлений Ростехнадзора на 2017 год основное внимание было уделено проведению контрольно-надзорных мероприятий в отношении опасных производственных объектов I класса опасности. Они составляют менее 3% от общего числа ОПО в отрасли (таблица 1).

В 2017 году объем добычи горной массы на опасных производственных объектах горной отрасли по сравнению с предшествующим отчетным периодом практически не изменился и составил 1 284,4 млн м³ (в 2016 году — 1 267,2 млн м³). В том числе:

- открытым способом — 1 207,6 млн м³ (в 2016 году—1 194,4 млн м³);

- подземным способом — 76,8 млн м³ (в 2016 году— 72,8 млн м³), объемы добычи горной массы увеличились на 5 %. [2].

Таблица 1 – Распределение ОПО по типам выработок по состоянию на 2017 год для объектов горнорудной и нерудной промышленности, включая объекты подземного строительства

Опасные производственные объекты по типам выработок	Итого	Классы опасности			
		I класс	II класс	III класс	IV класс
Объекты всего, в том числе	2435	70	534	1499	332
Подземные рудники (шахты)	163	63	100	—	—
Карьеры	1868	—	334	1208	326
Обогатительные, дробильно-сортировочные, агломерационные фабрики	291	—	—	291	—
Объекты подземного строительства	102	7	95	—	—
Объекты использования недр в целях, не связанных с добычей полезных ископаемых	11	—	5	—	6

Динамика объемов добычи горной массы, случаев аварийности и смертельного травматизма представлена на рисунке 1 [2].

По сравнению с 2016 годом, когда был достигнут минимальный за последние 15 лет уровень травматизма на опасных производственных объектах горнорудной отрасли, в 2017 году количество аварий сохранилось прежнем уровне, а случаев смертельного и группового травматизма увеличилось.

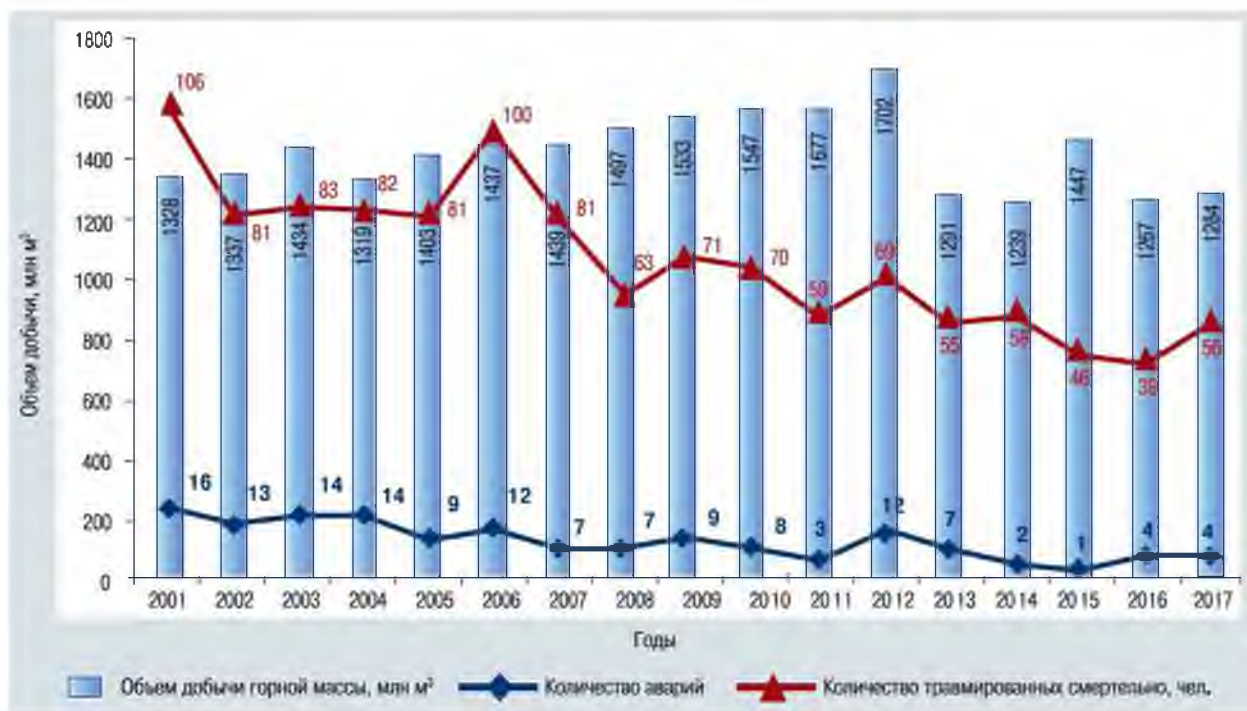


Рисунок 1 – Динамика объемов добычи горной массы, смертельного травматизма и аварийности за 2001–2017 гг.

Незначительный объем добычи полезных ископаемых подземным способом обусловлен большими капитальными и эксплуатационными затратами, связанными с особенностями залегания на большой глубине месторождения полезного ископаемого и опасными условиями труда. Количество несчастных случаев со смертельным исходом при подземных горных работах приведено в таблице 2 [3].

Таблица 2. Сведения о смертельном травматизме по видам работ в рудной, нерудной отрасли, подземном строительстве

Год	Количество несчастных случаев по видам работ							
	Открытые		Подземные		Дробильно-обогатительные фабрики		Итого	
	Чел.	%	Чел.	%	Чел.	%	Чел.	%
2011	15	25,5	33	55,9	11	18,6	59	100
2012	23	33,3	38	55	8	11,7	69	100
2013	18	32,7	33	60	4	7,3	55	100
2014	17	29,3	35	60,3	6	10,4	58	100
2015	9	19,6	37	80,4	-	-	46	100
2016	11	28,2	26	66,7	2	5,1	39	100
2017	13	23	38	68	5	9	56	100

Статистика показывает, что количество смертельно травмированных людей в шахтах и рудниках почти в 3 раза больше, чем при разработке месторождения открытым способом. Таким образом, работы в рудниках, шахтах на настоящий момент продолжают оставаться самыми опасными в горной отрасли, поэтому и внимание, уделенное безопасности проведения работ со стороны надзорных органов и научного сообщества должно быть повышенным (таблица 2).

По результатам проведенных технических расследований Федеральной государственной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору установлено, что причинами аварий в 2017 году явились: нарушение технологии ведения работ — в 50 % случаев от общего числа аварий; неудовлетворительная организация производства работ — в 25 %; низкий уровень производственного контроля — в 25 % случаев. Всего было зафиксировано 4 аварии на ОПО рудной, нерудной промышленности, 2 из них произошли на объектах I класса опасности, 2 аварии - 2 класса опасности. Все 4 аварии в 2017 году произошли на подземных рудниках и привели к гибели 12 человек.

Количество аварий по классам опасности объектов ведения горных работ распределилось следующим образом: на объектах I класса опасности произошло 2 аварии, на объектах II класса — 2 (таблица 3) [2]. Таким образом, все аварии произошли на объектах I и II класса опасности, к числу которых относятся менее 25 % от всех ОПО в рудной и нерудной промышленности.

Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору проведена работа по ранжированию причин возникновения аварий и несчастных случаев в горной промышленности. В результате выделено 5 причин аварий и несчастных случаев применительно к горной отрасли. Распределение причин возникновения аварий и несчастных случаев со смертельным исходом по результатам расследования представлено по годам в таблице 4. Сводные таблицы за последние года представлены на основании данных, размещенных на официальном сайте Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору [6].

Таблица 3. Распределение количества аварий по классам опасности ОПО для объектов рудной, нерудной промышленности по данным 2017 года

Классы опасности ОПО	2016	2017
I класс опасности	2	2
II класс опасности	1	2
III класс опасности	1	-
IV класс опасности	-	-
Итого	4	4

За 2015-2017 года значительно увеличилась доля причин и несчастных случаев в результате нарушения технологии производства работ и низкого уровня производственного контроля. По сути дела, производственники либо не знают этих требований безопасности, либо, зная требования безопасности, указанные в инструкциях, их не соблюдают, а руководство не контролирует выполнение требований безопасности. На шахте имеется четкое определение основных технологических процессов, на каждый из которых разрабатывается технологический регламент. Наличие регламента производственного процесса - это не новшество, а главное требование для обеспечения безопасности проведения работ.

Ранее действующие «Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом» (ЕПБ) трактовали четко порядок разработки и утверждения технической документации на работы по проходке и креплению: п.47 «Для каждого производственного процесса в организациях, осуществляющих данный вид деятельности, разрабатывается, согласовывается и утверждается в установленном Госгортехнадзором России порядке обязательный к исполнению технологический регламент».

Таблица 4. Распределение причин аварий и несчастных случаев в горной промышленности 2012-2017 гг.

Причины аварии, несчастного случая	Распределение причины аварий и несчастных случаев по результатам расследований, %					
	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Нарушения технологий производства работ	12	8	11	40	32	22
Неудовлетворительная организация производства работ	40	42	52	27	27	29
Низкий уровень производственного контроля	25	19	24	16	32	32
Нарушение трудового распорядка и дисциплины труда	18	24	9	13	7	15
Низкий уровень знаний требований норм и правил безопасности	5	7	4	4	2	2
Всего	100	100	100	100	100	100

В продолжении требований ЕПБ, действующих до 2014 года, об обязательной разработке, согласовании и утверждении в установленном порядке для каждого технологического процесса при разработке месторождений подземным способом технологического регламента в 2003 году появились РД 06-627-03 «Методические рекомендации о порядке разработки, согласования и утверждения регламентов технологических про-

изводственных процессов при ведении горных работ подземным способом» [5]. В этом документе есть требования, что в регламенты рекомендуется включать меры, выполнение которых направлено на обеспечение безопасной работы шахт на всех стадиях производственных процессов при полном соответствии их содержания принятым проектным решениям для объектов горных работ, прогрессивным методам и схемам организации работ, разрабатываемым для обеспечения безопасного выполнения работ, с учетом отечественного и зарубежного опыта. Но этот документ носит рекомендательный характер, поэтому технологические регламенты не разработаны на шахтах и рудниках [4]. Если ранее его согласовывали Госгортехнадзором России, то сейчас эти полномочия отсутствуют, что сказывается на качестве, оперативности и актуальности разработки этого важного для обеспечения безопасности документа.

С 17 марта 2019 года вступают в действие изменения к ФНиП «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых», относительно п.25, регламентирующего обязательную разработку регламентов технологических процессов на каждый производственный процесс [3]. В соответствии с этими изменениями, состав регламентов производственных процессов должен содержать:

- сведения о принятых проектных решениях,
- специфику и особенности организации выполнения основных и вспомогательных производственных процессов в каждом структурном подразделении объекта,
- требования к порядку эксплуатации и ремонту технических устройств, применяемых в конкретном технологическом производственном процессе,
- порядок и последовательность выполнения конкретных технологических операций,
- мероприятия по обеспечению контроля за производственными процессами, промышленной и пожарной безопасностью, недопущению и предотвращению аварий, инцидентов, случаев травматизма и утрат взрывчатых материалов, установленного режима вентиляции.

Новые требования к составу разработаны для следующих технологических производственных процессов в организациях, эксплуатирующих ОПО ведения горных работ и обогащения полезных ископаемых:

- проходка вертикальных горных выработок (шахтные стволы),
- проходка горизонтальных и наклонных горных выработок,
- ведение очистных работ,
- эксплуатация шахтных подъемов,
- проветривание горных выработок,
- эксплуатация и ремонт технологического транспорта,
- противопожарная защита горных выработок (шахты),
- защита шахты от затопления и охрана объектов на дневной поверхности от вредного влияния горных работ,
- ведение закладочных работ,
- обращение со взрывчатыми материалами промышленного назначения,
- ведение вскрышных и добычных работ,
- пылегазоподавление и проветривание карьеров, радиационная безопасность,
- эксплуатация и ремонт технологического транспорта,
- защита от затопления,
- транспортировка, дробление и сортировка полезного ископаемого,
- обогащение полезных ископаемых,
- хранение, приготовление, транспортировка и использование химических веществ и реагентов.

В настоящее время для повышения безопасности горных работ появились минимально необходимые требования к составу регламентов производственных процессов. В целях уменьшения числа аварий и несчастных случаев на производстве собственникам горных предприятий предстоит пересмотреть имеющуюся локальную документацию по вопросам промышленной безопасности на предмет наличия регламентов на все производственные технологические процессы, при отсутствии таковых необходимо запланировать разработку отсутствующих регламентов. В правилах нет требований кто должен разрабатывать регламенты. В этом случае в роли разработчика может выступить и само предприятие, и специализированные организации. У специализированных научных организации имеется большой опыт разработки регламентов, они обладают кадрами высокой квалификации, могут применить инновационные разработки современности. Опыт и компетенции производителей также должны быть на соответствующем уровне, для утверждения и введения в действие предложенных к применению регламентов.

В нашем случае, исходя из опыта разработки регламентов, в обязательном порядке следует применять предложенные изменения в ФНиП [3], относительно содержания регламентов, но обратить внимание, что сложные технологические регламенты нуждаются в более глубокой научной проработке. Причины крупных аварий в рудной и нерудной промышленности, имеющиеся в настоящее время определены и проанализированы. Предложены конкретные меры для уменьшения количества аварий, к сожалению, основанные на полученных уроках. Одним из них является разработка действующих технологических регламентов, что позволяет повысить уровень безопасности горного производства.

Исследования выполнены в рамках Госзадания № 0405-2019-0007.

Список литературы

1. Федеральный закон от 26.12.2008 N 294-ФЗ "О защите прав юридических лиц и индивидуальных предпринимателей при осуществлении государственного контроля (надзора) и муниципального контроля"
2. Годовой отчет о деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору в 2017 году. Электронный ресурс. Режим доступа http://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отче...
3. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых" утв. Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 N 599
4. Перечень типовых нарушений обязательных требований в сфере компетенции Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору. Электронный ресурс. Официальный сайт Ростехнадзора. Режим доступа <http://www.gosnadzor.ru/public/Reform%20of%20НС8/Перечень%20типовых%20нарушений%20обязательных%20требований.docx>
5. РД 06-627-03 «Методические рекомендации о порядке разработки, согласования и утверждения регламентов технологических производственных процессов при ведении горных работ подземным способом».
6. Ежегодные отчеты о деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору 2004-2017 гг. Официальный сайт. Режим доступа http://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/

УДК 622.684:629.3

ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ГЛУБИНЫ ПЕРЕХОДА НА ВСКРЫТИЕ КРУТОНАКЛОННЫМИ АВТОСЪЕЗДАМИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРОВ

ЛЕЛЬ Ю. И., ИСАКОВ С. В., ГЛЕБОВ И. А., БУДНЕВ А. Б.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

Разработана методика расчета оптимальной глубины перехода на крутонаклонное вскрытие при разработке кимберлитовых карьеров. Установлены закономерности изменения приведенных затрат на разработку в зависимости от глубины перехода на крутонаклонное вскрытие. Установлено, что оптимальная глубина перехода имеет достаточно устойчивый характер, составляя 54–60 % от проектной глубины карьера. Предложен аналитический метод расчета объема дополнительного разноса бортов карьеров и углов откоса нерабочих бортов при крутонаклонном вскрытии.

Ключевые слова: карьер, уклон спиральной трассы, разнос бортов, полноприводной автосамосвал, глубина перехода, мощность рудного тела, приведенные затраты.

A STUDY OF THE OPTIMAL DEPTH OF THE TRANSITION TO THE AUTOPTSY STEEPLY INCLINED AUTOSHUTTLE IN THE DEVELOPMENT OF KIMBERLITE OPEN PITS

LEL Y. I., ISAKOV S. V., GLEBOV I. A., BUDNEV, A. B.

Ural state mining University

The developed method of calculation of the optimal depth of the transition to the high-angle showdown in the development of kimberlite open pits. The regularities of changes in the given development costs depending on the depth of transition to a steep-slope opening are established. It was found that the optimal depth of the transition is quite stable, amounting to 54-60 % of the design depth of the quarry. The proposed analytical method of calculating the amount of additional dressing of pit and angle of the slope outside of the sides in steeply inclined opening.

Keywords: quarry, the slope of the spiral route, the separation of the sides, four-wheel drive dump truck, the depth of the transition, the power of the ore body, the given costs.

В последние годы прослеживается тенденция отхода от традиционного открыто-подземного способа разработки коренных месторождений алмазов, расположенных в криолитозоне. Это связано с увеличением потенциала открытых горных работ за счет внедрения новых технологических решений по вскрытию и отработке месторождений, современного горно-транспортного оборудования с новыми техническими возможностями и роботизации основных технологических процессов [1-3].

Одним из таких технологических решений при обработке кимберлитовых карьеров является переход с определенной глубины на вскрытие крутонаклонными автосъездами при использовании полноприводных шарнирно-сочлененных автосамосвалов (ШСС) [4]. Основные преимущества шарнирно-сочлененных автосамосвалов заключаются в использовании крутонаклонных съездов (i до 25... 30 %) и транспортных берм меньшей ширины по сравнению с автосамосвалами с колесной формулой 4×2, что позволяет увеличить углы наклона нерабочих бортов карьера, сократить дополнительный объем вскрыши от размещения транспортных коммуникаций и повысить экономические показатели открытого способа разработки. Технологическая схема перехода на крутонаклонное вскрытие представлена на рис. 1.

Нерабочий борт карьера отстраивается по линии ECO , причем верхняя часть нерабочего борта карьера отстраивается под углом γ_1 , соответствующим применению автосамосвалов с колесной формулой 4×2 и уклону автосъездов i_1 , а нижняя часть CO – под углом γ_2 , соответствующим применению полноприводных автосамосвалов и уклону автосъездов i_2 ($i_2 > i_1$).

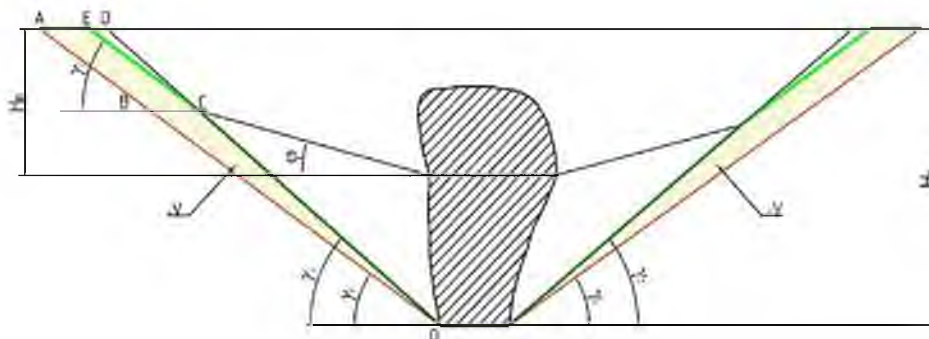


Рисунок 1 – Технологическая схема перехода на крутонаклонное вскрытие:

H_k – конечная (проектная) глубина карьера; γ_2, γ_1 – углы откоса нерабочего борта соответственно при уклоне вскрывающих выработок i_2 и i_1 ($i_2 > i_1$); H_n – глубина перехода на крутонаклонное вскрытие; ϕ – угол откоса рабочего борта карьера; ΔV – сокращение объема разноса бортов карьера от размещения транспортных коммуникаций

При определении оптимальной глубины перехода на вскрытие крутонаклонными автосъездами важное значение имеет расчет дополнительного разноса нерабочих бортов карьера от размещения транспортных коммуникаций. Обычно на практике строятся объемные модели карьеров в системе AutoCAD с различным уклоном вскрывающих выработок, рассчитываются объемы вскрыши в конечных контурах карьера и производится сравнение этих объемов. Однако такой метод является весьма трудоемким для установления основных закономерностей перехода на крутонаклонное вскрытие. В этом случае лучше использовать аналитические методы расчета. Анализ современных методов расчета дополнительного разноса бортов от размещения автотранспортных коммуникаций показывает, что наиболее приемлемым для горнотехнических условий кимберлитовых карьеров при вскрытии крутопадающих рудных тел округлой формы спиральными автосъездами является аналитический метод, разработанный в Криворожском горнорудном институте [5]. Дополнительный объем разноса бортов от размещения автотранспортных коммуникаций ($V, м^3$) при спиральной форме трассы определяется по формуле

$$V = \frac{BH_k^2}{2i} K_T, \quad (1)$$

где B – ширина транспортной бермы, м; H_k – глубина карьера, м; i – уклон спиральной трассы, доли ед.; K_T – коэффициент, учитывающий дополнительное увеличение объема горных работ, обусловленное необходимостью разноса бортов карьера для размещения системы спиральных съездов при вскрытии новых горизонтов, ед.

$$K_T = \frac{\left[(H_k + r_0 \operatorname{tg} \gamma)^2 + (H_k + r_0 \operatorname{tg} \gamma) B \operatorname{tg} \gamma \right] \ln \left(1 + \frac{H_k}{r_0 \operatorname{tg} \gamma} \right) - \frac{H_k^2}{2} - H_k \operatorname{tg} \gamma (r_0 + B)}{H_k^2}, \quad (2)$$

где r_0 – радиус дна карьера, м; γ – среднее значение угла откоса нерабочих бортов карьера, град.

Основным недостатком рассматриваемого метода является то, что в формуле (2) используется уже известное значение угла откоса нерабочего борта (γ). В то же время угол γ определяется конструкцией нерабочего борта и зависит от уклона спиральной трассы (i), ширины транспортной бермы (B), количества витков спиральной трассы (n_b), высоты уступа (h_y) и других факторов. Угол откоса нерабочего борта является также контролируемым параметром и не должен превышать значения, установленного по условиям устойчивости. При этом учитываются следующие физико-механические свойства горных пород: плотность, угол внутреннего трения, сцепление в образце и коэффициент структурного ослабления в массиве.

Среднее значение конструктивного угла нерабочего борта карьера определяется по формуле

$$\operatorname{tg} \gamma = \frac{H_k}{\left(\frac{H_k}{h_y} - 1 \right) b_0 + n_b B + H_k \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (3)$$

где h_y – высота нерабочего уступа, м; b_0 – ширина бермы безопасности, м; n_b – среднее количество витков спиральной трассы; α – угол откоса нерабочего уступа, град.

В свою очередь согласно [5]

$$n_b \approx \frac{\operatorname{tg} \gamma}{2\pi i} \ln \left(1 + \frac{H_k}{r_0 \operatorname{tg} \gamma} \right). \quad (4)$$

Подставив выражение (4) в формулу (3) и обозначив $x = \operatorname{tg} \gamma$; $a = B/2\pi i$; $c = (H_k/h_y - 1)b_0 + H_k \operatorname{ctg} \alpha$; $d = H_k$, получим уравнение

$$ax^2 \ln \left(1 + \frac{b}{x} \right) + cx - d = 0. \quad (5)$$

После преобразования получим

$$\left(1 + \frac{b}{x} \right)^{ax^2} = e^{d-cx}. \quad (6)$$

Данное уравнение решается графически путем нахождения точки пересечения графиков двух функций

$$\begin{cases} f(x) = \left(1 + \frac{b}{x} \right)^{ax^2}; \\ f(x) = e^{d-cx}. \end{cases} \quad (7)$$

Таким образом, задавая исходные данные H_k , h_y , B , i , r_0 , α , графически определяя $\operatorname{tg} \gamma$, находится значение K_T и объем дополнительного разноса бортов карьера (V) по формулам (1), (2).

Критерий выбора оптимальной глубины перехода на крутонаклонное вскрытие можно записать следующим образом [6]

$$Z = \sum_{t=0}^T (\mathcal{E}_t + K_t) \frac{1}{(1+E)^t} \rightarrow \min, \quad (8)$$

где Z – сумма приведенных затрат за период оптимизации млн. руб.; T – горизонт расчета (срок эксплуатации карьера), лет;

$$T = t_3 - t_{II}, \quad (9)$$

t_3 – год, в котором осуществляются затраты; t_{II} – год, к которому приводятся затраты; \mathcal{E}_t – эксплуатационные затраты по варианту на t -ом шаге расчета, млн. руб.; K_t – капитальные затраты на t -ом шаге расчета, млн. руб.; E – норма дисконта, доля ед. ($E = 0,11$).

При расчете эксплуатационных затрат учитываются только те затраты, которыми отличаются рассматриваемые варианты перехода. К таким затратам следует отнести эксплуатационные затраты на выемку вскрышных пород, поскольку варианты отличаются объемами вскрыши, и эксплуатационные затраты на транспортирование горной массы автосамосвалами. Следует отметить, что при внедрении полноприводных автосамосвалов происходит изменение затрат в смежных технологических процессах (экскавация, строительство и содержание автодорог и др.). Вместе с тем, как показывает анализ, эти изменения находят в пределах точности оценки и для задачи определения оптимальной глубины перехода ими можно пренебречь.

$$\mathcal{E}_t = \mathcal{E}_{Вt} + \mathcal{E}_{Тt}, \quad (10)$$

где $\mathcal{E}_{Вt}$ – эксплуатационные затраты на выемку вскрыши по рассматриваемому варианту на t -ом шаге расчета, млн. руб.; $\mathcal{E}_{Тt}$ – эксплуатационные затраты на автотранспорт по рассматриваемому варианту на t -ом шаге расчета (в t -ом году), млн. руб.

Эксплуатационные затраты на выемку вскрыши в t -ом году по рассматриваемому варианту перехода

$$\mathcal{E}_{Вt} = C_B k_B V_{Вt}, \quad (11)$$

где C_B – себестоимость вскрыши в базовом (2018 г.) году за исключением эксплуатационных затрат на автотранспорт, руб/м³ (см. таблица); k_B – коэффициент, учитывающий влияние глубины карьера на увеличение себестоимости вскрыши по отношению к базовому варианту [6]; $V_{Вt}$ – объем выемки вскрыши в t -ом году по рассматриваемому варианту перехода на крутонаклонное вскрытие, м³.

Эксплуатационные затраты на автомобильный транспорт в t -ом году по рассматриваемому варианту перехода

$$\mathcal{E}_{Тt} = C_A k_A Q_{Тt}, \quad (12)$$

где C_A – себестоимость транспортирования горной массы принятой моделью автосамосвала в базовом году, руб/ткм; k_A – коэффициент, учитывающий влияние изменения горнотехнических условий эксплуатации автотранспорта в t -ом году на себестоимость транспортирования по отношению к базовому варианту; $Q_{Тt}$ – грузооборот автотранспорта в t -ом году, ткм.

При расчете капитальных затрат (K_t) учитывали затраты на приобретение автосамосвалов различных моделей с учетом изменения грузооборота автотранспорта. Оптимальная глубина перехода на крутонаклонное вскрытие определялась методом экономико-математического моделирования на примере гипотетического карьера с горнотехническими условиями, максимально приближенным к условиям кимберлитовых карьеров АК «АЛРОСА» (ПАО). Исходные параметры для моделирования представлены в таблице.

Исходные параметры для моделирования

Параметры	Значения
<i>Постоянные параметры</i>	
Конечная глубина карьера H_k , м	700
Высота нерабочего уступа h_y , м	30
Уклон откоса нерабочего уступа α , град.	65
Модели и грузоподъемность автосамосвалов, т:	
в зоне традиционной схемы вскрытия	CAT-777D (91 т)
в зоне крутонаклонного вскрытия	CAT-745C (41 т)
Ширина транспортных берм (B , м) для автосамосвалов:	
CAT-777D	27,1
CAT-745C	10,1
Уклон спиральных автосъездов при эксплуатации CAT-777D i , доли ед.	0,08
Угол откоса рабочего борта карьера φ , град.	21,8
Скорость углубки карьера h_r , м/год	25
Плотность руды γ_p , т/м ³	2,2
Плотность вскрыши γ_v , т/м ³	2,5
<i>Варьируемые параметры</i>	
Уклон спиральных автосъездов при эксплуатации CAT-745C i , доли ед.	0,12/0,20/0,30
Диаметр дна карьера (мощность рудного тела) M , м	100/250/400
Глубина перехода на крутонаклонное вскрытие H_n , м	250/300/400/500/600
<i>Экономические данные</i>	
Себестоимость:	
вскрыши в базовом году C_v , руб/м ³	343
транспортирования автосамосвалами CAT-777D в базовом году C_{a1} , руб/ткм	17,6
транспортирования полноприводными автосамосвалами CAT-745C в базовом году для уклонов 0,12/0,20/0,30 C_{a2} , руб/ткм ...	22,4/26,9/29,6
перегрузки горной массы C_n , руб/м ³	40
Балансовая стоимость автосамосвалов K , млн. руб.:	
CAT-777D	38,5
CAT-745C	32,0

Диапазон изменения радиуса для карьера (мощности рудного тела) был принят по реальным параметрам карьеров, разрабатываемых АК «АЛРОСА» (ПАО).

В результате моделирования установлено, что наибольшее влияние на объем дополнительного разноса бортов карьера от размещения транспортных коммуникаций оказывает ширина и уклон автосъездов. Ввиду ограниченной грузоподъемности полноприводных автосамосвалов (до 40–45 т) основное влияние на объем дополнительного разноса будет оказывать уклон спиральных автосъездов. При увеличении мощности рудного тела от 100 до 400 м влияние уклона снижается, что объясняется сокращением количества витков спиральной трассы. Так, при уклоне 8 % и глубине карьера 700 м при увеличении мощности рудного тела со 100 до 400 м объем дополнительного разноса бортов сокращается с 339,8 до 223,1 млн. м³ (на 106,7 млн. м³), а при уклоне авто-

съездов 30 % объем сокращается на 20,6 млн. м³, т. е. в 5 раз меньше. Таким образом эффективность крутонаклонного вскрытия также снижается с увеличением мощности рудного тела, что подтверждается экономическими расчетами.

Установлено, что эффективность перехода на вскрытие крутонаклонными автосъездами, оцениваемая снижением приведенных затрат на разработку месторождения, зависит от уклона вскрывающих выработок, сокращения объема разноса бортов карьера, мощности рудного тела, себестоимости вскрышных работ, себестоимости транспортирования горной массы полноприводными автосамосвалами и автосамосвалами с колёсной формулой 4×2, а также их соотношения. На рис. 2 представлены закономерности снижения приведенных затрат на разработку по сравнению с базовым вариантом от уклона вскрывающих выработок и мощности рудного тела при переходе на крутонаклонное вскрытие.

За базовый вариант принят вариант разработки карьера глубиной 700 м автосамосвалами САТ-777D (91 т) при уклоне вскрывающих выработок 8 % (см. таблицу). При внедрении полноприводных автосамосвалов и увеличении уклона с 12 до 30 % при мощности рудного тела 100 м затраты сокращаются на 30–33 %, а при мощности рудного тела 400 м сокращение составит 22–25 %. Таким образом в первую очередь внедрение крутонаклонного вскрытия рекомендуется на кимберлитовых карьерах при разработке рудных тел небольшой мощности.

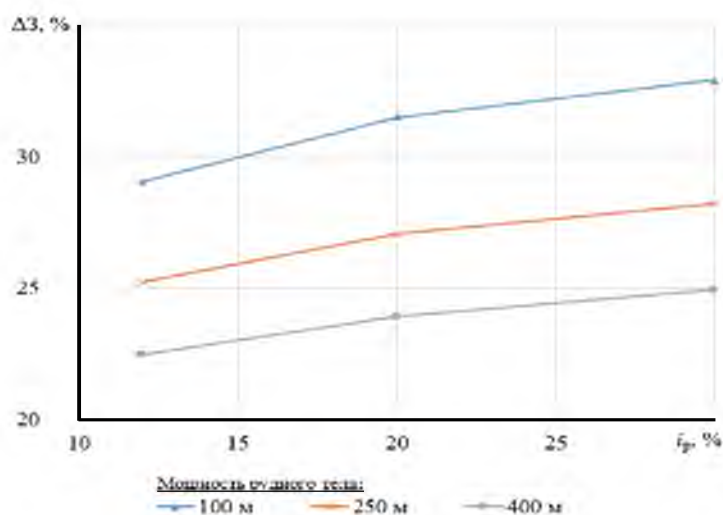
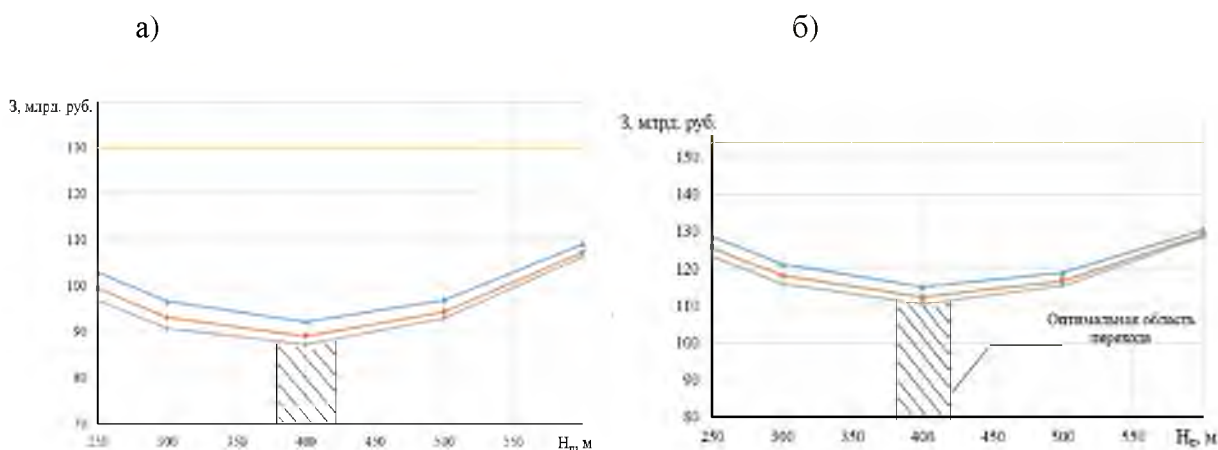


Рисунок 2 – Зависимость сокращения приведенных затрат на разработку (ΔZ) от руководящего уклона вскрывающих выработок (i_p) и мощности рудного тела при внедрении крутонаклонного вскрытия

На рис. 3 представлены закономерности изменения приведенных затрат на разработку месторождения в зависимости от глубины перехода на крутонаклонное вскрытие.



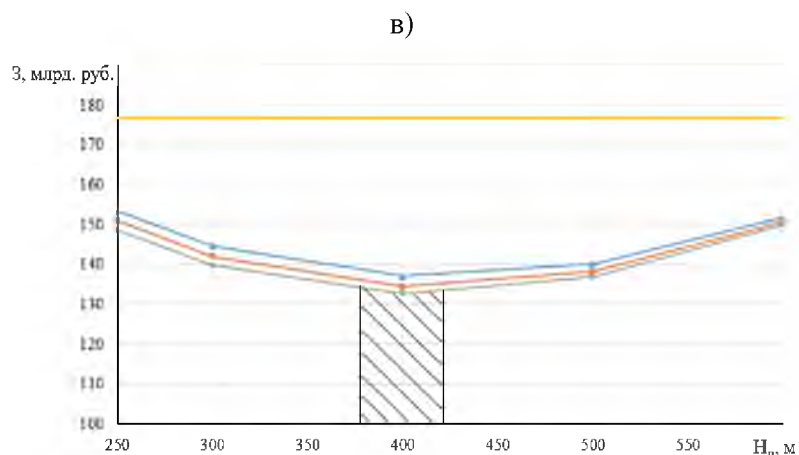


Рисунок 3 – Закономерности изменения приведенных затрат на разработку (3) от глубины перехода на крутонаклонное вскрытие при мощности рудного тела: $a - 100$ м; $b - 250$ м; $c - 400$ м.

Уклон спиральных автосъездов:

— 0,12 — 0,20 — 0,30 — Базовый вариант

Установлено, что эти закономерности носят экстремальный характер. При конечной глубине карьера 700 м оптимальная область перехода находится в пределах 375–425 м. Оптимальная область имеет достаточно устойчивый характер, составляя 54–60 % от проектной глубины карьера. Это подтверждается результатами моделирования при изменении конечной глубины карьера. В свою очередь оптимальная область перехода, как видно из рисунка 3, практически не зависит от уклона вскрывающих выработок и мощности рудного тела. Установленные зависимости полностью согласуются с одним из важнейших принципов физики - принципом Ле Шателье – Брауна, описывающих поведение физических и технико-экономических систем, находящихся в устойчивом равновесии. Смещение оптимальной глубины перехода в большую сторону будет наблюдаться при увеличении себестоимости транспортирования горной массы полноприводными автосамосвалами, а в меньшую – при её снижении или увеличении себестоимости вскрышных работ.

Список литературы

1. Комплексные исследования и внедрение инновационных геотехнологий добычи и глубокой переработки кимберлитов / Чантурия В. А., Трубецкой К. Н., Каплунов Д. Р. и др. //Горный журнал. –2011.– № 1. – С. 10-13.
2. Акишев А. Н. Технологические решения по вскрытию и отработке глубоких горизонтов Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» /Акишев А. Н., Лель Ю. И., Ильбульдин Д. Х., Мусихина О. В., Глебов И. А. //Известия вузов. Горный журнал. – 2017. – № 7. – С. 4-12.
3. Акишев А. Н. Инновационная технология открытой разработки кимберлитовых месторождений с измененной геометрией нерабочих бортов /Акишев А. Н., Лель Ю. И., Бокий И. Б., Исаков С. В., Глебов И. А. //Известия вузов. Горный журнал. – 2018. – № 8. – С. 5-16.
4. Зырянов И. В. Испытания САТ-740В на крутонаклонных съездах карьера «Удачный» АК «АЛРОСА» / Зырянов И. В., Цымбалова А. И. //Горное оборудование и электромеханика, - 2013. - № 9. – С. 22-25.
5. Вилкул Ю. Г. Теоретические основы определения объемов горнокапитальных работ при вскрытии глубоких карьеров трассами спиральной формы /Вулкул Ю. Г.,

Слободянюк В. К., Максимов И. И. //Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № 7. – С. 17-23.

б. Лель Ю. И. Технологические схемы перехода на новые модели автосамосвалов при доработке глубоких карьеров /Лель Ю. И., Глебов А. В., Ильбульдин Д. Х., Мусихина О. В., Дунаев С. А. //Известия вузов. Горный журнал. – 2015. - № 8. – С. 4-12.

УДК [622.271.333.012 32:622.16.42]:001.895

**МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ,
ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ РАСШИРЕНИЕ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КРУТЫХ
УКЛОНОВ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ
В КРИТИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ**

ЯКОВЛЕВ В. Л., САКАНЦЕВ Г. Г., ШИМКИВ Е. С., ПЕРЕХОД Т. М.

ИГД УрО РАН

Произведен анализ возможности применения крутых уклонов вскрывающих выработок на глубоких рудных карьерах. Установлено, что в настоящее время такая возможность ограничена из-за отсутствия, главным образом, соответствующих транспортных средств. При этом доказано, что область применения крутых уклонов может быть расширена за счет оптимизации их величины и глубины ввода в карьер, а также за счет применения новых запатентованных технологических схем проведения крутых вскрывающих выработок и конструкций компактных перегрузочных пунктов.

Ключевые слова: дополнительный разнос бортов, крутые уклоны, удельная длина вскрывающих выработок, технология проведения крутых уклонов, компактные перегрузочные пункты.

**METHODICAL BASES OF INNOVATIVE TECHNOLOGIES THAT ENSURE THE
EXPANSION OF THE FIELD OF APPLICATION OF STEEP SLOPES OF OPENING
DEVELOPMENTS OF DEEP CAREER IN CRITICAL CONDITIONS**

YAKOVLEV V. L., SAKANTSEV G. G., SCHIMKE, E. S., PEREHOD T. M.

Mining Institute, Urals branch of RAS

The analysis of possibility of application of steep slopes of the opening developments on deep ore pits is made. It has been established that this possibility is currently limited due to the absence, mainly, of appropriate means of transport. It is proved that the field of application of steep slopes can be expanded by optimizing their size and depth of entry into the quarry, as well as through the use of new patented technological schemes of steep opening workings and designs of compact transshipment points.

Keywords: additional spacing of sides, steep slopes, the specific length of opening developments, the technology for steep slopes, compact transshipment points.

Одной из наиболее актуальных проблем разработки глубокозалегающих месторождений полезных ископаемых открытым способом является проблема дополнительного разноса бортов для размещения вскрывающих выработок, который в значительной степени зависит от величины их руководящего уклона. Объемы дополнительного раз-

носа бортов для размещения вскрывающих выработок на глубоких карьерах составляют миллионы и десятки миллионов кубометров вскрышных пород. При этом установлено, что трасса вскрывающих выработок глубоких карьеров круглой формы представляет логарифмическую спираль [1], а ее объемы определяются по соответствующим формулам [1].

Наиболее целесообразный уклон вскрывающих выработок круглой формы находится в пределах 20 – 25 % [2]. Однако в настоящее время он является недостижимым вследствие целого ряда критических условий:

- отсутствия автосамосвалов, способных преодолевать крутые уклоны;
- отсутствия экскаваторов, способных работать на таких уклонах, включая проведение крутонаклонных траншей;
- отсутствия компактных перегрузочных пунктов, обеспечивающих перегрузку с одного типа транспортных средств на другие в стесненных условиях крутых уклонов и соответствующей им небольшой ширины проезжей части транспортных площадок;
- сложностью обеспечения безопасности горных работ в условиях увеличения углов погашения их бортов в результате применения крутых уклонов.

В настоящее время основой для решения первой проблемы является создание шарнирно-сочлененных автосамосвалов, способных преодолевать уклоны до 20 – 25 %, но это пока не дало положительных результатов. Так в частности в работе [3] приведены факты, что «опыт эксплуатации шарнирно-сочлененных автосамосвалов САТ-740В (39,5 т) при доработке карьера «Удачный АК «АЛРОСА» на уклонах автодорог до 24 % выявил ряд конструктивных недостатков указанных моделей [4]: выход из строя задних мостов вследствие перераспределения нагрузок при движении с грузом на подъеме, неполное использование грузоподъемности и т.п. Существует вероятность, что к моменту перехода на крутонаклонное вскрытие (2024 г.) не будет организовано серийное производство ШСС, способных надежно работать на уклонах 24 – 25 %. Необходимо предусмотреть технологические решения, учитывающие такую вероятность. Исследования, выполненные в ИГД УрО РАН по исследованию и разработке переходных процессов [5, 6], могут стать основой таких технологических решений.

Для определения объемов дополнительного разноса бортов для размещения вскрывающих выработок создан аналитический метод, позволяющий оперативно с высокой точностью решать поставленную задачу [7]. С этой целью для каждого горизонта карьера, начиная со дна, определяется относительная длина части его периметра d_n , занимаемая вскрывающей выработкой длиной L_n , или, иначе, удельная длина вскрывающих выработок, по условию

$$d_n = L_n / L_n, \text{ б/р} \quad (1)$$

где L_n – периметр n -го горизонта, установленный по условиям устойчивости борта, м.

Величина разноса каждого горизонта ΔR_n , необходимая для размещения всех вскрывающих выработок, расположенных на предельном борту, определяется путем последовательного суммирования (нарастающим итогом) удельной длины вскрывающих выработок d_n всех вышележащих уступов, умноженных на ширину этих выработок B_n :

$$\Delta R_n = \sum_{n=1}^N d_n B_n, \text{ м} \quad (2)$$

Результирующий радиус горизонта, установленный по условиям устойчивости борта и размещения на нем вскрывающих выработок определяется в виде суммы радиусов горизонтов по условиям устойчивости R_y и величины дополнительного разноса борта, необходимого для размещения вскрывающих выработок ΔR .

Термин «удельная длина вскрывающих выработок» является по существу новым понятием в горном деле, характеризующим принципиальное решение задачи определе-

ния дополнительного разноса бортов в зависимости от уклона вскрывающих выработок.

В таблице 1 приведены результаты расчета величины дополнительного разноса борта для карьера глубиной 240 м с радиусом дна карьера 40 м, шириной вскрывающих выработок 26 м в нижней (гор. 0, +20, +40 м) и 30 м в верхней части карьера при устойчивом угле откоса бортов карьера 45°. Удельная длина вскрывающих выработок на горизонтах (графа 4) определена по выражению (1), а удельный разнос горизонта (графа 5) является произведением удельной длины вскрывающей выработки на горизонте на ширину этой выработки.

Следует учитывать, что для обеспечения необходимой провозной способности транспортной сети карьера число вскрывающих выработок на его предельном борту, особенно на верхних горизонтах, может увеличиваться до двух и более раз. В этих случаях удельная длина вскрывающих выработок (графа 4) и удельный разнос борта на горизонте (графа 5) соответственно увеличивается в число раз, равное количеству вскрывающих выработок. Например, в таблице 1 горизонты 180, 200 и 220 м вскрыты двумя вскрывающими выработками. Соответственно удельный разнос борта на этих горизонтах составит 10,86; 9,96 и 9,18 м.

Таблица 1. Результаты расчета дополнительного разноса бортов карьера по горизонтам для размещения вскрывающих выработок

Отметки горизонтов, м	Средний радиус горизонта, $R_{гп}$, м	Периметр горизонта, $L_{гп}$, м	Удельная длина вскрывающей выработки на горизонте d_n , б/р	Удельный разнос борта $d_n \cdot B_n$, м	Суммарный разнос борта (нарастающим итогом) ΔR_n , м
240		-			
220	260	1633	0,306 ^{xxx}	9,18 ^{xxx}	109,76
200	240	1507	0,332 ^{xxx}	9,96 ^{xxx}	100,58
180	220	1382	0,368 ^{xxx}	10,86 ^{xxx}	90,62
160	200	1256	0,199 ^{xx}	5,97	79,76
140	180	1130	0,222 ^{xx}	6,66	73,79
120	160	1005	0,249 ^{xx}	7,47	67,13
100	140	879	0,285 ^{xx}	8,55	59,66
80	120	754	0,332 ^{xx}	9,66	51,11
60	100	628	0,399 ^{xx}	11,97	41,45
40	80	502	0,249 ^x	6,47	29,48
20	60	377	0,387 ^x	10,06	23,01
0	40	251	0,498 ^x	12,95	12,95

^{x)} уклон 16 %, ^{xx)} уклон 8 %, ^{xxx)} по два съезда на горизонтах с уклоном 8 %.

Нарастающая величина разноса борта по горизонтам, представленная в графе 6, отражает дополнительный разнос борта, необходимый для размещения вскрывающих выработок на данном борту в зависимости от его высоты.

Исследования, проведенные на основе аналитического метода определения разноса бортов для размещения вскрывающих выработок, показали, что дополнительный разнос бортов в значительной степени зависит от глубины карьера, величины уклонов вскрывающих выработок и расположения их по глубине карьера. В целом объем до-

полнительного разноса бортов растет с увеличением глубины карьеров и снижением величины уклона вскрывающих выработок (таблица 1).

Анализ аналитического способа определения объемов дополнительного разноса бортов, необходимых для размещения вскрывающих выработок, показал, что наиболее достоверный результат можно получить на основе совместного определения всего объема карьера, включая основной объем и объем дополнительного разноса бортов, по формуле:

$$V_k = \sum_{n=1}^N \pi h ((H_n + 0,8h) \operatorname{ctg} \gamma + \Delta R_n)^2, \text{ м}^3, \quad (3)$$

где H_n – отметка n -го горизонта, считая снизу, м; h – высота уступа, м; γ – угол погашения борта карьера, град.; N – суммарное число горизонтов.

Из рисунка 1 видно, что в карьере глубиной 400 м его объем при переходе с уклона 8 на 24 % (схема вскрытия II) на глубине 25 % соответствуют объему при переходе с уклона 8 на 16 % (схема вскрытия I) на глубине 50 %. Аналогично в карьере глубиной 560 м его объем при переходе с уклона 8 на 24 % (схема вскрытия II) на глубине 33 % соответствуют объему при переходе с уклона 8 на 16 % (схема вскрытия I) на глубине 50 %.

В результате исследований большого числа вариантов по предложенной методике позволило установить, что наиболее целесообразной схемой вскрытия крутопадающие круглых месторождений является схема с последовательным увеличением уклона вскрывающих выработок с уклоном 8 %, средняя с повышенным уклоном, позволяющим вести работы автосамосвалами средней грузоподъемности, нижняя – с максимальным по техническим и технологическим условиям с использованием специальных транспортных средств типа шарнирно-сочлененных автосамосвалов САТ-740В.

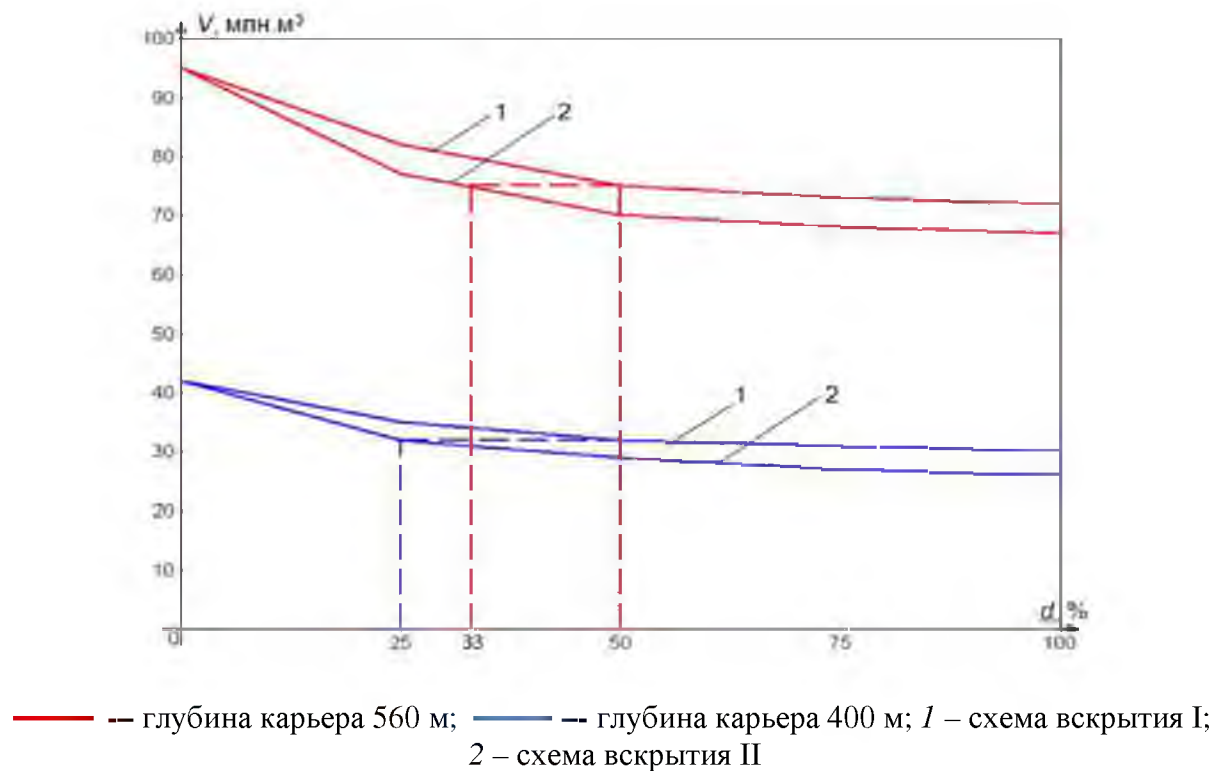


Рисунок 1 – Зависимость объемов горной массы в границах карьеров V от удельного веса крутых уклонов d

Возможность применения крутых уклонов и их эффективность в значительной степени зависят от способа проведения крутых вскрывающих выработок и создания малогабаритных перегрузочных пунктов.

Проведение крутой траншеи [8] начинают с взрывания горной массы в пределах ее границ. Затем осуществляют ее проведение с помощью гидравлических экскаваторов типа «обратная лопата» и автосамосвалов, способных преодолевать крутые уклоны. Проведение траншеи в конечных границах (рисунок 2.1) производится путем деления ее на горизонтально-клинообразные слои, высотой их в горизонтальной части, равной возможной глубине копания экскаватора. Соответственно отработка слоев производится экскаваторами при нижнем черпании. При отработке верхнего слоя экскаватор и автосамосвал работают, полностью находясь на горизонтальных площадках. При отработке второго слоя (рисунок 2.2) экскаватор работает, находясь на горизонтальной площадке, а автосамосвал осуществляет движение частично по горизонтальной, частично, по мере подвигания забоя, по наклонной поверхности. При отработке самого нижнего слоя (рисунок 2.3) автосамосвал работает почти полностью на наклонной поверхности.

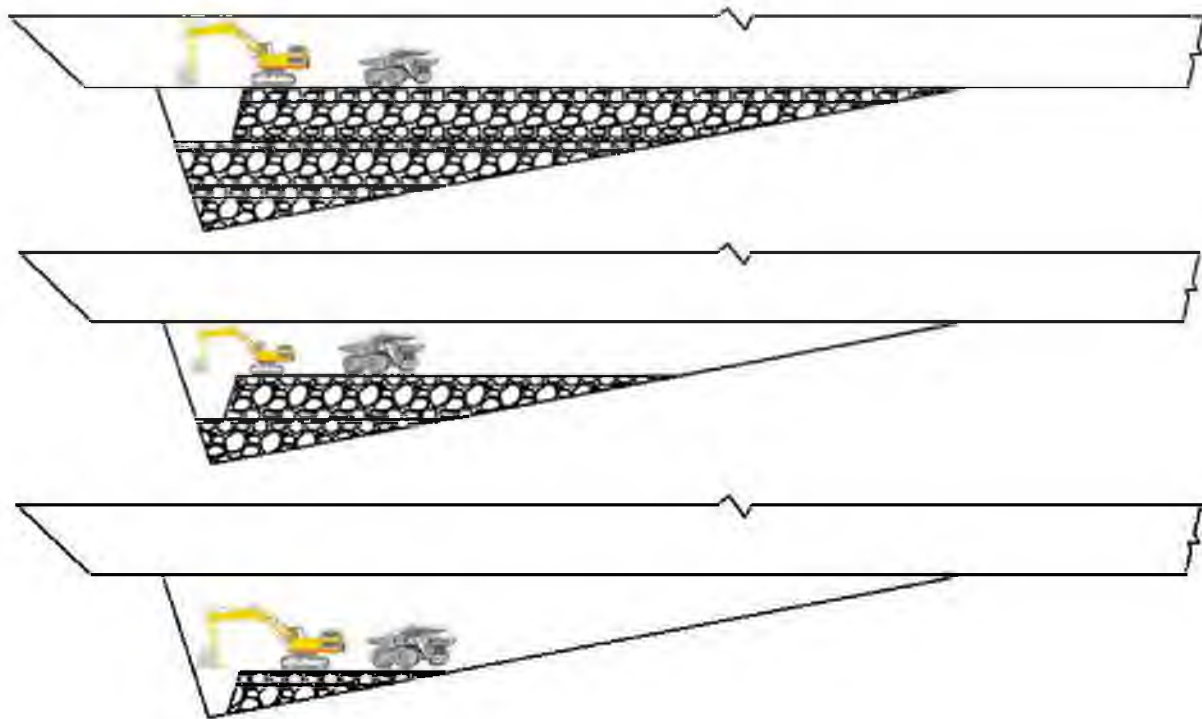


Рисунок 2 – Проведение крутой траншеи, этапы 1–3

Использование предлагаемого способа [9] позволило сформировать крутую траншею, вскрывающую горизонт с ограниченной площадью для автосамосвалов, способных преодолевать крутой уклон, например с шарнирно-сочлененной рамой, с полной выемкой полезного ископаемого в карьере без дополнительного разноса бортов и транспортированием горной массы от проведения траншеи на поверхность.

Целью предлагаемого перегрузочного пункта [10] является уменьшение объемов дополнительного разноса бортов и снижения текущих коэффициентов вскрыши в первоначальный период работы карьеров (рисунок 3). Данная цель достигается тем, что ширина нормативной двухполосной бермы, на которой должен располагаться перегрузочный пункт, делят на две равные части комбинированной стенкой высотой 6-8 м, состоящей из труб, установленных в специально пробуренные скважины, и приваренных

к трубам стальных листов. Пространство между стенкой и откосом уступа заполняют взорванной горной массой, образуя из нее склад с крутонаклонным однополосным съездом со стороны подъезда сборочного транспорта и разгрузочной площадкой с противоположной стороны. В примыкающем к складу откосе уступа на уровне верхней площадки склада проходят штольню длиной и сечением, обеспечивающей размещение в ней одного автосамосвала, как средства для создания нормальных условий для маневрирования и высокопроизводительной работы транспортного, погрузочного и вспомогательного оборудования в условиях эксплуатации перегрузочного пункта ограниченных размеров.

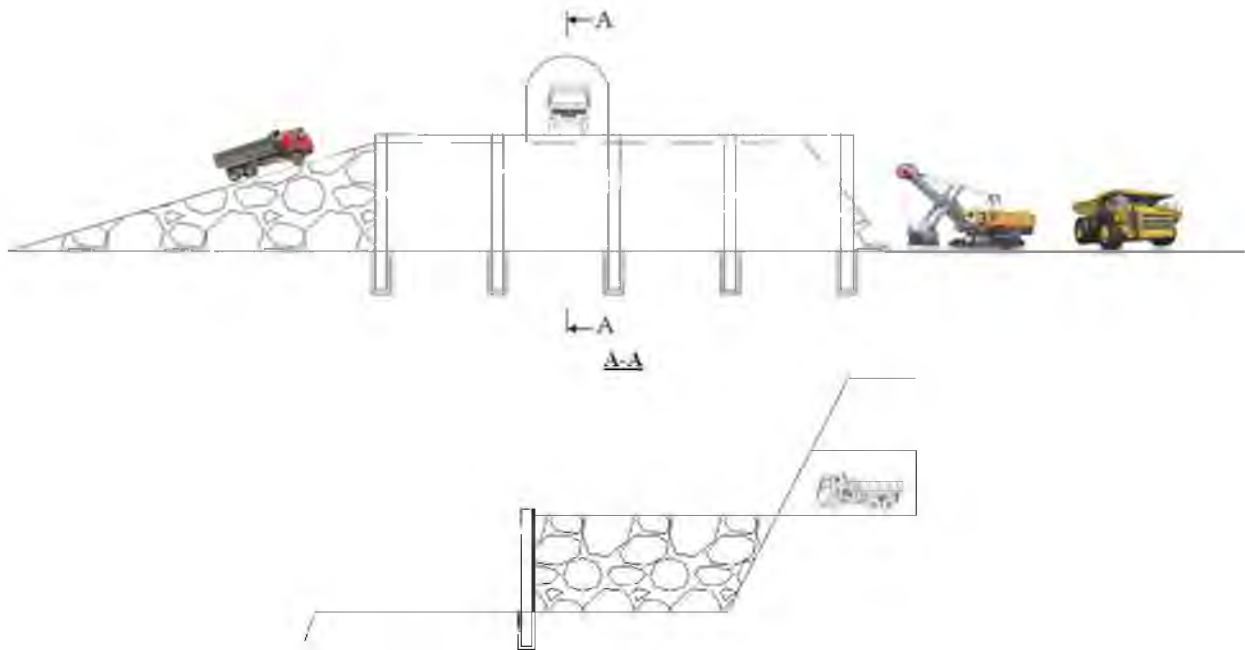


Рисунок 3 – Внутрибортовой перегрузочный пункт для глубоких карьеров площадной формы

Практика разработки глубокозалегающих месторождений минерального сырья показывает, что при достаточной общей устойчивости бортов неизбежны деформации отдельных уступов и участков бортов.

В связи с тем, что борта глубоких карьеров формируется преимущественно в скальных породах, изученность прибортовых массивов имеет важное значение, поскольку из-за отсутствия достоверной информации о строении массива формирование бортов под проектными углами, не соответствующими фактическим инженерно-геологическим условиям, сопровождается деформациями, представляющими опасность для технического персонала и оборудования карьеров.

Опыт исследования прибортовых массивов скальных пород показывает, что основное влияние на устойчивость бортов или их участков оказывают структурно-тектонические особенности строения массива и прочностные характеристики по поверхностям ослабления (слоистости, сланцеватости и др.), падающим в направлении выработанного пространства. Эти поверхности зачастую представляют собой системы протяженных трещин, которые не были выявлены при проведении предпроектных геологоразведочных работ и не учитывались при конструировании бортов на предельном контуре карьеров.

Кроме того, из-за необходимости размещения вскрывающих выработок или перегрузочных пунктов некоторые участки бортов проектируются с увеличенными углами погашения при сохранении результирующего угла наклона борта, что при наличии в

массиве неблагоприятных поверхностей ослабления может привести к разрушению вскрывающих выработок и нарушению грузотранспортной связи рабочих горизонтов с поверхностью и, как результат, к большим экономическим потерям.

Деформации откосов и берм чаще всего происходят по сопряженным косесекущим протяженным трещинам, которые обнаруживаются при постановке уступов в предельное положение.

Поэтому прогнозирование устойчивости борта и конструктивные решения по различным участкам борта, в том числе по конструкции перегрузочного пункта, должны приниматься на основе детальных исследований структурного строения массива и изучения материалов разведочного бурения скважин с целью выявления сопряженных косесекущих протяженных трещин, оказывающих решающее влияние на вероятность разрушения откосов и берм.

Выводы:

1. Для повышения оперативности и достоверности определения объемов дополнительного разноса бортов для размещения вскрывающих выработок целесообразно применять аналитический метод на основе использования нового предлагаемого понятия в горном деле «удельная длина вскрывающих выработок», представляющего отношение суммарной длины вскрывающих выработок на отдельных горизонтах к их периметрам.

2. Наиболее целесообразной схемой вскрытия глубоких карьеров с применением крутых уклонов является схема с поочередным увеличением уклона по мере понижения горных работ, при которой верхняя часть карьера отрабатывается с уклоном 8 %, средняя с повышенным уклоном, позволяющим вести работы автосамосвалами средней грузоподъемности, и нижняя с максимальным по техническим и технологическим условиям.

3. Для предупреждения локальных обрушений уступов в районе расположения капитальных вскрывающих выработок и сохранности транспортных берм постановку вышележащих и нижележащих уступов в предельное положение следует производить на основании исследований структурно-тектонического строения массива с целью выявления неблагоприятно ориентированных трещин и нарушений, прогнозной оценки вероятности разрушения вскрывающих выработок и (при необходимости) корректировки проектных параметров уступов.

4. Использование результатов исследований позволит повысить достоверность методов определения границ карьеров, и, в конечном итоге, способствовать увеличению глубины экономически обоснованной разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом при рациональном использовании запасов недр.

Статья подготовлена при проведении научных исследований по программе РАН № 0405-2019-003

Список литературы

1. Саканцев Г. Г. Экологические аспекты при формировании карьерного пространства / Г. Г. Саканцев // Горный вестник. – 1996. – № 4. – С. 74 – 77.

2. Саканцев Г. Г. Исследование возможностей и условий применения крутых уклонов вскрывающих выработок на глубоких карьерах / Г. Г. Саканцев // Известия УГГУ. Серия: Горное дело. – 2005. – Вып. 21. – С. 37 – 44.

3. Технологические решения по решению и отработке глубоких горизонтов Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» / А. Н. Акишев, Ю. И. Лель, Д. Х. Ильбульдин и др. // Известия Вузов. Горный журнал. – 2017. - № 7. – С 1 – 6.

4. Зырянов И. В. Испытания САТ-740В на крутонаклонных съездах карьера «Удачный» АК «АЛРОСА» / И. В. Зырянов, А. И. Цимбалова // Горное оборудование и электромеханика. – 2013. - № 9. – С. 22 – 25.

5. Яковлев В. Л. О развитии методологических подходов к исследованию проблем освоения недр / В. Л. Яковлев // Проблемы недропользования. – 2015. – № 2. – С. 5 – 9. – DOI: 10.18454/2313-1586.2015.02.005.

6. Яковлев В. Л. Переходные процессы в технологии разработки сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 10. - СВ № 45-1 Открытые горные работы в XXI веке-1 – С. 65 – 76.

7. Саканцев Г. Г. Экспресс – метод определения границ карьеров с учетом фактора времени // Проблемы недропользования. – 2015. – № 3. – С. 27 – 34. – DOI: 10.18454/2313-1586.2015.03.027.

8. Патент 2574891 Российская Федерация, МПК E21C 41/26 Способ проведения крутой траншеи / Яковлев В. Л., Саканцев Г. Г., Саканцев М. Г., Яковлев А. В., Зырянова Т. М. – заявитель и патентообразователь Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН), заявл. 17.11.2014, опубл. 10.02.16, Бюл. №4.

9. Расширение Северного медно-цинкового рудника. Строительство карьера и разработка Ново-Шемурского месторождения. Корректировка проекта / ОАО Институт «Уралгипроруда» №. № 5836-325-20-20-ИОСТ 7.13. – Екатеринбург, 2017 г.

10. Патент 2584173 Российская Федерация, МПК E21C 41/26 Внутрибортовой перегрузочный пункт для глубоких карьеров площадной формы / Саканцев Г. Г., Саканцев М. Г., Яковлев А. В., Переход Т. М., Бусаргина Е. С. – заявитель и патентообразователь Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН), – заявл. 02.02.2015, опубл. 20.05.2016, Бюл. №14.

УДК 622.684:629.3

ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ШАРНИРНО-СОЧЛЕНЕННЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ ПРИ ТОННЕЛЬНОМ ВСКРЫТИИ КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРОВ

ГЛЕБОВ И. А.

ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

В большинстве случаев проекты карьеров пересматриваются по несколько раз в связи с доразведкой месторождения. Растущая конечная глубина карьеров требует новые подходы к разработке, технологические решения, а также новейшую технику. Институт горного дела УрО РАН и Якутнипроалмаз уже давно пришли к тому, что применение крутонаклонных съездов на алмазодобывающих предприятиях АК «АЛРОСА» значительно сокращает объемы вскрышных работ. Однако, в связи с определенными техническими рисками воплощение таких проектов, как например, на карьере «Нюрбинский», может привести к плачевным последствиям. В статье рассмотрен вариант тоннельного вскрытия с применением шарнирно-сочлененных (полноприводных) автосамосвалов, ранее предложенный автором совместно с научным руководителем (д.т.н., проф., Лель Ю.И. заведующий кафедрой РМОС УГГУ) и сотрудниками Института «Якутнипроалмаз», при котором данные риски можно избежать. Найдена зависимость

скорости проходки тоннельного съезда от его уклона. Обоснована эффективность применения полноприводных самосвалов.

Ключевые слова: карьер, схема вскрытия, уклон автосъезда, полноприводные автосамосвалы, угол наклона борта карьера, тоннель, скорость проходки, шарнирно-сочлененные самосвалы.

THE RATIONALE FOR THE USE OF ARTICULATED DUMP TRUCKS IN THE TUNNEL THE OPENING OF KIMBERLITE OPEN PITS

GLEBOV I. A.

Institute of Mining of UB RAS

In most cases, quarry projects are reviewed several times in connection with the additional exploration of the field. The growing ultimate depth of quarries requires new approaches to development, technological solutions, as well as the latest technology. The Institute of mining of UB RAS and Yakutniproalmaz have long concluded that the use of steep congresses at the diamond mining enterprises of ALROSA significantly reduces the volume of stripping works. However, due to certain technical risks, the implementation of such projects, for example, at the Nurbinsky quarry, can lead to disastrous consequences. The article considers the option of tunnel opening with the use of articulated (all-wheel drive) dump trucks, previously proposed by the author together with the supervisor (doctor of technical Sciences, Professor, LEL Yu. I. head of the Department of RMOS URSMU) and the staff of the Institute "Yakutniproalmaz", in which these risks can be avoided. The dependence of the tunnel penetration rate on its slope is found. Efficiency of application of all-wheel drive dump trucks is proved.

Keywords: quarry, opening scheme, the slope of the road, four-wheel drive dump trucks, the angle of inclination of the side of the quarry, tunnel, the speed of penetration, articulated dump trucks.

В 2000 г. на месторождении трубка «Нюрбинская» были начаты открытые горные работы с конечной глубиной карьера 305 м. Проектная глубина карьера неоднократно пересматривалась в связи с доразведкой и вовлечением в разработку погребенной россыпи «Нюрбинская». По разработанным рекомендациям института «Якутнипроалмаз» карьер может быть отработан до глубины 570 м. В рекомендуемом варианте, с глубины 330 м (гор. –80 м) осуществляется переход на крутонаклонные автосъезды. На верхних горизонтах горная масса вывозится на поверхность автосамосвалами САТ-777D, САТ-777F, Terex TR-100 грузоподъемностью 91 т. С нижних горизонтов горная масса вывозится шарнирно-сочлененными автосамосвалами САТ-740В грузоподъемностью 40 т на перегрузочный пункт, расположенный на горизонте –80 м [1]. Однако, разведанная глубина позволяет пересмотреть и этот вариант доработки.

В 2017 году совместно с институтом «Якутнипроалмаз» была предложена инновационная технология. Технология вскрытия глубоких горизонтов карьера «Нюрбинский» с применением законтурных тоннельных съездов (рис. 1) позволяет увеличить глубину разработки до 750 м.

Переход на тоннельное вскрытие осуществляется с глубины 530 м (гор. -280 м). Соединение подземного автомобильного съезда, проходимого за зоной сдвига, с рабочими горизонтами осуществляется квершлагами, которые проходятся в нерабочих бортах и погашаются по мере понижения горных работ. При такой схеме вскрытия угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия не зависит от ширины и уклона транспортных коммуникаций, а определяется только условиями устойчивости. Установлено, что с учетом разницы значений расчетного и допустимого коэффициентов за-

паса устойчивости бортов на Нюрбинском карьере угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия может быть увеличен до 75 град. При указанной схеме вскрытия борт карьера на конец разработки имеет выпуклый циссоидальный профиль. Он обеспечивает сокращение объемов вскрышных работ и наибольшую устойчивость уступов, поскольку его контур максимально разгружен от напряжений. Применение шарнирно-сочлененных самосвалов и крутых уклонов автосъездов ($i > 12\%$) позволяет значительно сократить капитальные вложения на проходку подземных выработок, что является основным ограничением при практической реализации указанного способа вскрытия. Исходя из производительности карьера по горной массе, грузооборота и интенсивности движения к рассмотрению был принят однопутный тоннель с разминировкой автосамосвалов в нишах. Расстояние между разминочными нишами 450 м [2]. Интенсивность движения автосамосвалов на данном участке составляет 5-9 маш/час, в зависимости от глубины транспортирования.

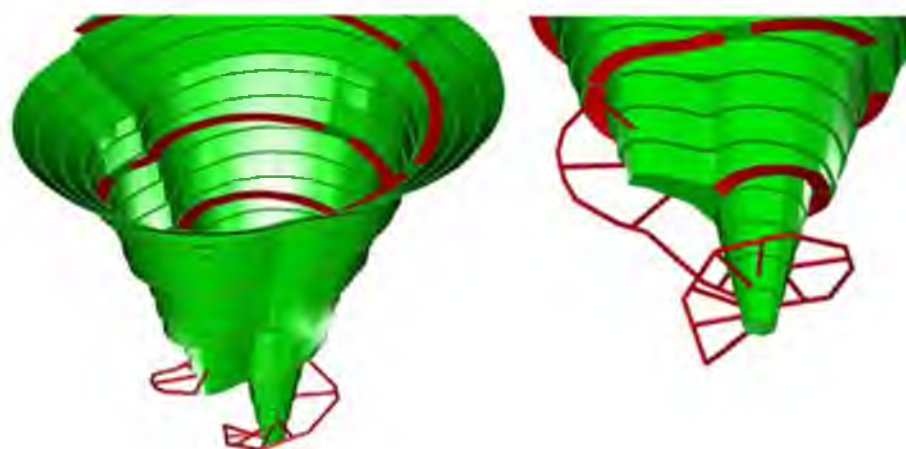


Рисунок 1 – Карьер с тоннельным съездом построенный в программе Mineframe

В таблице 1 приведены основные параметры схемы вскрытия. Схема показана на рисунке 2.

Таблица 1. Основные параметры предложенной схемы вскрытия

Параметры	Значения
Конечная глубина карьера, м	750
Глубина и год перехода с традиционной на схему вскрытия крутонаклонными автосъездами, м (год)	370(2024)
Глубина и год перехода с крутонаклонной на схему вскрытия законтурными тоннелями, м (год)	530 (2034)
Высота нерабочего борта при переходе с традиционной на схему вскрытия крутонаклонными автосъездами, м	330
Высота нерабочего борта при переходе с крутонаклонной на схему вскрытия законтурными тоннелями, м	510
Руководящий уклон автотранспортных коммуникаций, %:	
- в зоне традиционной схемы вскрытия	8 - 9
- в зоне крутонаклонного вскрытия	21 - 25
- в зоне тоннельного вскрытия	20
Коэффициент развития трассы, доли ед.	1,083
Угол откоса нерабочего борта во вмещающих породах, град в том числе:	54 - 63

Параметры	Значения
- в зоне традиционной схемы вскрытия	45 – 48
- в зоне крутонаклонного вскрытия	57 – 63
- в зоне тоннельного вскрытия	75
Объем в контуре карьера (по состоянию на 1.01.2017 г.):	
- руда, млн. т	9,7
- вскрыша, млн. м ³	44,9
Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши, м ³ /т	4,7
Годовая производительность карьера по руде, млн. т/год:	
- 2018 – 2024 г. г.	0,87 – 1,05
- 2025 – 2033 г. г.	0,40
- 2034 – 2040 г. г.	0,23
Модели и грузоподъемность автосамосвалов:	
- в зоне традиционной схемы вскрытия	CAT – 777D (91т)
- в зонах крутонаклонного и тоннельного вскрытия	CAT – 745C (41т)
Высота рабочего уступа, м	15
Высота нерабочего уступа, м	30 – 45
Средняя скорость углубки карьера, м/год	25
Угол откоса рабочего борта, град	16 – 18
Общая протяженность вскрывающих подземных выработок, м	2700
В том числе:	
- тоннель, м	1300
- горизонтальные квершлагги, м	1100
Необходимая скорость проходки тоннеля, м/мес	≥ 19,7

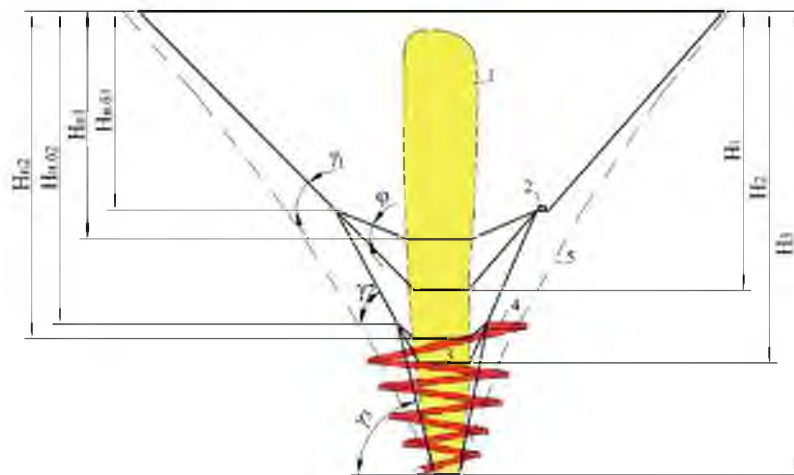


Рисунок 2 – Схема вскрытия глубоких горизонтов карьера «Нюрбинский» с применением законтурных тоннельных съездов

На рис. 2: 1 – рудное тело; 2 – перегрузочный пункт; 3 – тоннельные автосъезды; 4 – квершлаг; 5 – граница зоны действия открытых горных работ (поверхность скольжения); H_1 – конечная глубина карьера при традиционной схеме вскрытия с использованием автосамосвалов с колёсной формулой 4х2, м; H_2 – конечная глубина карьера при переходе на вскрытие крутонаклонными съездами и использовании полноприводных автосамосвалов, м; H_3 – конечная глубина карьера при переходе на тоннельное вскрытие, м; $H_{ц}$ – глубина перехода на вскрытие крутонаклонными автосъездами, м;

$H_{п2}$ – глубина перехода на тоннельное вскрытие, м; $H_{н.б.1}$ – высота нерабочего борта карьера при переходе на вскрытие крутонаклонными съездами, м; $H_{н.б.2}$ – высота нерабочего борта карьера при переходе на тоннельное вскрытие, м; γ_1 – угол откоса нерабочего борта карьера при традиционной схеме вскрытия, град; γ_2 – угол откоса нерабочего борта карьера при вскрытии крутонаклонными съездами, град; γ_3 – угол откоса нерабочего борта карьера при тоннельном вскрытии, град; Φ – угол откоса рабочего борта, град.

При такой схеме, скорость проходки тоннеля должна быть согласована со временем формирования борта в конечном положении на отметке портала.

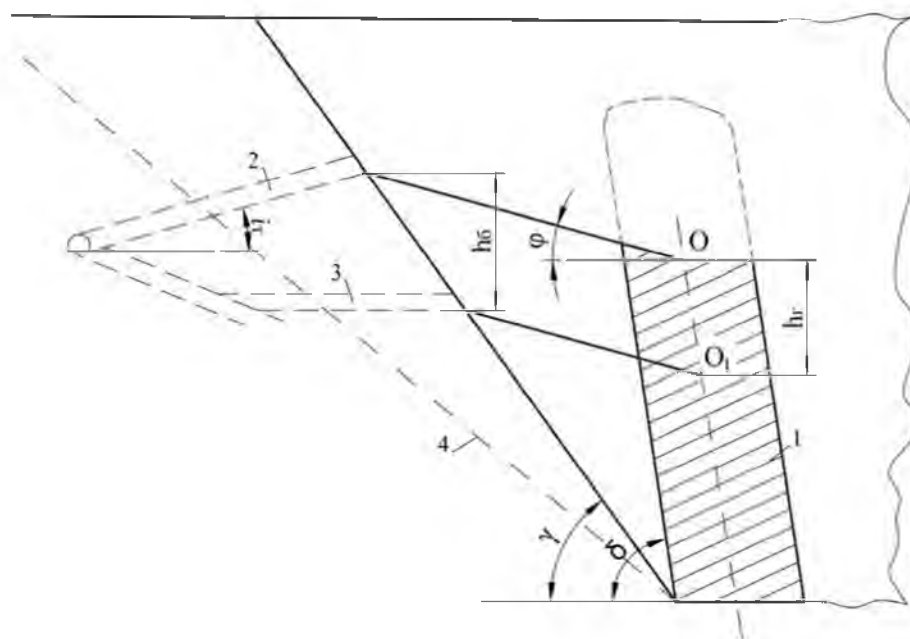


Рисунок 3 – Схема проходки тоннеля

Расстояние по вертикали между порталами тоннеля в верхней зоне тоннельного вскрытия принято 30 м, что соответствует высоте нерабочего уступа, в нижней зоне – 15 м.

Выражение (1) определяет требования к скорости проходки законтурных тоннелей.

$$v_T \geq \frac{h_r(\text{ctg}\phi - \text{ctg}\sigma)(h_{п}k_{р.т} + i_T l_{кв})}{h_{п}(\text{ctg}\phi - \text{ctg}\gamma)i_T} \quad (1)$$

где v_T – скорость проходки тоннеля, м/год; h_r – вертикальная скорость углубки карьера, м/год; ϕ – угол откоса рабочего борта карьера, град; σ – угол направления углубки, град; γ – угол откоса нерабочего борта карьера, град; i_T – уклон автодороги в тоннеле, доли ед.; $k_{р.т}$ – коэффициент развития трассы, доли ед.; $l_{кв}$ – длина квершлага, м.

В условиях карьера «Нюрбинский» (табл. 3) скорость проходки тоннельных съездов составит $V_T \geq 19,7$ м/мес.

Исходя из выражения (1) можно получить требование (2) определяющее необходимый уклон тоннелей.

$$i_{\tau} \geq \frac{h_{\Gamma} h_{\Pi} k_{p,\Gamma} (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \sigma)}{h_{\Pi} V_{\Gamma} (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma) - h_{\Gamma} (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \sigma) l_{\text{кв}}} \quad (2)$$

Таблица 3. Параметры влияющие на скорость проходки тоннельных съездов

Параметр	Значение
Вертикальная скорость углубки карьера, м/год	25
Угол откоса рабочего борта карьера, град	85-90
Угол направления углубки, град	16
Угол откоса нерабочего борта карьера, град	75
Расстояние по вертикали между порталами тоннеля, м	15-30
Коэффициент развития трассы, доли ед.	1,083
Уклон автодороги в тоннеле, доли ед.	0,20

С уменьшением уклона с 20% до 5% необходимая скорость проходки увеличивается с 19 м/мес до 50-55 м/мес, т.е. в 2,6 раз (рис. 4) [3].

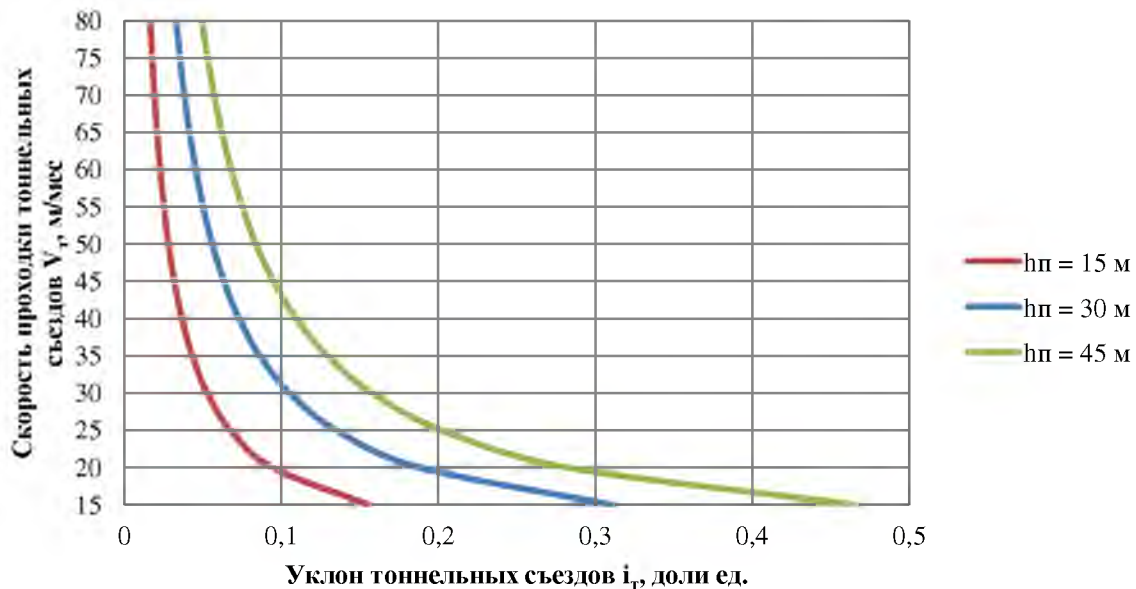


Рисунок 4 – Необходимая скорость проходки

Необходимая скорость проходки тоннелей достигается за счет увеличения уклона съезда до 20% (12 град.). Традиционные самосвалы 4x2 неспособны преодолевать уклоны более 12% без серьезных последствий, связанных с техническими особенностями самосвалов. Это обуславливает эффективность применения шарнирно-сочлененных автосамосвалов, имеющих систему полного привода при данной схеме доработки глубоких горизонтов.

Список литературы

1. Акишев А.Н., Лель Ю.И., Ильбульдин Д.Х., Мусихина О.В., Глебов И.А. Технологические решения по вскрытию и отработке глубоких горизонтов Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2017. – № 7. – С. 4-12.
2. Акишев А.Н., Зырянов И.В., Лель Ю.И., Глебов И.А. Обоснование необходимой скорости проходки тоннеля при вскрытии глубоких горизонтов Нюрбинского карьера АК "АЛРОСА" // Проблемы недропользования – 2018. – №2. – С. 40-48.

3. Akishev A.N., Lel' Iu.I., Bokii I.V., Isakov S.V., Glebov I.A. Kimberlite deposits opencast mining innovative technology with variable geometry of non-mining open pit edges (in english) // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2018. – № 8. – С. 5-15.

УДК 622.02:537

СТРУКТУРНО-СЫРЬЕВАЯ ОЦЕНКА ЗАСОРЕННОСТИ И ПОТЕНЦИАЛА ИЗВЛЕЧЕНИЯ CaCO_3 МАССИВА ИЗВЕСТНЯКА БАЗЫ СОДОВОГО ПРОИЗВОДСТВА ПО ДАННЫМ ЭЛЕКТРОМЕТРИИ (АЛГОРИТМЫ И ПРИМЕРЫ ИЗМЕРЕНИЙ В МЕТАЛЛ- И ОКСИД- МЕТРИЧЕСКОЙ ПОСТАНОВКЕ)

ТИТОВ Р. С., ТИМОХИН А. В.

ФГБУН ИГД УрО РАН

Представлены результаты малоглубинной электроразведки при изучении массива известняков Костанокского участка Чаньвинского месторождения. Изложены методы и подходы в объемной, латеральной и глубинной постановке измерений. Предложены приемы наблюдений на горных блоках внутрикарьерного пространства. По результатам построены: план размещения в карьере выделенных зон известняка различной степени засоренности и разрезы соответствующих участков массива. На основе исследования структуры массива спрогнозированы потери известняка при добыче. Предложенная технология установления засоренности и причин высоких потерь известняка с использованием электрометрии, как базового метода структурно-сырьевой оценки, показала свою высокую эффективность в условиях дефицита геолого-геохимической информации о строении месторождения. Данная технология позволяет производить непрерывный мониторинг засоренности разрабатываемых участков ПИ в карьере при сравнительно небольших затратах по сравнению с традиционными методами эксплуатационной разведки (бурение скважин, опробование и изучение кернов)

Ключевые слова: потери полезного ископаемого, засорение, известняк, глина, электроразведка, зондирование, профилирование

STRUCTURAL COMMODITY EVALUATION OF CONTAMINATION AND POTENTIAL EXTRACTION OF CaCO_3 ARRAY OF LIMENSTONE BASE SODA ASSORDING TO THE DATA OF ELECTROMETRY (EXAMPLES AND ALGORITMS FOR MEASUREMENTS IN METAL- AND OXIDE- METRIC STATEMENT)

TITOV R. S., TIMOKHIN A. V.

Institute of Mining UB RAS

Presents results of near-surface resistivity in the study of the mass of limestone: block Kostanoksky, field Chanvinsky. Methods and approaches in volume, area and depth measurements are described. Proposed methods of observation inountain blocks the internal space of the pits. According to the results, the plan of the selected zones of limestone of different degree of containination and sections of the corresponding areas of the massif are constructed.

Based on the study of the structure of the array predicted loss of limestone in mining. The proposed technology for determining the clogging and causes of high losses of limestone using Electrometry as the basic method of raw material assessment, has shown its high efficiency in the conditions of shortage of geological and geochemical information about the structure of the field. This technology allows continuous monitoring of blockage in the developed areas at relatively low cost compared to traditional methods of operational exploration: well drilling, testing and study of cores.

Keywords: mineral losses, clogging, limestone, clay, electrical exploration, sensing, profiling

Введение

Сокращение потерь полезного ископаемого (ПИ) при добыче является одним из направлений совершенствования горных работ и рационального недропользования. Причиной неконтролируемого, высокого уровня потерь и разубоживания при добыче и переработке ПИ является недостаточная изученность массива пород слагающих месторождение, особенности геологического строения залежи, которые невозможно было выявить при детальной разведке месторождения. При этом, проблемы с повышенной засоренностью массива и связанные с ними потери ПИ выявляются уже при разработке месторождения.

В статье рассмотрены предложения по совершенствованию учета засоренности ПИ при добыче методами электроразведки на примере разработки Костанокского участка Чаньвинского месторождения известняков (Пермский край, АО «Березниковский содовый завод»), где уровень потерь на отдельных разрабатываемых участках превышает 30%.

Скально-терригенные, карбонатные массивы предуральских и зауральских сводовых поднятий, так называемых «краевых пенепленов», составная часть и морфологическая неотъемлемая особенность горных систем. Вместе с общераспространенными ископаемыми в их черте на Урале сконцентрированы месторождения магнезитов, бокситов, углей и, собственно, известняков. Генезис залежей магнезитов и бокситов связывается с вторичными магмо-процессом и метаморфизмом, в углях отмечен только метаморфизм. Пенепленам свойственны нагорные геодинамические условия, локальные и региональные. Вещественные преобразования, тектонические условия и петрофизические следствия крайне выгодно исследовать, имея доступ и средства изучения исходных известковых массивов, как на примерах измерений образцов, так и горных объемов. Высокочистым известнякам, можно предполагать, что свойственен минимум их изменений за счет вторичных процессов, следуемых за геологическим «временем» осадконакопления. Залежи, как осадочные образования, по термодинамическим р-, Т-условиям приравниваются низкотемпературным. Существенно, что всегда в них имеющиеся окаменелости (остатки фауны и флоры) дают основания геологической датировки образования и вторичных процессов [1-3].

Цель работы – измерение электропроводности и раскрытие связи с составом, направленные на решение задач отдельного предприятия, позволяют прогнозировать свойства общей спектральной природы [4]. Уникальная чистота известняка на Чаньвинском месторождении – фактор предельных свойств, как универсальных эталонов исследований и сырьевой оценки карбонатных оруденений и известковых массивов любого промышленного назначения.

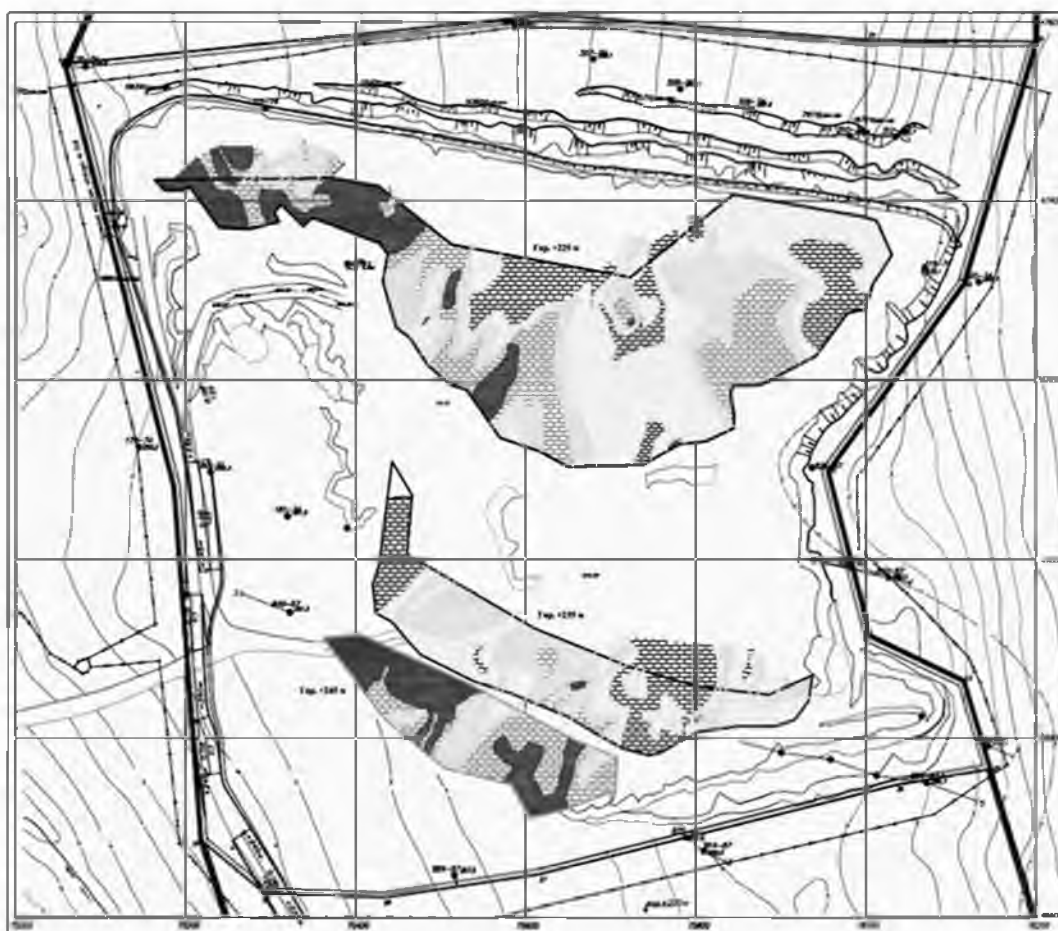
Месторождения известняков (карбонатные провинции) расположены на удалении от главной, магматической гряды Урала, вдоль западного и восточного склона. Известковое сырье востребовано, насчитывается до 8 видов его применения: в качестве флюсов в металлургии, корректирующих добавок к габбро, диабазу минераловатного клинкера, цементов, в содовом производстве и др .. В силу морфологии, геодинамиче-

ских условий и нагорного генезиса ресурсная часть (CaCO_3) включает примеси, фракции или контактирует с фациями определенных составов. Известны: доломитизация (MgO), ожелезнение (Fe), глинизация (Al_2O_3 , как земельная форма- глинозем, или осадочный грунт- закарстованность), углистые включения. Предуралье и Зауралье, в силу промышленных свойств известковой минеральной базы, отчасти специализируются [2]. Например, березниковская минеральная база (Чаньва, Пермский край) и у г. Стерлитамак (Башкирия) – центры содового производства; г. Сухой Лог (Свердловская область) – промышленная база цементной продукции.

Рудничная методика электрометрии. Информацию о литологическом строении получают в ходе детальной разведки, включающей бурение (по общей сети 200х200, в рудных телах 100х100, реже 50х50 метров) и опробование. Эксплуатационная разведка, геофизические измерения по сгущающей сети обеспечивают планирование, обоснование схем отработки (рис. 1). Новая постановка петрофизических измерений и металлометрической интерпретации дает принципиальные возможности высокоточной сырьевой оценки, основанию селекции горной массы по качеству, в решении ряда задач корректировки переделов и обогащения [3-4].

Методику рудничной электрометрии и подходы объемной разведки обеспечивают наблюдения в идентичной среде средне- и мало-глубинного поля; зондирования и съемки по площади; учет неоднородностей. Эл. зондирования строго по сети скважин не выполняются. Линии всегда вблизи или пересекают геологические контакты. Установки ВЭЗ размещаются на дистанции от аномалий, выявляемых по рисунку опережающей съемки площадного срединного градиента ПСГ. Тогда, влияние химических изменений можно наблюдать, и по линейному (латеральному) распределению сопротивления на профилях ПСГ, пересекающих контакты, и на графиках зондирований [1, 3-4].

Линии АВ в ПСГ вдоль блоков в первых моделях равноудалены от откосов. Влияние водных свойств на измерения должно быть равным. Карбонатным породам свойственен трещинно-карстовый тип фильтрации; дренаж – одна из функций откосов, формируемых в ходе горных работ. Практически осушенной оказывается область у поверхности – область разрыхления. Но глубже известняк естественной плотности, не измененный взрывами при отбойке верхних и соседних блоков, природную влажность пониженных значений сохраняет. Потому, линии располагались на дистанции от бермы, ограничивающей откос, тем большей, чем больше высота блока. И, напротив, влияние и скачки влажности можно изучать, если одна из линий ВЭЗ в крест уступа пересечет блок на участке его максимальной высоты.



Содержание глинистого материала и CaCO_3 , %






- | | | |
|----|---|--|
| 1- |  | - 0 - 5 % (CaCO_3 - 100-95 %) |
| 2- |  | - 5 - 15 % (CaCO_3 - 95-85 %) |
| 3- |  | - 15 - 25 % (CaCO_3 - 85-75 %) |
| 4- |  | - 25 - 40 % (CaCO_3 - 75-60 %) |
| 5- |  | - 40 - 60 % (CaCO_3 - 60-40 %) |

Рисунок 1 – План выделенных в Чаньвинском карьере зон известняка различной засоренности

Результаты измерений. В границах карьера, на 3-х горизонтах: 225, 235, 245 были изучены горные блоки на площади 19.05 га. Крупные участки различного засорения были выделены в ходе измерений прошлых лет [2]. Способ вычисления состава и используемые уравнения «теории поля» изложены ранее в работах [1, 3-4]. Методика ПСГ позволила локализовать зоны равномерно глубинного распределения сопротивления. При всех уровнях глинизации были измерены параметрические ВЭЗ, включая эталонные, в силу параллельных нисходящих графиков – обязательное условие интерпретационной схемы (рис. 2).

Линейно-угловые размеры протяженных линий ПСГ, выполненных на втором этапе, выдерживались для недопущения выхода кажущихся сопротивлений за пределы параллельного диапазона. Измерения (шаг 18 м) и расчеты использовались при состав-

лении итоговой карты изолиний глинизации ($\sum C_{\text{глин}}$, %), обратное значение рисунка – распределение содержания ископаемого CaCO_3 (рис. 1).

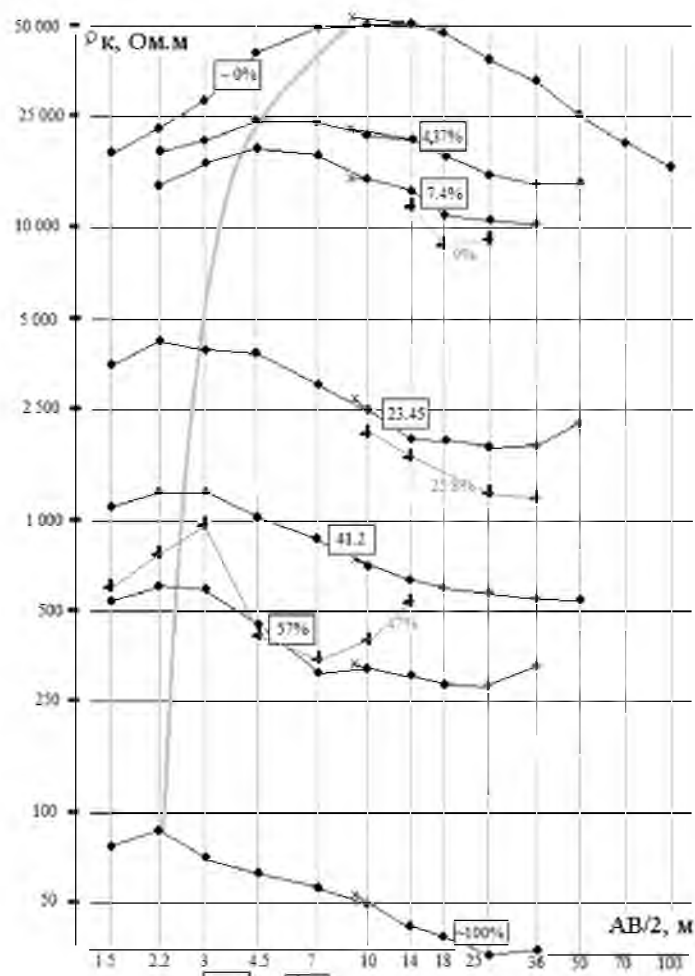


Рисунок 2 – Полевые ВЭЗ при различной равномерной в объеме блока глинизации: 1- точки сопротивлений r_k (, Ом.м) на графиках ВЭЗ, измеренных на блоках равномерной «засоренности»; 2- то же на «кусочно»- однородных блоках; 3- глинизация блока %, 4- линия глубин подошвы слоя разрыхления при БВР на блоках различной глинизации

Суммарное засорение составило 20,96 %. Засорение до 5 % зафиксировано на 12,4 % территории, от 5 до 15 % - на 31,6%, от 15 до 25 – на 23,6%, от 25 до 40 – на 19,9%, от 40 до 70 – на 12,5%. Перерабатывается горная масса с содержанием глин не более 25 %. Было бы ошибкой списывать в отходы $19,9 + 12,5 = 32,4$ % обмеренных объемов (~ 3,38 млн тонн). Продуктивную массу развала формирует отбойка при буровзрывных работах БВР. В линейно неоднородных блоках имеет место продольная селекция, выкладка разных составов. Если доля глин больше предела обогатимости (очищения), горная масса вывозится в отвал, потери относят на технологическое разубоживание. Процесс зависит от углов откоса (физико-механических свойств блока), от функции их отличий от углов плоскостей контактов «руда- порода». Потери рассчитываются и нормируются [5]. Для расчетов исходными данными выступают параметры залегания и локализации глинистых образований.

Литолого-структурная интерпретация. Восточный борт карьера («висячий бок» залежи) на контакте с углистыми породами слагает темно-цветная «оторочка». Здесь известняк имеет приме-

си в земельном виде: доломитизирован и ожелезнен, содержит глинозем. К западу все участки продуктивные: осветленный известняк. Куски при отбойке сохраняют форму чистых кристаллов- скошенный параллелепипед. Имеются окаменелости морской фауны девонского периода. Фактор засорения – зоны повышенного и высокого содержания глин ПВСГ. Термин введен авторами работы [2]. Скальный массив – слоистая толща падением $26,5^\circ$ на восток. Короткая тыльная грань, свойственная идеальному кристаллу CaCO_3 , наклонена на запад под углом 53° . По ней между глыбовыми и малыми, скально-плитчатыми «формами» развиты полувертикальные трещины. Их заполняют зоны ПВСГ при постоянной локализации глин: в слое №1- с содержанием 1 %, в №2- с 20,2 %, в №3- с 50%, в №4- с 90%. В результате интерпретации получены инженерно-геологические разрезы, характеризующие засорение массива (рис. 3).

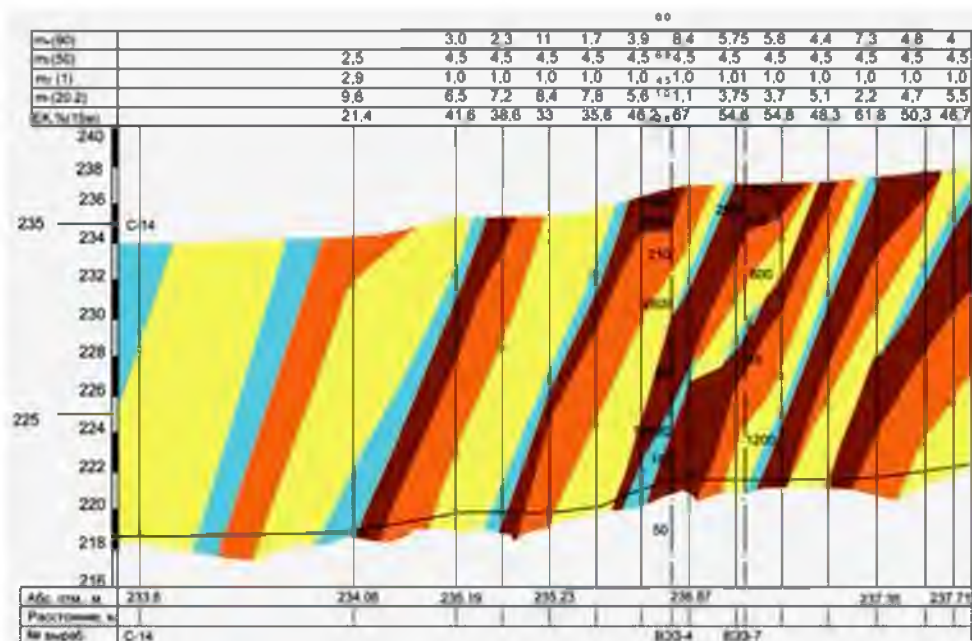


Рисунок 3 – Инженерно-геологический разрез участка максимального загрязнения по данным количественной интерпретации измерений по методике ПСГ и ВЭЗ (2015 г.). Цифры вдоль профиля ПСГ: $m_4(90)$ - мощность, м.; индекс- номер слоя ПВСГ от 1 до 4; в скобках содержание глин, %; $\Sigma C_{гл}$ - содержание глин в разрезе до глубины 15 метров, %. Направление- запад слева, восток справа; минимальное расстояние между измерениями- шаг= 6 метров. Обозначение цветом приводится на рисунке 4.

В интерпретации использовались данные съемки ПСГ и ВЭЗ (рис. 4).

Вычислены наклоны «плоскостей отрыва/ отражения» при БВР. Рост глинизации формирует переход из области единственно упругой деформации в известняках № 1, до упруго-пластической и пластической в загрязненных № 2, № 3, № 4. Глубина разрыхления от действия БВР, как показала интерпретация первых сопротивлений на графиках ВЭЗ (рис.1), понижается № 1=5.65 м; № 2=3.1 м, № 3=2.3 м, № 4=1.8 м . Если в скальном массиве угол отрыва (откоса) совпадает с углом падения «короткой» грани, т.е. для слоя № 1 он составляет 53° – следствие кристаллического строения и залегания. То в слоях 2, 3, 4 при повышении пластической компоненты растет и угол: №2= 67.54° , №3= 72.95° , № 4= 76.5° .

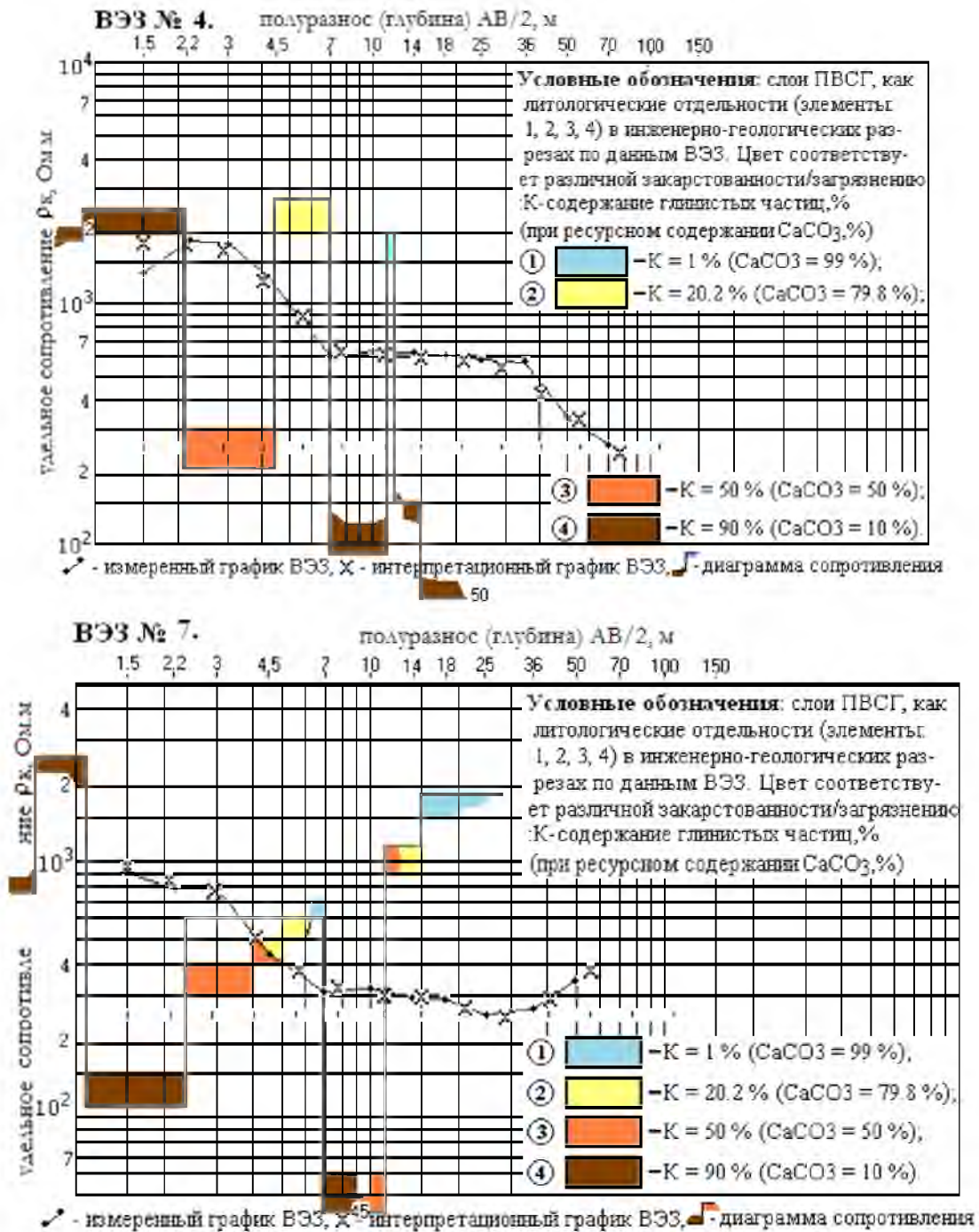


Рисунок 4 – Результаты интерпретации полевых графиков ВЭЗ (№№ 4, 7)

Выводы

1. На изученной площади ресурс CaCO_3 составляет 79.04 объемных %. Отходы в отвал составят 27.82 %, включая 13.61 % из забоев и 14.21 % с площадки предобогащения. Чистый CaCO_3 составит 69.2174 % от добытой горной массы, а от имеющегося ископаемого 87.57 %. Геометрическая интерпретация по данным электротомии показателей залегания контактов с ПВСГ, углов наклона откосов, формируемых взрывом, позволила выполнить высокоточные расчеты естественного засорения и технологических потерь.

2. Термин «закарстованность», выражающий естественное «засорение», не корректен. Слои глин «развиты» в плоскостях кристаллической структуры. Признаков карстопроявлений: суффозии или литологического типа на Чаньвинском месторождении не имеется [6, 7].

3. Аномальные сопротивления чистого известняка идентичны измеренным в условиях бокситового рудника (СУБР) [1, 3-4]. От уровня практически «сухого» известняка в 50 000 – 70 000 Ом.м понижение к уровню 12000- 14000 обусловлено влажностью в области глубин, не затрагиваемой взрывами при отбойке верхних и соседних горизонтов (блоков).

Предложенная технология выявления повышенной засоренности и причин высоких потерь ПИ с использованием геофизической съемки массива на основе электрометрических измерений методами вертикального электрического зондирования (ВЭЗ), площадного срединного градиента (ПСГ) и трехразносного профилирования с четырехэлектродной установкой Шлюмберже (ТП) показала свою высокую эффективность в условиях недостаточной информации о геологической структуре месторождения. Данная технология позволяет производить непрерывный мониторинг засоренности разрабатываемых участков ПИ в карьере при сравнительно небольших затратах по сравнению с традиционными методами доразведки бурением скважин.

Заключение

Результаты исследования минеральной базы содового производства подкрепляют идею единственности петрофизических решений металлометрического анализа широкого перечня магматических и осадочных месторождений. Диапазоны эл. свойств известняков уникальной чистоты и степени сохранности, методы и подходы измерений, интерпретации геофизических данных – базовый пример, раскрывающий возможности изучения и сырьевой оценки карбонатных месторождений широкого перечня промышленного использования, так и фундаментальных исследований петрофизических маркеров геологических процессов.

Исследования выполнены при поддержке РФФИ (грант № 11-05-00159) и в рамках Государственного задания 007-00293-18-00, тема № 0405-2018-0015.

Список литературы

1. Петрофизическая основа применения электрометрии на карбонатных массивах месторождений бокситов (ОАО «СУБР») и магнезитов (ОАО «Комбинат магнезит») / А.В. Тимохин, Ю.В. Лаптев // Горный информационно-аналитический бюллетень.– 2007.- № 3.- С. 267 – 271.

2. Кудряшов А. И. Чаньвинское месторождение известняков / Кудряшов А. И., Фомин В. И., Колесников В. П. – Пермь:[Тип. купца Тарасова], 1999. – 82 с.

3. Геометризация оруденений с применением электрометрии (на примере месторождений огнеупоров и бокситов) / А.В. Тимохин, Ю.В. Лаптев, Р.С. Титов, А.М. Яковлев// Изв. вузов. Горный журнал. – 2012.– №6.– С. 94- 102.

4. Петрофизическая характеристика и геохимическая регистрация (металлометрический принцип) рудных полей, представленных различными гео-типами Mg, Al, Ферминерализации, при разномасштабной сырьевой оценке / А.В. Тимохин, Ю.В. Лаптев, В.Д. Кантемиров, Р.С. Титов, А.М. Яковлев // Глубинное строение, геодинамика, тепловое поле Земли, интерпретация геофизических полей: сб. VIII науч. чтен. памяти Ю.П. Булашевича /ИГФ РАН.- Екатеринбург, 2015.- С. 326- 330

5. Типовые методические указания по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче/ Госгортехнадзор СССР – М., 1972. – 154 с.

6. Соколов Д.С. Основные условия развития карста.- М.: Госгеолтехиздат, 1962.- 322 с.

7. Карстогенный режим фильтрации как фактор полезного сигнала электрометрии для регистрации геометрии пустот и сплошности / Тимохин А.В., Лаптев Ю. В., Кантемиров В.Д., Титов Р.С., Яковлев А. М. // СПб: Инженерная защита. - 2015.- спецвыпуск №1.- С. 116- 126.

УДК 622.271:622.333

ЭКСКАВАТОР ДЛЯ ОСВОЕНИЯ НОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА СЕВЕРЕ РОССИИ

САНДРИГАЙЛО И. Н., АРЕФЬЕВ С. А., ЖУКОВ М. А, САДНОВ Д. С.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

В статье рассмотрены условия и особенности работы карьерных экскаваторов на месторождениях полезных ископаемых, находящихся на севере России. Предложено использовать при освоении новых месторождений в малоосвоенных районах канатных экскаваторов с дизельными двигателями. Приведен опыт создания таких экскаваторов на Уральском заводе тяжелого машиностроения и фирме «Харнишфегер».

Ключевые слова: Север России, освоение новых месторождений, канатный экскаватор, дизельный двигатель.

THE EXCAVATOR FOR THE DEVELOPMENT OF NEW DEPOSITS IN THE NORTH OF RUSSIA

SANDRIGAILO I. N., AREFYEV S. A., ZHUKOV M. A., SADNOV D. S.

Ural State Mining University

The author of the paper considers the conditions and features of mining excavators in the mineral deposits which are located in the North of Russia. It has been offered to use rope excavators with diesel engines at the development of new deposits in underdeveloped areas. It is discussed the experience of creating such excavators at the Ural heavy engineering plant and in the firm "Harnishfeger".

Keywords: the North of Russia, development of new deposits, rope excavator, diesel engine.

Сегодня на север и северо-восток приходится более 50 % от общего объема добычи золота в России, около 100 % добычи алмазов, 97 % добычи платиноидов, значительные объемы добычи никеля, меди, редких земель. Месторождения арктической зоны и прилегающих к ней северных регионов будут играть большую роль в экономике страны и в будущем. Это связано с тем, что там находится более 40 % общероссийских запасов золота, 99 % платиновых металлов, 90 % марганца, от 50 до 90 % запасов никеля, меди, кобальта, олова, сурьмы, вольфрама [1, 2].

Однако, разработка перспективных месторождений Севера связана с необходимостью работы в условиях сурового климата с отрицательной среднегодовой температурой воздуха и при повсеместном распространении многолетнемерзлых пород. Производительность выемочно-погрузочного оборудования в таких условиях в значительной

степени зависит от надежности деталей и узлов, работающих при низких температурах наружного воздуха, а также от качества подготовки мерзлой горной массы. Анализ опыта показывает, что на многих горных предприятиях, осуществляющих добычу полезных ископаемых в регионах с холодным климатом из-за увеличения частоты поломок и более продолжительного ремонта экскаваторов, их производительность зимой снижается в 1,5-2 раза [3, 4, 5].

В связи с тем, что в районе большинства месторождений Севера нет надежных источников электроснабжения, при их отработке сегодня используют в основном гидравлические экскаваторы с дизельными двигателями. Так как в России карьерные гидравлические экскаваторы пока не производятся серийно, это в основном машины, созданные зарубежными фирмами, отличающиеся значительной ценой и требующие периодического приобретения дорогостоящих запасных частей и расходных материалов. При эксплуатации гидравлических экскаваторов в условиях аномально низких температур окружающего воздуха повышается вязкость рабочих жидкостей, используемых в гидравлических системах машин, и снижается эффективность их работы.

Эти экскаваторы по своему конструктивному исполнению в целом сложнее канатных и для обеспечения их работоспособности требуется организация дорогостоящего сервисного обслуживания. Это далеко не всегда возможно в условиях отдаленных северных регионов с плохо развитой инфраструктурой. Для обслуживания и ремонта гидравлических экскаваторов требуется персонал более высокой квалификации, чем тот который осуществляет ремонт канатных мехлопат. Необходимо строгое соблюдение жесткого режима замены расходных материалов, а также сохранение чистоты рабочих жидкостей и проведение мероприятий по предупреждению появления их утечек и прорывов гидрокоммуникаций. В условиях Севера для обеспечения эффективной работы гидравлических машин часто требуется использование специальных арктических комплектов оборудования.

В тоже время известно, что современные канатные карьерные экскаваторы могут успешно работать при низких температурах, в условиях загрязненной и запыленной среды. Максимальный радиус черпания у них больше, чем у многих применяемых сегодня гидравлических машин с аналогичной вместимостью ковша (Таблица).

Основные параметры канатных и гидравлических экскаваторов

Параметры	Канатные экскаваторы			Гидравлические экскаваторы		
	ЭКГ-5А	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЕХ-1200	ЕХ-1900	ЕХ-2600
Вместимость основного ковша, м ³	5,2	10	15	5,9	11	15
Максимальный радиус черпания, м	14,5	18,4	22,6	11,5	13,5	14,06
Эксплуатационная масса экскаватора, т	196	410	690	114	191	252

В значительной степени это связано с тем, что гидравлические экскаваторы имеют шарнирное сочленение рукояти со стрелой. Так как линейные параметры рабочего оборудования у них меньше, чем у канатных мехлопат, требуется располагать гидравлические экскаваторы ближе к уступу, что отрицательно влияет на безопасность работ. В ряде случаев необходимо снижение высоты обрабатываемого уступа [5, 6, 7, 8, 9, 10, 11].

В связи с меньшими рабочими параметрами гидравлического экскаватора, требуется при погрузке горной массы устанавливать автосамосвал ближе к нему, что также снижает уровень безопасности работ (Рисунок).

Так как кабины канатных экскаваторов находятся на более высоком уровне, чем на гидравлических машинах, при их применении улучшаются видимость и условия работы машиниста при погрузке горной массы в крупные карьерные автосамосвалы [12, 13, 14].

Машинист гидравлического экскаватора должен чаще переезжать ближе к забою и чаще маневрировать. Это, помимо прочего, приводит к повышенному износу ходового механизма. Канатный экскаватор, имея больший радиус черпания, отгружает больший объем горной массы с одной точки стояния и перемещается существенно реже.

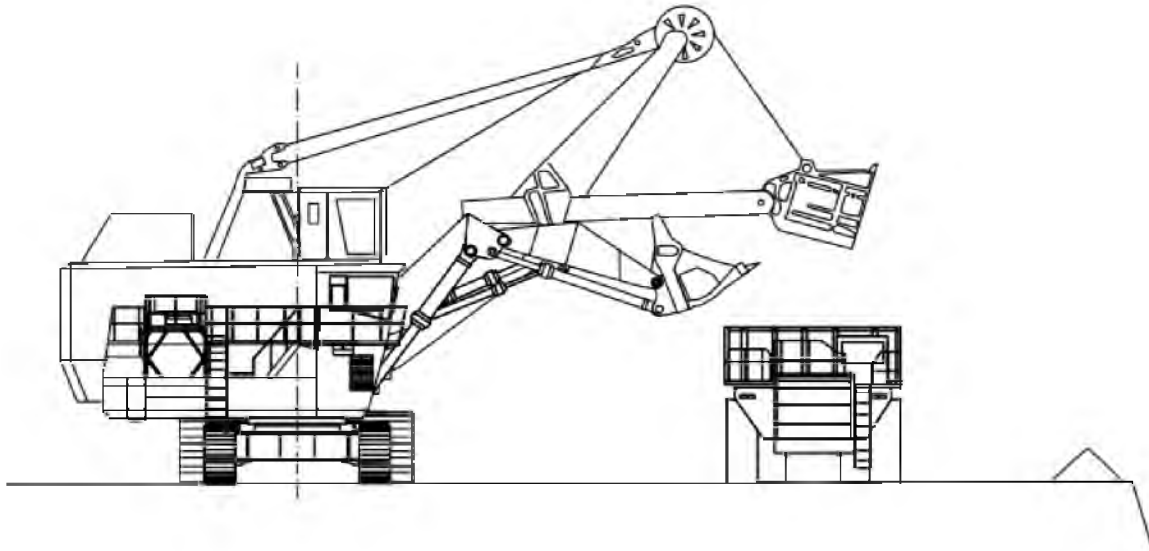


Схема установки автосамосвала под погрузку

Имея большую эксплуатационную массу и устойчивость, по сравнению с гидравлическими экскаваторами, канатные мехлопаты, часто обеспечивают достижение более высокой производительности в забоях с плохо взорванной горной массой. Они меньше подвержены откатыванию назад во время черпания, особенно при работе на сильно промерзших породах месторождений Севера.

Срок эксплуатации карьерного канатного экскаватора существенно больше, чем у гидравлического с аналогичной вместимостью ковша.

Объединить преимущества канатных и гидравлических экскаваторов возможно путем создания канатных карьерных экскаваторов с дизельными двигателями. Опыт создания и производства механических лопат с дизельным приводом имеется у крупнейшего отечественного производителя карьерных экскаваторов – Уральского завода тяжелого машиностроения. Созданный на основе широко известной серийной механической лопаты ЭКГ-5А, канатный экскаватор ЭКГ-5Д имел близкие с ней технические параметры. Первичными двигателями у него являлись два дизеля, приводящие во вращение генераторы постоянного тока. Один генератор обеспечивал питание привода подъема, второй приводов напора, поворота, хода и вспомогательных приводов. Существовала возможность установки на экскаватор, как отечественных, так и импортных дизелей. Топливный бак объемом 3800 литров обеспечивал практически непрерывную работу в забое в течение суток.

В условиях Севера просторный кузов ЭКГ-5Д позволял проводить его техническое обслуживание и ремонт основных механизмов в более комфортных условиях, чем у дизельных гидравлических экскаваторов. Это особенно важно зимой, при низких температурах, в регионах, где нет развитой ремонтной базы.

То, что канатный дизельный экскаватор ЭКГ-5Д был создан на базе ЭКГ-5А - надежной машины, успешно применявшейся при отработке сложных забоев в любых

климатических условиях, позволило быстро и с малыми затратами освоить его производство и успешно внедрить в эксплуатацию. При изготовлении многих деталей для ремонта ЭКГ-5Д, не требовалась столь высокая чистота обработки поверхностей, как для гидравлических систем. Запасные части для ЭКГ-5Д имели меньшую цену и не являлись дефицитными. Для обслуживания этого экскаватора уже имелся хорошо обученный, опытный ремонтный персонал. В результате экскаваторы ЭКГ-5Д, из опытной партии, выпущенной Уральским заводом тяжелого машиностроения, хорошо зарекомендовали себя, работая на целом ряде горных предприятий России.

В последние годы на концепцию канатных карьерных экскаваторов с дизельными двигателями обратили внимание и ведущие зарубежные производители горного оборудования, ранее выпускавшие машины только с электрическим приводом. Так фирма «Харнишфегер» изготовила крупный канатный карьерный экскаватор R&H 2650CX с дизель-электрической силовой установкой. Эта машина с ковшем вместимостью 31,1 м³, способна загружать за один цикл 59 тонн горной массы, и предназначена для работы в комплексе с крупными карьерными автосамосвалами. Она удачно сочетает преимущества электрических карьерных канатных механических лопат и дизельных гидравлических экскаваторов.

По данным фирмы «Харнишфегер» применение на горнодобывающих предприятиях новой мехлопаты R&H 2650CX должно обеспечить снижение суммарных затрат на добычу полезного ископаемого на 10-15 % по сравнению с крупными дизельными гидравлическими экскаваторами. Это достигается благодаря уменьшению на 25 % расходу топлива, высокой производительности (увеличение коэффициента готовности до 3 %) и снижению на 5-10 % затрат на техническое обслуживание и ремонт. За счет больших рабочих параметров появляется возможность повысить безопасность проведения выемочно-погрузочных работ в карьере.

В связи со сказанным выше, представляется целесообразным вернуться к рассмотрению возможности производства отечественных канатных карьерных экскаваторов с дизельным приводом и их использования при освоении новых месторождений, расположенных на севере России.

Список литературы

1. Додин Д. А., Каминский В. Д., Евдокимов А. Н., Супруненко О. И. Российская Арктика: минерально-сырьевые ресурсы, стратегия их изучения и освоения, Горный журнал, 2008. № 2. С. 22- 29.
2. Лаженцев В. Н. Проблемы топливно-энергетического и минерально-сырьевого секторов хозяйства Севера, Вестник РАН, 2007. Т. 77. № 7. С. 34-38.
3. Махно Д. Е. Эксплуатация и ремонт карьерных экскаваторов в условиях Севера. М.: «Недра», 1984. - 138 с.
4. Оводенко Б. К. Горные работы на карьерах Заполярья. Л.: Изд-во ЛГИ, 1972. - 253 с.
5. Кох П. И. Климат и надежность машин. М.: Машиностроение. 1981. - 205 с.
6. Poderni R. Y., Koelsh H. R. Adaptation of Hydraulic Shovels for Arctic Temperature of Yakutia Region // Proceedings Mine Planning and Equipment Selection (MPES) Conference. 1-3 December 2010 – Fremantle, W. Australia. 2010.
7. Беляков Ю. И. Выемочно-погрузочные работы на карьерах. М.: Недра. 1987. - 178 с.
8. Колесников В. Ф., Корякин А. И., Стрельников А. В. Технология ведения выемочных работ с применением гидравлических экскаваторов. Кемерово.: Кузбассвузиздат, 2009. 143 с.

9. Литвин О. И. Техническое перевооружение экскаваторного парка в компании «Кузбассразрезуголь» // Горный журнал. 2008. № 5. С. 23-25.

10. Литвин О. И., Романов А. А. Обновление экскаваторного парка – решение главной задачи по созданию крупной компании мирового уровня // Уголь. 2008. № 9. С. 3-6.

11. Репин Н. Я., Репин Л. Н. Выемочно-погрузочные работы: учеб. пособие. М.: Изд-во «Горная книга». 2012. - 267 с.

12. Подэрни Р. Ю. Анализ современного состояния мирового рынка поставок выемочно-погрузочного карьерного оборудования (колесных погрузчиков и гидравлических экскаваторов) // Горная промышленность. 2014. № 1. С. 22-32.

13. Подэрни Р. Ю. Механическое оборудование карьеров. М.: Изд-во «Майнинг Медиа Групп». 2013. - 594 с.

14. Скобелев Л. С. Совершенствование конструкции и повышение надежности мощных карьерных гидравлических экскаваторов// Горный журнал. 1983. № 8. С. 52-54.

УДК 622.271.1

ТЕМПЕРАТУРНЫЙ РЕЖИМ В ДРАЖНОМ АНГАРЕ

КИСЛЯКОВ В.Е., НАФИКОВ Р.З.

ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», Красноярск

Рассмотрена проблема снижения производительности драг при работе в условиях отрицательных температур, которая особенно актуальна для месторождений, расположенных в условиях Крайнего Севера, где добычный сезон ограничен климатическими условиями. Показаны существующие способы продления дражного сезона, а также предложен способ изолирования дражного разреза современными искусственными материалами. Проведен опыт для подтверждения эффективности данного способа путем создания экспериментальной установки в виде ангара. В качестве изолирующего материала выбран поликарбонат, обладающий рядом достоинств. Получена математическая модель, позволяющая определить температуру внутри дражного ангара в зависимости от температуры воды разреза и окружающего воздуха. Доказано, что применение предлагаемого способа позволит продлить добычный сезон.

Ключевые слова: россыпное месторождение, драга, производительность, добычный сезон, зимний период, изолирующая конструкция.

THE TEMPERATURE REGIME IN THE DREDGING OF THE HANGAR

KISLYAKOV V. E., NAFIKOV R. Z.

Siberian Federal University, Krasnoyarsk

The problem of decrease in productivity of dredges at work in the conditions of negative temperatures which is especially actual for the deposits located in the conditions of the Far North where the mining season is limited by climatic conditions is considered. The existing ways of prolonging the dredging season are shown, and a method for isolating the dredge open cut with modern artificial materials is proposed. The experiment was carried out to confirm the

effectiveness of this method by creating an experimental installation in the form of a hangar. As the insulating material selected polycarbonate, which has a number of advantages. The obtained mathematical model allows to determine the temperature inside the hangar dredge depending on the water temperature section and the ambient air. It is proved that the application of the proposed method will allow to prolong the mining season.

Keywords: placer deposit, dredge, productivity, mining season, winter period, insulating structure.

На сегодняшний день Россия занимает лидирующую позицию по золотодобыче [1]. При этом значительная доля добычи золота приходится на россыпные месторождения (рис. 1). Условия залегания россыпей позволяют эффективно разрабатывать их с применением относительно простой технологии. При разработке россыпей высокие технико-экономические показатели имеет дражный способ разработки. Данный способ обладает рядом достоинств, таких как возможность реализации в сложных гидрогеологических условиях, высокая производительность, минимальная себестоимость и др.



Рисунок 1 – Объем добычи золота в России в 2009-2015 гг.

Большее половины россыпных месторождений России, обрабатываемых дражным способом, находятся в неблагоприятных климатических условиях на территории Сибири и Дальнего Востока. В период отрицательной температуры эксплуатационные затраты резко увеличиваются, а производительность драги падает, что существенно ограничивает добычный сезон, который может составить всего 160-180 дней.

Продление дражного сезона не всегда позволяет достичь необходимого экономического эффекта. В большинстве случаев отказываются от продления сезона без максимально достоверных технико-экономических обоснований. В связи с этим сдерживается интенсивное освоение обводнённых месторождений, расположенных в районах Крайнего Севера. Поэтому проблема продления дражного сезона, с целью повышения эффективности использования дражного оборудования в течение года, является актуальной.

В связи с этим на сегодняшний день существует целый ряд способов, позволяющих продлить добычный сезон [2-5]. Одним из них является установка пропеллерных

насосов на конструкцию драги, обеспечивающих вертикальную циркуляцию воды от дна водоема к поверхности. Также применяется химический способ посыпкой альгинатом натрия и стеаратом цинка водных акваторий, удалось поддерживать их в незамерзающем состоянии в течение зимнего периода. Данные вещества способствуют созданию на поверхности акваторий мягкого губчатого снега вместо ледяного покрова. Для более эффективной оттайки льда в качестве реагентов применяют хлорид кальция, натрия, аммония, калия, а также сульфид натрия, фторид натрия и бикарбонат калия. Способ поддержания незамерзающих водных акваторий с помощью горячей воды или пара, отбираемых от котельных установок драг, также находит применение при дражных работах в зимний период. Известно применение плавающих пен. В результате изолирования водной поверхности дражного разреза от воздействия отрицательной температуры воздуха окружающей среды предотвращается образование льда. К механическим способам относится разрушение льда ледорезными машинами, паровыми, водяными или электрическими тепловыми резаками. Также к механическим способам можно отнести ручную резку льда. Данный способ в большинстве случаев носит вспомогательный характер. Обычно применение ручных работ связано с уборкой наледей на черпаковой раме, свайном аппарате или других узлах драги. В некоторых случаях применяют комбинированные способы. Однако, практика показывает, что все вышеперечисленные способы не получили широкого применения из-за высоких экономических и энергетических затрат, трудоемкости работ и экологического ущерба окружающей среде.

Наиболее перспективным способом продления добычного сезона является изолирование дражного забоя от воздействия отрицательных температур [6-7]. Данный способ имеет ряд преимуществ, таких как: возможность бесперебойной работы при наступлении устойчивых отрицательных температур, отсутствие необходимости ежегодных капиталовложений в создание конструкции, простота эксплуатации, снижение простоев в зимний период на ремонтные работы. Так как этот способ не применялся на предприятиях, то был проведен эксперимент для подтверждения эффективности изолирования дражного разреза. Для этого выполнена установка в виде ангара, схема которой приведена на рис. 2.

Установка выполнена для драги 250Д в масштабе 1:100 и имеет следующие размеры: высота – 270 мм, ширина – 520 мм и длина – 1250 мм. Стенки ангара изготовлены из сотового поликарбоната. Поликарбонат выбран в качестве изолирующего материала благодаря ряду преимуществ перед аналогичными материалами (стекло, полиметилметакрилат и др.). К достоинствам поликарбоната можно отнести малый удельный вес, низкую теплопроводность, устойчивость к резким температурным перепадам, долговечность, высокую светопропускную способность. Толщина выбранного для эксперимента поликарбоната составила 3,5 мм, а коэффициент светопропускания 0,92. Ангар устанавливается на твердое основание и все зазоры герметизируются таким образом, чтобы исключить свободную циркуляцию воздуха из установки. С торцевой части выполняется отверстие для установки инфракрасной камеры модели IR928+. Камера предназначена для съемки данных движения и распределения температурных полей, с помощью которых возможно определить среднюю температуру внутри изолированного пространства. Температурный диапазон измерения камеры составляет от -20 до 500 °С с погрешностью 2 °С.

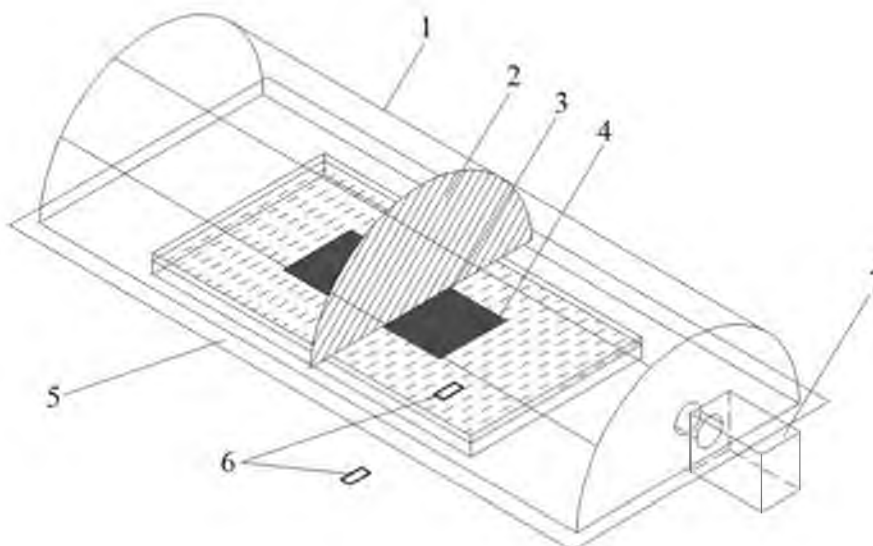


Рисунок 2 – Схема экспериментальной установки:
 1 – ангар; 2 – экран из фольги; 3 – модель драги; 4 – емкость с водой; 5 – основа-
 ние; 6 – термодатчики; 7 – инфракрасная камера

В центральной части ангара устанавливают экран из фольги для съемки распределения тепловых полей. Экран устанавливают над водой посередине ангара, причем таким образом, чтобы его нижняя часть не соприкасалась с установкой, в результате чего сохраняется свободная циркуляция потоков воздуха внутри установки. В емкость с водой, а также снаружи ангара устанавливаются термодатчики, позволяющие производить замеры температуры, как воды, так и воздуха.

Эксперимент проводили в три этапа: при температуре окружающего воздуха -7 , -5 , -3 °С. В ходе каждого этапа в изолированное пространство устанавливают емкость с водой. Начальная температура воды, при которой происходит съемка тепловых полей в ангаре, принята 20 °С. Далее съемку производят, когда температура воды составит 18 , 16 , 14 и 12 °С.

Для визуализации снимков инфракрасной камеры использовалось программное обеспечение GuideIr Analyser. Распределения температурных полей в экспериментальной установке представлены на рис. 3.

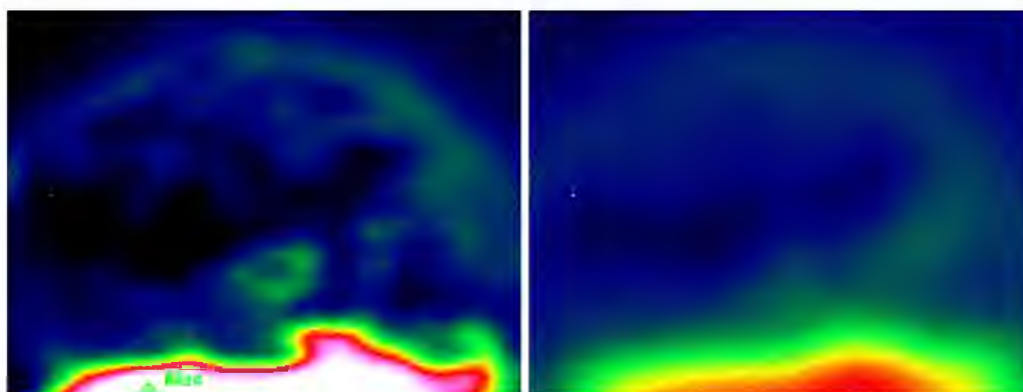


Рисунок 3 – Пример распределения температурных полей в изолированном пространстве

Для определения средней температуры в изолированном пространстве снимки распределения тепловых полей в программной среде Guide IrAnalyser разбивают изо-термами, ограничивающими поля с одинаковой температурой (рис. 4).

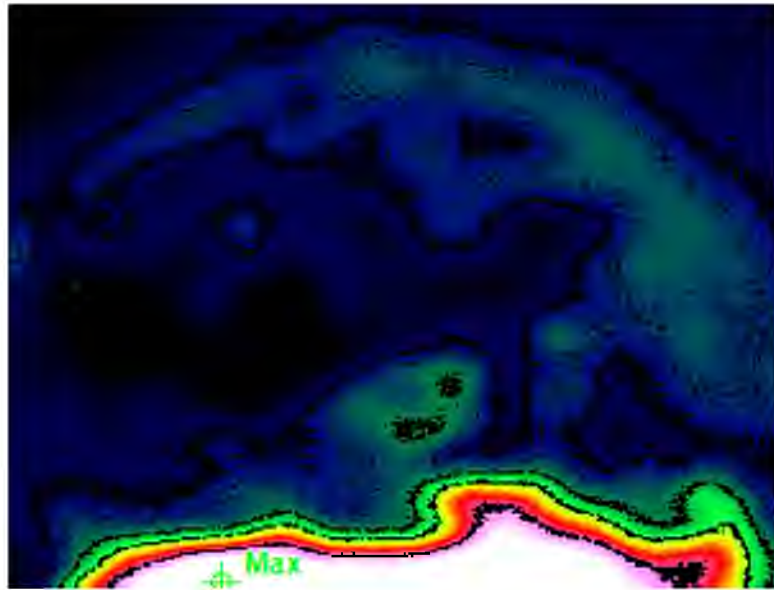


Рисунок 4 – Тепловые поля, разделенные изотермами

Количество участков определялось из максимального перепада температур в изолированном пространстве. Так, для снимков с перепадами температур в 18 °С было выделено 6-7 тепловых участков, а для снимков с перепадами в 5 °С это значение снижалась до 3-4.

Далее снимки с нанесенными на них изотермами экспортируют в программную среду AutoCAD. С помощью данного программного обеспечения тепловые снимки оцифровывали и определяли площади температурных полей. По полученным данным рассчитывали средневзвешенную температуру воздуха внутри ангара.

Результаты расчета средней температуры воздуха в ангаре в зависимости от температуры воды и температуры окружающего воздуха представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Средняя температура воздуха в ангаре

№	$T_{o.b}$		-11	-9	-7	-5	-3
	T_b						
1	20		-7,92	-5,3	-1,98	3,92	8,08
2	18		-8,03	-5,44	-2,2	3,2	7,44
3	16		-8,1	-5,51	-2,44	2,8	7
4	14		-8,15	-5,58	-2,61	2,58	6,37
5	12		-8,18	-5,7	-2,81	2,35	6,02

По полученным данным строится график зависимости температуры воздуха в ангаре от температуры воды и от температуры окружающего воздуха. Данные уравнения имеют линейный вид:

$$T_a = a \cdot T_{\text{вод}} + b, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (1)$$

где $T_{\text{вод}}$ – температура воды, °С; а и b – эмпирические коэффициенты.

Методом множественной корреляции была получена математическая модель, позволяющая, с погрешностью до 10%, определить температуру воздуха внутри ангара в зависимости от температуры воды и окружающего воздуха:

$$T_a = (0,04 \cdot T_{\text{во}} + 0,38) \cdot T_{\text{вод}} + (1,72 \cdot T_{\text{во}} + 8,19), \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2)$$

где $T_{\text{во}}$ – температура окружающего воздуха, $^\circ\text{C}$.

В результате проведенного эксперимента было установлено, что температура внутри ангара значительно выше температуры окружающего воздуха, что позволяет продлить добычный сезон. Так, например, при использовании данной технологии на россыпных месторождениях, расположенных на 63° с. ш., добычный сезон увеличиться от 180 дней до 240. В случае с обрабатываемыми месторождениями, расположенными ниже 59° с. ш., их отработку возможно производить круглогодично за счет поддержания забоя в незамерзающем состоянии.

Список литературы

1. Золотодобывающая промышленность России: итоги 2015 года и прогноз развития отрасли до 2020г. URL: http://www.miningworld.ru/ru-RU/images/files/1-Kashuba_Zolotodobyvaiushchaia-promyshlennost-Ros.aspx (дата обращения: 24.05.2017).
2. Молочников, Л.Н. Эксплуатация и ремонт оборудования гидромеханизации / Л.Н. Молочников, В.В. Ляшевич. – М.: Недра, 1982. – 198 с.
3. Ялтанец И.М. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Часть 3. Гидромеханизированные и подводные работы: Учебник для вузов / И.М. Ялтанец. – М.: Издательство «Мир горной книги», 2006. – 546 с.
4. Шорохов С.М. Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений / С.М. Шорохов. – М.: Недра, 1973. – 766 с.
5. Попов, Ю.А. Гидромеханизация земляных работ в зимнее время / Ю.А. Попов, Д.В. Рощупкин. – Л.: Стройиздат. Ленингр. отд-ние, 1979. – 186 с.
6. Кисляков В.Е. Параметры изолирующей конструкции при дражной разработке в условиях отрицательных температур / В.Е. Кисляков, Р.З. Нафиков // Известия тульского государственного университета. Науки о Земле. Вып. 2. – 2016. – 95-101 с.
7. Кисляков В.Е. Способ продления дражного сезона / В.Е. Кисляков, Р.З. Нафиков // Фундаментальные научные исследования: теоретические и практические аспекты, том II: сб.

УДК 622.271

ДОБЫЧА ПЕСКА И ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНОЙ СМЕСИ В ПРИАМУРЬЕ СРЕДСТВАМИ ГИДРОМЕХАНИЗАЦИИ

АБРАМЕЦ В. С.

ФГБОУ ВО «Дальневосточный государственный университет путей сообщения»

Гидромеханизированная добыча песка и песчано-гравийной смеси из русел судоходных рек, озер, водохранилищ с помощью земснарядов различных конструкций получила значительное распространение в России и за рубежом. В Хабаровском крае из русловых месторождений добывается более 90% песчано-гравийных материалов, а в Амурской области более 30%. В статье проводится анализ оборудования задействованного

на подводной разработке песчано-гравийных материалов их последующей транспортировке и перегрузке. Основными техническими средствами, задействованными при разработке русловых месторождений, являются гидравлические фрезерные земснаряды и земснаряды с плоским грунтоприемником, также применяют механические земснаряды с грейферным оборудованием. Применение производительной техники при подводной разработке рыхлых строительных горных пород позволяет обеспечить небольшую себестоимость полезных ископаемых и высокую рентабельность производства.

Ключевые слова: русловые месторождения, земснаряд, пульпопровод, речной толкач, баржа, погрузчик.

EXTRACTION OF SAND AND SANDIC-GRAVEL MIX IN PRIAMURIA BY MEANS OF HYDROMECHANIZATION

ABRAMETS V. S.

Far Eastern State Transport University

Hydromechanized mining of sand and sandic-gravel mix from the channels of navigable rivers, lakes, reservoirs with the help of dredgers of various designs has gained considerable distribution in Russia and abroad. In the Khabarovsk Territory, more than 90% of sand and gravel materials are extracted from the channel deposits, and in the Amur Region more than 30%. The article analyzes the equipment involved in the underwater development of sand and gravel materials for their subsequent transportation and handling. The main technical tools involved in the development of channel deposits are hydraulic milling dredgers and dredgers with a flat ground receiver, also use mechanical dredgers with grab equipment. The use of productive technology for underwater mining of loose building rocks allows for a low cost of minerals and high profitability of production.

Keywords: channel deposits, dredge, slurry pipeline, river pusher, barge, loader.

Извлечение полезных ископаемых является в настоящее время безальтернативной необходимостью, в связи с этим комплексное освоение и сохранение недр Земли является стратегическим направлением развития фундаментальных и прикладных исследований [1]. Гидромеханизованная добыча песка и песчано-гравийной смеси из русел судоходных рек, озер, водохранилищ с помощью земснарядов различных конструкций получила значительное распространение в России и за рубежом [2-6]. Подводная добыча рыхлых строительных горных пород в сравнении с открытой разработкой имеет ряд преимуществ. Так себестоимость гидромеханизованной добычи и погрузки полезных ископаемых земснарядами намного ниже себестоимости открытой добычи с применением одноковшовых экскаваторов [7-8]. При подводной выемке полезных ископаемых не требуется отчуждения значительных площадей под создание карьеров и отвалов, подъездных дорог и других объектов горного производства. Кроме того, отсутствуют сложности и расходы, связанные с откачкой воды или даже остановкой работ по причине притока грунтовых вод и при интенсивных осадках. Появляется возможность использования водного транспорта без проведения перегрузочных работ для доставки добытых строительных горных пород потребителям в случае их расположения вблизи водных коммуникаций [9-10].

В Приамурье, к которому территориально можно отнести Хабаровский край, Амурскую область и Еврейскую автономную область большая часть получаемого песка и песчано-гравийной смеси добывается из обводненных месторождений с помощью средств гидромеханизации. Так в Хабаровском крае из русловых месторождений добы-

вается более 90% песчано-гравийных материалов, а в Амурской области более 30%. В Хабаровском крае подводная добыча строительных горных пород осуществляется тремя предприятиями на 10 русловых месторождениях, в Амурской области двумя предприятиями на двух месторождениях. Наиболее крупными по величине разведанных запасов и объемам добычи являются «Корсаковское», «Владимировское», «Индустриальное», «Хохлацкое» и «Кировское» русловые месторождения песчано-гравийных материалов. Добытые строительные материалы в основном используются в транспортном строительстве для устройства дорожного полотна, а также после отсева крупных фракций в качестве мелкого заполнителя в строительные растворы и в сухие строительные смеси.

ОАО «Хабаровский речной торговый порт», ООО «Амуркварц» и ЗАО «Торговый порт Благовещенск» являются крупнейшими предприятиями Приамурья, ведущими разработку русловых месторождений песка и песчано-гравийных материалов. Основными техническими средствами, задействованными при разработке русловых месторождений, являются гидравлические фрезерные земснаряды и земснаряды с плоским грунтоприемником, в частности земснаряды «Портовый-12» и «Портовый-13» проекта Р-109, земснаряд 3 ГДЭС «Амур», земснаряд Гр УТ 2000/63, земснаряд «Портовый-9» проекта Р-010. Также применяются плавучие краны (механические земснаряды с грейферным оборудованием), а именно плавкраны КПЛ-16-30, КПЛ-5-30, ПТ-35.

Для перевозки песчано-гравийных материалов до места выгрузки используются речные толкачи РТ-600 проекта Р-1740 и РТ проекта 911В, буксиры-толкачи проекта 911Р и проекта 1741, а также баржи МБ-2500, МБ-1500, МП-1000 и МП-600, реже пульпопроводы. При выгрузке применяются гидравлические перегружатели проекта Р-68, которые выгружают полезное ископаемое из барж на специальные карты намыва по установленным трубопроводам, также разгрузка барж может осуществляться плавкранами.

Освоение русловых месторождений Приамурья осуществляется в течение навигационного периода длящегося с апреля по октябрь и равному примерно 180 дням. Большинство разрабатываемых русловых месторождений Приамурья располагаются в районе г. Хабаровска и г. Благовещенска и их пригородов. Предприятия, ведущие разработку русловых месторождений, используют как свою добычную, перегрузочную и транспортирующую речную технику, так и арендованную. Наибольшие объемы добычи в Приамурье приходятся на несамоходные гидравлические земснаряды проекта Р-109, которые оборудованы краном для монтажных работ, рамоподъемной лебедкой, носовыми и кормовой лебедками, грунтовым насосом, насосом гидрорыхлителя, рамой с всасывающим трубопроводом, гидрорыхлителем, грунтоприемником и имеют следующие основные технические параметры:

- технологическая производительность по добыче песчано-гравийной смеси - $600\text{ м}^3/\text{час}$ (по добыче песка до $1000\text{ м}^3/\text{час}$);
- максимальная глубина обработки месторождения - 12,5м;
- параметры добычного блока земснаряда с учетом углов откоса бортов выемки составляют: ширина по верху – 52м, ширина по подошве – 11м, длина – 200м, высота – 12м.

Разработка русловых месторождений гидравлическим земснарядом осуществляется следующим образом. Перед началом добычных работ гидравлическим земснарядом проводятся подготовительные работы, заключающиеся в инструментальной разбивке и закреплении блоков месторождения по периодам разработки, разбивке створов и установке створных знаков. При этом углы блоков на воде отмечаются бакенами, а створные плоскости, закрепляющие углы блоков и створы серий – деревянными столбами и вехами. Разработка месторождения земснарядом ведется траншейным спосо-

бом. Вскрытие залежи осуществляется проведением пионерной траншеи для обеспечения доступа к полезному ископаемому и создания фронта добычных работ. Вскрышные породы обычно представлены тонкозернистым илисто-глинистым песком. Оработка участка месторождения производится одним добычным уступом. Добыча полезного ископаемого ведется на полную мощность залегания на максимально возможную для земснаряда глубину. Оработка ведется одной сплошной заходкой с перемещением земснаряда вверх по течению реки.

Земснаряд на добычном участке устанавливается на носовой и боковые якоря с возможностью свободного перемещения судна по длине их тросов. К бортовым швартовочным устройствам земснаряда швартуют баржи. Забор песчано-гравийного материала производится через сосун грунтонасоса землесосного снаряда. Поступающее через грунтонасос и трубопровод полезное ископаемое по боковым лоткам в состоянии пульпы выливается в ванную баржи. При заглублении рабочего органа земснаряда на проектную глубину, происходит одновременное перемещение земснаряда к станковому якорю вместе с пришвартованной баржей, нагружаемой полезным ископаемым. Пульпа, поступающая на баржу при загрузке, разделяется на воду, которая через донные выпуски бортов, кормовые и носовые окна сливается в водоем, и полезное ископаемое, оседающее в ванне баржи. Заполнение баржи ведется от кормы к носу, при этом, по мере загрузки баржи, земснаряд швартовыми тросами постепенно спускает баржу вдоль своего борта. Баржа грузится на осадку с учетом уровня воды в месте разработки и подходов к земснаряду. На некоторых небольших месторождениях добычные работы ведутся с использованием механических земснарядов с грейферным оборудованием (плавкранов) различных типоразмеров.

Транспортирование добытого полезного ископаемого осуществляется несамоходными баржами с использованием речных толкачей. Загружаются баржи поочередно с обоих бортов земснаряда без прекращения его работы при смене барж. С одного борта баржи загружаются только в случае недостаточных глубин с другого борта земснаряда или при работе в стесненных условиях. Грузоподъемность применяемых барж составляет 600, 1000, 1500 и 2500 тонн, осадка которых в порожнем состоянии составляет 0,41-0,47м, а в груженом состоянии - 1,78-2,68м.

Разгрузка барж осуществляется с помощью гидравлических перегружателей или кранами, оборудованными грейферными ковшами [11]. С карт намыва отгрузка песка потребителям в автотранспорт осуществляется с помощью погрузчиков или экскаваторов [10], на вспомогательных работах могут быть задействованы бульдозеры.

Проведенный анализ технических средств задействованных при гидромеханизированной добыче песка и песчано-гравийных смесей показывает, что на русловых месторождениях Хабаровского края, в сравнении с месторождениями Амурской области задействовано более крупное добычное, перегрузочное и транспортное оборудование. Применение гидравлических земснарядов является эффективным и экономичным методом добычи и переработки больших объемов строительных горных пород. Разработка русловых месторождений кварцевого песка и песчано-гравийных смесей с использованием высокопроизводительной добычной и перегрузочной техники, а также водного транспорта позволяет обеспечить сравнительно небольшую себестоимость добычи полезных ископаемых.

Список литературы

1. Трубецкой К.Н. Решение проблем экологически сбалансированного освоения месторождений открытыми геотехнологиями // Горный журнал. 2018. №6. С. 71-76.
2. Шпанский О.В., Буянов Ю.Д. Технология и комплексная механизация добычи нерудного сырья для производства строительных материалов // М.: Недра, 1996. – 462 с.

3. Чебан А.Ю. Разработка русловых и обводненных месторождений песка и песчано-гравийных материалов в Приморском крае // Вестник государственного университета морского и речного флота им. адмирала С.О. Макарова. 2016. №5. С. 97-103.
4. Добыча нерудных строительных материалов в водных объектах. Учет руслового процесса и рекомендации по проектированию и эксплуатации русловых карьеров / Мин-во природных ресурсов и экологии РФ, СТО ФГБУ «ГГИ» 52.08.31. – 2012.
5. Чебан А.Ю. Техническое оснащение предприятий по добыче нерудных строительных материалов в Хабаровском крае // Механизация строительства. 2017. №2. С. 23-26.
6. Адамов Е.И., Отделкин Н.С., Сикарев С.Н. Устройства, снижающие потери сыпучих грузов при перегрузке грейферными кранами // Вестник государственного университета морского и речного флота имени адмирала С.О. Макарова. 2014. №6 (28). С. 129-133.
7. Чебан А.Ю. Добычный комплекс для открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых // Горное оборудование и электромеханика. 2017. №3. С. 8-11.
8. Филиппова Д.А. Баланс сточных вод при перегрузке песка гидромеханизованным способом // Вестник государственного университета морского и речного флота имени адмирала С.О. Макарова. 2014. №2 (24). С. 151-155.
9. Чебан А.Ю. Комплекс для перегрузки насыпных строительных материалов в средства водного транспорта // Вестник государственного университета морского и речного флота имени адмирала С.О. Макарова. 2015. №5 (33). С. 43-47.
10. Чебан А.Ю. Устройство для перегрузки насыпных строительных материалов из автосамосвалов в железнодорожный транспорт // Механизация строительства. 2016. Т. 77. №2. С. 33-36.
11. Алексеев А.В. Анализ структуры современных складов сыпучих грузов / Алексеев // Наука и техника транспорта. 2013. №3. С. 84-87.
12. Шемякин С.А., Матвеев Д.Н., Чебан А.Ю. Экскаватор одноковшовый с рабочим органом двухцелевого назначения // Горное оборудование и электромеханика. 2015. №3. С. 15-19.

УДК 622.271

ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ УСОВЕРШЕНСТВОВАННЫХ КАРЬЕРНЫХ КОМБАЙНОВ

ЧЕБАН А. Ю., ХРУНИНА Н. П.

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения
Российской академии наук

Применение карьерных комбайнов при разработке сложноструктурных месторождений способствует повышению коэффициента извлечения и улучшению качества добываемых полезных ископаемых. На некоторых сложноструктурных месторождениях угля слагающие массив горные породы значительно различаются по физико-механическим характеристикам, в частности по прочности, в результате чего горнотехнические условия работы комбайнов постоянно изменяются, что отрицательно сказывается на их производительности, надежности, количестве расходуемых резцов. В статье предлага-

ется конструкция усовершенствованного карьерного комбайна с рабочим органом, оборудованным поворотными резцами двух типов предназначенных для разработки угля и прочных породных пропластков. Кроме того, конструкция рабочего органа обеспечивает возможность изменения схемы расстановки резцов. Предлагаемое конструктивное решение позволяет повысить производительность карьерного комбайна, снизить энергоемкость разрушения горных пород и уменьшить их переизмельчение.

Ключевые слова: фрезерный рабочий орган, резцы, схема расстановки, прочные пропластки, горная масса.

TECHNOLOGY OF DEVELOPMENT OF COMPLEX STRUCTURAL COAL DEPOSITS WITH THE APPLICATION OF IMPROVED CAREER COMBINE

CHEBAN A.Y., KHRUNINA N. P.

Mining Institute of the Far Eastern Branch of Russian Academy of Sciences

The use of open-pit miners in the development of complex-structured deposits contributes to an increase in the recovery rate and an improvement in the quality of the extracted minerals. At some complex structural coal deposits, the rocks that form the massif vary considerably in their physical and mechanical characteristics, in particular in terms of strength, as a result of which the mining and technical conditions for combines are constantly changing, which negatively affects their performance, reliability, and the number of cutters. The article proposes the construction of an improved mining combine with a working body equipped with rotary cutters of two types intended for the development of coal and durable rock layers. In addition, the design of the working body provides the ability to change the layout of the incisors. The proposed constructive solution allows to increase the productivity of a career combine, to reduce the energy intensity of the destruction of rocks and to reduce their overgrinding.

Keywords: milling tool, cutters, layout, durable seams, rock mass.

Повышение качества добываемых полезных ископаемых, уменьшение потерь при их добыче, полнота использования добытых ресурсов, минимизация утилизируемых отходов являются важными показателями эффективности горного производства [1-3]. Основной объем угля добывается открытым способом, при этом удельная доля угля, добываемого на разрезах, продолжает расти. Необходимо отметить, что ряд угольных месторождений характеризуются сложной структурой, разработка таких месторождений с применением традиционных технологий, при которых рыхление массива осуществляется взрывным способом, приводит к перемешиванию полезного ископаемого с пустой породой [4-6]. Вести селективную выемку полезных ископаемых из сложноструктурных массивов позволяют карьерные комбайны. Применение комбайнов позволяет отказаться от ведения буровзрывных работ, способствует повышению коэффициента извлечения и улучшению качества добываемых полезных ископаемых [7-10]. В настоящее время карьерные комбайны применяются для разработки месторождений угля, известняков, мрамора, бокситов, алмазов и других полезных ископаемых во многих странах мира [11-14].

На некоторых сложноструктурных месторождениях угля слагающие массив горные породы значительно различаются по физико-механическим характеристикам, в частности по прочности на одноосное сжатие, в результате чего возникают технические проблемы, которые заключаются в том, что комбайнам приходится постоянно переходить от «легких» условий работы к «средним» или даже «тяжелым». Это отрицательно сказывается на их производительности, надежности, количестве расходуемых резцов.

Так на разрезе Талдинский породные прослои представлены песчаниками, алевролитами и сидеритами прочностью до 8-12 единиц по шкале М.М. Протодряконова многократно превышают прочность каменного угля. В связи с чем, для обеспечения эффективной работы комбайна KSM-2000R горный массив предварительно подготавливался к выемке путем применения растворов поверхностно-активных веществ [15]. На Восточно-Бейском разрезе (Хакассия) разрабатывается многопластовая залежь, в основном представленная пластами со средней мощностью от 1 до 3,5м, угольные пласты характеризуются сложным строением, и содержат от 2-3 до 10 пачек каменного угля прочностью около 1,5-2 единиц по шкале М.М. Протодряконова [10]. Пласты и пачки полезного ископаемого разделены прослоями аргиллитов, алевролитов, песчаников и гравеллитов, прочностные свойства указанных пород изменяются от 3-4 до 6-8 единиц по шкале М.М. Протодряконова.

Для интенсификации процесса разрушения сложноструктурных массивов сложенных породами, значительно различающимися по прочностным свойствам, разработаны рабочие органы комбайнов с комбинированным режущими инструментами. Целью создания таких исполнительных органов является расширение технологических возможностей горного оборудования, снижение энергоемкости и повышение производительности процесса резания при работе комбайна в периодически изменяющихся горно-геологических условиях. Недостатком обеих конструкций является наличие на наружной поверхности барабана исполнительного органа неработающих режущих инструментов, взаимодействующих с отбитой горной массой, что приводит к ее ненужному переизмельчению и возникновению дополнительных сопротивлений вращению рабочего органа, приводящим к повышению энергоемкости процесса фрезерования.

Наличие большого количества мелких фракций в добываемом угле снижает его качество и рыночную стоимость, а также предопределяет потери горной массы при погрузке, транспортировании, перегрузке и хранении [16]. Кроме того, в ряде случаев, сжигание угля, содержащего значительное количество мелких фракций, приводит к снижению коэффициента полезного действия топочных устройств, уменьшает эффективность и экологическую безопасность использования топлива [17]. Для повышения качества углей производят их сортировку с удалением мелочи, в результате чего накапливается большое количество отходов, занимающих значительные территории и негативно влияющих на окружающую среду, перспективным направлением переработки отсевов является производство топливных брикетов [18].

Для обеспечения минимального выхода мелких фракций при разработке угольных месторождений комбайны вместо исполнительного органа стандартной конструкции оснащаются специальными, так называемыми «угольными», исполнительными органами с удлиненными резцами и увеличенным расстоянием между ними, что обеспечивает больший выход крупных фракций. Недостатком исполнительных органов с удлиненными редко расставленными резцами является их непригодность для разработки прочных породных пропластков, замена же таких исполнительных органов на стандартные и, наоборот, при смене разрабатываемой породы ведет к значительным потерям времени, а, следовательно, снижению производительности комбайнов [19].

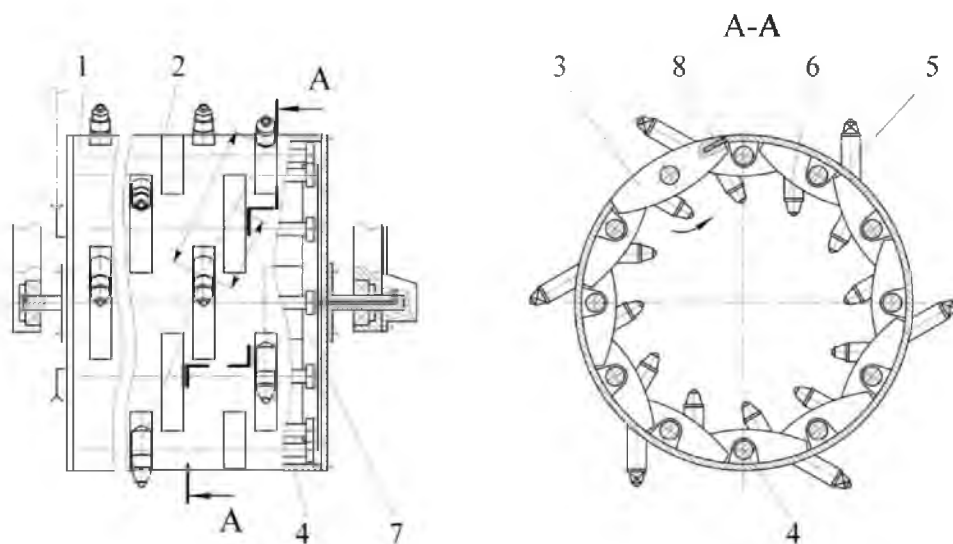
На Дальнем Востоке России характерным примером сложноструктурного месторождения является Эльгинское угольное месторождение [6]. На данном месторождении добывается коксующийся и энергетический уголь нескольких технологических марок, по качеству углей и по запасам Эльгинское месторождение относится к уникальным. Углевмещающая часть, предназначенная для открытых горных работ, общей мощностью 200м содержит 22 угольных пласта в основном с пологим залеганием 2-5°. Большинство пластов имеют сложное строение и включают от 1-2 до 10-12 породных

прослоев, представленных углистыми алевролитами и аргиллитами, мелкозернистыми, реже среднезернистыми песчаниками.

Разработка сложноструктурных участков Эльгинского месторождения с применением буровзрывных работ и экскаваторной выемки приведет к перемешиванию угля и пустой породы, что значительно повысит зольность полезного ископаемого и снизит его качество и стоимость. Использование комбайна обеспечит селективную выемку полезного ископаемого и породных прослоев, однако, с учетом весьма сложной горно-геологической структуры отдельных участков месторождения потребуется частая замена «угольного» исполнительного органа комбайна на стандартный исполнительный орган, и наоборот, что предопределяет дополнительные простои комбайна и уменьшение коэффициента использования рабочего времени машины.

Для устранения вышеперечисленных недостатков в Институте горного дела ДВО РАН разработан усовершенствованный фрезерный рабочий орган карьерного комбайна и технология разработки сложноструктурных угольных месторождений с его применением. Усовершенствованный фрезерный рабочий орган обеспечивает возможности изменения схемы расстановки резцов, а также изменения длины (типа) резцов в процессе работы комбайна (рис.).

Усовершенствованный фрезерный рабочий орган состоит из корпуса 1 с прорезями 2, в которых установлены диски 3. Диски 3 установлены на валах 4, размещенных внутри корпуса 1 рабочего органа. На дисках 3 установлены резцы: удлиненные резцы 5 предназначены для разработки угля, а стандартные резцы 6 – для разработки прочных породных пропластков. Шаг расстановки удлиненных резцов 5 по отношению к шагу расстановки стандартных резцов 6 увеличен в два раза. На концах валов 4 закреплены шестерни, взаимодействующие с приводом 7. Диски 3 оснащены стопорами 8, которые замыкаются после установки резцов в рабочее положение. Перед рабочим органом установлены датчики системы распознавания границ слоев горного массива.



Усовершенствованный фрезерный рабочий орган карьерного комбайна для разработки сложноструктурных угольных месторождений

При разработке угля в рабочем положении находятся удлиненные резцы 5 (рис.). Удлиненные редко расставленные резцы 5 разрушают массив угля с выходом минимального количества мелких фракций. В случае встречи с породным пропластком срабатывает система распознавания границ слоев, комбайн останавливается, и фрезерный

рабочий орган приподнимается. Привод 7 через шестерни поворачивает валы 4, в результате чего производится поворот дисков 3 в прорезях 2. Диски 3 поворачиваются на 180° против часовой стрелки, в результате чего происходит замена удлиненных угольных резцов 5 на стандартные породные резцы 6. Стопоры 8 не препятствуют повороту дисков 3 в направлении против часовой стрелки. После переустановки резцов рабочий орган комбайна опускается и начинается фрезерование породного пропластка. При этом крутящие моменты, возникающие на дисках 3 в результате взаимодействия резцов 6 с породой, воспринимаются стопорами. После отработки пропластка и необходимости вновь разрабатывать угольный массив, аналогичным путем происходит переустановка стандартных резцов 6 на удлиненные резцы 5. При этом поворот дисков 3 на 180° вновь осуществляется против часовой стрелки.

Исследования в области совершенствования конструкций фрезерных рабочих органов, а также автоматизация рабочего процесса карьерных комбайнов, является актуальной задачей. Использование карьерных комбайнов с рабочими органами, оснащенными комбинированными резцами изменяемой схемой расстановки, при разработке сложноструктурных угольных месторождений, снизит выход мелких фракций угля, уменьшит энергоемкость фрезерования и расход топлива и увеличит производительность карьерного комбайна.

Список литературы

1. Яковлев В.Л. Состояние, проблемы и пути совершенствования открытых горных разработок // Горный журнал. 2009. №11. С. 11-14.
2. Трубецкой К.Н., Корнилков С.В., Яковлев В.Л. О новых подходах к обеспечению устойчивого развития горного производства // Горный журнал. 2012. №1. С. 15-19.
3. Чебан А.Ю. Способ доработки глубокого карьера с применением фрезерных машин // Маркшейдерия и недропользование. 2017. №4. С. 23-29.
4. Щадов В.М. Открытая разработка сложноструктурных угольных месторождений Восточной Сибири и Дальнего Востока. – 2-е изд., стер. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. 298 с.
5. Чебан А.Ю. Селективная разработка Эльгинского угольного месторождения с применением выемочно-сортировочного комплекса // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 4. С. 247-254.
6. Ермаков С.А., Гаврилов В.Л., Хосоев Д.В., Хоютанов Е.А. Улучшение качества угля за счет селективной разработки сложноструктурного Эльгинского каменноугольного месторождения // Наука и образование. 2012. № 1. С. 24-29.
7. Чебан А.Ю. Совершенствование технологий открытой разработки месторождений с использованием карьерных комбайнов и отвалообразователей // Записки горного института. 2015. Т. 214. С. 23-27.
8. Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Wirtgen Surface Miner в Индии. Опыт селективной разработки угольных месторождений // Горная промышленность. 2003. №4. С. 40-47.
9. Шемякин С.А., Матвеев Д.Н., Чебан А.Ю. Экономическое обоснование эффективности безвзрывной селективной выемки полезного ископаемого и вмещающих пород с использованием технико-технологических комплексов на основе фрезерных комбайнов // Горный журнал. 2015. №2. С. 43-46.
10. Ицков Я.Ю., Юдин С.В., Леоненко А.Н., Майнагашев А.С., Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Применение карьерного комбайна Wirtgen 2200SM при разработке Восточно-Бейского каменноугольного месторождения // Горная промышленность. 2002. №2. С. 43-45.
11. Чебан А.Ю. Классификация конструкций карьерных комбайнов // Недропользование XXI век. 2015. №5 (55). С. 64-69.

12. Чебан А.Ю. Совершенствование техники и технологий безвзрывной разработки горных пород : моногр. / А. Ю. Чебан. - Хабаровск: ИГД ДВО РАН, 2017. - 260 с.
13. Ghose A.K. New technology for surface mining in the 21st century – emerging role for Surface Miner // Journal of Mines Metals and Fuels. 2008. Vol. 56, № 3-4. P. 41–43.
14. Сандригайло И.Н., Арефьев С.А., Чеботарев С.И. Определение параметров и показателей работы карьерных комбайнов при добыче мрамора // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. 2016. Т.15. №21. С. 362-366.
15. Анистратов Ю.И., Штейнцайг Р.М., Воронков Г.Я., Кузнецов А.Г., Хаспеков П.Р. Перспективы расширения сферы применения безвзрывных технологий в открытой угледобыче // Горная промышленность. 1998. № 2. С. 14-19.
16. Малолетнев А.С., Мазнева О.А., Наумов К.И. Получение гранулированного бытового топлива из мелких классов углей Подмосковского и Канско-Ачинского бассейнов // Химия твердого топлива. 2012. №2. С. 47-54.
17. Шувалов Ю.В., Тарасов Ю.Д., Никулин А.Н. Обоснование рациональных технологий получения топливно-энергетического сырья на основе твердых горючих углесодержащих отходов // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. №8. С. 243-247.
18. Москаленко Т.В., Михеев В.А., Ворсина Е.В. Перспективы внедрения брикетирования углей в Республике Саха (Якутия) // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2018. № S39. С. 3-11.
19. Чебан А.Ю. К вопросу об определении производительности карьерных комбайнов в различных условиях эксплуатации // Системы. Методы. Технологии. 2014. №3. С. 145-148.

УДК 622.271

СПОСОБ ПОДГОТОВКИ СЕЗОННО ПРОМЕРЗШИХ УСТУПОВ К ВЫЕМКЕ ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ЕГО ОСУЩЕСТВЛЕНИЯ

ЧЕБАН А. Ю., ХРУНИНА Н. П.

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения
Российской академии наук

Вскрышные породы многих дальневосточных разрезов представлены мелкозернистыми наносными породами, которые при промерзании обладают относительно высокой прочностью и повышенным сопротивлением выемке, что приводит к значительным сложностям при разработке вскрыши в холодное время года. В статье предлагается способ разупрочнения сезонно промерзших уступов путем нарезания в мерзлоте наклонных и горизонтальных щелей с целью подготовки массива к разработке одноковшовым карьерным экскаватором. Нарезание щелей ведется гидравлическим экскаватором, оборудованным специальным дискофрезерным оборудованием, состоящим из телескопической стрелы, рамы, фрезы с приводом и гидроцилиндров управления. Применение предлагаемого способа позволит отказаться от проведения буровзрывных работ и снизить себестоимость добычи полезного ископаемого.

Ключевые слова: мерзлота, выемка, экскаватор, фреза, телескопическая стрела.

METHOD OF PREPARATION OF SEASONALLY FROZEN ACCESS TO EXTRUDING ONE BUCKET EXCAVATORS AND EQUIPMENT FOR IMPLEMENTING IT

CHEBAN A. Y., KHRUNINA N. P.

Mining Institute of the Far Eastern Branch of Russian Academy of Sciences

The overburden rocks of many Far Eastern sections are represented by fine-grained sedimentary rocks, which, when frozen, have relatively high strength and increased resistance to excavation, which leads to considerable difficulties in developing overburden during the cold season. The article proposes a method of softening seasonally frozen ledges by cutting inclined and horizontal slots in the frozen ground in order to prepare the massif for the development of a single-bucket mining excavator. The cutting of the slots is conducted by a hydraulic excavator equipped with special disc milling equipment consisting of a telescopic boom, a frame, a cutter with a drive and hydraulic cylinders of control. The application of the proposed method will allow to abandon the drilling and blasting operations and reduce the cost of mining.

Keywords: permafrost, excavation, excavator, mill, telescopic boom.

На Дальнем Востоке России ведется добыча различных полезных ископаемых, в том числе драгоценных, черных и цветных металлов, бурого и каменного угля. Крупными угледобывающими регионами являются Якутия и Приморский край, значительные объемы угля добываются в Амурской области и Хабаровском крае [1-2]. Добыча угля ведется круглогодично, причем около 70% угля обеспечивает открытая разработка месторождений [3].

Разработка угольных месторождений ведется машинами циклического и непрерывного действия: механическими и гидравлическими одноковшовыми экскаваторами, роторными экскаваторами, карьерными комбайнами и другими горными машинами [4-8]. С целью повышения эффективности и экологической безопасности горного производства продолжают научные исследования по совершенствованию традиционного горного оборудования и технологических схем его применения, а также созданию перспективных образцов горных машин [9-12].

Вскрышные породы многих дальневосточных разрезов, например Райчихинского, Лучегорского, Ерковецкого и ряда других представлены мелкозернистыми наносными породами (глинами, суглинками, супесями), которые при промерзании обладают относительно высокой прочностью и повышенным сопротивлением выемке, что приводит к значительным сложностям при разработке вскрыши в холодное время года. Даже в южных регионах Дальнего Востока длительность сезонного промерзания пород превышает 5...6 месяцев, при этом глубина промерзания достигает 2,0-2,5 м, а иногда и более. В ноябре месяце при небольшой глубине промерзания (до 0,5...0,7 м) карьерные экскаваторы, осуществляющие вскрышные работы, достаточно успешно «взламывают» промерзший откос непосредственно рабочим оборудованием. Однако, начиная с декабря месяца при глубине промерзания более 0,7 м, подготовка вскрышных пород к выемке ведется с применением буровзрывного способа. Ведение буровзрывных работ значительно повышает себестоимость добычи полезного ископаемого, ведет к простоям выемочной техники и оказывает отрицательное влияние на окружающую среду, а также имеет ряд других недостатков.

С целью исключения буровзрывных работ разрабатываются различные способы механического разупрочнения сезонно мерзлых пород, например с применением экскаваторов, оборудованных ковшами с рыхлящими зубьями [13-14], однако при увеличе-

нии глубины промерзания более 0,7м данный тип оборудования становится малоэффективным. Мерзлые и полускальные породы можно эффективно разрушать с помощью рыхлителей на базе тяжелых гусеничных тракторов [15-16], но данные машины не могут обеспечить разупрочнение наклонной поверхности уступа. В работе [17] предлагается способ разупрочнения промерзших уступов на угольном разрезе с применением бурового станка и роторного траншейного экскаватора. Разупрочнение откоса уступа производится путем бурения скважин рядами на всю высоту уступа с оставлением между скважинами промежутков мерзлоты, которые ковш карьерного экскаватора может выломать. Ослабление рабочей площадки уступа ведется путем отрывки траншей роторным траншейным экскаватором. Данный способ имеет существенные недостатки: во-первых, в связи оставлением в промерзшем откосе уступа промежутков между скважинами, в процессе копания в металлоконструкции карьерного экскаватора будут возникать значительные перегрузки, что может привести к его поломке; во-вторых, копание траншей ведет к ненужному переизмельчению большого количества горной массы, а, следовательно, повышению энергоемкости работ.

Институтом горного дела ДВО РАН предлагается способ подготовки сезонно промерзших уступов к выемке одноковшовыми экскаваторами и оборудование для его осуществления. Ослабление сезонно промерзшего откоса 1 и рабочей площадки 2 уступа 3 предлагается вести экскаватором 4, оснащенным специальным дискофрезерным оборудованием 5 (рис.). Специальное дискофрезерное оборудование 5 включает телескопическую стрелу 6, к выдвижной секции которой крепится рама 7. Фреза 8 установлена на раме 7 с внецентренным зацеплением, что обеспечивает значительную глубину прорезаемых щелей при относительно небольшом диаметре фрезы. Управление специальным дискофрезерным оборудованием 5 осуществляется путем поворота и выдвижения телескопической стрелы 6 и гидроприводом вращения фрезы 8.

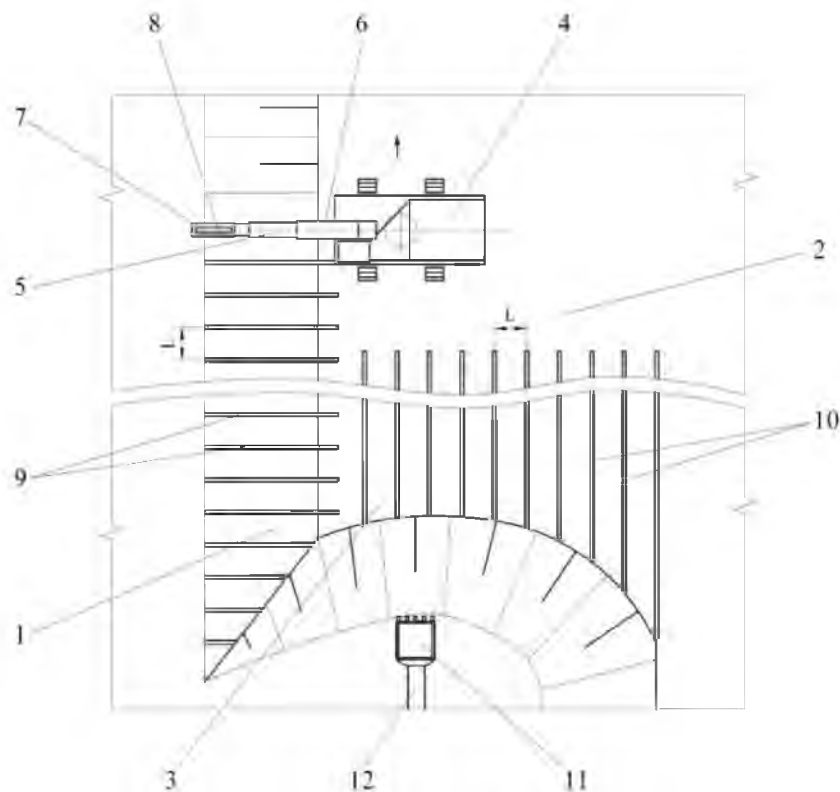


Схема подготовки сезонно промерзших уступов к выемке одноковшовым экскаватором путем нарезания наклонных и горизонтальных щелей

В начале производится разупрочнение откоса 1 уступа 3 путем нарезания наклонных щелей 9. Для этого экскаватор 4 со специальным дискофрезерным оборудованием 5 устанавливается на рабочую площадку 2 разупрочняемого уступа 3, после чего телескопическая стрела 6 поднимается в рабочее положение, включается гидропривод вращения фрезы 8, при этом фреза 8 входит в контакт с породой. Осуществляется нарезание наклонной щели 9 сверху вниз за счет выдвижения телескопической стрелы 6.

После нарезки наклонной щели 9 специальное дискофрезерное оборудование 5 экскаватора 4 возвращается в исходное положение, и экскаватор 4 смещается вдоль уступа 3 на расстояние L к месту нарезания новой наклонной щели 9. После нарезания наклонных щелей 9 экскаватором 4 со специальным дискофрезерным оборудованием 5 на рабочей площадке 2 уступа 3 нарезаются горизонтальные щели 10. Расстояние L между щелями 9, 10 принимается с учетом геометрических размеров ковша 11 одноковшового экскаватора 12. Наклонные и горизонтальные щели 9, 10 нарезается на глубину промерзания уступа 3. В результате разупрочнения промерзших поверхностей 1, 2 уступа 3 за счет нарезания щелей 9, 10 появляется возможность разработки вскрышных пород одноковшовым карьерным экскаватором 12.

Применение предлагаемого способа подготовки сезонно мерзлых пород к выемке одноковшовым карьерным экскаватором позволит отказаться от проведения буровзрывных работ, снизить себестоимость добычи полезного ископаемого, уменьшить динамические перегрузки агрегатов и элементов металлоконструкции одноковшового карьерного экскаватора, что положительно скажется на долговечности работы карьерного экскаватора, а также позволит ограничить выход негабаритных кусков мерзлой породы.

Список литературы

1. Байсаров Р.С. Проблемы и перспективы реализации приоритетных проектов освоения угольных месторождений Восточной Сибири и Дальнего Востока // Горная промышленность. 2016. № 2. С. 20-25.
2. Плакитин Ю.А., Плакитина Л.С., Дьяченко К.И. Анализ развития угольной промышленности в Дальневосточном федеральном округе в 2000-2015 гг. // Горный журнал. 2017. № 2. С. 12-16.
3. Чебан А.Ю. Выемочная техника, задействованная на угольных разрезах в южной части Дальневосточного региона // Вестник Тихоокеанского государственного университета. 2013. №3. С. 81-84.
4. Линник Ю.Н., Линник В.Ю. Анализ состояния добычи угля открытым способом в России // Горное оборудование и электромеханика. 2012. № 10. С. 2-6.
5. Чебан А.Ю. Селективная разработка Эльгинского угольного месторождения с применением выемочно-сортировочного комплекса // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 4. С. 247-254.
6. Гаврилов В.Л., Ермаков С.А., Хосоев Д.В. Оценка состояния открытой разработки угольных месторождений Центральной и Северной Якутии // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2010. №11. С. 29-36.
7. Шемякин С.А., Матвеев Д.Н., Чебан А.Ю. Экономическое обоснование эффективности безвзрывной селективной выемки полезного ископаемого и вмещающих пород с использованием технико-технологических комплексов на основе фрезерных комбайнов // Горный журнал. 2015. № 2. С. 43-46.
8. Панкевич Ю.Б. Влияние технологических особенностей горного производства на технико-экономическую оценку месторождений полезных ископаемых // Рациональное освоение недр. 2014. № 3. С. 42-50.

9. Трубецкой К.Н. Решение проблем экологически сбалансированного освоения месторождений открытыми геотехнологиями // Горный журнал. 2018. № 6. С. 71-76.

10. Чебан А.Ю. Добычный комплекс для открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых // Горное оборудование и электромеханика. 2017. №3. С. 8-11.

11. Сандригайло И.Н., Арефьев С.А., Чеботарев С.И. Использование самоходного перегружателя для увеличения производительности карьерного комбайна // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 4. С. 225-233.

12. Чебан А.Ю. Экспериментальные исследования процесса разрушения породы резцами фрезерного рабочего органа // Вестник Тихоокеанского государственного университета. 2012. №1. С. 125-128.

13. Шемякин С.А., Домнин Ю.В., Крадинов И.С. Ковши одноковшовых гидравлических экскаваторов для разработки мерзлого грунта // Строительные и дорожные машины. 1982. № 8. С. 4-6.

14. Шемякин С.А., Матвеев Д.Н., Чебан А.Ю. Экскаватор одноковшовый с рабочим органом двухцелевого назначения // Горное оборудование и электромеханика. 2015. №3. С. 15-19.

15. Чебан А.Ю. Способ подготовки прочных горных пород к выемке при ведении строительных и добычных работ // Механизация строительства. 2017. №9. С. 20-23.

16. Анистратов Ю.И. Справочник по открытым горным работам / Ю.И. Анистратов, К.Ю. Анистратов, М.И. Щадов. – М.: НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с.

17. Мамаев Ю.А. Безвзрывная технология вскрышных работ в зимний период / Мамаев Ю.А., Шемякин С.А. // Горный журнал. 2001. №8. С. 24-26.

УДК 622.271

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ БЕЗВЗРЫВНОЙ ВЫЕМКИ КРУТОНАКЛОННЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

САПЕГИН Ю.К.

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения
Российской академии наук

Достоинствами многих маломасштабных месторождений является богатое содержание полезных компонентов в руде и небольшая глубина ее залегания. В настоящее время в горное производство внедряется новая высокопроизводительная техника, позволяющая вести безвзрывную выемку относительно прочных горных пород. В статье проводится анализ технических устройств и технологических схем для разработки маломасштабных месторождений твердых полезных ископаемых. Предлагается конструкция добычного агрегата для механической разработки крутонаклонных рудных тел умеренной мощности. Добычный агрегат оборудован гусеничной ходовой частью, бульдозерным оборудованием, телескопической стрелой, на которой установлен фрезерный барабан и каретка с ковшом для выемки из забоя разрыхленной рудной массы. Применение предлагаемого добычного агрегата работающего в комплекте с гусеничными самосвалами позволит вести освоение месторождений находящихся в труднодоступных местах с обеспечением минимальной величины коэффициента вскрыши.

Ключевые слова: маломасштабные месторождения, добычный агрегат, фрезерование, рудная масса, гусеничный самосвал.

IMPROVING THE TECHNOLOGY OF THE OPEN UNLOCKED EXTREME EXTRACTION OF ORE BODY TILES

SAPEGIN Y. K.

Mining Institute of the Far Eastern Branch of Russian Academy of Sciences

The advantages of many small-scale deposits is the rich content of useful components in the ore and the small depth of its occurrence. At present, new high-performance equipment is being introduced into the mining industry, allowing non-explosive excavation of relatively strong rocks. The article analyzes the technical devices and technological schemes for the development of small-scale solid mineral deposits. The design of a mining unit for the mechanical development of steeply inclined ore bodies of moderate thickness is proposed. The mining unit is equipped with a tracked undercarriage, dozer equipment, a telescopic boom on which a milling drum and a carriage with a bucket are mounted for digging out the loose ore mass from the bottom. The application of the proposed mining unit working complete with tracked dump trucks will allow the development of deposits located in hard-to-reach places with a minimum value of overburden.

Keywords: small-scale deposits, mining unit, milling, ore mass, tracked dump truck.

Минерально-сырьевой комплекс является важнейшей составляющей экономики России, а реализация минеральных ресурсов за рубежом обеспечивает основную долю валютных поступлений в страну [1]. В связи с постепенным истощением минерально-сырьевой базы крупных месторождений твердых полезных ископаемых все больший интерес для горнодобывающих предприятий начинают представлять маломасштабные месторождения. Достоинствами многих маломасштабных месторождений является богатое содержание полезных компонентов в руде и небольшая глубина ее залегания [2]. К недостаткам можно отнести пространственную удаленность многих маломасштабных месторождений друг от друга и от крупных горнодобывающих предприятий, труднодоступность, что ведет к значительным затратам при освоении данных месторождений.

В настоящее время внедряется новая высокопроизводительная горная техника непрерывного действия, позволяющая вести безвзрывную выемку каменного угля, известняков, фосфоритов, мрамора и других полезных ископаемых [3-9]. В горное производство в России и за рубежом внедряются комплексы глубокой разработки пластов (КГРП), предназначенные, прежде всего для доработки запасов карьерных полей угольных месторождений [10]. Комплекс глубокой разработки пластов, представляет собой комбайн с дистанционно управляемым рабочим органом, внедряемым в пласт с помощью упорных усилий конвейера, последовательно наращиваемого по мере углубления и образующий единый став между поверхностным и выемочным модулями. Данная конструкция позволяет вести разработку только горизонтальных и пологонаклонных пластов, поскольку конвейер комплекса обеспечивает транспортировку горной массы под углом не более 18-20°.

Известны конструкции фрезерных устройств, позволяющие отрывать вертикальные выемки с целью возведения в массиве вертикальных стен [11]. Дисковые фрезы разрабатывают породу, а измельченная горная масса удаляется всасывающей системой пневмотранспортирования. Данные конструкции не позволяют разрабатывать наклонные выемки и прочные горные породы, поскольку фрезы подвешены на канатах и напор на забой осуществляется только за счет собственного веса рабочего органа.

Для доработки кимберлитовых месторождений предлагаются углубочные комплексы, включающие углубочные экскаваторы и гусеничные автосамосвалы, фрезерные машины и гусеничные скреперы, обеспечивающие возможность движения по дорогам с продольным уклоном до 30% [12-13], однако данные технологии не целесообразно применять для разработки маломасштабных рудных тел. Известны способы выбуривания кернов алмазосодержащей руды [14].

В работе [15] предлагается конструкция комплекса для разработки маломасштабных крутопадающих месторождений включающая колесное шасси, телескопическую стрелу с промежуточной секцией и головной секцией на которой установлен фрезерный рабочий орган. Комплекс оборудован системой пневмотранспортирования отфрезерованной горной массы и выдвижными опорами для обеспечения устойчивости комплекса при разработке месторождения. К недостаткам комплекса можно отнести невысокую надежность и долговечность системы пневмотранспортирования, малую проходимость колесного ходового оборудования, а также необходимость применения дополнительной техники, в частности бульдозера, для ведения вскрышных, планировочных и вспомогательных работ.

В Институте горного дела ДВО РАН разработана конструкция добычного агрегата для открытой безвзрывной выемки крутонаклонных рудных тел и технология его применения. Технология открытой безвзрывной выемки крутонаклонных рудных тел осуществляется следующим образом. Посредством бульдозерного оборудования 1 добычного агрегата 2 производится зачистка и выравнивание площадки, после чего рабочее оборудование 3 позиционируется относительно рудного тела 4. Производится подъем и выдвижение телескопической стрелы 5 до контакта фрезерного барабана 6 с горным массивом и начинается отработка рудного тела 4. С помощью телескопической стойки 7 и гидроцилиндра 8 фрезерный барабан 6 перемещается в забое (положение I).

После того как разрыхленная рудная масса скопилась в нижней части забоя, телескопическая стойка 7 втягивается и перемещает фрезерный барабан 6 в крайнее положение (положение II). Одновременно ковш 9 на опорах 10, развернутых соосно телескопической стреле 5, вместе с кареткой 11 на канатах 12 опускается в выработанное пространство (положение II). Каретка 11 перемещается относительно телескопической стрелы 5 на роликах 13, по направляющим. Ковш 9 заполняется рудной массой посредством выдвижения опор 10 и поворота гидроцилиндра 14. Затем опоры 10 втягиваются и поворачиваются в горизонтальное положение (положение III). Посредством канатов 12 каретка 11 с заполненным ковшом 9 поднимается на дневную поверхность в верхнее положение. Затем опоры 10 выдвигаются, козырек 15 ковша открывается, и рудная масса высыпается в кузов гусеничного самосвала 16 (положение I). Во время подъема ковша 9 с рудной массой, его разгрузки и опускания в обратном направлении, ведется отработка рудного тела 4 фрезерным барабаном 6 (положение I).

При выемке рудных тел малой мощности или отработке зон прожилкования, при значительных содержаниях благородных металлов в руде, работа добычного комплекса может осуществляться и с допустимым разубоживанием руды.

Технология открытой безвзрывной выемки крутонаклонных рудных тел с использованием предлагаемого добычного агрегата обеспечивает уменьшение количество горного оборудования и производственного персонала, в сравнении с традиционными схемами ведения горных работ. Применение гусеничной горной и транспортной техники позволяет вести освоение небольших месторождений находящихся в труднодоступных местах. Использование ковша для подъема рудной массы из забоя на дневную поверхность позволит повысить надежность работы добычного агрегата в сравнении с конструктивными схемами, использующими систему пневмотранспортирования рудной массы. Безвзрывная выемка крутонаклонных рудных тел с применением добычно-

го агрегата также обеспечит минимальную величину коэффициента вскрыши при открытой разработке маломасштабных месторождений.

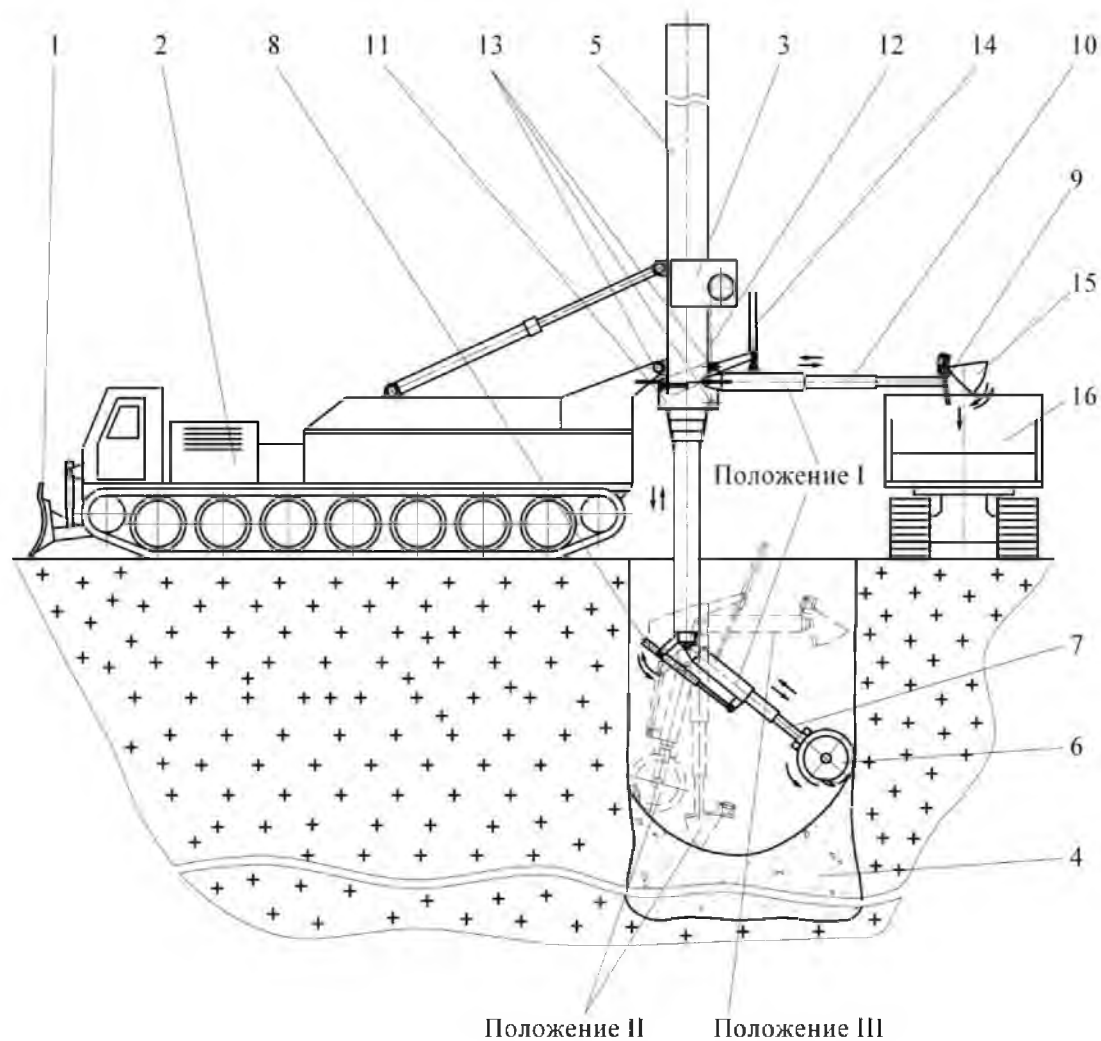


Схема отработки крутонаклонного рудного тела добычным агрегатом

Список литературы

1. Мельников Н.Н., Бусырев В.М. Концепция ресурсобалансированного освоения минерально-сырьевой базы // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2005. №2. С. 58-64.
2. Глотов В.В. Об инвестиционной привлекательности мелких месторождений полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2003. №10. С. 101-104.
3. Чебан А.Ю. Совершенствование технологий открытой разработки месторождений с использованием карьерных комбайнов и отвалообразователей // Записки горного института. 2015. Т. 214. С. 23-27.
4. Сандригайло И.Н., Арефьев С.А., Чеботарев С.И. Определение параметров и показателей работы карьерных комбайнов при добыче мрамора // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. 2016. Т.15. №21. С. 362-366.
5. Чебан А.Ю. Классификация конструкций карьерных комбайнов // Недропользование XXI век. 2015. №5 (55). С. 64-69.

6. Панкевич Ю.Б., Хартман Г. Опыт эксплуатации карьерных комбайнов Surface Miner фирмы Wirtgen на гипсовых карьерах мира // Горная промышленность. 1997. №1. С. 4-9.

7. Чебан А.Ю. Классификация технологических схем применения карьерных комбайнов // Системы. Методы. Технологии. 2015. №2. С. 159-163.

8. Чебан А.Ю. Скрепер с комбинированной интенсификацией загрузки ковша // Механизация строительства. 2015. №4. С. 4-6.

9. Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Опыт отработки цементного сырья комбайнами Wirtgen Surface Miner // Горная промышленность. 2007. № 1. С. 40-42.

10. Нецветаев А.Г., Григорян А.А., Пружина Д.И. Развитие технологии безлюдной угледобычи с применением комплексов КГРП // Горная промышленность. 2015. №4. С. 87-91.

11. Патент № 2310725, E02F 5/08, E02F 5/20. Фрезерное устройство и способ разработки грунта.

12. Чебан А.Ю. Способ доработки глубокого карьера с применением фрезерных машин // Маркшейдерия и недропользование. 2017. №4. С. 23-29.

13. Тарасов П.И., Журавлев А.Г., Фурин В.О. Обоснование технологических параметров углубочного комплекса // Горное оборудование и электромеханика. 2011. №9. С. 2-10.

14. Ермаков С.А., Федоров Л.Н. Новые способы разработки малообъемных алмазных месторождений и доработки подкарьерных запасов алмазов // Наука и образование. 2015. №4. С. 62-67.

15. Чебан А.Ю. Способ и оборудование для открытой разработки маломасштабных крутопадающих месторождений // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2017. Т.15. №3. С. 18-23.

УДК 622.236.52

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ОТБОЙКИ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД ГИДРОМОНИТОРНОЙ СТРУЕЙ С ЭЖЕКТИРОВАНИЕМ ТВЕРДЫХ АБРАЗИВНЫХ ЧАСТИЦ

ШКАРУБА Н.А., КИСЛЯКОВ В.Е.

ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет»

Разработку россыпных месторождений, залегающих в породах, содержащих в большом количестве глину, наиболее целесообразно вести при помощи гидромониторной отбойки. Для увеличения ее производительности возможны различные конструктивные и технологические способы. В работе рассмотрена эффективность применения эжектирования твердых абразивных частиц в напорный поток в стволе гидромонитора. При помощи лабораторных экспериментов определено увеличение производительности отбойки, равное 4,8-7,4 раза. Также рассмотрена отбойка глинистых пород с эжектированием твердых абразивных частиц при различных углах между гидромониторной струей и забоем. Определено, что наиболее эффективно осуществлять отбойку под углом 35° к забою.

Ключевые слова: месторождение, гидромонитор, гидромониторная отбойка, глинистый массив, твердые абразивные частицы, производительность отбойки, эжектирование, сила давления струи, моделирование.

THE INFLUENCE OF EJECTING SOLID ABRASIVE PARTICLES ON THE CLAY JETTING EFFICIENCY

SHKARUBA N. A., KISLYAKOV V. E.

Siberian Federal University

The development of placer deposits, occurring in rocks with a high clay content, is most appropriate to carry out with the help of jetting blasting. To increase its performance, various design and technological methods are possible. The paper discusses the effectiveness of the use of ejection of solid abrasive particles into the pressure flow in the barrel of the jetting machine. With the help of laboratory experiments, an increase in the performance of blasting was determined, equal to 4.8-7.4 times. Also considered is the breaking of clay rocks with the ejection of solid abrasive particles at different angles between the jetting jet and the bottom. It was determined that it is most effective to carry out the breaking at an angle of 35 ° to the sidewall.

Keywords: placer deposit, jetting machine, jetting blasting clay massif, hard abrasive particles, breaking performance, ejection, jet pressure force, modeling.

Для разработки россыпных месторождений чаще всего применяются средства гидромеханизации. В случае, когда вмещающие породы содержат в большом количестве глину, наиболее эффективным и малозатратным способом является разработка с применением гидромониторной отбойки.

Увеличение ее производительности возможно различными техническими и технологическими способами. Например, применение успокоителей потока в стволе гидромонитора, насадок более совершенной формы. В качестве технологических приемов возможно применение предварительного рыхления или смачивания разрабатываемого массива.

Также известно применение двухфазных потоков в гидромониторной отбойке [1]: в напорный поток в стволе гидромонитора посредством эжектирования подают воздух. Такой подход позволяет увеличить производительность гидромониторной отбойки на 25-30 % [1].

В области применения напорных потоков воды также широко известно использование двухфазных напорных потоков, состоящих из воды и абразивов. Наиболее часто такая технология применяется в инструментах гидроабразивной резки. Абразив подается в напорный поток эжектированием.

Гидроабразивная резка широко зарекомендовала себя, как высокоэффективный способ резания различных материалов. В этой области известны исследования A.G. Evans, K. Faber, I. Finnie, J.J. Griffiths, H. Oweinah, M. Hashish, G.L. Sheldon, M. Hessling и других.

Однако исследования проводились для условий, не характерных для гидромониторной отбойки: весьма высоких напоров (10-400 МПа), малых диаметров сопел (0,6-3 мм), незначительных расстояний до обрабатываемого объекта (не более 15-25 мм), струи, направленной вертикально вниз.

Целью исследования является определение эффективности отбойки глинистого массива гидромониторной струей с эжектированными в нее твердыми абразивными частицами.

Для этого в лабораторных условиях при помощи стенда [2] в масштабе 1:10 проведены эксперименты, исходные данные которых показаны в таблице.

Условия проведения экспериментов на лабораторном стенде

Диаметр насадки гидромонитора, мм	d_n	5
		7
Напор на насадке гидромонитора, м	H_o	5
Величина разряжения в эжекторе, м	$H_{эж}$	-3,5
Расстояние до забоя, м	L	2,5
Плотность напорной воды, кг/м ³	ρ	1000
Диаметр сопла эжектора, мм	d_c	2,3
Средняя крупность твердых абразивных частиц, мм	$d_{т.ч.}$	0,15
		0,20
		0,26
		0,33
		0,41

Исходя из того, что эксперимент предполагает взаимодействие твердых абразивных частиц с забоем, для чистоты эксперимента в качестве глинистого забоя принят образец, состоящий только из глины, без примесей: лонтоваские глины кембрия, относящиеся к типу монтмориллонитово-гидрослюдистых. По технологии разработки такие породы относятся к весьма трудноразмываемым.

В качестве твердых абразивных частиц принят кварцевый песок плотностью $\gamma=1,7 \text{ т/м}^3$, их размер (таблица) принят по общепринятым нормам не более 30% диаметра выходного отверстия камеры смешения эжектора.

Методика проведения экспериментов. При помощи гидромонитора [3] определенное количество твердых абразивных частиц (таблица) подают в напорную струю, измеряют время истечения навески. Одновременно измеряют силу давления струи на забой. Количество отбитой горной массы определяют взвешиванием и измерением разницы в весе образца до и после размыва.

По результатам экспериментов построены графики (рис. 1, 2), из которых видно, что применение двухфазной абразивной гидромониторной струи при разрушении плотного глинистого массива эффективно: увеличение производительности отбойки составило 4,8-7,4 раза, в зависимости от диаметра насадки гидромонитора. В то же время, сила давления струи на забой увеличилась меньше: 6,8-15,2 %.

Полученный эффект и значительная разница между отклонением производительности отбойки и силы давления гидромониторной струи на забой обусловлены, прежде всего, абразивным воздействием, оказываемым двухфазной гидромониторной струей на разрабатываемый массив. Твердые абразивные частицы, внедряясь в глинистый массив забоя, создают точки концентрации напряжений водяной струи, позволяя ей интенсивнее проникать вглубь [4, 5]. С уменьшением диаметра насадки увеличивается производительность отбойки.

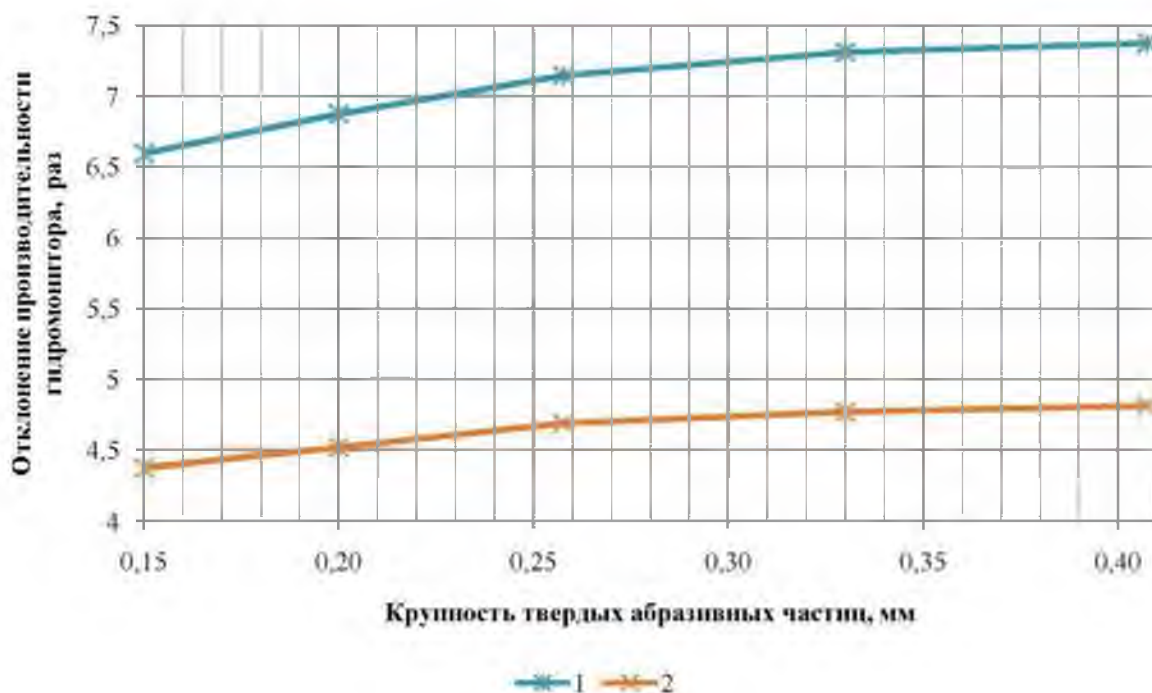


Рис. 1 Отклонение производительности гидромонитора в зависимости от крупности эжектируемых твердых абразивных частиц и диаметра насадки (d_n):
1 – 50 мм, 2 – 70 мм. За 100 % принята производительность гидромонитора при использовании напорной воды без добавления твердых абразивных частиц

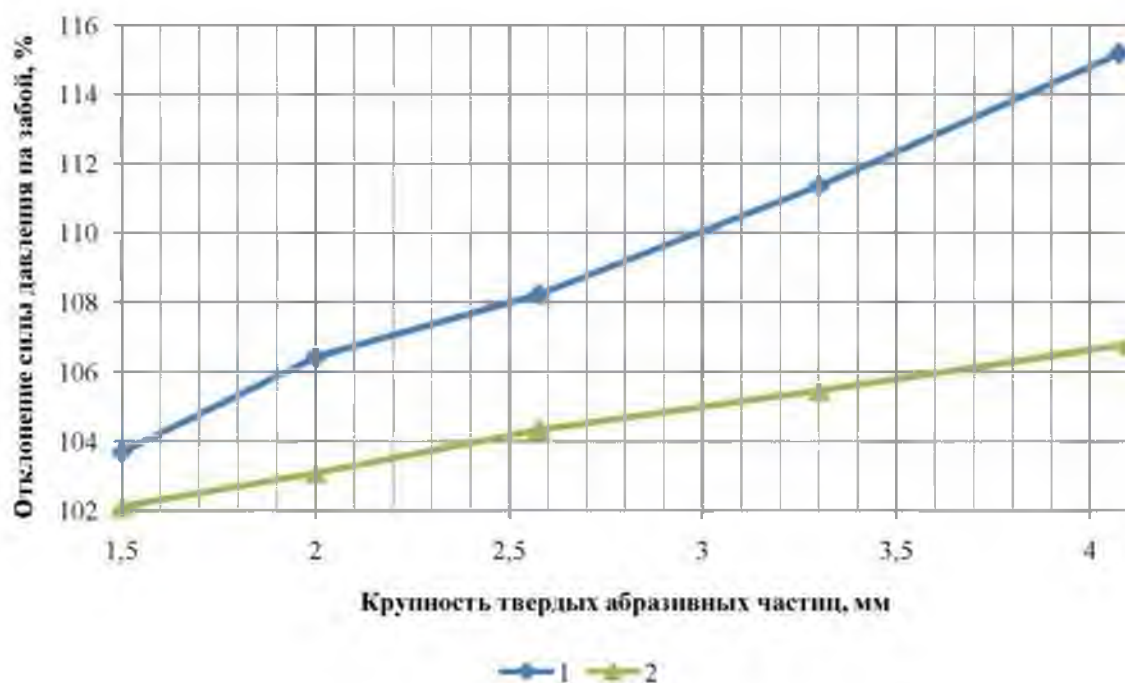


Рис. 2 Отклонение силы давления напорной струи гидромонитора на забой (P , %) в зависимости от крупности эжектируемых твердых абразивных частиц и диаметра насадки (d_n):
1 – 50 мм, 2 – 70 мм. За 100 % принята производительность гидромонитора при использовании напорной воды без добавления твердых абразивных частиц

Кроме того, абразивные частицы, движущиеся вдоль глинистого забоя, оставляют борозды на нем, унося с собой часть массива пород. В связи с этим целесообразно исследовать также зависимость производительности отбойки от угла между гидромониторной струей и забоем (α). Для этого проведена серия экспериментов, аналогичных вышеизложенным (таблица) для углов $\alpha=5, 15, 35, 55, 75, 90$ град. Результаты исследований показаны на графиках (рис. 3).

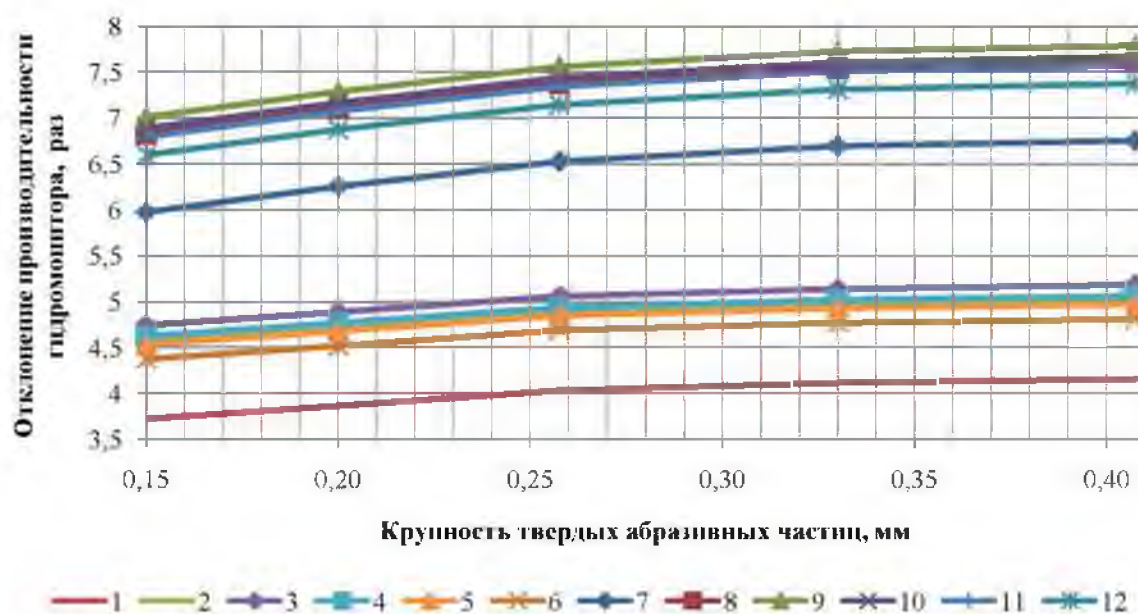


Рис. 3 Отклонение производительности гидромонитора в зависимости от крупности эжектируемых твердых абразивных частиц ($d_{тч}$), диаметра насадки (d_n) и угла между забоем и струей:

1-6 – $d_n=50$ мм, 7-12 – $d_n=70$ мм; 1 и 7 – $\alpha=5^\circ$, 2 и 8 – $\alpha=15^\circ$, 3 и 9 – $\alpha=35^\circ$, 4 и 10 – $\alpha=55^\circ$, 5 и 11 – $\alpha=75^\circ$, 6 и 12 – $\alpha=90^\circ$. За 100 % принята производительность гидромонитора при использовании напорной воды без добавления твердых абразивных частиц

При анализе полученных результатов, очевидно, что наибольшей эффективности предлагаемый способ отбойки показывает при угле между гидромониторной струей и забоем $\alpha=35^\circ$.

Исходя из этого можно сказать, что гидромониторную отбойку с эжектированием в напорный поток твердых абразивных частиц наиболее целесообразно применять при отработке месторождений с попутным или боковым забоем.

Вывод. Применение эжектирования твердых абразивных частиц в напорный поток в стволе гидромонитора позволяет увеличить производительность гидромониторной отбойки в 4,8-7,4 раза. При этом сила давления струи на забой увеличивается только на 6,8-15,2%: увеличение производительности отбойки происходит в основном за счет абразивного воздействия на забой.

Наибольшей эффективности рассмотренная отбойка двухфазной струей достигает при работе со встречным или боковым забоем, когда гидромониторная струя направлена под углом 35° . Однако применение встречного забоя также не исключено, так как эжектирование твердых абразивных частиц, даже при перпендикулярном направлении струи к забою, показывает значительное повышение производительности отбойки по сравнению с традиционной технологией.

Список литературы

1. Малухин Н.Г., Дробаденко Н.Г., Клочков Н.Н., Тимошенко С.В. Повышение эффективности работы гидромонитора ГМД-350 при добыче янтаросодержащих глин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. №12. С. 236 – 241.
2. Пат. 169574 РФ на полезную модель. Стенд для исследования интенсивности гидромониторной отбойки / Кисляков В.Е., Шкаруба Н.А., Калмаков М.В. и др. // Бюл. – 2017. – № 9.
3. Заявка пат. 2018147682 РФ. Гидромонитор / Шкаруба Н.А., Кисляков В.Е., Нафиков Р.З. // от 28.12.2018 г.
4. Хныкин В.Ф. Разрушение горных пород гидромониторными струями на открытых разработках. - М.: Наука, 1969. – 150 с.
5. Нурок Г.А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. – М.: Недра, 1985. – 470 с.

УДК 622.271.1:621.879

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ОДИНАРНОГО ЗАБОЯ МНОГОЧЕРПАКОВОЙ ДРАГИ

КОСТРОМИН М. В.¹, ПАНИНА Т. Ю.²

¹ ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет»

² ФГБОУ ВО «Иркутский государственный аграрный университет имени А. А. Ежевского»

При дражной разработке россыпных месторождений часто возникает вопрос определения величины забоя. Обычно объём дражного забоя определяют по упрощённой формуле. При этом его значение может отличаться от истинного на 20-30%. В работе приводится методика позволяющая производить более точные расчёты с учётом специфической формы дражного забоя.

Ключевые слова: россыпные месторождения, забой, драга, радиус черпания драги, высота забоя, ширина забоя, шаг драги, объём забоя.

DETERMINATION OF THE SINGLE SLAUGHTER MNOGOZUBKOVY DRAGHI

KOSTROMIN M. V.¹, PANINA T. Y.²

¹Transbaikal State University

²Irkutsk State Agrarian University named after A. A. Ezhevsky

When mining alluvial deposits often raises the question of determining the value of the face. Usually oblem dredge slaughter is determined by a simplified formula. In this case, its value may differ from the true by 20-30%. The paper presents a technique that allows to make more accurate calculations taking into account the specific form of the draught face.

Keywords: placer deposit, face, dredge, Draghi's scooping radius, the height of the slaughter, the width of the face, Draghi's step, the volume of slaughter.

Разработка россыпных месторождений многочерпаковыми драгами имеет ряд особенностей относительно других способов, в частности форма забоя существенно отличается от экскаваторного и других горных машин (погрузчики, бульдозеры, скреперы и др.) (рис.). Большое значение имеет объём песков (горной массы) вынимаемый из забоя черпаками драги. Часто возникают ситуации, когда необходимо определить объём песков вынимаемых за смену. При этом забой может быть отработан не полностью (при глубоком драгировании) или наоборот, отработан забой и часть следующего (при малой глубине драгирования). Эту величину можно определить только математическими вычислениями. Однако в литературе нет методики определения объёма дражного забоя.

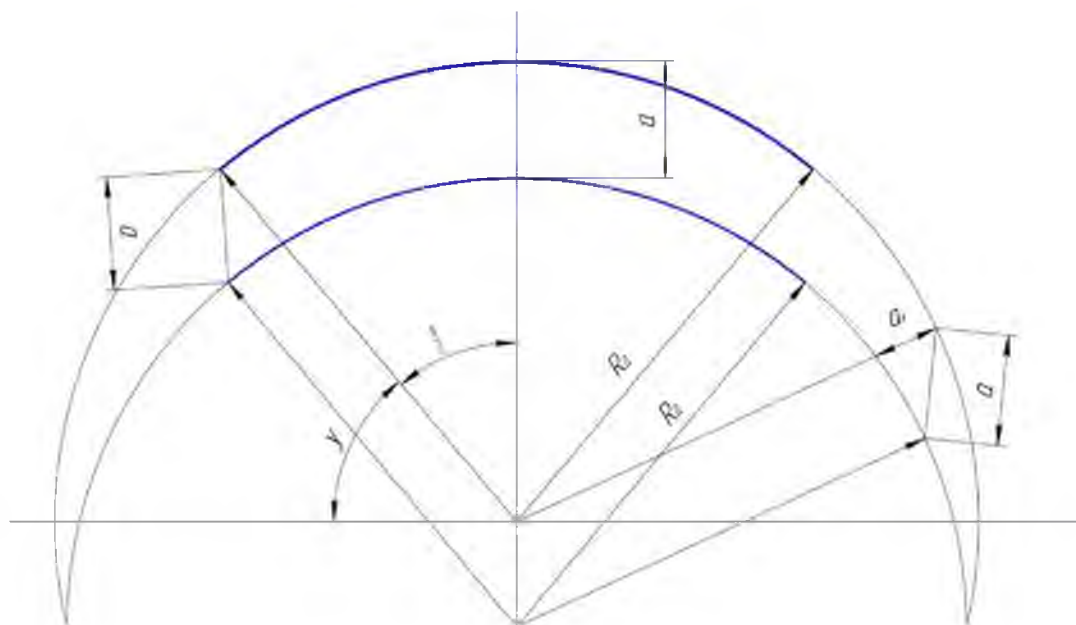


Схема одинарного забоя многоковшовой драги

В. Г. Лешков* предлагает формулы для нахождения шага драги a

$$a = \frac{E n_r \eta_n}{60 v_b h_c K_{раз}}$$

где E – геометрическая ёмкость черпака (ковша) драги, м;
 n_r – число ковшей, проходящих через верхний ковшовый барабан в минуту (скорость черпания), черп/мин;
 η_n – коэффициент наполнения ковшей (черпаков);
 v_b – линейная скорость бокового перемещения драги, м/с;
 $K_{раз}$ – коэффициент разрыхления пород;
 h_c – величина опускания черпаковой рамы при послойном снятии стружки, при котором будет обеспечиваться минимальный расход электроэнергии на выемку пород и наполнения ковшей.

$$h_c = 0,1 \sqrt{\frac{41E}{\alpha K_{раз}}}$$

Для приблизительных расчётов предлагается формула

* Лешков В. Г. Разработка россыпных месторождений. М.: Горная книга, 2007. 906 с.

$$\alpha = (1,8 \div 2,8)r_p, \text{ м,}$$

где r_p – радиус резания пород на нижнем черпаковом барабане, м.

Приводятся также зависимости для нахождения наибольшей, наименьшей и наивыгоднейшей ширины дражного забоя. Допустимая максимальная ширина одинарного забоя определяется по формулам:

по поверхности россыпи

$$B'_{max} = 2R'_d \sin \frac{\beta_{max}}{2};$$

по плоту россыпи

$$B_{max} = 2R_d \sin \frac{\beta_{max}}{2},$$

где, β_{max} – допустимый максимальный угол маневрирования драги, градусы

$$\beta_{max} = 17,5 \sqrt{100 \left[1 - \frac{R_B - r_B}{Z} \right]};$$

R_B – радиус черпанья драги на уровне воды в разрезе, м;

$$R_B = L_{понт} + L_{кор} - L_n + \sqrt{(L_p + r_p)^2 - (h_б + h_{п})^2};$$

где $L_{понт}$ – длина понтона, м;

$L_{кор}$ – расстояние от кормы понтона до оси сваи, м;

L_n – расстояние от носа понтона до оси верхнего черпакового барабана, м;

L_p – длина черпаковой рамы между осями нижнего и верхнего черпаковых барабанов, м;

$h_б$ – высота установки верхнего черпакового барабана, м;

$h_{п}$ – высота бортов понтона, м;

R'_d – радиус черпания драги на уровне поверхности россыпи, м;

R_d – радиус черпания драги по плоту россыпи, м;

r_B – радиус вращения, равный расстоянию от центра рабочей сваи до точки пересечения равнодействующей силы тягового усилия ветвей носового каната и продольной оси драги, м;

Z – максимальное расстояние от угла забоя до оси берегового ролика (шаг передвижки берегового ролика), зависящее от ширины забоя.

$$R'_d = L_{понт} + L_{кор} - L_n + \sqrt{(L_p + r_p)^2 - (h_б + h_{п} + h_{под} - H_p)^2}$$

где $h_{под}$ – максимальная подводная глубина черпания драги, м;

H_p – мощность россыпи, м;

$$R_d = L_{понт} + L_{кор} - L_n + \sqrt{L_p^2 - (h_б + h_{п} + h_{под} - r_p)^2}.$$

Минимальная ширина забоя:

$$B'_{min} = 2R'_d \sin \frac{\beta_{min}}{2};$$

где β_{min} – минимальный угол маневрирования драги, градусы;

$$\beta_{min} = 16,7 \sqrt{100 \left[1 - \frac{m_{1,2} \sqrt{m_{1,2}^2 + n_{1,2}^2 + S^2} - n_{1,2} S}{m_{1,2}^2 + n_{1,2}^2} \right]}$$

$$m_1 = R_{п} - (L_{понт} + L_{кор});$$

$$n_1 = 0,5(B_{п.п} - p - 2y);$$

$$m_2 = R_{п} - (L_{понт} + L_{кор} - l_{с.п.});$$

$$n_2 = 0,5(h_{\text{понт}} - p - 2y);$$

$$S = l_d + k_{\text{в.з}} a,$$

где $R_{\text{п}}$ – радиус черпания драги на уровне днища понтона, м;

$V_{\text{н.п}}$ – ширина носовой части понтона, м;

p – ширина режущей кромки ковшей, м;

y – расстояние от режущей кромки ковша до наружной поверхности торцевой крышки буксы подшипника нижнего черпакового барабана, м;

$l_{\text{с.п.}}$ – длина бортового скоса понтона, м;

$h_{\text{понт}}$ – ширина понтона в корме, м;

$k_{\text{в.з}}$ – коэффициент, учитывающий высоту бортового выступа дражного разреза (берётся по таблице).

l_d – безопасный зазор между бортом понтона на уровне днища и поверхностью откоса разреза, м;

$$l_d = (0,2 \div 0,3)H_{\text{п}},$$

где $H_{\text{п}}$ – высота надводного борта россыпи, м;

Оптимальная (наивыгоднейшая) ширина одинарного забоя, при которой обеспечивается максимальная производительность драги, определяется по формуле

$$B_{\text{опт}} = 2R_d \sin \frac{\beta_{\text{опт}}}{2},$$

где R_d – радиус черпания драги по поверхности (или плотике) россыпи, м;

$\beta_{\text{опт}}$ – оптимальный угол маневрирования драги, градусы;

$$\beta_{\text{опт}} = 47,8 * \sqrt[3]{1000 \frac{v_6 h_c}{H_p R_c} \left(t_1 + \frac{H_p}{h_c} t_2 \right)}$$

где $t_1 = 4 \div 30$ – продолжительность одного зашагивания драги, мин;

t_2 – продолжительность простоев драги в углах забоях при переходе к ниже лежащему слою, мин;

R_c – радиус черпания драги на среднем горизонте россыпи мощностью H_p , м;

$$R_c = L_{\text{понт}} + L_{\text{кор}} - L_{\text{н}} + \sqrt{(L_p + r_p)^2 - (h_6 + h_{\text{п}} + h_{\text{под}} - 0,5H_p)^2}.$$

Значение величин входящих в формулы имеется в технической характеристике драги соответствующего типа.

Объём забоя, как правило, определяют по упрощённой формуле

$$V_3 = aB_3H_3, \text{ м}^3$$

где B_3 – ширина забоя драги, м;

H_3 – высота забоя.

При этом не учитывается, что величина "а" при работе драги от продольной оси разреза к углам забоя существенно уменьшается (особенно при широких забоях). Не принимается во внимание и угол откоса бортов разреза. Всё это приводит к большим ошибкам до 20-30% от истинного значения при определении объёма забоя.

Как отмечалось выше, величина "а" является переменной по ширине забоя (обозначим её a_x). В углу забоя $a_x = a \sin \frac{\beta}{2}$ где, $\varphi = 90 - \frac{\beta}{2}$

где $\frac{\beta}{2}$ половина рабочего угла маневрирования драги, градусы.

Площадь горизонтального сечения верхней части забоя "S" равна

$$S_{\text{вз}} = \left(\frac{a_x + a}{2} \right) \left(\frac{l'_{\text{вн}} + l'_{\text{в}}}{2} \right), \text{ м}^2, \text{ где}$$

$l'_{\text{вн}}$ – длина дуги внешней части забоя, м;

$l'_{\text{в}}$ – длина дуги внутренней части забоя драги, м;

$$l'_{\text{вн}} = \frac{\pi R'_d \varphi}{180}$$

$$l'_{\text{в}} = l'_{\text{вн}} - a \cos \varphi, \text{ м.}$$

Аналогично определяется площадь горизонтального сечения нижней части забоя (по плотуку россыпи) $S_{\text{нз}}$

$$S_{\text{нз}} = \left(\frac{a_x + a}{2} \right) \left(\frac{l_{\text{вн}} + l_{\text{в}}}{2} \right), \text{ м}^2, \text{ где}$$

$$l_{\text{вн}} = \frac{\pi R_d \varphi}{180}, \text{ где}$$

$$l_{\text{в}} = l_{\text{вн}} - a \cos \varphi, \text{ м.}$$

Длина дуги образованная при черпании пород россыпи ковшами от поверхности россыпи до плотика L_3 определяется формулой

$$L_3 = \frac{\pi R_{\text{чц}} \alpha_3}{180}$$

$$R_{\text{чц}} = L_p + r_p, \text{ м.}$$

где α_3 – угол сектора образованный верхним и нижним положением черпаковой рамы (от поверхности россыпи до плотика), градус.

В связи с выше приведённым можно записать

$$V_3 = (S_{\text{вз}} + S_{\text{нз}}) L_3, \text{ м}^3$$

Таким образом, появляется возможность определить с достаточной точностью объём не только всего забоя, но и любую часть его, отработанную драгой на данный момент времени. Иными словами при любом положении черпаковой рамы относительно высоты забоя. Данное обстоятельство, как отмечалось выше, имеет важное значение при определении сменной и суточной производительности драги. Может использоваться при проектировании, планировании горных работ.

УДК 622.271.32

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ ЧЕРНОГОРСКОГО КАМЕННОУГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

РОМАШКИН Ю. В., СИДОРОВ В. В.

ФГАОУ ВО «Сибирский Федеральный Университет»

Представлено обоснование технологической схемы бестранспортной вскрыши, позволяющей повысить эффективность производства вскрышных работ при комбинированной системе разработки Черногорского месторождения, на основе установленных зависимостей изменения основных технологических показателей от высоты установки драглайна.

Ключевые слова: вскрышные работы, драглайн, переэкскавация, комбинированная система разработки, запасы, интенсификация.

INTENSIFICATION OF OVERBURDEN REMOVING IN THE TIME OF THE OPENCAST MINING OF THE CHERNOGORSK COAL DEPOSIT

ROMASHKIN Y. V., SIDOROV V. V.
Siberian Federal University

Presents the substantiation of the technological scheme of non-transport overburden removing, which allows to increase the efficiency of overburden removing in the time of the combined mining system of the Chernogorsk coal deposit, based on the established dependencies of changes in the main technological parameters of the height of the walking dragline installation.

Keywords: overburden removing, walking dragline, rehandling, combined mining system, reserves, intensification.

Программа развития угольной промышленности России на период до 2030 года определяет необходимость повышения конкурентоспособности угледобывающих предприятий. По данным ФГБУ «ЦДУ ТЭК» и Росстата за период 2006 – 2017 г. объемы открытой угледобычи в России выросли на 51%. При этом темпы роста объемов вскрышных работ опережают добычные в три раза, и за тот же период объемы вскрыши выросли на 152% (Рис. 1). В сложившихся условиях интенсификация вскрышных работ является актуальной научно-практической задачей и является эффективным способом повышения конкурентоспособности угледобывающего предприятия.

Черногорское каменноугольное месторождение представлено свитой сложно-структурных пластов пологого падения. Разработка месторождения осуществляется по комбинированной системе – бестранспортная с применением экскаваторов-драглайнов и транспортная с использованием карьерных автосамосвалов.

Увеличение глубины отработки запасов на Черногорском месторождении неизбежно приводит к росту мощности внешней вскрыши. На разрезе «Степной» за период 2007–2017 гг. рост коэффициента вскрыши составил 24%, при этом объемы вскрыши увеличились на 74%, добычи на 41% [2].

При отработке карьерного поля на разрезе применяется усложненная технологическая схема бестранспортной вскрыши, с переэкскавацией и отсыпкой двухъярусного отвала (Рис. 2а). Анализ производства вскрышных работ и проектной технологической схемы показал, что возможная производственная мощность разреза составляет 3500 тыс. т, при данной схеме перевалки. На рис. 3 представлен график объема добычи за период 2007-2017 г.г. С 2012 года объемы добычи превысили 3,5 млн. т и к 2017 составили 4,2 млн т.



Рисунок 1 – Динамика объемов добычи угля открытым способом и вскрышных работ в России

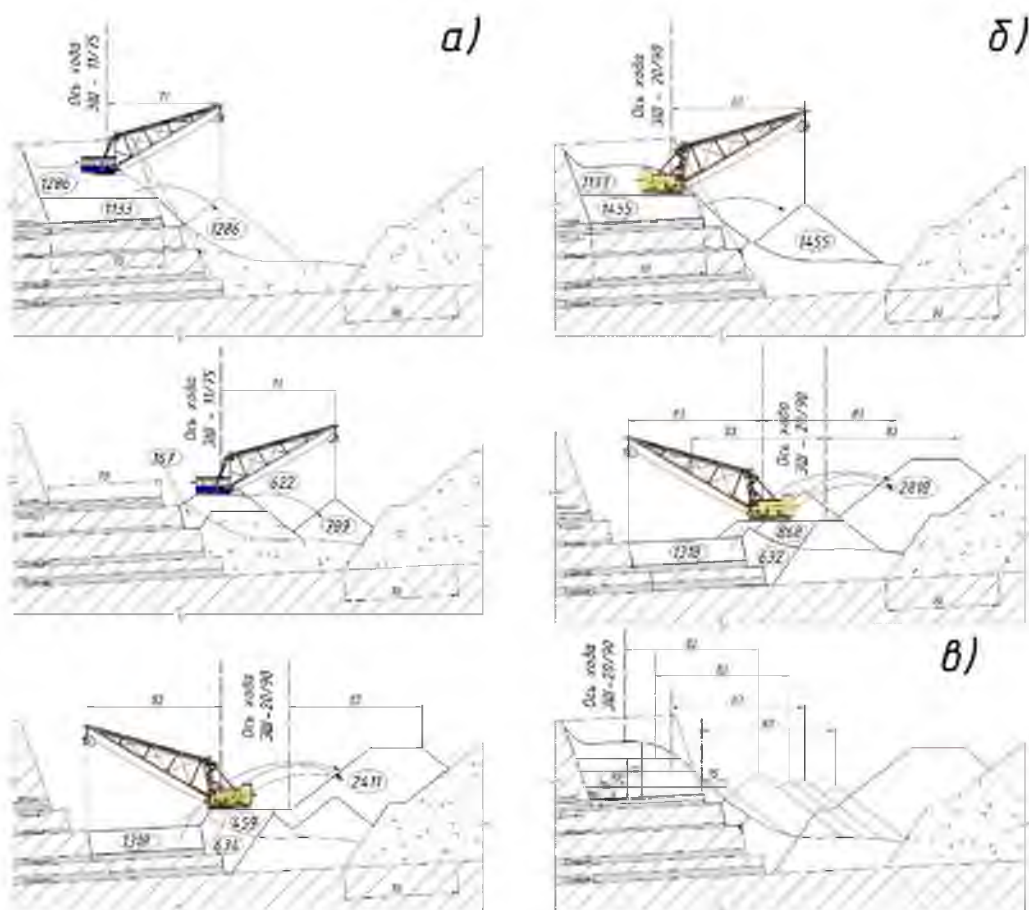


Рисунок 2 – Технологическая схема ведения вскрышных работ
 а – проектная схема, б – предлагаемая схема, в - схема к определению зависимости
 основных технологических показателей от высоты установки драглайна

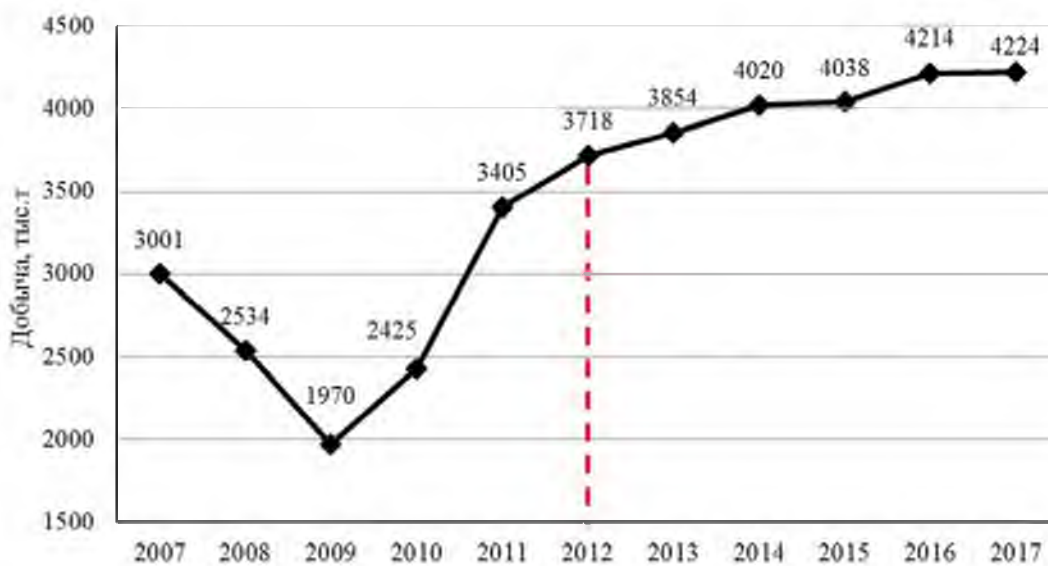


Рисунок 3 – Объемы добычи 2007-2017 гг.

График на рис. 4 отражает динамику вскрышных работ по видам за тот же период. С 2012 года наблюдается значительный рост объемов автотранспортной вскрыши, связанный с увеличением глубины отработки запасов и ростом объемов добычи. Объемы бестранспортной вскрыши с 2012 года снижаются, в свою очередь объемы переэкскавации растут и с 2014 года, когда объем добычи составил 4 млн. т, объемы переэкскавации превысили объемы вскрышных работ, выполняемых драглайнами.



Рисунок 4 – Вскрышные работы по видам 2007-2017 г.г.

В сложившихся горнотехнических и имеющихся горно-геологических условиях, при малой мощности разрабатываемых угольных пластов и относительно малой высоте разрабатываемых вскрышных уступов, росте производительности комплексов оборудования, растет и скорость перемещения забоев по фронту работ. Лимитирующим звеном в технологической цепи является бестранспортная вскрыша (в т.ч. переэкскавация). Вследствие чего идет отставание по скорости перемещения забоев, разрабатываемых по бестранспортной технологии, а также скорость подвигания забоев переэкскавации. Данные факторы способствуют перераспределению структуры переэкскавации в сторону роста объемов автотранспортной переэкскавации и снижению объема бестранспортной [1]. Так же затруднено поддержание необходимого технического норматива готовых к выемке запасов.

На основе разработанной технологической схемы бестранспортной вскрыши [2] (Рис. 2б) были выявлены зависимости основных технологических показателей от высоты установки драглайна (Рис. 2в). Анализ зависимости основных технологических показателей от высоты установки драглайна при использовании предлагаемого варианта технологической схемы, позволил определить оптимальную высоту установки драглайна в пределах 8÷18 метров от кровли пласта Великан.

При высоте установки экскаватора 18 м от кровли пласта Великан 1, коэффициент переэкскавации снижается на 19,7% с $0,317 \text{ м}^3/\text{м}^3$ до $0,255 \text{ м}^3/\text{м}^3$, что даст возможность увеличения производительности по бестранспортной вскрыше на 6,3% за счет перераспределения объемов [2]. После перераспределения объемов коэффициент переэкскавации составит $0,240 \text{ м}^3/\text{м}^3$ (Рис. 5). Использование выработанного пространства

для размещения бестранспортных отвалов максимально при данной высоте установки шагающего экскаватора.

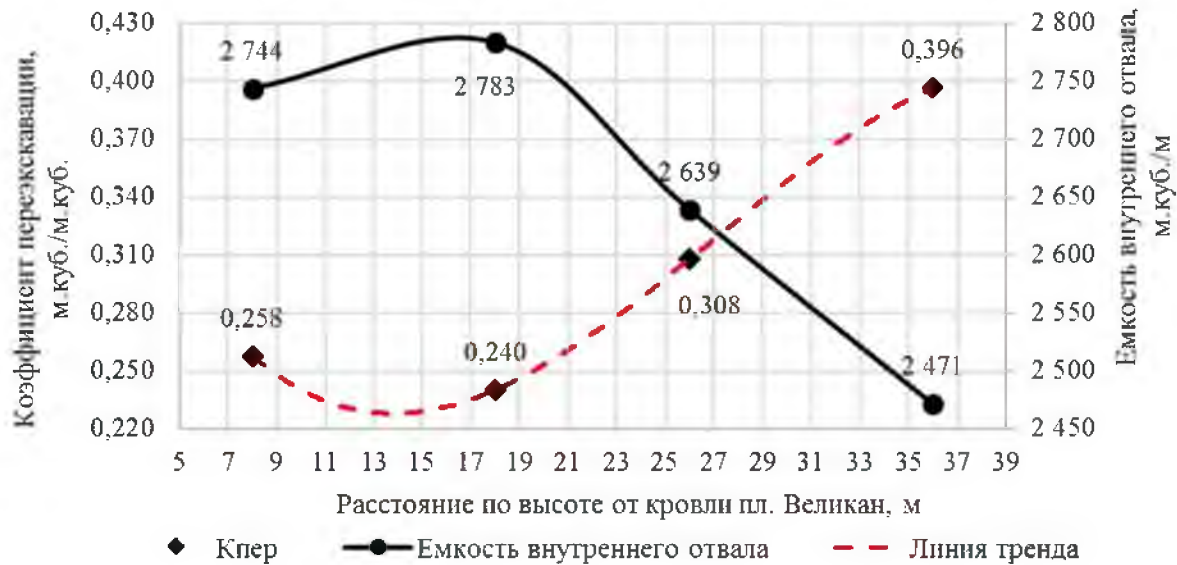


Рисунок 5 – Зависимость коэффициента переэкскавации ($K_{пер}$) и емкости внутреннего отвала от высоты установки драглайна

Грузооборот вскрышных пород при этом минимален, а скорость подготовки запасов максимальна (Рис. 6).

Скорость подвигания забоев бестранспортной вскрыши повышается на 17,3 % при работе драглайна на вскрышном уступе пл. Великан и выше на 71,1 % при работе двух драглайнов на нижних горизонтах (Рис. 7).



Рисунок 6 – Зависимость скорости подготовки запасов ($V_{зг}$) и грузооборота вскрыши ($P_{вск}$) от высоты установки драглайна

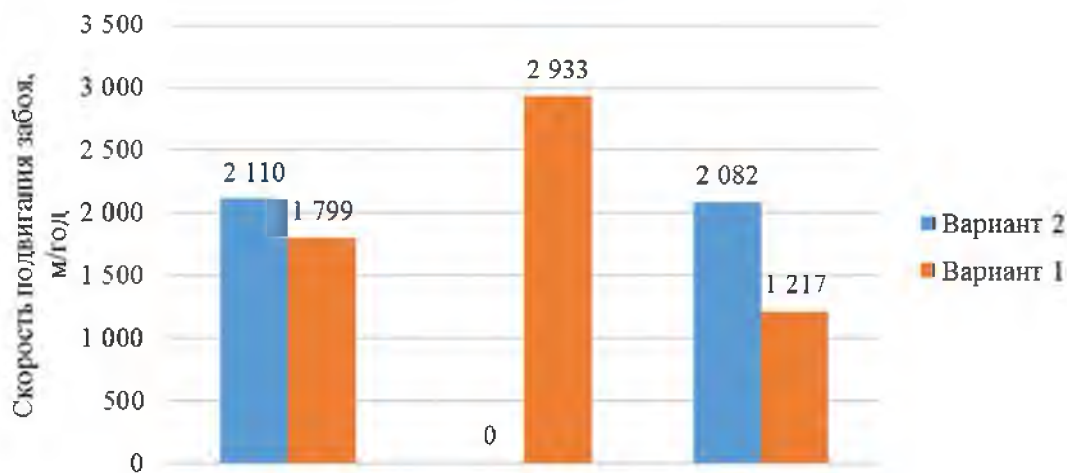


Рисунок 7 – Диаграмма сравнения скорости подвигания забоев бестранспортной вскрыши

В условиях существующей на разрезе комбинации транспортной и бестранспортной систем разработки норматив готовых к выемке запасов принят равным 15 суточной производительности разреза по углю на планируемый период, и составит соответственно 175 тыс. т при месячном плане по добыче 350 тыс. т.

Ввиду особенностей применяемых технологических схем нормирование подготовленных к выемке запасов угля не производится.

Используя предлагаемую технологическую схему, возможно подготовить необходимое количество запасов по пласту Гигант-I. Разница в скорости подготовки запасов, которая составляет 29,5 тыс. т/мес. (Рис. 8), позволит достичь требуемого норматива запасов за шесть месяцев.



Рисунок 8 – Кумулятивный график подготовки запасов

Норматив готовых к выемке запасов должен обеспечивать равномерную работу разреза по объемам добычи и качеству угля. Равномерность работы предприятия позволит более эффективно использовать выемочно-погрузочное и горнотранспортное оборудование. Увеличение производительности оборудования приводит к снижению стоимости основных фондов за счет сокращения общего количества применяемого оборудования.

Данные факторы способствуют интенсификации вскрышных работ.

Список литературы

1. Ромашкин Ю.В., Сидоров В.В. Анализ производства вскрышных работ при комбинированной системе разработки Черногорского каменноугольного месторождения // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений. – 2018 г. – С. 197-202.

2. Сидоров В.В. Обоснование параметров бестранспортной схемы экскавации при разработке Черногорского месторождения // Проспект Свободный — 2018 материалы Международной студенческой конференции. – 2018 г. - С. 833-836.

УДК 622.222.44

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КРУТОНАКЛОННЫХ КОНВЕЙЕРОВ

БАРЩЕВСКИЙ Р. Л., ВИНОГРАДОВ Е. А.

Санкт-Петербургский горный университет

Рассмотрены варианты применения полого- и крутонаклонных конвейеров для разработки глубоких горизонтов рудниов. В статье проведен обзор крутонаклонных конвейеров с различными углами наклона, подобран дробильный подземный комплекс, проведены расчеты затрат на проведение выработок.

Ключевые слова: Крутонаклонные конвейеры, подъем и транспортирование руды, схемы вскрытия.

NEXT-GENERATION SCHEMES OF DEVELOPMENT OF DEEP HORIZONS WITH THE USE OF HIGH ANGLE CONVEYORS

BARSCHEVSKY R. L., VINOGRADOV E. A.

Saint-Petersburg Mining University

The variants of the use of hollow - and high angle conveyors for the development of deep horizons of ores are considered. The article provides an overview of high angle conveyors with different angles of inclination, selected crushing underground complex, calculations of the cost of mine openings.

Keywords: high angle conveyors, rock hoisting, opening scheme.

В данной работе представлены перспективные варианты развития транспорта отбитой горной породы на глубокозалегающем (800 м.) рудном теле путем установки полого- и крутонаклонных конвейеров, а также подземного дробильного комплекса.

Подземное механическое дробление руды позволит применить на внутришахтном транспорте конвейеры производства компании «Руснео», что поспособствует сокращению количества выработок по сравнению с классической разработкой месторождения слепым стволом. Схемы вариантов разработки представлены на рис. 1.

Подземное механическое дробление руды осуществляется подземным комплексом CJ4763 производства Китая.

Таблица 1. Характеристики CJ4763

Размер куска исходного материала (мм)	1000
Размер разгрузочной щели (мм)	150-350
Производительность (т/ч)	500-1250
Мощность электродвигателя (кВт)	220-250
Вес (без двигателя, т)	90.3

Рудоспуски и автосъезды проводятся при любой из представленных схем разработки, поэтому их стоимость не учитывается.

а) Сечение квершлагов составляет 16 м^2 . Общая протяженность квершлагов: 2035 метров. Объем вынимаемой породы = $40256,55 \text{ м}^3$ Глубина слепого ствола = 302 метра. Площадь сечения ствола = 30 м^2 . Объем вынимаемой породы = 9060 м^3 Общий объем вынимаемой породы при проходке ствола и квершлагов составил $40256,55 \text{ м}^3$. Общая стоимость = 169 539 868 руб.

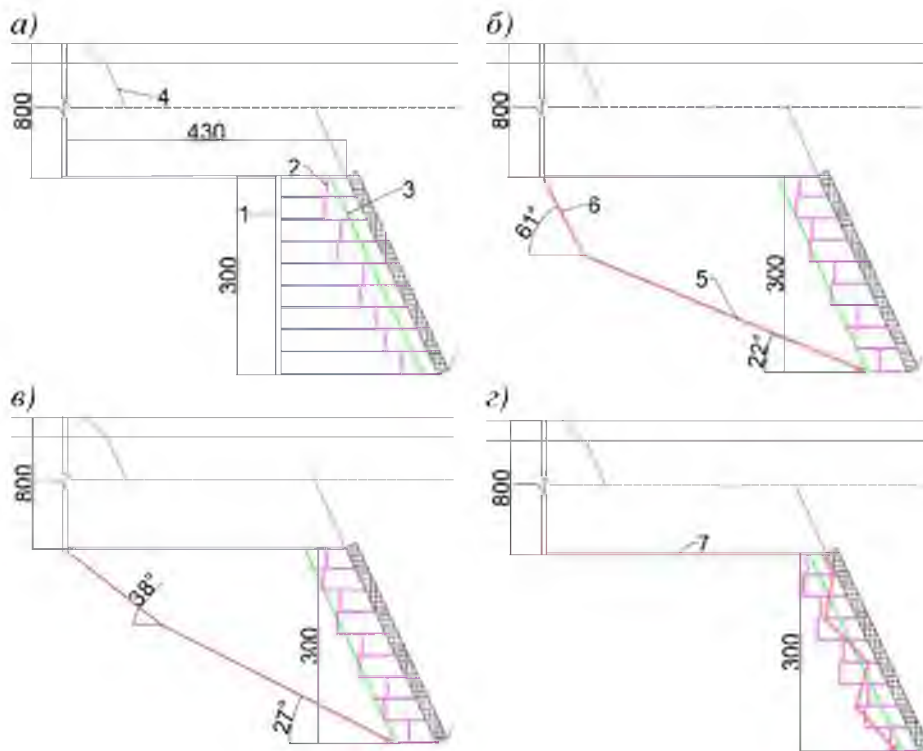


Рисунок 1 – Схемы вскрытия глубоких горизонтов с помощью (а) слепого скипового ствола и квершлагов, (б) полого- и крутонаклонных конвейеров, (в) крутонаклонных конвейеров, (г) крутонаклонных и горизонтального конвейера

1-слепой ствол, 2-автосъезд, 3-рудоспуск, 4-линии зоны сдвижения, 5-наклонный конвейерный ствол, 6- крутонаклонный конвейер, 7- конвейерно-транспортный квершлаг

б) Данная схема представлена двумя конвейерами протяженностью 230 метров каждый с углом наклона 22° (Угол выбран как максимально возможный для ленточных конвейеров, стоимость проходки 7 943 324 руб.), а также одним крутонаклонным конвейером протяженностью 120 метров с углом наклона 61° (1 621 204 руб.). Площадь поперечного сечения выработок составляет $7,7 \text{ м}^2$. Объем породы = 4466

м³. Протяженность квершлага = 430 метров, площадь сечения = 16 м². Объем породы = 6880 м³. Общий объем вынимаемой породы при проходке составил 11346 м³. Стоимость = 29 131 824.2 руб. Стоимость конвейеров = 27 600 000.0 руб. (за два пологонаклонных) и 14 400 000.0 руб. соответственно. Общая стоимость проходки = 38 696 353 руб. Общая стоимость = 80 696 353 руб.

в) Данная схема представлена двумя крутонаклонными конвейерами протяженностью 200 метров с углом наклона 27° (5 404 014.0 руб.) и одним крутонаклонным конвейером протяженностью 170 метров с углом наклона 38° (2 296 706.0 руб). Вариант представлен как наиболее классическая альтернатива слепому стволу с квершлагами-устанавливаются конвейеры из одной серии и одного диапазона максимальных углов наклона. Площадь поперечного сечения выработок составляет 7,7 м². Объем породы = 4389 м³

Протяженность квершлага = 430 метров, Площадь сечения = 16 м². Объем породы = 6880 м³. Общий объем вынимаемой породы при проходке составил 111269 м³. Стоимость = 29 131 824.2 руб. Стоимость конвейеров = 48 000 000 руб. и 20 400 000 руб. соответственно. Общая стоимость проходки = 36 832 544.2 руб. Общая стоимость = 105 232 544 руб.

г) Данная схема представлена пятью крутонаклонными конвейерами протяженностью 35-95 метров (358 м. общая) с углами наклона от 46 до 80° (Стоимость 6 281 289.0 руб.). Такая схема выбрана для сокращения первоначальных капитальных затрат на проходку выработок. Площадь поперечного сечения выработок составляет 7,7 м². Объем породы = 4389 м³. Протяженность конвейерно-транспортного квершлага = 430 метров, Площадь сечения = 16 м². Объем породы = 6880 м³. Общий объем вынимаемой породы при проходке составил 11269 м³. Стоимость = 29 131 824.2 руб.

Для схемы г), помимо наклонных конвейеров, устанавливается горизонтальный ленточный конвейер протяженностью 430м 1ЛТ80У.

Таблица 2. Характеристики 1ЛТ80У

Наименование основных параметров и размеров	Значение
Производительность, т/ч, не менее	820
Максимальная длина, м	115
Магистральный перегружатель, м	105
Подающий перегружатель, м	10
Ширина ленты, мм	800
Суммарная мощность приводов, кВт	75
Магистральный перегружатель, кВт	2x30
Подающий перегружатель, кВт	15
Скорость движения ленты, м/с, не менее	2,5
Максимальная масса перегружателя, т, не более	25

Общая стоимость проходки = 37 485 284.8 руб. Стоимость конвейеров = 42 960 000 руб. для крутонаклонных, 25 800 000 для горизонтального. Общая стоимость = 106 245 285.8 руб.

В настоящее время компания «Руснео» проектирует и производит ленточные крутонаклонные конвейеры производительностью до 2000 м³/ч, с высотой подъема 100 и более метров с общей длиной ленты до 500 метров.

Барабанные перегружатели (тележки барабанные разгрузочные) предназначены для разгрузки сыпучих, мелкозернистых и кусковых материалов в любой точке по трассе конвейера. Тележка разгрузочная дает возможность осуществить полную или же ча-

стичную разгрузку на любую из сторон конвейера, причем абсолютно в любом месте устройства. Перегрузатели входят в комплект оборудования ленточных конвейеров и устанавливаются на специальной опорной металлоконструкции (ездовом пути).

Таблица 3. Характеристики представленных конвейеров

	Легкая серия	Средняя серия	Тяжелая серия
Длина, м	До 10	До 50	До 500
Высота подъема, м	До 5	До 30	100 и более
Производительность, м ³ /ч	До 120	До 500	До 2000
Мощность, кВт	До 11	До 90	До 400 и более
Ширина ленты, мм	До 800	До 1200	До 2000
Диаметр роликов, мм	50-90	70-127	102-193
Угол наклона, °	До 90	До 90	До 90

Разгрузочные тележки могут изготавливаться в нескольких вариантах, каждый из которых предполагает взаимодействие с определенными типами конвейеров. Таким образом, особо значимыми становятся такие параметры, как уровень производительности, ширина транспортной ленты и колеи самого устройства, общий вес.

Разумеется, что каждый отдельный вариант пригоден для работы с соответствующими типами грузов и в конкретных условиях.

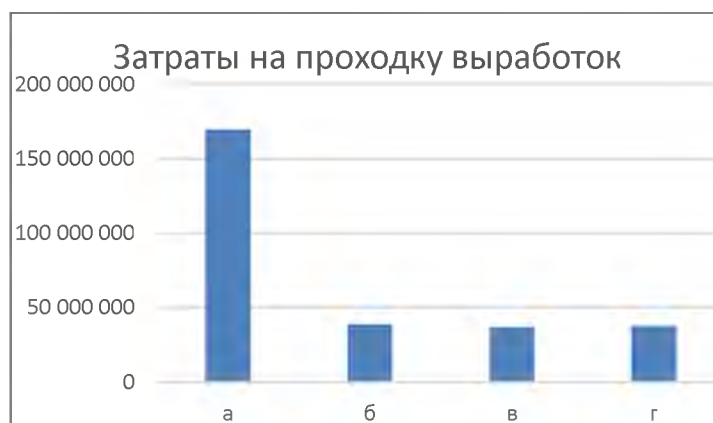


Рисунок 2 – График стоимости проходки выработок, в соответствии с представленными схемами

В данной статье была рассмотрена схема вскрытия глубоких горизонтов с использованием крутонаклонных конвейеров в качестве альтернативы варианту со слепыми стволами. Проведенная работа показала- при предложенной перспективной схеме проходка и поддержание выработок, а также установка транспортного оборудования требует меньших затрат, чем только проходка при классическом варианте, что позволяет в дальнейшем более детально рассмотреть данный вопрос.

Список литературы

1. Галкин В.И., Шешко Е.Е. Обоснование областей эффективного применения специальных видов конвейеров на карьерах. 2014.
2. Конвейеры крутонаклонные и вертикальные, <http://rusneo.ru/oborudovanie/kl/rn-klk/>

3. Механизация дробления в условиях Горно-Шорского филиала ОАО «Евразруда», <http://refleader.ru/polatumerbewjge.html>
4. Крутонаклонный ленточный транспортер (конвейер) с переменным углом по трассе ЛК-К ТУЛЬСКИЙ КОНВЕЙЕР типа "КОБРА", http://www.stroymehnika.ru/lkonv_lkk.php
5. ФЕР-2001-35 Сборник N 35. Горнопроходческие работы. Книга 1, М.-2008.
6. Цены на конвейеры, <http://okzo-ost.ru/konvejer-price/>

УДК 622.271.6(075.8)

К ВОПРОСУ ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ЧЕТВЕРТИЧНЫХ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД, УЛОЖЕННЫХ В ГИДРООТВАЛЫ КУЗБАССА

МИРОНЕНКО И. А.

Кузбасский государственный технический университет
имени Т.Ф. Горбачева, Кемерово

На ряде угольных карьеров Кузбасса возникают трудности отработки запасов угля под ранее сформированными гидроотвалами, в которых размещены породы четвертичных отложений, разработанные средствами гидромеханизации. В статье определены принципы выбора вариантов технических решений для разработки и перемещения пород, ранее намывных в гидроотвал, на новое место: безопасность и эффективность. Критерием безопасности являются физико-механические свойства пород массива, т.е. несущая способность поверхности гидроотвала, формирующая его зоны, которые должны разрабатываться соответствующими техническими средствами. Определены основные факторы эффективности. Принятые принципы, критерии и факторы позволили сформировать методологический подход к выбору вариантов технических решений по разработке и перемещению пород гидроотвала на новое место и обеспечить безопасный доступ к георесурсам открытым способом их разработки, а применение гидромеханизации вносит значительный вклад в снижение затрат на переукладку гидроотвала и добычу полезных ископаемых, которые залегают под гидроотвалом.

Ключевые слова: принципы, критерии, факторы, методологический подход, выбор вариантов, технология разработки и перемещения пород из гидроотвала.

TO THE QUESTION OF OVERBURDEN QUATERNARY ROCKS MOVEMENT LAID IN HYDRAULIC-MINE DUMP IN KUZBASS

MIRONENKO I. A.

T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, Kemerovo

Several coal mines of the Kuzbass are having difficulty mining the coal reserves under the previously formed hydraulic-mine dumps that host rocks of quaternary deposits developed by means of hydromechanization. The article defines the principles of selecting options for technical solutions for the development and movement of rocks previously washed in the hydraulic-mine dump to a new location: safety and efficiency. The safety criterion is the physical and mechanical properties of rock mass, i.e. the bearing capacity of the surface of the hydraulic-mine dump, forming its zones, which should be developed by appropriate technical

means. The main factors of efficiency are defined. The adopted principles, criteria and factors have allowed to form a methodological approach to the choice of options for technical solutions for the development and movement of hydraulic-mine dump rocks to a new location and provide safe access to georesources in an open way of their development, and the use of hydromechanization makes a significant contribution to reducing the cost of re-laying the hydraulic-mine dump and mining, which lie under the hydraulic-mine dump.

Keywords: principles, criteria, factors, methodological approach, choice of options, technology of development and movement of rocks from the hydraulic dump.

При отработке запасов угля действующих разрезов, где создана современная техническая база, способная обеспечить их устойчивую работу, экономически целесообразно вводить в эксплуатацию новые участки угольных месторождений при их расположении в непосредственной близости от действующего предприятия [1].

Препятствием для реализации этого направления развития угледобычи в Кузбассе, в частности для разреза "Черниговец", стало наличие гидроотвала №2 над угленасыщенной зоной, следовательно, породы, которые там намывы, требуется переукладить в другое место.

Прежде всего были рассмотрены три возможных варианта размещения пород из гидроотвала №2 - в бывшем гидроотвале №1, а также в остаточных карьерных выемках разреза «Черниговец». При сопоставлении вариантов учитывались: приемная способность гидроотвала, расстояние от места проведения горных работ, геодезическая высота подъема гидросмеси и возможность осветления гидросмеси при её намыве в гидроотвал. Был принят вариант размещения переукладываемых пород в остаточной карьерной выработке в районе склада взрывчатых материалов. Кроме преимуществ по указанным выше факторам, он обеспечивает возможность использования потенциального плодородия пород гидросмеси для рекультивации территории расположенной рядом с ним бульдозерного отвала коренных пород [2].

Опыт переукладки пород, намывных в гидроотвал разреза «Кедровский», показал, что принятое там техническое решение приводило к негативным явлениям [3, 4].

Научную основу выбора и анализа принимаемых вариантов технических решений для разработки пород, ранее намывных в гидроотвал, и перемещения их на новое место, определяют:

- результаты научных исследований и опыт ведения горных работ при разработке горных пород землесосными снарядами и гидромониторно-землесосными комплексами [5, 6, 7];

- результаты анализа итогов переукладки пород гидроотвала разреза «Кедровский» в Кузбассе [3, 4];

- закономерности и зависимости, характеризующие состояние гидротехнических сооружений, которые формируются при ведении открытых горных работ и физико-механические свойства намывных там пород [8, 9].

Эта научная основа позволяет определить главные принципы выбора вариантов технических решений, которыми являются безопасность ведения горных работ и эффективность.

Критерием безопасности, который определяет условия безаварийного функционирования технических средств переукладки намывных в гидроотвал пород и сам выбор оборудования, являются физико-механические свойства намывного массива. Фракционный состав уложенных пород изменяется в результате сегрегации частиц при намыве из потока гидросмеси при её протекании по поверхности пляжа гидроотвала. Это определяет несущую способность основания (поверхности гидроотвала) и характерную смену состава и физико-механических свойств горных пород в намывном массиве, т.е. к фор-

мированию соответствующих зон: песчано-супесчаных, суглинистых и глинистых пород. Несущая способность основания и сами зоны гидроотвала, где производятся горные работы, становятся факторами безопасности. Следовательно, для разработки пород вышеперечисленных зон гидроотвала, с целью обеспечения безопасности ведения горных работ, должны применяться различные технические средства: землесосные снаряды (зона глинистых пород), гидромониторно-землесосные комплексы (зона суглинистых пород) и гидрокомплекс с предварительным экскаваторным рыхлением пород в навал, который разрабатывается высоконапорной струей гидромонитора (зона песчано-супесчаных пород).

При переукладке пород гидроотвала очередность ввода в эксплуатацию гидрокомплексов и порядок отработки различных зон гидроотвала в первую очередь должны обеспечивать исключение возможности негативного воздействия обводненных неконсолидированных глинистых горных пород, которые расположены в его верховьях и фактически «нависают» по тальвегу долины над зонами песчано-супесчаных и суглинистых пород. Таким образом, порядок отработки зон гидроотвала становится еще одним фактором безопасности, который должен быть учтен при выборе вариантов технических решений по разработке и перемещению пород гидроотвала на новое место.

Критерий эффективности определяется величиной затрат на разработку, перемещение и укладку пород из гидроотвала на новое место. Он также предполагает учет целого ряда факторов. Прежде всего, это объем горных пород, которые следует переложить для обеспечения доступа к геологическим ресурсам. При этом горные породы имеют различные свойства и для экономической оценки затрат на их разработку и перемещение, необходимо знать соотношение всех категорий пород, составляющих общий объем работ. Немаловажным фактором эффективности является возможность частичного (не полного) перемещения пород гидроотвала, однако, реализация этого преимущества во многом зависит от издержек на формирование надежной разделительной дамбы.

От местоположения нового гидроотвала и горнотехнических условий, к которым в первую очередь относятся естественная вместимость и необходимость обвалования, зависят затраты на транспортирование и укладку пород. При этом благоприятным фактором является возможность размещения части переукладываемых пород на оставляемой территории гидроотвала, причем это зависит от степени консолидации основания и ряда других особенностей (экологии, перспектив использования территории и т.п.).

Нельзя забывать, что при применении гидромеханизации удельный расход воды, который требуется для разработки пород, зависит от ее категории (группы), определяется способом разрушения массива – всасыванием, напорной струей или с предварительным механическим рыхлением [6, 7]. Этот фактор также влияет на процесс транспортирования и энергозатраты, следовательно, экономически значим.

На основании выше перечисленных принципов, критериев и факторов сформирован методологический подход к выбору вариантов технических решений по разработке и перемещению пород гидроотвала на новое место, схема которого представлена на рис. 1.

При проведении анализа возможных вариантов (с целью выбора наиболее эффективного применения вышеупомянутых гидромеханизированных технологий разработки пород различных зон гидроотвала) должны рассматриваться только те из них, которые обеспечивают безопасность функционирования принятой технологии в каждой из зон гидроотвала, с учетом физико-технические свойства находящихся там пород.

В случае, когда в одной и той же зоне могут функционировать два гидрокомплекса или все три из выбранных, величина удельных затрат по каждому из них позволит выбрать лучший вариант.

Технический результат выбора варианта – обеспечение безопасного доступа к георесурсам, залегающих под гидроотвалом, причем открытым способом их разработки, который обеспечит безопасность горных работ и минимальные затраты на переукладку пород гидроотвала.

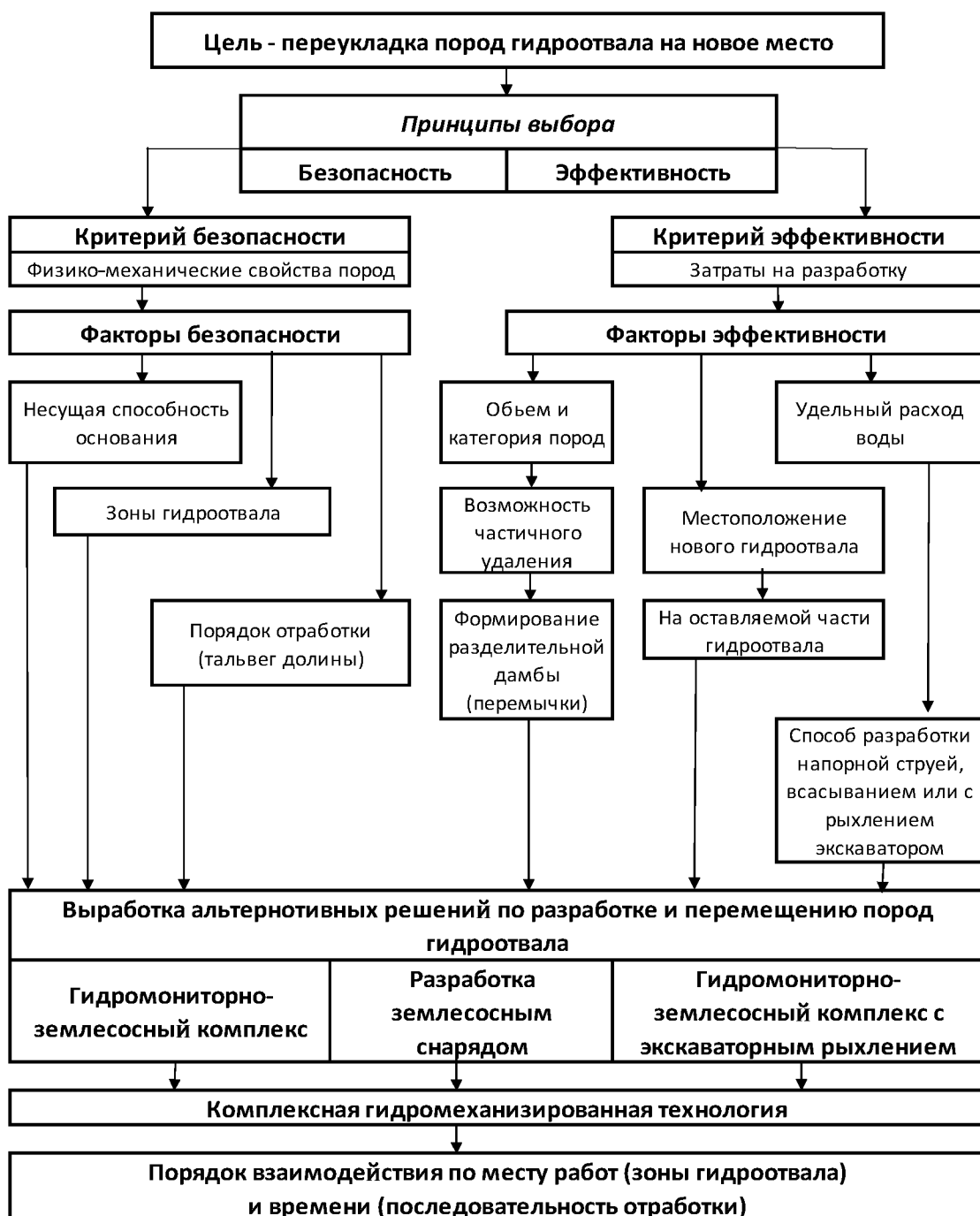


Рисунок 1 – Методологический подход к выбору вариантов технических решений по разработке и перемещению пород гидроотвала на новое место

Следует помнить, что несущая способность пород третьей зоны гидроотвала однозначно определяет возможность осуществить безопасное функционирование принятой гидротехнологии только при применении земснарядов.

При этом безопасность ведения горных работ обеспечивается не только за счет использования комплекса гидромеханизированных технологий, каждая из которых применяет технические средства, которые наиболее соответствуют физико-механическим свойствам пород разрабатываемых зон гидроотвала, но и последовательностью их применения и сочетания.

Правильный выбор последовательности и сочетания гидромеханизированных технологий исключает возможность возникновения аварии и выхода из строя гидротранспортного оборудования при оползнях или выпорах, которые образуются в результате размыва гидромониторами неконсолидированной части пород гидроотвала [3, 4].

В этой связи предлагается комплексная технология последовательного соединения в одной технологической цепи процессов гидромониторного размыва пород и разработки пород землесосным снарядом (рис.2) [10]. Она позволит одновременно обеспечить безопасность ведения горных работ и повысить эффективность работ при перекладке пород из ранее намывтых гидроотвалов на новое место.

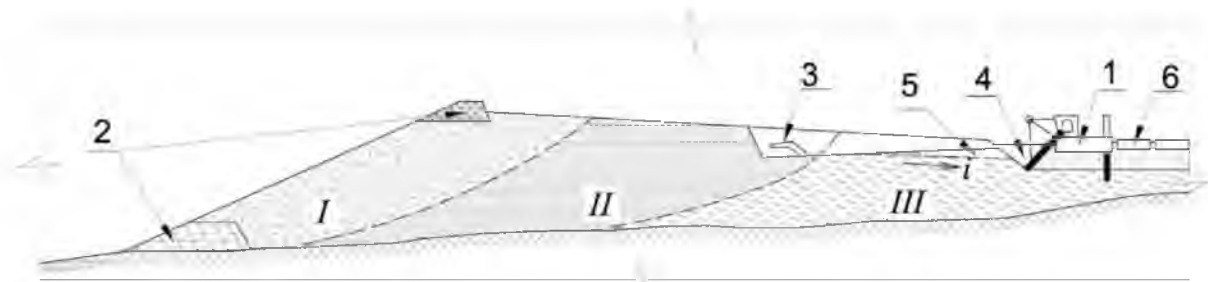


Рисунок 2 – Схема работы земснаряда с организацией двухступенчатой системы повышения концентрации твердого в гидросмеси

Порядок разработки пород гидроотвала должен быть следующим. На первом этапе работ производят разработку землесосным снарядом 1 пород третьей зоны гидроотвала (III), состоящей из обводненных неконсолидированных глинистых пород (см. рис. 2). Для этого осуществляют строительство котлована, который заполняют водой и в него спускают землесосный снаряд, один или несколько, в зависимости от требуемой производительности. Разработка земснарядом обводненных неконсолидированных глинистых пород гидроотвала обеспечивает необходимую безопасность ведения горных работ. Причем первоначальный ввод землесосных снарядов для отработки пород третьей зоны гидроотвала, позволит произвести дренаж пород второй зоны гидроотвала и ускоренно ввести там в работу гидромониторно-землесосные комплексы.

После того, как в третьей зоне гидроотвала выработанное пространство 4 позволит обеспечить самотечный гидротранспорт пульпы из гидромониторного забоя 3, производят размыв пород второй зоны (см. рис. 2). В этом случае гидросмесь по пульповодной канаве 5 с уклоном i перемещается в выработанное пространство 4, откуда ее забирают землесосным снарядом 1 и транспортируют к месту складирования, сначала по плавучему пульповоду 6, а затем по магистральному пульповоду в новый гидроотвал. Такая последовательность и сочетание гидромеханизированных технологий исключают возможность возникновения аварии и выхода из строя гидротранспортного оборудования при оползнях или выпорах, которые образуются в результате размыва гидромониторами неконсолидированной части пород гидроотвала. Функцию землесоса по транспортированию пульпы из гидромониторного забоя выполняет землесосный снаряд 1. Это ограничивает производительность гидромониторного размыва по породе (гидромонитора 3) для обеспечения условия баланса задействованных технологий и достижения устойчивой, наиболее эффективной и безаварийной работы комплекса.

Условие устойчивой работы гидрокомплекса при реализации этой технологии – баланс параметров оборудования, достигается в том случае, когда гидросмесь, поступающая от гидромонитора, и дополнительно разработанная земснарядом порода в виде гидросмеси, повышающая общую концентрацию пульпы, транспортируемую в новый гидроотвал, соответствуют возможности грунтового насоса (землесоса), который установлен на земснаряде. Это условие математически может быть записано в виде системы уравнений:

$$\begin{cases} Q_{\text{ТГ}} \times (1 - m + q_{\text{Г}}) + Q_{\text{ТЗ}} \times (1 - m + q_{\text{З}}) = Q_{\text{Г}\Sigma} \\ Q_{\text{ТЗ}} \times q_{\text{З}} = Q_{\text{ТГ}} \times (1 - m + q_{\text{Г}}) \end{cases} \quad (1)$$

где $Q_{\text{ТГ}}$ – производительность гидромонитора по породе, м³/ч; $Q_{\text{ТЗ}}$ – производительность земснаряда по породе, м³/ч; $Q_{\text{Г}\Sigma}$ – производительность грунтового насоса земснаряда по гидросмеси, м³/ч; $q_{\text{З}}$ – удельный расход воды при разработке пород земснарядом, м³/м³; $q_{\text{Г}}$ – удельный расход воды при гидромониторном размыве, м³/м³; m – пористость породы, в долях единицы.

Совместная технология переукладки пород гидроотвалов за счет взаимодействия землесосных снарядов и гидромониторов, когда параметры технологических схем, указанных гидрокомплексов соответствуют свойствам пород обрабатываемых зон гидроотвала, исключает необходимость системы возврата воды в забой земснаряда, как это бывает при традиционном способе их применения. Функцию землесосов по транспортированию пульпы из гидромониторного забоя выполняют землесосные снаряды, количество которых должно соответствовать суммарной производительности гидрокомплекса по породе, которая складывается из объемов, разрабатываемых земснарядами и гидромониторным размывом. Такое техническое решение обеспечивает снижение затрат на переукладку гидроотвала. В результате сочетания разработки пород земснарядами и гидромониторным размывом повышается плотность гидросмеси пород переукладываемого гидроотвала, которая транспортируется по трубопроводу и намывается в новый гидроотвал, т.к. вместо осветленной воды в выработанное пространство к земснаряду подается гидросмесь из гидромониторного забоя. Известно, что при подводной разработке пород всасыванием удельный расход воды больше, чем при размыве струёй гидромонитора. В результате значительно уменьшается количество воды, находящейся в кругообороте, что сокращает затраты на переукладку гидроотвала для обеспечения доступа к георесурсам.

Таким образом, на данном этапе исследования обоснованы:

- вариант размещения переукладываемых пород в остаточной карьерной выработке в районе склада взрывчатых материалов, который кроме преимущества по общепринятым факторам (приемная способность гидроотвала, расстояние от места проведения горных работ, геодезическая высота подъема гидросмеси и возможность осветления гидросмеси при её намыве в гидроотвал), обеспечивает возможность использования потенциального плодородия пород гидросмеси для рекультивации территории расположенного рядом с ним бульдозерного отвала коренных пород;
- методологический подход к выбору вариантов технических решений по разработке и перемещению пород гидроотвала на новое место, обеспечивающий безопасный доступ к георесурсам, которые залегают под гидроотвалом, и минимальные затраты на переукладку гидроотвала;
- новая комплексная технология переукладки пород гидроотвалов путем последовательного соединения в одной технологической цепи процессов гидромониторного

размыва пород и разработки землесосным снарядам, которая позволяет одновременно обеспечить безопасность ведения горных работ и высокую эффективность работ [10].

Список литературы

1. Мироненко И. А. Проблемы переукладки гидроотвалов четвертичных вскрышных пород / И. А. Мироненко, С. И. Протасов // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений. Сб. докладов VII Междунар. научно-практ. конф. – Екатеринбург, 2018. – С. 22-25.
2. Мироненко И. А. Обоснование места складирования пород при переукладке из гидроотвала №2 разреза «Черниговец» / И. А. Мироненко, А.В. Дониц // Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири. Сибресурс 2018. Материалы XVII Междунар. научно-практ. конф., 22-23 ноября 2018 г. Кемерово [Электронный ресурс] / ФГБОУ ВО «Кузбас. гос. ун-т им. Т.Ф. Горбачева. – Кемерово, 2018. – С. 113.1-113.9.
3. Кузнецова И. В. Изучение физико-механических свойств намывных горных пород в основании отвальных насыпей при развитии оползневых деформаций подпошвенного типа // Горный информационно-аналитический бюллетень. - М.: Изд-во МГГУ. – 2011. – №5. – С. 58-62.
4. Федосеев А. И. Опыт отработки намывных четвертичных пород с площади бывшего гидроотвала №3 ОАО «Разрез Кедровский» / А. И. Федосеев, В. Р. Вегнер, С. И. Протасов, С.П. Бахаева // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Изд-во МГГУ. – 2004. – №3. – С. 268-273.
5. Деревяшкин И. В. Гидромеханизация открытых горных работ. Гидромониторно-землесосные комплексы. Учеб. пособие / И. В. Деревяшкин, Е. А. Кононенко, А. В. Демченко. – М.: ИНФРА, 2016. – 149 с.
6. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – М.: Недра, 1982. – 405 с.
7. Нурок Г.А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. – М.: Недра, 1979. – 549 с.
8. Гальперин А. М Мониторинг и освоение техногенных массивов на горных предприятиях / А. М. Гальперин, Ю. И. Кутепов, В. С. Круподеров, О. Д. Семенов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Изд-во МГГУ. – 2011. – №2. – С. 7-18.
9. Кутепов Ю. И. Изучение инженерно-геологических условий гидроотвалов Кузбасса на различных этапах существования / Ю. И. Кутепов, Н. А. Кутепова, А. Х. Саркисян // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Изд-во МГГУ. – 2004. – №5. – С. 145-149.
10. Патент РФ на изобретение №2661950. МПК⁶ E21C 41/26. Способ переукладки гидроотвала / В. С. Федотенко, С. И. Протасов, И. А. Мироненко, А. Е. Кононенко. – 2017111157; Заявлено 03.04.17; Опубл. 23.07.18; БИ № 21. – 2 с.

ВЗАИМОСВЯЗЬ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ВЫЕМКИ И ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ЖАРИКОВ С. Н., КУТУЕВ В. А.

ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

В статье поднимается вопрос о связях между процессами добычи минерального сырья. Производственные технологические циклы рассматриваются во взаимосвязи между их энергетическими характеристиками с учётом выемки в забое во времени. Подход во многом определили более ранние исследования в направлении изучения энергоёмкости технологических процессов. Проанализированы ранее опубликованные материалы по установлению взаимосвязей между процессами бурения и взрывного разрушения массива горных пород. Рассмотрены энергетические характеристики выемочных работ и взрывного разрушения. Предложено перспективное направление изучения технологических связей. Обращено внимание на то, что подход к определению взаимосвязей между процессами не всегда может быть однообразным, потому что в плоской системе иногда затруднительно выразить физический смысл.

Представлены результаты анализа смоделированной работы некоторых канатных гусеничных экскаваторов различной ёмкости ковша при работе в одну заходку. Показано, что энергоёмкость взрывного разрушения и энергоёмкость экскавации характерно связаны между собой, а также со скоростью перемещения забоя. Приведена зависимость для приближённого определения энергоёмкости выемочных работ, в основе которой лежит взаимосвязь взрывного разрушения, геометрических параметров забоя и динамики выемочных работ.

Ключевые слова: разрушение горных пород, энергоёмкость выемочных работ, буровзрывные работы, взаимосвязи между процессами добычи минерального сырья, открытые горные работы.

RELATIONSHIP OF ENERGY CHARACTERISTICS OF EXCAVATION AND EXPLOSIVE DESTRUCTION IN OPEN FIELD DEVELOPMENT

ZHARIKOV S. N., KUTUEV V. A.

Institute of mining, Ural branch of RAS

Abstract. The article raises the question of the links between the processes of extraction of mineral raw materials. Production process cycles are considered in the relationship between their energy characteristics, taking into account the dredging in time. The approach was largely determined by earlier research in the direction of studying the energy intensity of technological processes. Previously published materials on the establishment of relationships between the processes of drilling and explosive destruction of rock mass are analyzed. Considered energy performance of excavation work and explosive destruction. Suggested a promising direction of exploring technological ties. Attention is drawn to the fact that the approach to the definition of relationships between processes cannot always be monotonous, because in a flat system it is sometimes difficult to Express the physical meaning.

The results of the analysis of the simulated operation of some rope crawler excavators of different bucket capacity when working in one go are presented. It is shown that the energy in-

tensity of explosive destruction and the energy intensity of the excavation is characteristically related to each other, as well as to the speed of moving the face. The dependence for the approximate determination of the energy intensity of the excavation, which is based on the relationship of explosive failure, the geometric parameters of the face and the dynamics of the excavation.

Keywords: destruction of rocks, energy intensity of excavation, drilling and blasting, the relationship between the processes of mining, open mining.

В настоящее время работа карьерных экскаваторов типа механическая лопата достаточно широко освещена в научно-технической литературе: журнальных статьях, монографиях, учебниках. Однако, до сих пор производительность экскаватора по имеющимся методическим рекомендациям сложно определить в конкретных условиях эксплуатации и на разных предприятиях [1]. При этом производственный цикл горнорудного предприятия с открытым способом разработки месторождения характеризуется множеством взаимосвязанных и взаимозависимых технологических процессов (переделов), эффективность каждого из которых определяется, во-первых, соотношением затрат и качества «продукта» на выходе из передела; во-вторых, соответствием качества этого «продукта» оптимальным условиям технологии его переработки в последующем переделе. Наиболее универсальным показателем, индикатором и критерием эффективности всего производственного цикла считают его интегральную энергоёмкость на единицу конкурентоспособного товарного продукта [2-3]. Таким образом, неточность определения производительности, энергоёмкости, либо другого критерия вносит соответствующие погрешности в системы управления процессами основанные на определённых закономерностях и взаимосвязях. Поэтому установление критериев и уточнение таких взаимосвязей при разработке месторождений, как показывает практика, со временем не теряют своей актуальности.

В части буровзрывных работ выделение энергетических взаимосвязей носит вполне определенный вид, на что обращено внимание в работах [2, 4 – 6]. В [6] уточнена связь между удельными энергетическими характеристиками бурения и взрывного разрушения горных пород. Предлагается в качестве энергетической характеристики процесса шарошечного бурения использовать показатель «удельная энергия обуривания 1 м³ массива горных пород», а в качестве энергетической характеристики взрывного разрушения полную удельную работу взрыва или удельную энергию взрыва (см. выражения 1-2):

$$E = \frac{N \cdot t}{q_{ГМ}}, \text{ Дж/м}^3 \quad (1)$$

где $q_{ГМ}$ – выход горной массы с 1 м скважины, м³; t – среднее время бурения 1 м, ч; N – мощность, потребляемая двигателем вращателя, кВт.

$$A = q_{np} \cdot Q_{yd} = \frac{Q_{yd} \cdot m_{вв}}{V}, \text{ Дж/м}^3 \quad (2)$$

где q_{np} – проектный удельный расход ВВ; Q_{yd} – удельная теплота взрыва на 1 кг ВВ, МДж/кг; $m_{вв}$ – масса ВВ, кг; V – объём взрывающей горной массы, м³.

Удельная энергия взрыва является достаточно универсальным показателем процесса, который не только характеризует взрываемость массива и соответствует теоретическому описанию взрывных процессов [7 – 12], но и позволяет установить связь с энергозатратами в смежном процессе, например, таком, как бурение скважин, т.к. при бурении тоже тратится энергия на разрушение пород. Установление такой связи позволяет по энергозатратам бурения определять удельный расход ВВ.

При этом, удельные энергии процессов бурения и взрывного разрушения имеют одинаковую размерность:

$$A = \left[\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right] \leftrightarrow E = \left[\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right] \quad (3)$$

Отсюда следует, что удельные энергии обруивания и взрывного разрушения 1 м^3 массива горных пород прямо пропорциональны. Их отношение в конкретной горной породе показывает - на сколько большую работу нужно проделать взрыву при разрушении, чем работа при бурении в 1 м^3 горного массива. Для отдельного типа породы это выражается следующим образом [6]:

$$\frac{A_i}{E_i} = P_i \quad (4)$$

где A_i – энергоёмкость взрывного разрушения i – породы; E_i – удельная энергия обруивания i – породы; P_i – показатель учитывающий отношение удельных энергий взрывания и обруивания для i – породы (коэффициент пропорциональности).

Определённая в [6] взаимосвязь (см. выражения (3) – (4)) имеет также вполне конкретный физический смысл, потому что размерность ($\text{Дж}/\text{м}^3$) представляет собой единицу измерения давления (Па). Следовательно, взаимосвязь между указанными энергетическими характеристиками процессов вполне сопоставима с теоретическими положениями о физике механического разрушения горных пород. Попытка установить похожую взаимосвязь с выемочными работами выявила следующие основные закономерности. В [13] показано, что при увеличении скорости подвигания забоя суммарная энергоёмкость выемочных работ и взрывного разрушения снижается и сделано предположение что первое следует рассматривать в качестве критерия при определении взаимосвязей, в том числе и между дальнейшими процессами. В дальнейшем, при сравнении полных энергозатрат экскавации и взрывного разрушения на смоделированный выемочный блок получены для разных мехлопат похожие результаты, как на рисунке 1.

ЭКГ - 10

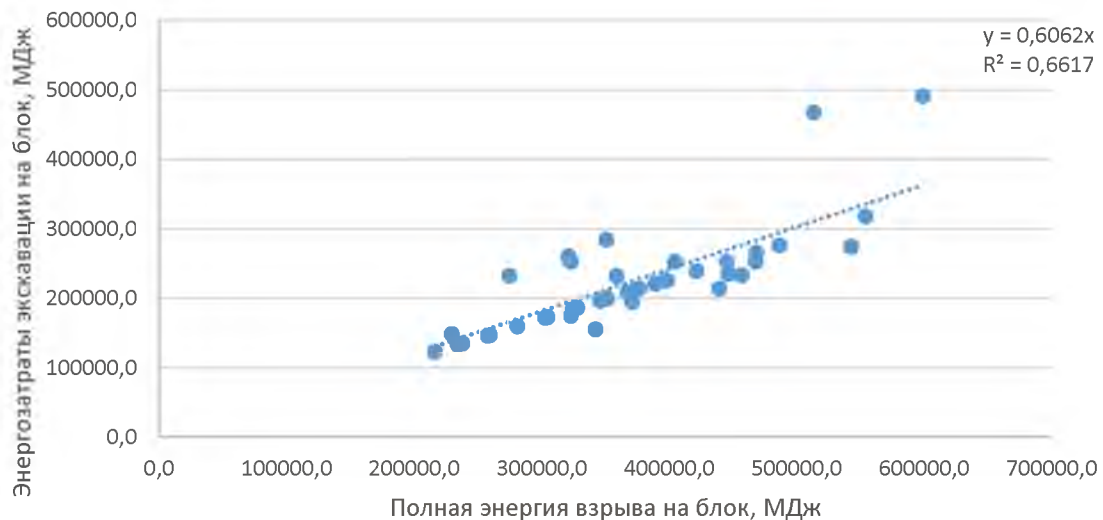


Рисунок 1 – Зависимость полной энергии экскавации от полной энергии взрыва на выемочный блок для ЭКГ-10

Дальнейшая попытка сравнить удельные энергозатраты (на кубический метр) не увенчалась успехом и явно выраженной зависимости не прослеживается. Связано это,

вероятно, с геометрическими параметрами, выбранными при моделировании процессов. При этом важным остаётся тот факт, что при взрыве энергия тратится на разрушение массива преимущественно неуправляемо, а при выемке на напор, подъем и поворот ковша. Поэтому в физическом смысле представить закономерность на плоскости достаточно сложно. Тем не менее следует обратить внимание на такой параметр, как скорость перемещения забоя [14] (см. выражение (5)).

$$v = \frac{Q}{S} \quad (5)$$

где Q – производительность выемочного комплекса; S – площадь забоя.

Учитывая, что при моделировании выемки длина выемочного блока была принята одинаковой, то исключение этого параметра из полных энергозатрат позволило установить взаимосвязь между удельными энергозатратами процессов помноженными на площадь забоя, последнее наиболее сильно отражает геометрические параметры и влияет на энергоёмкость, т.к. связана со скоростью подвигания забоя [13]. На рисунке 2 представлена соответствующая зависимость для ЭКГ -10.

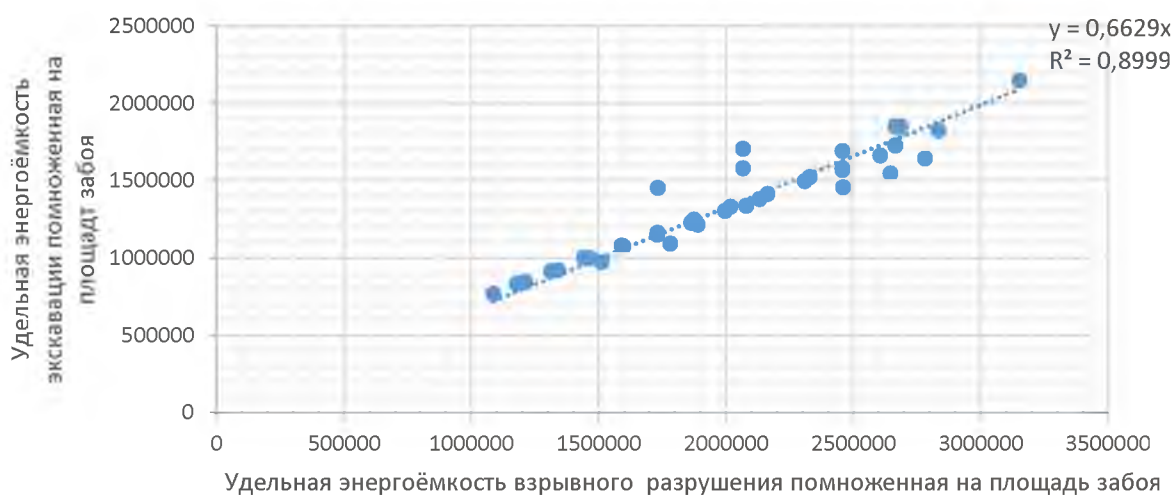


Рисунок 2 – Зависимость удельной энергоёмкости экскавации помноженной на площадь забоя от удельной энергии взрыва помноженной на площадь экскаваторного забоя для ЭКГ-10

Всего была смоделирована работа четырёх экскаваторов. Расчёты проведены для ЭКГ-8И, ЭКГ-10, ЭКГ-12,5, ЭКГ-20с. Порядок расчётов мощности приводов был выполнен по усилиям согласно [15] для условий, что экскаватор работает в одну заходку. Обработка данных, полученных в результате моделирования позволила выразить следующую зависимость для мехлопат с ёмкостью ковшей (8-20 м³) при условии, что ширина забоя менее или равна ширине заходки:

$$E_{y0}^{\ominus} \approx \frac{0,7 \cdot A \cdot Q}{v \cdot S} \quad (6)$$

где E_{y0}^{\ominus} – удельная энергия экскавации, Дж/м³; A – удельная энергия взрыва, Дж/м³; Q – производительность экскаватора м³/смену; S – площадь забоя, м²; v – требуемая скорость перемещения забоя, м/смену.

Таким образом, зная удельную энергию взрыва в выемочном блоке и производительность экскаватора, определив после взрыва площадь забоя и задавая необходимую

скорость его перемещения, можно приблизительно определить удельную энергоёмкость выемочных работ.

Выводы

В процессе исследований в приближении установлена зависимость между удельной энергоёмкостью выемки канатными гусеничными экскаваторами с ёмкостью ковшей 8-20 м³ и энергоёмкостью взрывного разрушения, с учётом производительности выемочной машины, площади забоя и требуемой скорости его перемещения.

Исследования выполнены в рамках Государственного задания, темы № 0405-2019-0005 (2019 – 2021 гг.), а также при дополнительном привлечении хоздоговорных средств.

Список литературы

1. Жариков С.Н. Об особенностях производительности карьерного гусеничного экскаватора // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2017. – № 1. – С. 11-17.
2. Жариков С.Н. Методология оценки энергоёмкости технологических процессов в цикле «буровзрывное дробление - механическое дробление - измельчение» при открытой разработке рудных месторождений / С.Н. Жариков, В.Г. Шеменёв//Горный журнал. - 2013. - № 10. - С.83-85.
3. Тангаев И.А. Энергетика процессов и систем открытых горных работ и рудоподготовки[Текст] / И.А. Тангаев: учебно-методическое пособие – Кыргызско-Российский славянский университет. – Бишкек, Москва, 2002. – 52 с.
4. Тангаев И.А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых [Текст] / И.А. Тангаев. – М.: Недра, 1986. – 231 с.
5. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород [Текст] / И.А. Тангаев. - М.: Недра, 1978. - 184 с.
6. Жариков С.Н. Взаимосвязь удельных энергетических характеристик процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород: дисс. ...канд. техн. наук /ИГД УрО РАН. - Екатеринбург, 2011. - 139 с.
7. Физика взрыва / Под ред. Л.П. Орленко. – Изд. 3-е, переработанное. – В 2 т. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2002.
8. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. Пер. с англ. под. ред. Г.П. Демидюка и Н.С. Бахаревиц. М., Недра, 1980. 453 с. – Пер. изд.: США, 1974.
9. Покровский Г.И. Взрыв [Текст] / Г.И. Покровский. - 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1980. - 190 с.
10. Корнилков М.В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций / М.В. Корнилков. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. – 202 с.
11. Садовский М.А. Избранные труды: Геофизика и физика взрыва / М.А. Садовский; отв. ред. В. В. Адушкин. – М.: Наука, 2004. – 440 с.
12. Адушкин В.В., Спивак А.А. Геомеханика крупномасштабных взрывов. - М.: Недра, 1993. – 319 с.: ил
13. Жариков С.Н. Энергоёмкость выемочных работ и их связи с другими процессами // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2017. – № 7. – С.78-86.
14. Арсентьев А.И. Законы формирования рабочей зоны карьера / Уч. пособие. - Л.: изд. ЛГИ, 1986. - 54с.
15. Горные машины для открытых горных работ. Карьерные экскаваторы: Учеб. Пособие / К.П. Хмызников, Ю.В. Лыков; Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 1999. 40 с + вклейка.

ОПТИМИЗАЦИЯ СХЕМЫ РАБОТЫ БУЛЬДОЗЕРНОЙ ТЕХНИКИ В КАРЬЕРЕ НА ПРИМЕРЕ СЕВЕРНОГО КАРЬЕРА «ЕВРАЗ КГОК»

СТЕНИН Ю. В., ГАНИЕВ Р. С., МИННИХ А. С.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

Рассмотрены теоретические основы и области применения бульдозерной техники на открытых горных работах. Произведено исследование эффективности работы бульдозеров на Северном карьере «ЕВРАЗ КГОК». Изложены рекомендации по использованию бульдозеров в условиях Северного карьера.

Ключевые слова: бульдозер, колесный бульдозер, вспомогательные работы, планирование.

OPTIMIZATION OF THE BULLDOZER WORK IN THE EVRAZ KGOK'S “SEVERNY” PIT

STENIN Y. V., GANIEV R. S., MINNIN A. S.

Ural State Mining University

The article are considered theoretical foundations and areas of the bulldozer equipment application at open cast mining. Authors made a research of bulldozers performance at the EVRAZ KGOK's “Severny” pit and set out recommendations for using bulldozers in the “Severny” pit.

Keywords: bulldozer, wheel dozer, auxiliary work, planning.

Современные карьеры в технологии открытых горных работ кроме основной горной техники (бурстанки, экскаваторы, автосамосвалы, электроропоезда) широко используют бульдозерную технику средних и тяжелых классов отечественных, в основном ОАО «Промтрактор-ЧЕТРА» (Чебоксары) и ОАО «Челябинский тракторный завод – Уралтрак», и зарубежных, в основном Caterpillar и Komatsu, производителей.

Тяжелые горнотехнические условия определяют применение, как правило, гусеничных бульдозеров мощностью от 100 кН.

В последнее время на больших карьерах со значительными пространственными размерами, на грунтах до III категории включительно и на грунтах IV категории с предварительным рыхлением все более находят применение колесные бульдозеры среднего и тяжелого класса (например, модель ТК-25.02 компании ОАО «Промтрактор-ЧЕТРА», модели Cat 844, Cat 834 и Cat 814 компании Caterpillar; модель WD600, WD900 компании Komatsu и другие), обеспечивающие большие скорости перемещения, лучшую маневренность, меньшие затраты в эксплуатации, большой срок службы

Работа бульдозеров и степень их использования эффективности – один из факторов эффективности основных технологических процессов в карьере.

Основными работами бульдозеров в технологии открытых горных работ являются: разработка забоев вскрышных пород и полезного ископаемого, формирование бульдозерных отвалов, формирование на перегрузочных пунктах внутрикарьерных породных и рудных складов, строительство и содержание технологических автодорог.

Бульдозеры широко используются для производства вспомогательных операций - зачистка кровли полезного ископаемого, подготовка взорванного блока к экскавации (повышение высоты и уменьшение ширины развала), понижение высот уступов, выравнивание подошвы уступов, зачистке подъездов для автотранспорта, планировка трассы транспортных коммуникаций и рабочих площадок уступов, зачистка автодорог в зимнее время от снега, планировка трассы для перемещения экскаватора.

При помощи бульдозерной техники осуществляются подготовка бурового блока, которая включает:

- зачистку, планировку и очистку от снега рабочей площадки бурового блока;
- перенос транспортных коммуникаций, линий высоковольтных передач (ЛЭП), трансформаторных подстанций и приключательных пунктов;
- устройство дорог для перемещения станков.

Кроме того, бульдозеры используются для штабелирования горной массы после дробления негабаритов, при планировании трассы ЛЭП и отсыпке постаментов для опор, планирование площадки для проведения планово-предупредительного ремонта.

В тяжелых условиях карьеров, для большинства бульдозерных работ, используются мощные (150 - 250 кВт) и сверхмощные (более 250 кВт) гусеничные машины.

Колесные бульдозеры среднего и тяжелого классов используются предпочтительно, когда необходимо работать на нескольких рассосредоточенных объектах при частом перемещении между ними на относительно дальние расстояния, при выполнении вспомогательных работ, требующих постоянного перемещения бульдозера

При обслуживании автотранспорта грузоподъемностью до 75 тонн используются, как правило, бульдозеры 25-го класса, а свыше 75 тонн – бульдозеры 35-40-го классов.

При нерациональном использовании бульдозерной техники происходит снижение производительности основного горнотранспортного оборудования, а при необоснованно большом количестве техники происходит удорожание основного производства. Поэтому проведение анализа работы бульдозерной техники является актуальной задачей для каждого горного предприятия.

С этой целью проводились хронометражные исследования внутри сменой работы бульдозерной техники Северного карьера «ЕВРАЗ КГОК». Исследования проведены в течении двух рабочих смен при работе в карьере 6-ти бульдозеров - два на колесном и четыре на гусеничном ходу. Бульдозеры на гусеничном ходу использовались для зачистки автодорог и подъездов к экскаваторам. Один гусеничный бульдозер мог обеспечить работу только 3-х экскаваторов или одного перегрузочного пункта.

Бульдозеры на колесном ходу широко применяются на зачистке рабочих площадок на месте работы экскаваторов, очистке карьерных дорог, планировании разгрузочной площадки и предохранительного вала на перегрузочных пунктах, снегоуборочных работах. При этом, один колесный бульдозер способен обслуживать несколько экскаваторов производящих погрузку в автотранспорт и производить работы на перегрузочном пункте, относительно быстро перемещаясь от одного места работы к другому, что проблематично для медленного гусеничного трактора, ходовая система которого менее приспособлена для передвижения на большие расстояния. Колесный ход в свою очередь слабо защищен от остроугольных кусков отбитой скальной породы, которые выводят из строя дорогостоящие колесные шины. Большие усилия, действующие на шины при внедрении отвала в забой, также приводят к их быстрому износу. Для уменьшения износа колесной шины применяется защитные цепи (рис. 1).



Рисунок 1 – Защитные цепи для колесных бульдозеров

Фактическое распределение бульдозеров в карьере в периоды проведения наблюдений приведено в таблице 1.

Таблица 1. Фактическая загрузка бульдозерного парка в карьере

Смена	Место работы	Колесные бульдозеры		Гусеничные бульдозеры		
		Cat 844 № 8	Cat 844 № 9	T35.01К	T35.02К	T20.01К
1	П.П.1		■			
	П.П.2	■				
	П.П.3			■		
	ЭКГ 1	■				
	ЭКГ 2	■				
	ЭКГ 3	■				
	ЭКГ 4		■			
	ЭКГ 5		■			
	ЭКГ 6					■
	В.Р.	■	■	■		■
2	П.П.1			■		
	П.П.2		■			
	П.П.3				■	
	ЭКГ 1		■			
	ЭКГ 2		■			
	ЭКГ 3		■			
	ЭКГ 4					■
	ЭКГ 5					■
	ЭКГ 6					■
	В.Р.		■	■	■	■

Примечание: П.П. - Обслуживание перегрузочного пункта; ЭКГ – Обслуживание экскаваторного забоя; В.Р. – Выполнение вспомогательных работ; Б.П. - Подготовка бурового блока

Из таблицы видно, что основные рабочие места бульдозерной техники обслуживаются колесными бульдозерами, обладающими большей мобильностью по сравнению с гусеничными машинами.

На основании проведенных наблюдений и хронометражей было установлено, что в Северном карьере нет какой-либо определенной схемы применения бульдозерной техники. Наблюдается перегруженность в объеме работ одних бульдозеров и не полная занятость других.

Распределение рабочего времени за период наблюдений представлено на рисунке 2.

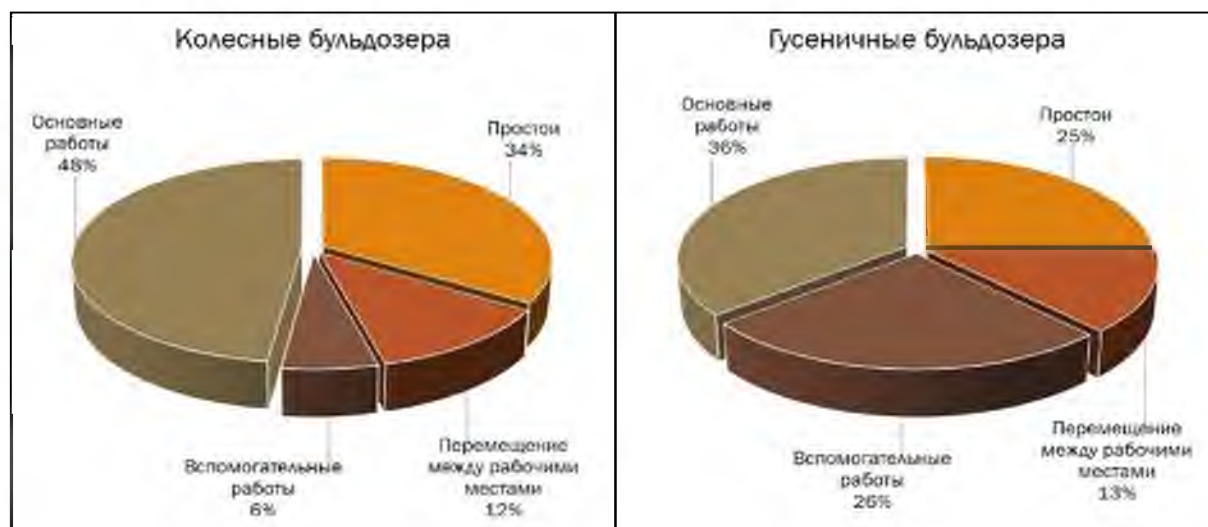


Рисунок 2 – Усреднённые данные проведенных хронометражей рабочего времени бульдозерной техники

Большая часть рабочего времени бульдозеров в карьере затрачивается на основную работу по обслуживанию забоев и перегрузочных пунктов и строительству, и содержанию карьерных автодорог. При этом, колесными бульдозерами на эти работы уделяется больше времени, и обслуживается больше рабочих мест по сравнению с гусеничными бульдозерами. В то же время перемещение между рабочими местами у колесных бульдозеров занимает меньше времени, несмотря на большее число обслуживаемых рабочих мест. Это обеспечивается благодаря лучшим скоростным качествам и большей мобильности этих машин.

Большая доля рабочего времени, особенно у колесных бульдозеров (до 35%), приходится на простои. Это говорит о недостаточно эффективном использовании бульдозеров в карьере, о резервах в его производительности. То есть, об улучшении планирования и организации его работы. В процессе исследований наблюдалась перегруженность в объеме работ одних бульдозеров и не полная занятость других.

Таким образом, установлено, что гусеничный бульдозер в условиях Северного карьера не может в течение рабочей смены обслуживать более трех экскаваторных забоев или более одного перегрузочного пункта, а также были сформулированы рекомендации по использованию бульдозерной техники в условиях Северного карьера, которые сводятся к следующему:

1) Бульдозер большей мощности (ЧЕТРА Т35.01, Т35.02) целесообразно применять для выполнения объемных работ, не подразумевающих большого перемещения между местами выполнения работ и перемещения горной массы на большое расстояние.

Под этими работами подразумевается:

- Планировка маршрута перегона экскаваторов
- Подготовка взрывного блока (если имеется большое количество просыпей горной массы)
- Подготовка взорванного блока к экскавации
- Планирование разгрузочной площадки и предохранительного вала (поддержании высоты предохранительного вала) на перегрузочных пунктах.
- Планирование автодорог
- Поддержание автодорог
- Выполнение иных вспомогательных работ в карьере

2) Бульдозера средней мощности (ЧЕТРА Т25.01) лучше применять для выполнения работ, не подразумевающих большого перемещения между местами выполнения работ, перемещения горной массы на небольшое расстояние.

Под этими работами подразумевается:

- Планировка трасс под ВЛ с постаментами для опор.
- Планирование разгрузочной площадки и предохранительного вала (поддержании высоты предохранительного вала) на перегрузочных пунктах.
- Подготовка взрывного блока
- Планирование автодорог
- Поддержание автодорог.
- Выполнение иных вспомогательных работ в карьере

3) Бульдозеры малой мощности (ЧЕТРА Т20.01, LIEBHERR PR 751) лучше применять для выполнения вспомогательных работ, и работ, не подразумевающих перемещение большого объема горной массы.

Под этими работами подразумевается:

- Протяжка вантовых и подъемных канатов экскаваторов
- Перемещение вспомогательного навесного оборудования “лопата”
- Планирование разгрузочной площадки и поддержании высоты предохранительного вала на перегрузочных пунктах.

4) Колесный бульдозер может выполнять работы на перегрузочном пункте, на подъезде к экскаватору, подготавливать взорванный блок к экскавации, производить очистку автодорог от просыпей и снега, планировать обваловку. Основываясь на практическом использовании колесного бульдозера было установлено, что он не подходит для планирования трассы под ВЛ, а именно из за своих габаритов не получается спланировать постамент для опоры ВЛ. Также было установлено, что не подходит для планирования подъездов к негабаритным кускам горной массы при работе бульдозера в данных условиях возможно произвольное скатывание большого куска горной массы в межколесное пространство, из-за этого увеличивается износ

ходовых узлов агрегата. Колесный бульдозер не может производить очистку буровой площадки будущего взрывного блока по требованиям отдела ОТ и ПБ.

При планировании работы бульдозерной техники в карьере необходимо учитывать выше сказанное и необходимость обеспечения максимальной занятости бульдозера на выполнении рабочих операций на своих рабочих местах, за исключением передвижения между рабочими местами.

Расчетный план загрузки бульдозеров для двух смен приведен в таблице 2.

Таблица 2. Рекомендуемая загрузка бульдозерного парка в Северном карьере

Смена	Место работы	Колесные бульдозеры		Гусеничные бульдозеры			
		Cat 844 № 8	Cat 844 № 9	T35.02K	T35.02K	T25.01K	T20.01K
1	П.П.1		■				
	П.П.2	■					
	П.П.3			■			
	ЭКГ 1	■					
	ЭКГ 2	■					
	ЭКГ 3	■					
	ЭКГ 4		■				
	ЭКГ 5		■				
	ЭКГ 6		■				
	Б.П.				■	■	
В.Р.	■	■			■		
2	П.П.1			■			
	П.П.2				■		
	П.П.3					■	
	ЭКГ 1	■					
	ЭКГ 2	■					
	ЭКГ 3	■					
	ЭКГ 4	■					
	ЭКГ 5	■					
	ЭКГ 6	■					
	Б.П.				■		
В.Р.	■			■	■	■	■

Примечание: П.П. - Обслуживание перегрузочного пункта; ЭКГ – Обслуживание экскаваторного забоя; В.Р. – Выполнение вспомогательных работ; Б.П. - Подготовка бурового блока

Таким образом, за счет оптимизации схемы расстановки бульдозерного парка в карьере, была предусмотрена максимальная загрузку буровой техники в течение смены ($K_3 \leq 0,85$). При этом время простоев перемещения между рабочими местами гусеничных бульдозеров снижается в среднем на 20 минут, колесных бульдозеров – на 35 минут. Снижение суммарных простоев экскаваторной техники из-за ожидания подчистки забоев ожидается на 2 часа 30 минут.

ОСОБЕННОСТИ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

МАРТЫНОВ Н. В.¹, ЗОТОВ И. Г.², БУДНЕВ А. Б.¹

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

²ОАО «Ураласбест»

Изложены основные направления инновационного развития буровзрывных работ на карьерах на современном этапе, технико-экономические показатели, пути снижения себестоимости буровзрывных работ.

Ключевые слова: буровзрывные работы, затраты, себестоимость, использование оборудования, фонд оплаты труда.

FEATURES OF INNOVATIVE DEVELOPMENT OF BLASTING IN QUARRIES

MARTYNOV N. V.¹, ZOTOV I. G.², BUDNEV, A. B.¹

¹URAL state mining University»,

²OJSC " Uralasbest»

The main directions of innovative development of drilling and blasting operations in the quarries at the present stage, technical and economic indicators, ways to reduce the cost of drilling and blasting.

Keywords: blasting and drilling operations, cost, equipment utilization, wage Fund.

Инновационное развитие буровзрывного комплекса на открытых горных работах осуществляется в следующих основных направлениях:

1. Использование на бурении взрывных скважин импортных буровых станков с механической скоростью бурения до 50–55 м/ч и глубиной бурения до 54 м. Это позволило обеспечить высокопроизводительную работу выемочно-транспортного комплекса с экскаваторами вместимостью ковша 30 м³ и более, а также качественную заоткоску уступов при постановке их в предельное положение. За период 2007–2017 гг. доля поставок буровых станков фирм Atlas Copco, Caterpillar, Sandvik и др. составляла ежегодно 40–65 % и их доля в структуре парка на конец периода составляет 55 % по численности станков [1], а их доля в объемах бурения – существенно выше.

2. Модернизация парка буровых станков отечественного производства (в основном поставляемых ООО УК «Рудгормаш») и автоматизация процесса бурения [2]. Это характерно в основном для мощных рудных карьеров, использующих станки СБШ-250МН на бурении скважин диаметром 250–270 мм по крепким породам.

3. Разработка и внедрение методов сбора информации (при автоматизации процесса бурения) и определения характеристик массива с целью оперативной корректировки параметров взрывных работ [3, 4].

4. Замена тротилсодержащих взрывчатых веществ (ВВ) на бестротиловые. Широкое использование эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ), изготавливаемых как по зарубежным технологиям канадской фирмы ЕТИ (рецептуры «Тован», «Товаг»), австралийской «Орика» (рецептуры «Нобелит 2000», «Нобелит 2003» и «Фортис»), так и

отечественными производителями АО «Нитро-Сибирь», АО «Азот-Взрыв», ООО «Промтехвзрыв» (ОАО «Ураласбест») и др. (рецептуры «Сибирит», «Нитронит», «Порэммит» и др. различных марок) [3,5,6]. Изготавливаются ЭВВ как на специализированных заводах, так и в местах их применения в модульных, контейнерных и в передвижных установках. Осваивается производство ЭВВ в патронированном виде, что позволит применять его в качестве иницирующего средства, а также упростить и сократить затраты времени при зарядании скважин заоткоски.

Применение ЭВВ в буровзрывном комплексе по данным Лебединского и Михайловского ГОКов компании «Металлоинвест» кроме удешевления стоимости ВВ при сохранении качественных показателей взрыва по рыхлению горной массы позволило:

- снизить удельный расход ВВ с 1,45 до 1,19 кг/м³ на Лебединском и с 1,73 до 1,59 кг/м³ на Михайловском ГОКах и за счёт этого уменьшить объёмы бурения и увеличить выход взорванной горной массы с 1 м пробуренной скважины;

- механизировать работы по зарядке скважин;

- уменьшить объёмы выброса вредных газов за счёт их более низкого содержания в ЭВВ;

- значительно снизить уровень запылённости при производстве взрывных работ за счёт применения водосодержащих ЭВВ.

5. Все более широкое применение средств неэлектрического инициирования взрывных скважин (Эдилин, Коршун, Искра и др.), разработка новых схем короткозамедленного взрывания, опытно-промышленные испытания электронной системы инициирования взрывов [7, 8, 9]. Перечисленные инновации повышают безопасность взрывных работ, практически полностью исключают отказы из-за подбоя скважин и поверхностной взрывной сети. Разработка схем поскважинного инициирования, рациональных интервалов замедления при надёжном их обеспечении в процессе взрыва позволяют снизить выход негабарита, получить более равномерное дробление, требуемые параметры развала. Проводившийся на Качканарском ГОКе эксперимент, когда взрывной блок был разделён на два участка, один из которых взрывался детонирующим шнуром по обычной схеме, другой – с внутрискважинным замедлением системой неэлектрического инициирования, подтвердил эффективность последнего: выход негабарита был меньше почти в 2 раза, а среднее время погрузки думпкара (за время отработки всего участка) ниже на 9 %.

Применение средств электронного инициирования сдерживается их высокой стоимостью. Опытные взрывы с использованием средств «Daveytronic» [9] показали их эффективность при отработке приконтурной зоны за счёт снижения сейсмического воздействия на законтурный массив, а также для защиты зданий и сооружений вблизи опасной зоны. Освоение их массового производства отечественной промышленностью позволит улучшить также качество рыхления при подготовке горных пород к выемке и сократить расходы на выемочно-транспортный процесс.

Инновационное развитие буровзрывного комплекса в целом обеспечило подготовку горной массы к выемке при существенном увеличении объёмов добычных и вскрышных работ, характерных для последнего десятилетия. Однако, экономические показатели буровзрывных работ и их динамика, несмотря на использование высокопроизводительного оборудования остаются на низком уровне, что снижает и конкурентоспособность продукции.

Сравнительные расчёты, выполняемые в рамках дипломных работ для различных горнотехнических условий, показывают, что себестоимость буровых работ, выполняемых отечественными станками, зачастую ниже, чем высокопроизводительными им-

портными. Об этом же свидетельствуют и фактические данные ряда золоторудных карьеров, входящих в состав холдинга (табл. 1).

Из приведённых данных можно увидеть, что себестоимость бурения 1 пог. м без учёта амортизации и ремонта отечественными СБШ-250 и импортными станками различаются в основном видом потребляемой энергии. Если принять стоимость электроэнергии 4 руб/кВт·ч, а дизтоплива 40 руб/кг, то себестоимость бурения различными станками нивелируется, а для станка DML будет ниже, чем СБШ.

Таблица 1 – Отчёт об использовании буровых станков за 8 месяцев 2018 г. (фрагмент)

Показатели	СБШ-250	DML	DM-30	DM-45	ROC D65
Пробурено скважин, тыс. пог. м	216,3	203,3	80,6	123,4	24,3
Количество смен на бурении	1718	948	218	405	121
Производительность, пог. м/смену.....	126	218	370	305	201
Электроэнергия, тыс. кВт·ч	2160	-	-	-	-
Удельный расход, кВт·ч/пог.м	10,7	-	-	-	-
Дизельное топливо, т	-	564	162	275	68
Удельный расход, кг/пог. м	-	3,1	2,1	2,3	3,0
Расход долот, шт.	139	116	-	132	28
Расход коронок, шт.	-	-	84	-	-
Проходка на долото (коронку), пог. м.	1458	1587	924	897	812
Себестоимость бурения, руб./пог. м:					
без учёта амортизации и ремонта	196,2	255,9	254,2	261,7	301,4
с учётом амортизации и ремонта (цеховая)	326,7	425,1	455,2	533,4	779,2

Основные затраты в целом по парку станков приходятся на ремонты (27,4%) и оплату энергии (табл. 2).

Таблица 2 – Распределение затрат в суммарных издержках на бурении скважин

Затраты	млн. руб.	%
Затраты, всего	275,1	100
В том числе:		
фонд оплаты труда с начислениями	46,1	16,7
энергия (электро + дизельное топливо).....	62,8	23,2
породоразрушающий инструмент (долота + коронки)	41,1	14,9
ремонтное обслуживание	75,3	27,4
амортизационные отчисления	46,8	17,0
прочие	3,0	0,7

Затраты на оплату труда, породоразрушающий инструмент и амортизационные отчисления находятся на примерно одинаковом уровне.

Снизить затраты по некоторым позициям, частично перераспределить их в фонд оплаты труда, как показывает опыт некоторых ГОКов, можно за счёт совершенствования методов оплаты труда. Так, на буровом комплексе ОАО «Ураласбест» было введено положение, согласно которому буровикам устанавливалось два нормативных показателя: объём бурения за месяц и проходка на долото. 80% экономии перечислялось в фонд оплаты труда. За счёт более тщательного подбора долот с учётом характеристик буримого массива и их технического обслуживания в процессе эксплуатации экономия в целом по парку за квартал превышала 1,1 млн. руб., а средняя проходка на долото увеличилась на 39,5 %.

Другим положением предусматривалась доплата (30 %) ремонтному персоналу за увеличение буровых (а, следовательно, и ремонтных) работ при выполнении количественных и качественных показателей. Месячная производительность СБШ-250МНА-32 в среднем по каждой единице рабочего парка увеличилась на 42 %, а себестоимость бурения 1 пог. м снизилась на 16,7 %.

Одним из направлений использования возможностей парка оборудования, в ряде случаев его сокращения, снижения издержек производства является ведение учёта его работы применительно к формам организации процесса буровзрывных и погрузочно-транспортных работ.

Основной функцией учёта является получение данных для сравнительного анализа и оценки эффективности использования оборудования, для планирования объемов и развития горных работ, нормирования производительности и разработки мер по её повышению, контроля деятельности предприятия со стороны вышестоящих организаций, сопоставительного анализа с аналогичными карьерами других отраслей. Многообразие решаемых задач предопределило множественность классификаций простоев и оценочных показателей.

Обобщающим показателем, характеризующим работу предприятия и подразделений, является коэффициент использования календарного времени, как отношение рабочего времени оборудования к календарному. Причем, к рабочему времени могло относиться только «основное» время, то есть связанное, например, с бурением или погрузкой, либо (чаще всего) включать в себя «вспомогательные» или нормируемые операции, необходимые для осуществления «основного» процесса. К другим оценочным показателям, в той или иной мере характеризующими особенности организации или технологии работ могли относиться:

- коэффициент использования режимного времени, исключаящего из календарного праздничные, выходные и межсменные перерывы;
- коэффициент использования нормативного (планового) времени, исключаящего все простои, предусмотренные планом горных и ремонтных работ;
- коэффициент готовности, показывающий время нахождения техники в работоспособном состоянии. Следует отметить, что когда на предприятии вводилось премирование за величину коэффициента готовности (особенно при учете времени простоев в часах) возникали сложности по поводу включения (классификации) в коэффициент готовности таких простоев, как: отсутствие запасных частей, ремонтного персонала и т. п.;
- коэффициент использования оборудования по мощности, т. е. степень достижения определенной производительности (плановой, нормативной, максимальной и т. п.).

Классификацией простев (разделением по причинам) стремились отразить как технологию работ, так и степень влияния вида простоев на производительность процесса, определить слабое звено («узкое место») и причину (виновника) простоя: простои в ремонтах (механической либо электрической части), технологические, организационные планируемые, непланируемые, нормативные, из-за смежных звеньев производства и т. д.

С точки зрения конкурентоспособности, снижения издержек производства, как следует из данных таблиц 1 и 2, группировку причин простоев следовало бы производить в следующей последовательности:

- 1) затраты времени и средств на ремонты, их последующий анализ службой главного механика (энергетика);

2) простой общекарьерные (для бурового участка это перегоны, неготовность площадки и т. п.), не входящие в сферу принятия решений руководством участка;

3) простой, связанные непосредственно с организацией работ и принятием решений руководством участка.

На основе детального анализа производительности оборудования, времени работы и простоев в соответствии с приведенной группировкой, определения материальных затрат, необходима постоянная разработка мер по их экономии с переводом части сэкономленных средств в фонд оплаты труда.

Список использованной литературы

1. Анистратов К.Ю. Анализ рынка буровых станков для открытых горных работ горнодобывающих предприятий России / Анистратов К.Ю. [и др.] //Горная промышленность, 2018, № 2 (138). – С. 84-89.

2. Угаров А. А. Совершенствование горных и взрывных работ в компании "Металлоинвест" /Угаров А.А. [и др.]//Горная промышленность, 2018, № 3 (139). С. – 9-14.

3. Сухов Р.И., Болкисев В.С. К вопросу изучения прочностных свойств горных пород при бурении взрывных скважин //В сб.: Технология и безопасность взрывных работ: Матер. науч.-производст. семинара по взрывным работам, 2016 /Отв. ред. Г.П. Берсенёв – 2017. – С. 11-14.

4. Бибик И.П. Использование автоматизированной системы сбора данных с буровых станков при проектировании буровзрывных работ //Горный вестник Узбекистана, 2004, № 4 (19). – С. 44-47.

5. Галушко Ф.И. Опыт практического применения пористой аммиачной селитры для производства эмульсионных взрывчатых веществ на АО «Ковдорский ГОК» //Горная промышленность, 2018, № 6 (142). – С. 52-54.

6. Соснин В.А., Межеричский С.Э., Печенев Ю.Г. Состояние и перспективы развития промышленных взрывчатых веществ в России и за рубежом //Горная промышленность, 2017, № 5 (135). – С. 60-64.

7. Воробьев В.А., Малакичев А.В., Литвин А.А. Обеспечение безопасности взрывных работ в Южуралвзрывпроме / В сб.: Технология и безопасность взрывных работ: Матер. науч.-производст. семинара по взрывным работам, 2016. /Отв. ред. Г.П. Берсенёв. – 2017. – С. 32-37.

8. Андреев В.В., Найгеборин И.В. Перспективные средства взрывания //Технология и безопасность взрывных работ: Матер. науч.-техн. конфер. «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле» – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – С. 107-114.

9. Симаков А.В., Мальберг С.Л. Электронное взрывание и сейсмобезопасность взрывных работ на открытой разработке месторождений // В сб.: Технология и безопасность взрывных работ: Матер. науч.-производст. семинара по взрывным работам, 2016. /Отв. ред. Г.П. Берсенёв. 2017. – С. 57-63.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕКОНСТРУКЦИИ КОМПЛЕКСА ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ГОРНЫХ РАБОТ НА БАЧАТСКОМ УГОЛЬНОМ РАЗРЕЗЕ

ЛЕЛЬ Ю. И., МУСИХИНА О. В., КОСТИН А. Л., ГАНИЕВ Р. С.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

Рассмотрены проектные решения по комплексу ЦПТ на Бачатском угольном разрезе, выполнен анализ фактических показателей эксплуатации комплекса за 2010–2017 гг. Выявлены недостатки проектных решений и основные причины неэффективной эксплуатации комплекса. Рассмотрены варианты реконструкции комплекса при транспортировании вскрыши на Южный отвал, а также технологические решения по строительству нового комплекса ЦПТ на Восточном борту разреза. Обосновано месторасположение, состав комплекса и конструкция дробильно-перегрузочного пункта. На основе экономических расчетов сделан вывод о высокой эффективности ЦПТ при перевозке вскрыши на Восточный отвал.

Ключевые слова: циклично-поточная технология, разрез, автотранспорт, конвейер, дробильно-перегрузочный пункт, объем перевозок, себестоимость, эффективность, реконструкция.

TO ASSESS THE EFFECTIVENESS OF RECONSTRUCTION OF THE COMPLEX CYCLIC-FLOW TECHNOLOGY OF MINING OPERATIONS AT BACHATSKIY COAL MINE

LEL Y. I., MUSIKHINA O. V., KOSTIN A. L., GANIEV R. S.

Ural state mining University

Considered design solutions for complex CCM in bachatskiy coal mine, the analysis of the actual performance of the complex 2010-2017 Identified weaknesses of the design solutions and the main reasons for inefficient operation of the complex. The variants of reconstruction of the complex during the TRANSPORTING of the overburden to the southern dump, as well as technological solutions for the construction of a new CPT complex on the Eastern side of the cut are considered. The location, the composition of the complex and the design of the crushing and reloading point are justified. On the basis of economic calculations, it was concluded that the high efficiency of the tspt during the transportation of the overburden to the Eastern dump.

Keywords: cyclic-flow technology, section, motor transport, conveyor, crushing and transshipment point, volume of transportation, cost, efficiency, re-construction.

В настоящее время циклично-поточная технология открытых горных работ (ЦПТ) с автомобильно-конвейерным транспортом применяется на многих отечественных и зарубежных карьерах для транспортирования руды, угля и вскрышных пород. Внедрение ЦПТ позволяет сократить расстояние транспортирования горной массы автомобильным транспортом, поддерживая его в пределах близких к оптимальным значениям, сократить общее расстояние перевозок и существенно снизить эксплуатационные затраты на транспортирование и отвалообразование. Особенно эффективна ЦПТ в глубо-

ких карьерах, так как себестоимость подъема горной массы ленточными конвейерами при угле подъема 15–18° в 3,0–3,5 раза ниже себестоимости подъема автотранспортом на ту же высоту [1, 4, 6].

Проект комплекса ЦПТ на Бачатском угольном разрезе выполнен ООО «КЭНЭС» [2]. Проект базировался на разработках УкрНИИпроекта, ОАО «Сибгипрошахт» и ЗАО «Гипроуголь» по обоснованию и внедрению ЦПТ на разрезе «Бачатский», выполненных в 1988–2004 гг. В 1990-х годах за счет основной деятельности разреза были произведены подготовительные работы для строительства комплекса на Южном борту. Однако дефицит материальных ресурсов и финансовый кризис конца 1990-х годов не позволил завершить этап строительства и ввод в эксплуатацию комплекса. Комплекс ЦПТ был введен в эксплуатацию только в 2010 г. в границах первоочередного участка земельного отвода 135,8 га. Комплекс ЦПТ предназначен для переработки и транспортирования скальных вскрышных пород плотностью в целике 2,5 т/м³ на Бачатском угольном разрезе. Переработка заключается в дроблении кусков породы до 300–350 мм. Вскрышные породы доставляются автосамосвалами грузоподъемностью до 360 т в приемные пункты дробильно-перегрузочных пунктов, дробленая порода питателями подается на цепочку из 5 последовательно соединенных конвейеров с шириной ленты 2000 мм и далее на отвальный конвейер и шагающий отвалообразователь, обеспечивающий укладку пород в отвал. Таким образом, комплекс ЦПТ включает в себя две дробильных установки фирмы MMD-1300, 5 ленточных конвейеров общей протяженностью 4734 м с последующим удлинением до 5956 м и отвалообразователь ОШС-4000/125, предназначенный для транспортирования и складирования вскрышных пород с производительностью 4000 м³/ч. Техническая характеристика оборудования представлена в таблице 1.

Таблица 1. Технические характеристики оборудования ЦПТ

Характеристика оборудования	Конвейер					ОШС-4000/125*	ДПА-ММД-1300**	
	забойный	наклонный	магистральный	передаточный	отвальный			
Длина, м	526	540	1750	1460	1670	125	28	
Лента:								
тип.....	Резинотросовая						Резинотканевая	
ширина, м	2,0							
скорость, м/с	3,15						4,25	
Двигатели на приводной станции:								
марка	АОК 99/45					АОК 2	Асинхронный	
количество, шт.	6	6	6	3	4	2	2	
мощность, кВт	630						500	375
Редукторы приводной станции, марка, количество, шт.:								
КЦП 1250.....	2	2	2	3	4	-	-	
2КЦП 1250	2	2	2	-	-	-	-	
Угол наклона конвейера, град.	4	15	2	0	0	15	2	
Производительность, м ³ /ч: конвейера.....	4000	4000	4000	4000	4000	4000	-	
дробилки	-	-	-	-	-	-	2000	

* Отвалообразователь; ** Дробильно-перегрузочный агрегат

Согласно проекту основной эффект от внедрения ЦПТ должен быть получен за счет снижения эксплуатационных затрат на транспортирование и складирование пород вскрыши. Ввод ЦПТ, наряду со снижением расстояния перевозок автотранспортом, должен быть обеспечить уменьшение доли автоперевозок в общем объеме транспортирования вскрыши на 20–25 %. Проектная производительность комплекса ЦПТ составила 10 млн. м³/год.

Сравнительные показатели варианта транспортирования вскрыши представлены в таблице 2.

Таблица 2. Сравнительные показатели экономической эффективности транспортирования и складирования вскрыши на Бачатском разрезе (проектные данные)

Показатели	Варианты	
	автосхема	циклично-поточная технология
Объем транспортирования и складирования, млн. м ³ /год	10,00	10,00
Себестоимость транспортирования и складирования, руб./м ³	121,09	86,91
Эксплуатационные затраты на транспортирование и складирование, млн. руб./год	1210,87	869,10
Суммарные эксплуатационные затраты за 2010-2016 гг., млн. руб.	8476,09	6083,70

Дополнительные капитальные затраты по варианту ЦПТ (1,934 млрд. руб.) должны были окупиться снижением себестоимости транспортирования и складирования вскрышных пород. Ежегодное снижение эксплуатационных затрат на транспортирование и складирование, согласно проектным расчетам, должно было составлять 341,8 млн. руб., а срок окупаемости капитальных вложений – 5,7 года.

Следует отметить недостаточную достоверность экономических расчетов в проекте. В первую очередь, это касается себестоимости перевозки автотранспортом (вариант автосхемы). В проекте она составляет 121,09 руб/м³ и явно завышена. В настоящее время при расстоянии перевозок вскрыши автосамосвалами БелАЗ-75302 (БелАЗ-75306) 5,3–6,2 км себестоимость перевозки составляет 65,6–84,5 руб/м³.

Себестоимость транспортирования и складирования вскрыши (C_B^A , руб/м³) при варианте с автодоставкой рассчитывается по формуле

$$C_B^A = C_a l_a \gamma + C_o, \quad (1)$$

где C_a – себестоимость транспортирования вскрыши автосамосвалами, руб./ткм;

l_a – расстояние транспортирования вскрыши, км;

γ – плотность вскрышных пород, т/м³;

C_o – себестоимость бульдозерного отвалообразования, руб/м³.

В проектных расчетах использовалась себестоимость транспортирования вскрыши автотранспортом, близкая к фактической ($C_a = 5,78$ руб/ткм), но вместо фактического расстояния транспортирования по автосхеме ($l_a = 5,9$ км) было принято приведенное расстояние ($l_a = 8,9$ км). Приведенное расстояние – это условное расстояние по горизонтальной карьерной автодороге, при котором производительность автосамосвала равно производительности при работе на реальной трассе глубокого карьера. Такой метод используется в «Единых нормах выработки...» для расчета производительности автосамосвалов в глубоких карьерах [3]. Но в этом случае надо корректировать и

себестоимость транспортирования (руб./ткм), которая на горизонтальной трассе будет гораздо ниже, чем на реальной в глубоком карьере. Таким образом, на стадии проектных расчетов эффективности ЦПТ на Бачатском разрезе была явно завышена.

Рассмотрим фактические показатели работы комплекса ЦПТ за период 2010–2017 гг. (табл. 3).

Таблица 3. Фактические показатели производительности комплекса ЦПТ на Бачатском разрезе

Показатели	Годы							
	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Производительность комплекса ЦПТ, млн. м ³ /год	0,315	1,13	3,774	4,033	3,521	2,793	1,759	1,167
Производительность в проц. от проектной	3,15	11,3	37,7	40,3	35,21	27,9	17,6	11,7

Как видно из табл. 3, комплекс ЦПТ за 8 лет эксплуатации так и не достиг проектной производительности 10 млн. м³ в год. Максимальная производительность 4,033 млн. м³ была достигнута в 2013 г., затем она постоянно снижалась. В 2017 г. производительность комплекса была 1,167 млн. м³, что составляло 11,7 % от проектной. Основная причина заключалась в низкой надежности работы оборудования, в первую очередь дробильно-перегрузочной установки, оборудованной двумя шнековыми двухвалковыми дробилками ММД-1300 английского производства. Опыт эксплуатации показал несоответствие рабочих параметров дробилок физико-механическим свойствам вскрышных пород Бачатского угольного разреза. Простои комплекса ЦПТ на 65–70 % обусловлены простоями по вине дробильно-перегрузочного агрегата (ДПА). Основными причинами простоев ДПА являются аварийные ремонты и отсутствие запчастей. В 2018 г. в рабочем состоянии находилась одна дробилка (ММД-1300 №1), которая физически не в состоянии обеспечить проектную производительность комплекса даже при безаварийной работе.

Низкая надежность и производительность комплекса ЦПТ обусловили высокую себестоимость транспортирования и укладки пород конвейерным транспортом. В 2017 г. себестоимость транспортирования и укладки пород комплексом составила 219,3 руб/м³, что в 2,6–3,3 раза выше себестоимости перевозки пород по автосхеме. Наибольшую долю в себестоимости составила амортизация (61%) и затраты на ремонт оборудования комплекса (13,7 %).

Полная себестоимость перевозки пород по схеме ЦПТ ($C_{\text{в}}^{\text{ЦПТ}}$, руб./м³) определяется по формуле

$$C_{\text{в}}^{\text{ЦПТ}} = C_{\text{в}}^{\text{СА}} + C_{\text{ЦПТ}}, \quad (2)$$

где $C_{\text{в}}^{\text{СА}}$ – себестоимость транспортирования пород сборочным автотранспортом, руб/м³; $C_{\text{ЦПТ}}$ – себестоимость транспортирования и складирования пород конвейерным транспортом, руб/м³ ($C_{\text{ЦПТ}} = 219,3$ руб/м³).

$$C_{\text{в}}^{\text{СА}} = C_{\text{а}} l_{\text{а}} \gamma, \quad (3)$$

где $C_{\text{а}}$ – себестоимость транспортирования сборочным автотранспортом, руб./ткм ($C_{\text{а}} = 5,46$ руб./ткм); $l_{\text{а}}$ – среднее расстояние транспортирования сборочным автотранспортом, км ($l_{\text{а}} = 1,7$ км); γ – плотность вскрышных пород, т/м³ ($\gamma = 2,5$ т/м³).

$$C_B^{CA} = 5,46 \cdot 1,7 \cdot 2,5 = 23,2 \text{ руб/м}^3,$$

$$C_B^{ЦПТ} = 219,3 + 23,2 = 242,5 \text{ руб/м}^3.$$

Рассчитаем себестоимость перевозки и укладки вскрыши при варианте с автодоставкой, используя формулу (1). Примем среднее расстояние доставки до отвала $l_a = 7$ км и себестоимость бульдозерного отвалообразования $C_o = 4,23 \text{ руб/м}^3$.

$$C_B^A = 5,46 \cdot 7 \cdot 2,5 + 4,23 = 99,8 \text{ руб/м}^3.$$

Убытки от эксплуатации комплекса ЦПТ составят (Y , млн. руб.)

$$Y = (C_B^{ЦПТ} - C_B^A) Q_r, \quad (4)$$

где Q_r – годовой объем перевозки вскрыши по схеме ЦПТ, млн. м^3 .

Для 2017 г.:

$$Y = (242,5 - 99,8) \cdot 1,167 = 166,5 \text{ млн. руб.}$$

Таким образом, только в 2017 г. убытки от эксплуатации комплекса ЦПТ на Бачатском разрезе составили 166,5 млн. руб.

В связи с неэффективностью эксплуатации существующего комплекса ЦПТ УГГУ была проведена технико-экономическая оценка следующих вариантов:

1. Демонтаж существующего комплекса ЦПТ и транспортирование вскрышных пород на отвал Южный в объеме 30,0 млн. $\text{м}^3/\text{год}$ только технологическим автотранспортом. Вариант будет характеризоваться увеличением расстояния транспортирования вскрышных пород автотранспортом до 6,5–7,0 км и дополнительными капитальными затратами на приобретение автосамосвалов и бульдозерного оборудования.

2. Реконструкция существующего комплекса ЦПТ с целью отработки запасов угля, расположенных под наклонным конвейером. Реконструкция заключается в демонтаже забойного, наклонного и части магистрального конвейеров, выносе приемных бункеров ДПА на дневную поверхность (отм. + 290 м). Реконструкция предусматривает приобретение нового дробильного оборудования, соответствующего физико-механическим свойствам вскрышных пород разреза и обеспечивающего надежную работу комплекса ЦПТ.

3. Строительство нового комплекса ЦПТ на Восточном борту разреза (гор. ± 0 м) с целью транспортирования вскрышных пород на отвал Восточный в объеме 10–12 млн. $\text{м}^3/\text{год}$.

При рассмотрении второго варианта (реконструкция) обоснована замена дробилок ММД-1300 на щековые дробилки ШДП-15×21У, выпускаемые ПАО «Уралмашзавод» в мобильном (полустационарном) исполнении. Исходя из возможной годовой производительности конвейерного транспорта и отвалообразователя, равной 10 млн. м^3 , к рассмотрению приняты варианты с двумя и тремя дробилками ШДП-15×21У.

Вариант 2а: две дробилки ШДП-15×21У, производительность комплекса 5,9 млн. $\text{м}^3/\text{год}$.

Вариант 2б: три дробилки ШДП-15×21У, производительность комплекса 9,3 млн. $\text{м}^3/\text{год}$.

Оставшиеся объемы вскрыши из запланированных к укладке на Южный отвал (30,0 млн. $\text{м}^3/\text{год}$) предполагается перевозить по автосхеме.

В качестве критерия оценки вариантов использовался минимум суммарных дисконтированных затрат за 6 лет (с 2018 по 2023 гг.) [5]. В качестве года приведения был принят 2019 г. Результаты расчета приведены в таблице 4.

Таблица 4. Экономическая оценка вариантов реконструкции ЦПТ

Показатели	Значения показателей при варианте		
	1	2а	2б
Чистые дисконтированные затраты, $\frac{\text{млн. руб.}}{\%}$	$\frac{14066}{100}$	$\frac{14179}{100,8}$	$\frac{14167}{100,7}$
Общая сумма эксплуатационных затрат, $\frac{\text{млн. руб.}}{\%}$	$\frac{16372}{100}$	$\frac{16838}{102,8}$	$\frac{16732}{102,2}$
Общая сумма капитальных вложений, $\frac{\text{млн. руб.}}{\%}$	$\frac{2401,8}{100}$	$\frac{2018}{84,0}$	$\frac{2121}{88,3}$

Чистые дисконтированные затраты по вариантам отличаются на 0,7–0,8 %, что находится в пределах точности расчетов. Таким образом, можно сделать вывод о неэффективности реконструкции комплекса ЦПТ. Это объясняется значительными расстояниями транспортирования вскрыши сборочным автотранспортом до ДПА, расположенном на поверхности (4,5–5,7 км), и невысокой эффективностью работы конвейерного транспорта на горизонтальной трассе. Капитальные затраты по вариантам реконструкции (2а и 2б) на 11,7–16,0 % ниже, чем по варианту автосхемы (вариант №1), что объясняется значительными затратами на подвижной состав автотранспорта. В то же время следует отметить, что расчеты по вариантам реконструкции являются весьма оптимистичными, предполагающими надежную работу комплекса ЦПТ. Учитывая значительный износ конвейерного оборудования (70,7–84,5 %), реальные показатели комплекса ЦПТ могут быть значительно ниже расчетных.

Наиболее эффективным вариантом является полный демонтаж комплекса ЦПТ и переход на транспортирование вскрыши на Южный отвал автомобильным транспортом (вариант №1). В то же время часть несамортизированного оборудования комплекса ЦПТ с незначительным износом можно использовать при строительстве нового комплекса ЦПТ на Восточном борту разреза. В первую очередь к такому оборудованию относится отвалообразователь ОШС-4000/125 (износ 11,6 %), модульные здания конвейеров (износ 11,5–12,6 %), перегрузка (износ 7,5–12,0 %) и др. Общая стоимость такого оборудования составит 800–850 млн. руб.

При оценке третьего варианта предусматривается устройство ДПА на горизонте ± 0 м Восточного борта разреза, транспортирование вскрыши конвейерным подъемником с гор. ± 0 м на поверхность (гор. +260 м) на высоту 260 м, транспортирование конвейером по поверхности по слабонаклонному участку (уклон 2°) с гор. +260 м на гор. +305 м и укладку пород на Восточный отвал отвалообразователем. Производительность комплекса ЦПТ должна составлять 10 млн. м³ в год (25 млн. т в год).

Важнейшей задачей в технологическом обосновании состава комплекса ЦПТ является выбор типа и конструкции конвейерного оборудования. К рассмотрению приняты крутонаклонные конвейеры и конвейеры в традиционном исполнении. Анализ условий эксплуатации крутонаклонных ленточных конвейеров на действующих и проектируемых горных предприятиях показывает, что наиболее эффективное и экономически оправданное применение данного вида транспорта достигается при углах наклона трассы более 34° [6]. Применительно к рассматриваемому варианту, максимальный угол наклона нерабочего борта в месте установки ДПА составит 31,1°. При крутонаклонном конвейере появляется дополнительное звено горизонтального конвейера на поверхности, располагаемое на борту разреза вдоль нижней бровки существующего отвала, что небезопасно. Исходя из вышесказанного, было принято решение применить в качестве транспортного звена обычный конвейер с углом наклона 14°, полученным за счет раз-

ворота оси трассы относительно перпендикуляра к борту на угол 48°. При этом выход на поверхность осуществлен в точке, позволяющей без значительного поворота трассы произвести дальнейшую транспортировку вскрыши на отвал (см. рисунок).

Данное решение исключает необходимость строительства крутонаклонного конвейера на борту карьера.



Перечень объектов:

- 1 – ДПА;
- 2 – забойный конвейер;
- 3 – перегрузка № 1;
- 4 – наклонный конвейер;
- 5 – перегрузка № 2;
- 6 – горизонтальный конвейер;
- 7 – перегрузка № 3;
- 8 – передаточный конвейер;
- 9 – перегрузка № 4;
- 10 – отвальный конвейер;
- 11 – отвалообразователь
ОШ-4000/125

Схема транспортирования вскрыши на Восточный отвал (варианты 3б, 3в)

В качестве дробильного оборудования обоснованно применение ДПУ на базе конусной дробилки ККД-1500/230. Необходимая производительность комплекса обеспечивается одной дробилкой ККД-1500/230 производства ПАО «Уралмашзавод».

Были рассмотрены и сравнивались следующие варианты транспортирования вскрышных пород на Восточный отвал в объеме 10 млн. м³ в год:

- вариант 3а – перевозка вскрыши по автосхеме;
- вариант 3б – перевозка вскрыши комплексом ЦПТ при использовании нового дробильно-конвейерного оборудования;
- вариант 3в – перевозка вскрыши комплексом ЦПТ при частотном использовании оборудования демонтируемого комплекса.

Ввод комплекса ЦПТ на Восточном борту разреза планируется в 2022 г. Расчет показателей по вариантам произведен за 6 лет с 2022 г. по 2027 г. (табл. 5).

Таблица 5. Экономическая оценка вариантов транспортирования вскрыши на Восточный отвал

Показатели	Значения показателей при варианте		
	3а	3б	3в
Чистые дисконтированные затраты, $\frac{\text{млн. руб.}}{\%}$	$\frac{8967,3}{100}$	$\frac{7972,2}{88,9}$	$\frac{7467,9}{83,3}$
Общая сумма эксплуатационных затрат, $\frac{\text{млн. руб.}}{\%}$	$\frac{7357,0}{100}$	$\frac{5729,0}{77,8}$	$\frac{5729,0}{77,8}$
Общая сумма капитальных вложений, $\frac{\text{млн. руб.}}{\%}$	$\frac{5253,2}{100}$	$\frac{5626,4}{106,6}$	$\frac{4826,4}{91,2}$

Итоговые финансовые результаты свидетельствуют об экономической эффективности комплекса ЦПТ на Восточном борту разреза по сравнению с автосхемой. Экономический эффект по суммарным дисконтированным затратам за 6 лет эксплуатации составит 995,1 млн. руб. при использовании нового оборудования комплекса ЦПТ и 1,5 млрд. руб. при частичном использовании оборудования демонтируемого комплекса. Экономический эффект получен, в основном, за счет снижения эксплуатационных расходов. В зависимости от года эксплуатации эксплуатационные расходы снижаются с 105,2–136,0 руб./м³ при автосхеме до 88,6–102,0 руб./м³ при использовании комплекса ЦПТ, т. е. на 18,6–33,3 %. Вариант с частичным использованием оборудования демонтируемого комплекса ЦПТ позволяет также сократить капитальные затраты на 9,0 % по сравнению с автосхемой и на 16,4 % по сравнению с комплексом при использовании нового оборудования.

Список литературы

1. Кармаев Г.Д. Выбор горно-транспортного оборудования циклично-поточной технологии карьеров / Г.Д. Кармаев, А.В. Глебов. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – 296 с.
2. Проектная документация на строительство «комплекса циклично-поточной технологии» (ЦПТ-1 технологическая линия) вскрышных работ филиала ОАО «Кузбассразрезуголь» - «Бачатский угольный разрез». Том 1-10. ООО «КЭНЭС». Люберцы. – 2010. – 760 с.
3. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. 4. IV. Эскавация и транспортирование горной массы автосамосвалами. М.: НИИ ТРУДА. – 1985. – 42 с.
4. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. Екатеринбург: УроРАН, 2002. – 355 с.
5. В. С. Хохряков. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок: Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1996. – 180 с.
6. Теоретические основы создания крутонаклонных конвейерных подъемников с движущимися прижимными элементами: Отчет о НИР (заключительный) / ИГД УроРАН. Рук. Яковлев В. Л., Смирнов В. П., № ГР О 1970009115. Инв. № 028 600 87358. – Екатеринбург. 2000. – 72 с.

БУРОВЫЕ УСТАНОВКИ ДЛЯ ГЛУБОКОГО И СВЕРХГЛУБОКОГО БУРЕНИЯ: РАБОЧИЕ РЕЖИМЫ БУРОВОЙ ЛЕБЕДКИ

ФАЙЗУЛЛИН Р. М., КАРЯКИН А. Л.

Уральский государственный горный университет

Автор статьи описывает важные элементы системы электропривода основных механизмов буровой установки. Рассмотрены режимы спуска и подъема буровой колонны и представлены нагрузочные диаграммы работы электропривода лебедки.

Ключевые слова: электропривод, буровая установка, асинхронный двигатель, преобразователь частоты.

DRILLING RIGS FOR DEEP AND ULTRA-DEEP DRILLING: OPERATING MODES OF THE DRILLING WINCH

FAYZULLIN R. M., KARYAKIN A. L.

Ural State Mining University

The author of the paper describes the important elements of electric drive system of the main mechanisms of the drilling rig. The modes of lowering and lifting of the drill string and the load diagrams of the winch electric drive are considered.

Keywords: electric drive, drilling rig, asynchronous motor, frequency converter.

При создании буровых установок для глубокого и сверхглубокого бурения особое внимание уделяется повышению эффективности спускоподъемного агрегата и снижению затрат на спуско-подъемные операции, наиболее длительные и трудоемкие в процессе проводки скважины. Важнейшим элементом системы электропривода основных механизмов БУ является асинхронный электродвигатель АД с короткозамкнутым ротором, который должен обеспечивать устойчивую и длительную работу электроприводов в сложных условиях эксплуатации БУ [5].

Во-первых, электродвигатели должны работать во взрывоопасной зоне, что определяет их исполнение. АД должен быть приспособлен к изменению его частоты вращения при питании от преобразователя частоты широтно-импульсной модуляцией (ШИМ). Необходимо учитывать влияние на его работу отсутствия (если это имеет место) таких элементов, как выходной (моторный) дроссель, фильтр ограничения скорости нарастания напряжения на выходе преобразователя (фильтр dU/dt) и фильтр ограничения токов импульсных напряжений. Их отсутствие сопровождается снижением габаритов и стоимости всего привода но приводит к перенапряжению на клеммах АД, увеличению в нём потерь.

Двигатели должны иметь установочно-присоединительные размеры, позволяющие обеспечить замену двигателя постоянного тока, а также двигателей переменного тока импортного производства, который выполняется по американскому стандарту NEMA. Весьма высокой должна быть и надёжность АД, поскольку отказ оборудования при бурении приводит к большим материальным потерям.

В БУ наиболее распространён набор мощностей АД с короткозамкнутым ротора со следующими данными: номинальной мощностью – 630 кВт, 1000 кВт, 1200 кВт, Напряжением 690 в, частотой вращения номинальной 1000 об/мин и максимальный 2000 об/мин [1]. Указанные данные относятся к продолжительному режиму работы (S1

по ГОСТ 183-74). Эти электродвигатели должны также допускать работу в повторно кратковременном режиме с регулированием частоты вращения при частых пусках, реверсе и с динамическим и рекуперативным торможением (S5 по ГОСТ 183 - 74). Число этих циклов может доходить до 120 циклов в час. Перегрузки двигателей достигает $1,5 M_H$ в течении 120 сек. И $2,0 M_H$ в течении 30 сек[3].

Технологические условия работы привода каждого из механизмов БУ имеет ряд своих особенностей.

Для наиболее востребованных БУ грузоподъемностью 2000-3200 кН с глубиной бурения от 3200 до 5000 м самый напряженной является работа электродвигателя в реверсивном приводе буровой лебедки. При этом максимальные среднеквадратичное нагрузки привода лебедки по моменту и току имеет место в режиме подъема колонны бурильных труб большого веса. Пример наиболее распространенной нагрузочной диаграммы работы реверсивного электропривода лебедки в режиме подъема бурильной колонны номинального веса на длину одной свечи, а также последующего спуска порожнего талевого блока, показан на рисунке 1.

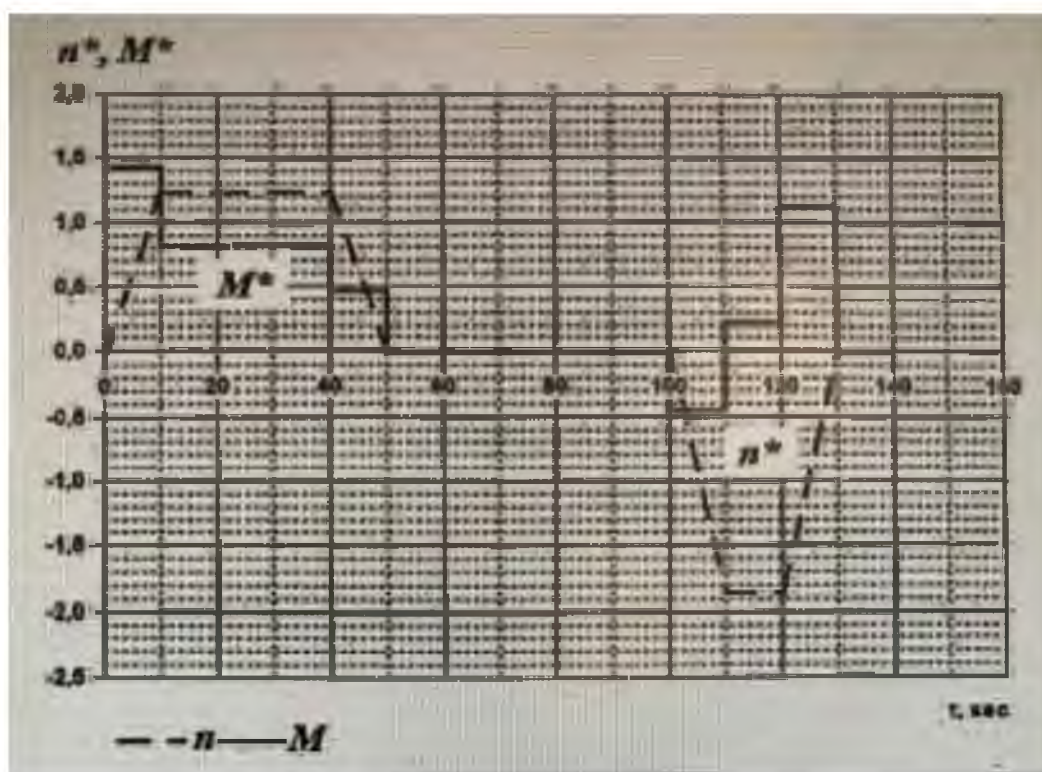


Рисунок 1 – Усредненные диаграммы скорости n^* и момента M^* привода буровой лебедки при подъеме колонны бурильных труб максимального веса и спуска порожнего крюка

На участке времени от 0 до 50 с. имеют место: разгон привода в направлении подъема, участок установившегося движение подъема колонны и замедление до остановки. При этом величина момент нагрузки наибольшая. На участке времени 50 - 100 с. (пауза в работе привода подъема) производятся вспомогательные операции. На участке времени от 100 до 130 с. выполняется спуск порожнего талевого блока с относительно малым весом: принудительный (силовой) разгон, установившейся участок работы привода с малым моментом нагрузки и замедление привода. На последних двух участках двигателя работает в генераторном (тормозном) режиме. После этого следует ещё одна

небольшая пауза (20 с) на вспомогательные операции. Общее время одного цикла подъема составляет примерно 150 с.

Нагрузочная диаграмма работы равновесного электропривода лебёдки в режиме спуска бурильной колонны номинального веса на длину одной свечи и последующего подъема порожнего талевого блока показано на рисунке. 2.

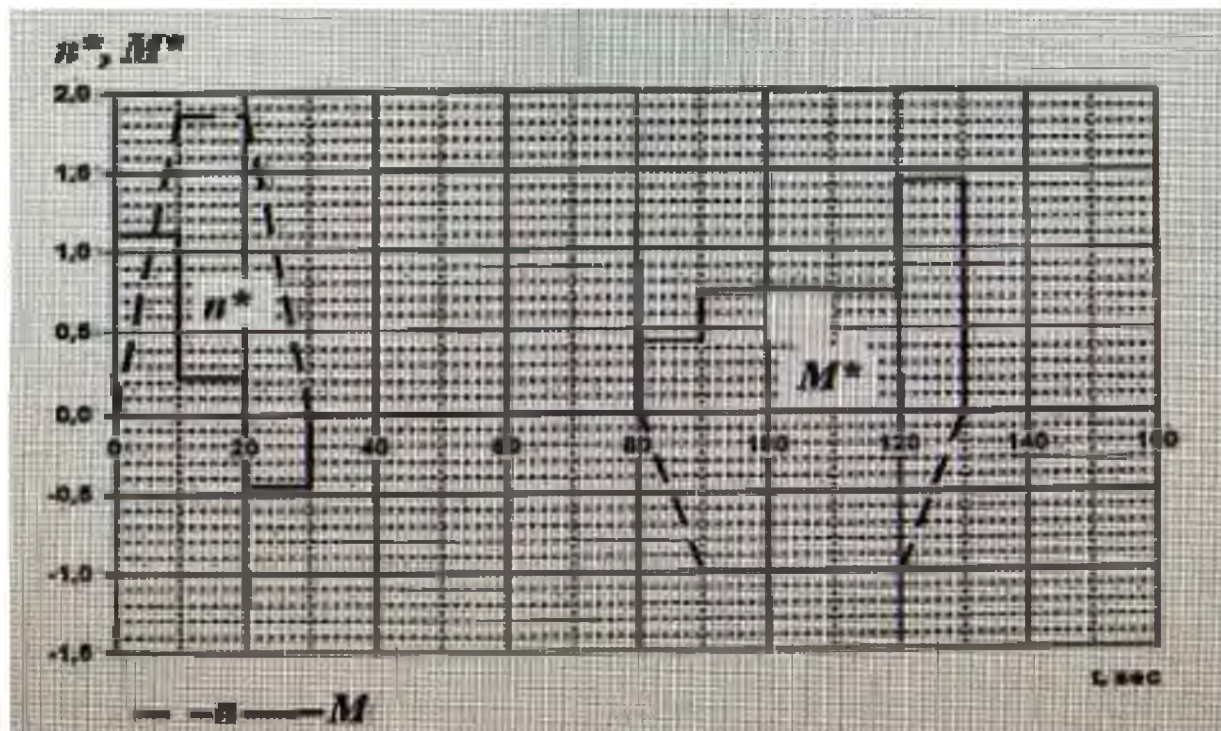


Рисунок 2 – Усредненные диаграммы скорости n^* и момента M^* привода буровой лебёдки при спуске подъема бурильных труб максимального веса и подъема порожнего крюка

На участке времени от 0 до 30 с., выполняется подъем талевого блока относительно малого веса. На участке времени от 30 до 80 с., во время паузы работы привода производится вспомогательные операции. На участке времени от 80 до 130 с., осуществляется спуск бурильной колонны номинального веса: разгон, установившегося движения, замедление с повышенным моментом. При этом электропривод работает в режиме рекуперативного торможения. Затем следует ещё одна небольшая пауза (20 с) на вспомогательные операции. Общее время одного цикла спуска составляет приблизительно 150 секунд.

Подобные циклы повторяются в течение одного – двух или нескольких часов. Во всех случаях эквивалентный ток электродвигателя не будет превышать номинальный уровень.

В приводе лебёдки электродвигатель должен устойчиво работать при нулевой скорости в режиме удержания груза на весу и при вращении на весьма малых скоростях. Повышение эффективности спуско-подъемного агрегата и снижению затрат на спуско-подъемные операции мы связываем с установкой цифрового электропривода Simoreg [4].

Исходя проделанным расчётам, асинхронный электродвигатель типа GEB 28, применяемый в главных электроприводах БУ 4200/250 ЭЧРК-БМ при его частотном

управление от преобразователя частоты может полностью удовлетворить всем вышеизложенным требованиям.

Список литературы

1. Буровые комплексы. Современные технологии и оборудование. Под общей ред. А.М. Гусмана, К.П. Порожского, Екатеринбург, УГГА, 2002. – 592с.
2. Моцохейн Б.И., Парфенов Б.М. Электропривод буровых лебедок. М., «Недра», 1978.- 327 с.
3. Моцохейн Б.И., Парфенов Б.М., Шпилевой В.А. Электропривод, электрооборудование и электроснабжение буровых установок. Тюмень, 1999.-263 с.
4. Файзуллин Р.М. «О преимуществах цифрового электропривода SIMOREG 6RA7088-6KS22 буровой лебедки» Коллективная монография. Сер. "Научно-методическая библиотека " гл. ред. О. Н. Широков. Чебоксары, 2018.
5. Файзуллин Р.М. Способы повышения эффективности бурового инструмента. Прорывные научные исследования: проблемы, закономерности, перспективы. Пенза, 30 декабря 2017 г.
- 6.

УДК 622.278

МОДЕЛИРОВАНИЕ ДРОБЯЩЕГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА НА УДАРНОМ КОПРЕ

ЛАТЫШЕВ О. Г.¹, МАЛОЗЕЛОВ А. С.², ЧИСТЯКОВ Н. А.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

²ОАО «УРАЛАСБЕСТ»

Актуальной научной и практической задачей является проектирование оптимальных параметров буровзрывных работ (БВР) для данных горно-геологических условий. В отсутствие надежных и работоспособных теоретических методов расчета эффективным способом проектирования параметров БВР является моделирование процесса. Анализ теории бризантного действия удара и взрыва, физическое моделирование процесса, оценка закономерностей дробления горных пород. При отсутствии доступа к взрывчатым материалам для лабораторных исследований предлагается использовать доказанную глубокую аналогию дробящего действия удара и взрыва. В качестве критерия дробимости горных пород обоснован показатель удельного импульса стандартного дробления (СИ), определяемый по результатам дробления пород на ударном копре. В результате проведения серии экспериментальных исследований установлены оптимальные параметры моделирования: форма и размеры образцов, скорость и энергия удара. Показано, что распределение кусков продуктов дробления надежно описывается уравнением Вейбулла. Результаты моделирования действия взрыва на ударном копре, выраженные в величине стандартного импульса дробления (СИ) служат комплексной характеристикой дробимости горных пород и могут быть использованы для проектирования рациональных параметров БВР. Доказанная глубокая аналогия результатов дробящего действия взрыва и удара позволяет использовать для оценки взрываемости горных пород динамические характеристики ударного дробления. Разработанная методика моделирования бризантного действия взрыва на гравитационном (ударном) копре позволяет определять разрушаемость пород и использовать результаты для проектирования рациональных параметров буровзрывных работ.

Ключевые слова: буровзрывные работы, моделирование, гранулометрический состав, удельный импульс стандартного дробления.

SHATTERING EFFECT SIMULATION ON IMPACT MACHINE

LATYSHEV O.G.¹, MALOZEMOV, A.S.², CHISTYAKOV N. A.²

¹Ural State Mining University

²JSC "URALASBEST"

Design of optimal parameters of drilling and blasting operations for the given mining and geological conditions is a crucial scientific and practical task. In the absence of reliable and operable theoretic methods of calculations, simulation of the process is an effective way to design the drilling and blasting parameters. Analysis of the impact and explosion percussive

action theory, physical simulation of the process, evaluation of patterns of rock crushing. In the absence of access to explosives, it is recommended to use the proven deep analogy of the shattering effect of impact and explosion for laboratory research. The specific impulse of standard shattering (δI) defined upon the results of rock shattering on an impact machine is justified as a criterion of rock crushing capacity. Following the results of a range of experimental studies, optimal parameters of simulation have been defined: shape and size of the samples, impact velocity and energy. It is shown that distribution of the shattering products fragments is reliably described by the Weibull equation. Results of simulation of explosion effect on impact machine expressed in the standard shattering impulse (δI) are a complex characteristic of the rock crushing ability, and may be used for designing the drilling and blasting rational parameters. The proven deep analogy of results of the explosion and impact shattering effect allows using dynamic characteristics of impact crushing for evaluation of the rock resistance to blasting. The developed methods of the explosion percussive effect simulation on impact machine allows determination of the rock crushability and use of the results for designing the drilling and blasting rational parameters.

Keywords: drilling and blasting operations, simulation, grain size distribution, specific impulse of standard shattering.

Введение

Разработка скальных пород осуществляется преимущественно с помощью буровзрывных работ (БВР). Актуальной научной и практической задачей является определение оптимальных параметров БВР в данных горно-геологических условиях. До настоящего времени, несмотря на огромное число исследований, выполненных в данном направлении отечественными и зарубежными учеными, единой теории взрыва не создано [1]. Это обусловлено как незавершенностью разработки теории детонации взрывчатых веществ (ВВ), так и отсутствием работоспособных теорий прочности [2]. Однако следует считать надежно установленным, что разрушение пород определяется развитием трещин [3]. Причем при взрыве за счет избытка энергии, поступающей в горные породы при инициировании ВВ, развитие получают множество (ансамблю) трещин [4, 5, 6]. Учесть этот фактор в какой-либо единой теоретической модели не представляется возможным. Поэтому изучение данного процесса следует осуществлять с вероятностных позиций.

Идея о статистической природе прочности впервые (в научном плане) была выдвинута отечественными учеными А. П. Александровым и Н. С. Журковым в 1933 г. [7]. Дальнейшее развитие статистической теории прочности отражено в работах Вейбулла [8], Т. А. Канторовой и Я. И. Френкеля, С. Д. Волкова [9] и других исследователей. Применительно к процессам БВР исследование разрушаемости пород осуществляется эмпирическим методом путем производства и анализа результатов опытных взрывов. Однако организация таких взрывов в производственных условиях связана с большой трудоемкостью и чревата непредвиденными опасными последствиями. Решает проблему моделирование процесса дробления пород взрывом.

Результаты исследований

В настоящее время методы моделирования разрушения горных пород взрывом практически нереализуемы вследствие запрета доступа к взрывчатым материалам в гражданских условиях. В этой связи предлагается моделировать дробящее действие взрыва на ударном копре. Такая возможность обусловлена доказанной глубокой аналогией результатов дробления пород взрывом и ударом. Так Л. И. Бароном [10] отмечается, что «между разномасштабными процессами разрушения одних и тех же горных пород в результате однотипных динамических воздействий *при некоторых условиях* имеет место функциональное подобие». Главным таким условием является скальный тип

разрушаемых пород. На основании этого им предложена методика определения дробимости горных пород [11]. Показана надежная взаимосвязь показателя дробимости $V_{\text{макс}}$ с основными механическими свойствами горных пород [12].

Поскольку результаты дробления пород взрывом и ударом определяются одним и тем же набором свойств горных пород, можно предположить, что характеристики дробимости пород, установленные по результатам дробления образцов на ударном копре, будут адекватны результатам дробимости пород взрывом. Действительно, специальные исследования убедительно подтверждают это. Аналогия результатов дробления пород ударом и взрывом доказывается в работах Г. И. Покровского и И. С. Федорова [13], Б. Н. Кутузова [4], В. А. Падукова [14], Л. П. Орленко [15] и др. В работе [10] приводится сопоставление показателя дробимости $V_{\text{макс}}$, определяемого по результатам механического удара и взрыва капсюля-детонатора. Установлена надежная корреляционная связь со средним коэффициентом вариации двух зависимостей в 23,3 %. Аналогичные результаты получены при сопоставлении результатов дробления ударом и действием внутреннего заряда ВВ [11]. Здесь коэффициент вариации составил 16 %. Развитие данных исследований при анализе взрывных работ на карьерах с различными горно-геологическими условиями показало, что удельный расход ВВ коррелирует с показателем дробимости в соответствии с уравнением: $q_{\text{ВВ}} = 0.678 \exp(-0.065 V_{\text{макс}})$. Коэффициент вариации расчетных значений от фактических составил 11,8 %.

Показатель дробимости $V_{\text{макс}}$, как выход фракции – 7 мм, был выбран, исходя из того, что его величина изменяется приблизительно в тех же пределах, в каких изменяется относительный выход негабарита при открытой разработке пород. Однако сами авторы этого показателя отмечают, что данные по одной фракции явно ненадежны. Такой подход вызван только удобством определения $V_{\text{макс}}$ в производственных условиях. Более того, для различных горно-геологических условий наиболее информативным может оказаться выход иной по размеру фракции. Поэтому для оценки закономерностей дробления пород следует производить полный анализ гранулометрического состава разрушенных пород.

Теория и практика взрывных работ показывают, что характер разрушения горных пород определяется величиной и длительностью импульса взрыва:

$$I_{\text{в}} = \int_0^t P dt = P_{\text{ср}} t = \frac{1}{2} P t, \quad (1)$$

где P – сила, действующая в единицу времени t .

Установлено [13, 14], что степень дробления J однозначно определяется величиной импульса взрыва:

$$J = Y_c \sqrt{I_{\text{в}}}, \quad (2)$$

где Y_c – константа горной породы, которую можно представить как комплексную характеристику ее дробимости.

Учитывая доказанную аналогию между импульсами удара $I_{\text{у}}$ и взрыва $I_{\text{в}}$, с учетом уравнения (2) можно записать:

$$\frac{I_{\text{в}}}{J^2} = \frac{I_{\text{у}}}{J^2} = \frac{1}{Y_c^2} = \text{const.} \quad (3)$$

В качестве такой константы может быть принят удельный импульс стандартного дробления или сокращенно «стандартный импульс (СИ)» [2]:

$$I_J^0 = \frac{I_0}{J^2} = \frac{m_{\text{уд}} v_{\text{уд}}}{S J^2}. \quad (4)$$

Здесь: $m_{\text{уд}}$ – масса ударника; $v_{\text{уд}}$ – скорость удара; S – площадь приложения ударной нагрузки. Данный показатель, имеющий размерность [Па·с], представляет собой удельный импульс дробления, отнесенный к квадрату степени дробления горной породы.

Таким образом, удельный импульс стандартного дробления (4) характеризует сопротивляемость разрушению пород ударной волной и в этом качестве может служить комплексной характеристикой дробимости горной породы. Задачей дальнейших исследований является разработка условий моделирования действия взрыва на ударном копре.

В соответствии с формулой стандартного импульса основой моделирования является гравитационный копер, дробящий образцы пород энергией падающего груза. Характеристики результатов дробления определяются анализом гранулометрического состава продуктов разрушения. В практике исследований грансостава продуктов дробления используются самые различные законы распределения [16]: нормальное, логарифмически нормальное, Пуассона, Вейбулла, гамма-распределение и др. Анализ применимости различных уравнений к описанию гранулометрического состава показывает, что наиболее точно гранулометрический состав при разрушении скальных пород описывает распределение Вейбулла [8]. Его достоинством является то, что как частный случай уравнение Вейбулла описывает и другие типы распределений, например, нормальное или распределение Розина-Раммлера [17]. В данных исследованиях это уравнение принято в виде:

$$M_i = 1 - \exp \left[- \left(\frac{b d_i}{d_{\text{cp}}} \right)^m \right], \quad (5)$$

где M_i – имеет смысл вероятности появления кусков в интервале от 0 до d_i и измеряется в долях единицы (для получения M_i в процентах результат следует умножить на 100); d_{cp} – размер среднего куска; b и m – параметры распределения.

В соответствии с методикой определения дробимости Л. И. Барона [11] рекомендуются к исследованию образцы горных пород массой от 50 до 70 г приблизительно сферической формы. Столь широкий диапазон требований к образцам обусловлен возможностью оценки дробимости пород непосредственно в производственных условиях. Однако при этом неизбежна низкая точность определения характеристик грансостава, на что указывал сам автор методики. Для повышения надежности результатов экспериментов нами рекомендуется использовать кубические образцы правильной формы.

Нами проведена серия экспериментов на ударном копре грузом массой 16 кг, падающим с высоты 0,5 м. Энергия удара, соответственно, составила 78 Дж. В первой серии экспериментов выполнялись вышеуказанные условия Л. И. Барона; во второй серии принимались образцы правильной формы. В качестве критерия оценки точности опытов принята величина доверительного интервала:

$$\Delta = t(P, k) \frac{S}{\sqrt{n}}, \quad (6)$$

где $t(P, k)$ – коэффициент, определяемый распределением Стьюдента в зависимости от числа степеней свободы $k = n - 1$ и принятой надежности P . Для инженерных расчетов обычно принимается $P = 0,95$.

Результаты сопоставления результатов приведены на рис. 1. На графиках наглядно иллюстрируется повышение точности оценки результатов дробления при использовании образцов правильной формы.

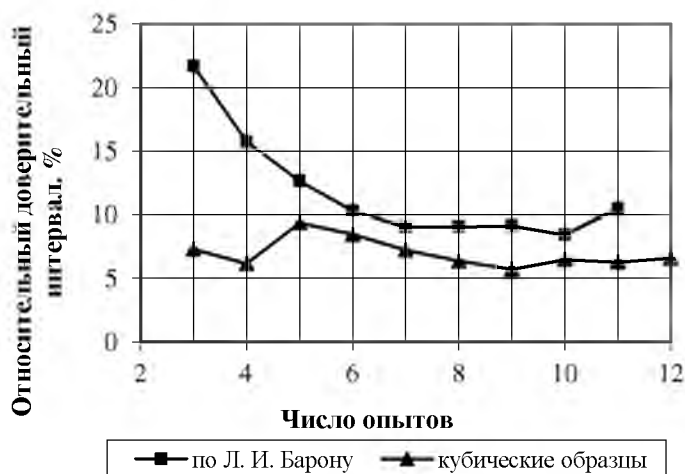


Рисунок 1 – Сравнение точности экспериментов

Следующей задачей отработки методики моделирования является назначение оптимальных значений скорости приложения нагрузки и энергии удара, обеспечивающих представительство всех фракций продуктов дробления. В рассматриваемой модели она определяется высотой сбрасывания груза h : $v_{уд} = (2gh)^{1/2}$. Для оценки влияния скорости удара на результаты дробления пород выполнена серия экспериментов. Образцы кубической формы одинакового размера дробились на ударном копре падающим грузом 7 кг. Высота сбрасывания принималась $h = 0,5; 0,8; 1,3; 1,8; 2,5$ м, что соответствует скорости удара от 3 до 7 м/с. С помощью специально разработанной компьютерной программы вычислялись все характеристики дробимости и оценивались параметры распределения Вейбулла. Основные результаты анализа можно представить в следующем виде.

Степень дробления J нелинейно возрастает с увеличением скорости удара (рис. 2).

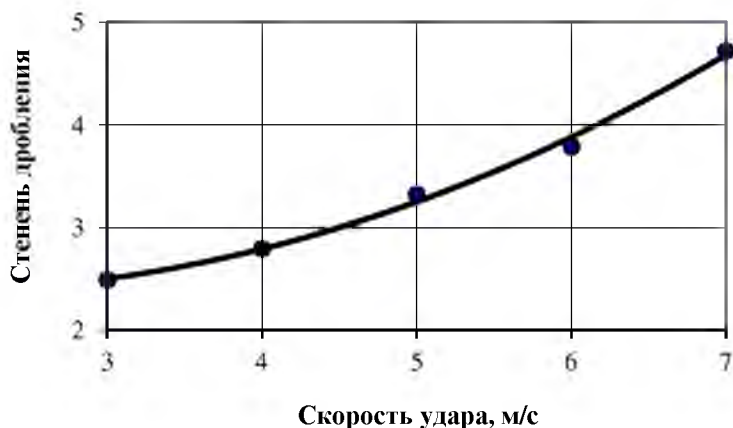


Рисунок 2 – Зависимость степени дробления пород от скорости удара

Данная зависимость описывается уравнением квадратной параболы:

$$J = 0,085v_{уд}^2 - 0,3v_{уд} + 2,7. \quad (7)$$

Распределение кусков разрушенной породы по размерам описывается параметрами распределения Вейбулла (5). Параметр m , оценивающий однородность продуктов дробления, стабилизируется при скоростях удара 5 – 7 м/с (рис. 3). Зависимость масштабного параметра b от скорости удара имеет явно выраженный экстремум (рис. 4). Данную зависимость можно аппроксимировать уравнением:

$$b = 0,038 v_{уд}^2 - 0,43 v_{уд} + 2,0. \quad (8)$$

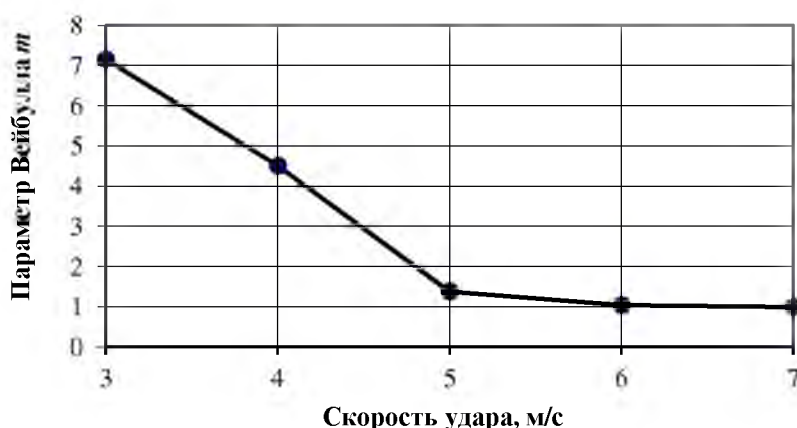


Рисунок 3 – Зависимость параметра m от скорости удара

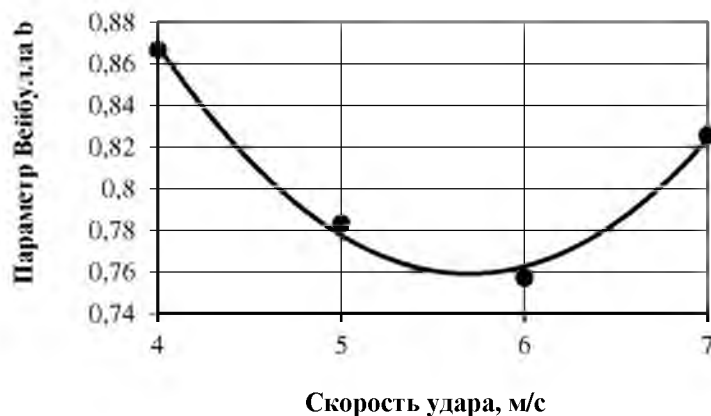


Рисунок 4 – Зависимость параметра b от скорости удара

С учетом вариации опытных данных оптимальной скоростью удара следует принять интервал от 5,0 до 6,5 м/с. Характер продуктов дробления подтверждает данный вывод. Действительно, при малых скоростях заметная часть образцов оказывается не разрушенной. При скоростях удара больших 6,5 м/с в продуктах дробления начинает преобладать мелкая фракция, что свидетельствует о переизмельчении породы.

Из формулы (4) следует, что удельный импульс стандартного дробления (СИ) определяется помимо скорости удара массой дробящего груза $m_{уд}$. В совокупности эти

показатели формируют энергию (или работу) удара W . Эта энергия должна обеспечить качественное дробление в эксперименте, т. е. достаточно представительный объем кусков всех выделенных фракций при дроблении образцов заданного объема. С учетом принятой формы образцов в виде куба со стороной L в качестве контрольного параметра целесообразно использовать удельную энергию дробления:

$$W_{\text{уд}} = \frac{mgh}{L}. \quad (9)$$

Для определения рациональных параметров моделирования (высоты h сбрасывания груза массой m) выполнена серия экспериментов [18]. Для исключения влияния фактора строения горных пород в качестве образцов приняты однородные и изотропные известняки. Масса груза ступенчато изменялась от 7 до 16 кг; высота сбрасывания – от 0,5 до 2,5 м. Анализ результатов показал следующее.

Удельная энергоёмкость дробления $q_{\text{др}}$ как комплексная характеристика сопротивляемости горной породы разрушению динамической нагрузкой должна оставаться постоянной и не зависеть от условий эксперимента. Исследование этого показателя (рис. 5) показывает, что данное условие выполняется при $W_{\text{уд}} < 100$ Дж/см. При большей энергии удара удельная энергоёмкость дробления резко возрастает, что свидетельствует о снижении КПД удара.

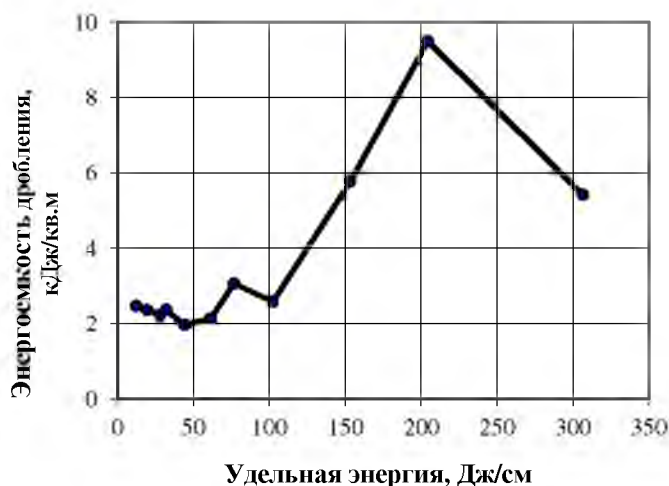


Рисунок 5 – Зависимость энергоёмкости дробления от энергии удара

В интервале $W_{\text{уд}}$ до 100 Дж/см энергоёмкость дробления остается постоянной ($q_{\text{др}} = 2,3$ кДж/м²) и ее коэффициент вариации составляет 8,5 %, что не превышает естественной вариации данного показателя.

Следовательно верхней границей рациональной удельной энергии удара для изученных пород является величина $W_{\text{уд}} = 100$ Дж/см. В ходе экспериментов было установлено, что существует и нижний порог значения $W_{\text{уд}}$. При меньших величинах энергии удара объемное дробление образцов не наблюдалось; происходили лишь поверхностные сколы. Это хорошо прослеживается по значениям параметров распределения Вейбулла (5). Так масштабный коэффициент при $W_{\text{уд}} < 30$ Дж/см приобретает чрезмерно большие значения, в последующем стабилизируясь (рис. 6).

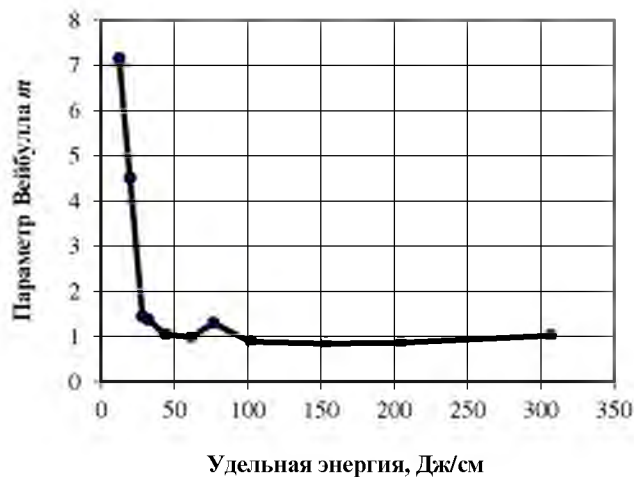


Рисунок 6 – Изменение параметра m распределения Вейбулла

Заключение

Таким образом, в результате проведенных экспериментов определены рациональные параметры моделирования действия взрыва на ударном копре. Полученные значения скорости и энергии удара являются оптимальными для изученных пород. Для возможности назначения параметров моделирования других пород, отличающихся прочностью и дробимостью, требуется разработать общую процедуру организации экспериментов.

Список литературы

1. Физика взрыва. / Под ред. Л. П. Орленко. Т.1. –М.: Физматлит, 2004. –832 с.
2. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. – М.: Теплотехник, 2007. – 672 с.
3. Griffith A. A. The theory of rupture // Proc. Ict. Int. Congr. Appl. Mech. – Delft, 1924, P. 55-63.
4. Кутузов Б. Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. –М.: Недра, 1973. –312 с.
5. Henry J.P., Raquet J., Tacerer F.P, Experimental study of crack propagation in calcite rocks // Int. J. Rock Mech. Min., Sci., 1977, Vol. 14, No 2, P. 85-91.
6. Gulvarry I. I. Fracture of the brittle solids // J. Appl. Phys.. Vol. 32, 1961. p. 391.
7. Журков С.Н., Куксенко В.С., Петров В.А., Савельев В.Н., Султанов У. О прогнозировании разрушения горных пород // Изв АН СССР. Физика Земли, 1977. №6. –С. 11-18.
8. Weibull W. A. Statistical theory of strength of materials // Ind. Vetenskaps Akad, 1939, Handl. - No 151. – 45 p.
9. Волков С. Д. Статистическая природа прочности. – Свердловск: Машгиз, 1960. – 175 с.
10. Барон Л.И. Горнотехнологическое породоведение. Предмет и способы исследований. –М.: Наука, 1977. –324с.
11. Барон Л. И., Коняшин Ю. Г., Курбатов В. М. Дробимость горных пород. –М.: Изд. АН СССР, 1963. –167 с.
12. Барон Л. И., Хмельковский И. Е. Разрушаемость горных пород свободным ударом. –М.: Наука, 1971. –203 с.
13. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. –М.: Промстройиздат, 1957. –276 с.
14. Падуков В. А., Антоненко В. А., Подозерский Д. С. Разрушение горных пород при ударе и взрыве. –Л.: Наука, 1971. –161 с.

15. Орленко Л. П. Физика взрыва и удара. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2006. – 304 с.
16. Кузнецов В. М. Математические модели взрывного дела. –Новосибирск: Наука, 1977. –263 с.
17. Weibull W. A. Statistical distribution of wide applicability // J. of Applied Mechanics. 1951. Vol. 18. No 837. P. 837-843.
18. Латышев О. Г., Жилин А. С., Осипов И. С. К обоснованию методики определения характеристик дробимости горных пород ударом и взрывом //Изв. вузов. Горный журнал. –2005. -№ 1. –С. 103-107.

УДК 622.1:528

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ СОКОЛОВСКОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С УЧЕТОМ ОСОБЕННОСТЕЙ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ОБВОДНЕННОЙ ТОЛЩИ НАЛЕГАЮЩИХ ПОРОД

БАЛЕК А. Е., САШУРИН А. Д., ХАРИСОВ Т. Ф.
Институт горного дела УрО РАН

По результатам натурных инструментальных исследований напряженно - деформированного состояния Соколовского железорудного месторождения разработана гидро-геомеханическая модель массива горных пород, отражающая тектоническое строение породного массива, геодинамическую активность и особенности ее проявления в рыхлых водонасыщенных отложениях и на земной поверхности. На ее основе предложены технологические решения по совершенствованию подземной разработки месторождения, направленные на минимизацию риска аварийных прорывов воды и грязевых масс в подземные выработки. Рекомендована двухстадийная система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры с равномерно-последовательным площадным донным выпуском руды и с формированием наклонной границы «отбитая руда - налегающие породы».

Ключевые слова: шахта «Соколовская», подземная разработка системами с обрушением, массив горных пород, напряженно - деформированное состояние, структурное строение, иерархическая блочность, внезапные прорывы водонасыщенных пород, геомеханическое обеспечение, оптимизация геотехнологии.

IMPROVEMENT OF UNDERGROUND MINING SOKOLOVSKIY IRON-ORE DEPOSIT, TAKING INTO ACCOUNT CHARACTERISTICS OF THE STRESS-STRAIN STATE OF A FLOODED OVERLAPPING STRATA OF ROCKS

BALEK A. E., SASHURIN A. D., T. F. KHARISOV
Institute of mining, Ural branch of RAS

According to the results of full-scale instrumental studies of the stress - strain state of the Sokolovsky iron ore Deposit, a hydro-geomechanical model of the rock mass has been developed, reflecting the tectonic structure of the rock mass, geodynamic activity and features of its manifestation in loose water-saturated sediments and on the earth's surface. On its basis, technological solutions to improve the underground development of the site are proposed, aimed at minimizing the risk of accidental breakouts of water and mud masses into underground workings. Recommended two-stage system floor forced collapse with the breaking of ore

from the compensation chamber uniformly consistent areal ground ore and the formation of a sloping boundary "repulsed ore - overlapping breed."

Keywords: Sokolovskaya mine, underground mining systems with collapse, rock mass, stress - strain state, structural structure, hierarchical blockage, sudden breakthroughs of water-saturated rocks, geomechanical support, optimization of Geotechnology.

Соколовское железорудное месторождение расположено на северо-восточной окраине города Рудный (Кустанайская область Казахстана). Рудовмещающая толща мощностью 400 - 600 м представлена слоистыми туффитами в различной степени скаполитизированными, альбитизированными, скарнированными пироксеном, гранатом, эпидотом. Падение рудной зоны восточное – под углом 45-70°. Породы в основном крепкие (f от 10 до 16). Породный массив различной трещиноватости и устойчивости.

Месторождение обрабатывается карьером, а с 1975 года, с вводом в эксплуатацию подземного рудника, комбинированной открыто-подземной геотехнологией.

По данным натурных исследований ИГД УрО РАН [1] для напряженно - деформированного состояния (НДС) горного массива в пределах поля шахты «Соколовская» характерна низкая напряженность, которая проявляется в условиях сравнительно низкой геодинамической активности окружающего массива Соколовско - Сарбайского рудного поля в целом. Выявлено, что на глубинах ведения горных работ (300 – 500 м) первоначальные напряжения горного массива со средним модулем упругости 3 ± 1 ГПа определяются суммарным воздействием собственного веса налегающей породной толщи (при коэффициенте бокового давления 0,4) и практически равнокомпонентным полем горизонтальных тектонических напряжений 3 ± 1 МПа.

В соответствии с «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, склонных к горным ударам» (Ленинград, 1980 г) поле шахты «Соколовская» с глубины 300 м формально относится к угрожающим по горным ударам, однако массив горных пород шахты в целом отнесен к III категории удароопасности, т. е. как не представляющий опасности для проявлений горных ударов.

Основная сложность ведения подземных горных работ системами с обрушением на шахте «Соколовская» связана с внезапными аварийными прорывами в горные выработки водонасыщенных песчано-глинистых отложений (ПГО) из обводненной рыхлой толщи, покрывающей месторождение. Обводненная толща налегающих пород представлена двумя водоносными горизонтами и глинистыми водоупорами суммарной мощностью порядка 115 - 120 м.

В соответствии с выявленными закономерностями формирования НДС рудопородного массива [1] механизм формирования выходов ПГО в горные выработки под воздействием процессов сдвижения от подземных разработок складывается из следующих факторов и процессов:

1) В пределах шахтного поля в массиве горных пород проявляется депрессионный вид НДС, при котором в широтном направлении преобладают растягивающие деформации. Это подтверждено данными инструментальных замеров, используемыми в компьютерных моделях в качестве граничных условий, повышенными вертикальными оседаниями на всей территории шахтного поля, слабой устойчивостью незакрепленных обнажений горных пород (в том числе очистных камер), а также многочисленными трещинами с раскрытием от сантиметров до нескольких дециметров, зафиксированными разведочным бурением.

2) Растягивающие деформации в депрессионной зоне создают благоприятные условия для образования опережающих магистральных водо- и пульпопроводящих трещин, обеспечивающих проникновение песчано-глинистых масс через 300-метровую толщу налегающих пород.

3) По мере развития магистральных водопрводящих трещин формируются воронки обрушения специфичной трубообразной формы (рис. 1).

4) Опережающий свободный доступ по магистральным трещинам создает благоприятные условия для того, чтобы ПГО разной степени увлажнения достигали различных глубин. С образованием очередной воронки обрушения песчано-глинистых массы смешиваются с обломочным скальным материалом, смесь дополнительно увлажняется и в процессе выпуска отбитой руды перемещается к выработкам выпуска.

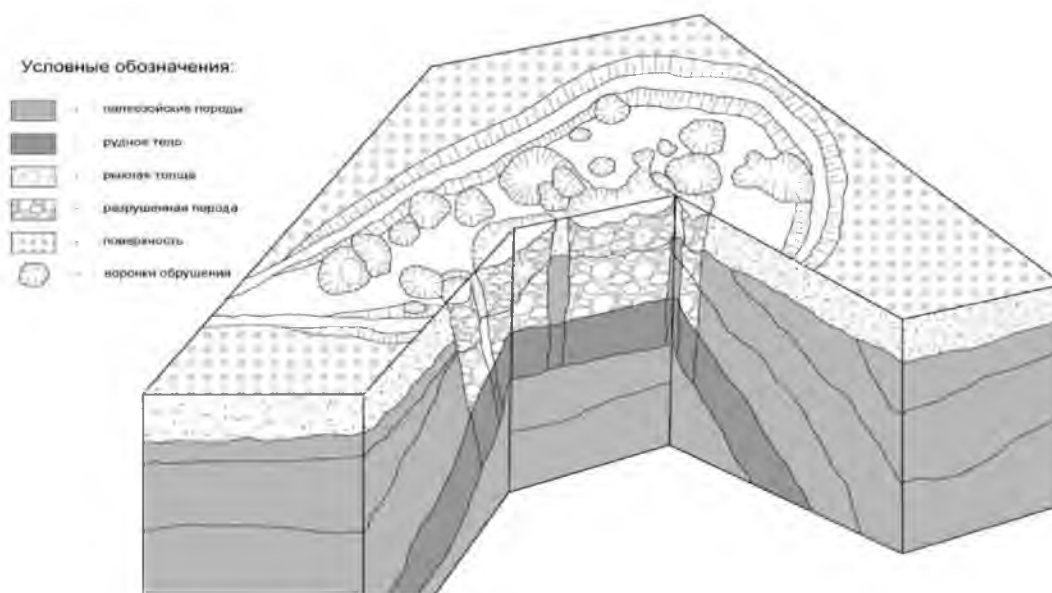


Рисунок 1 – Схематичная модель зоны обрушения шахты «Соколовская»

В конечном итоге смесь обломочного скального материала и ПГО оказывается на разных глубинах и в процессе выпуска руды достигает выпускных воронок рабочих горизонтов, не «просачиваясь» при этом через всю 300-метровую толщу обрушенных скальных пород.

Таким образом, основными источниками, откуда ПГО проникают в зону очистных работ и выходят через дучки в горные выработки, являются воронки обрушения, карстовые полости, заполненные мелкодисперсными обводненными породами, а также полости, образовавшиеся в массиве горных пород самообрушения в очистных выработках и не реализовавшиеся выходом воронок обрушения на поверхность. Сочетание вышеизложенных условий накопления водных масс и возникновения магистральных водопрводящих трещин обуславливает опасность прорыва ПГО в горные выработки.

К дополнительным внешним негативным факторам, способствующим возрастанию потенциальной опасности прорывов ПГО, отнесены:

- многократные повторные выходы воронок обрушения в существующие воронки обрушения от ранее отработанных блоков рабочего или вышележащих этажей;
- наличие многочисленных самообрушений над ранее отработанными очистными блоками, локализовавшимися в налегающем массиве горных пород на неизвестных уровнях, и, в том числе, в рыхлых отложениях;
- формирование консолей висячем боку рудоносной толщи вследствие отставания границы зоны обрушения от границы горных работ по висячему боку, вследствие чего образуется обратный (более 90°) угол обрушения.

К внутриблочным факторам, определяющим механизм формирования прорывов песчано-глинистых отложений в очистное пространство и инициирующим риски про-

рывов ПГО в выпускные выработки, относятся присутствие в воронках глинистых пород, свободной воды, и наличие геодинамических подвижек, связанных с непрерывным процессом формирования зоны обрушения и периодическим вибровоздействием от промышленных взрывов.

К непосредственному технологическому фактору, инициирующему возрастание рисков и частоты выходов ПГО в горные выработки, относится непланомерный выпуск отбитой руды в блоке, нарушающий контакт отбитой руды с обрушенными породами.

На основании вышеизложенного был сделан вывод, что основной причиной проникновения ПГО в очистные выработки шахты является нетипичный механизм развития процесса сдвижения, связанный с образованием трубообразных воронок обрушения в условиях неоднородного напряженно - деформированного состояния, формирующего во вмещающем породном массиве депрессионные зоны с пониженными горизонтальными напряжениями. Аварийные же прорывы водонасыщенных ПГО в шахтные выработки обусловлены возможностями накопления воды в открытых воронках обрушения и в пустотах, остающихся в толще рыхлых перекрывающих пород вследствие ненарушенности ее водоупорных свойств.

Вместе с тем есть все основания полагать, что после отработки горизонтов -330 и -400 м и объединения разрозненных воронок в крупномасштабную зону обрушения глубиной до 100 - 120 м (так называемую «большую дрена») водоупорные свойства налегающей породной толщи будут нарушены. Это позволит исключить условия для накопления воды и, соответственно, аварийные прорывы ПГО в шахту. Отработку месторождения следует производить в такой последовательности, чтобы «большая дрена» сформировалась как можно раньше, для чего были рекомендованы следующие технологические решения:

1) Восстановить работоспособность и, по возможности, реконструировать дренажную систему шахты (как подземную, так и на поверхности).

2) При отработке горизонтов -330 и -400 м придерживаться равномерно-последовательного порядка отработки рудной залежи. Рекомендуемая направленность: от висячего бока к лежащему и от северного фланга к южному.

3) Разработать технологический регламент по засыпке воронок в зоне обрушения.

4) Внести коррективы в технологию ведения очистных работ, для чего организовать опытно-промышленный блок и провести испытания новых технологических решений, включающих:

- равномерно-последовательный выпуск руды с формированием единой зоны обрушения в пределах всего блока (на площади порядка 4 000 квадр. метров) с наклоном границы «отбитая руда – обрушенная порода» в сторону ненарушенного массива (обязательное условие);

- двухстадийный порядок отработки блока с выемкой части руды открытыми камерами (желательное условие).

В основу опытно-промышленного блока положены параметры системы одностадийной разработки, принятые в соответствии с действующим проектом «Вскрытие и отработка горизонтов -190 м, -260 м и -330 м с годовой производительностью 5,0 млн. т. руды» (ОАО «Казгипроцветмет», г. Усть-Каменогорск, 2004 г).

Применяемая в настоящее время на руднике система этажного принудительного обрушения с донным выпуском руды через выпускные дучки не предусматривает образования компенсационных камер. Отбойка руды осуществляется на зажатую среду вертикальными слоями с использованием в качестве горизонтальной подсежки развороненные дучки. Очистные блоки при этом имеют следующие типовые параметры:

- высота блока – около 60 - 70 м (определяется высотой этажа);

- ширина по простиранию – около 50 м (определяется требуемой производительностью блока и, в меньшей степени, конфигурацией рудной залежи);
- длина вкрест простирания – порядка 90 - 100 м и более (определяется мощностью и конфигурацией рудной залежи и, в меньшей степени, требуемой производительностью блока).

В целях снижения рисков внезапных прорывов ПГО и ущерба от их последствий при сохранении существующих параметров очистных блоков предложено разместить в них компенсационные камеры и производить отработку запасов блока в две стадии. На первой стадии – вынимать запасы камер, на второй – обрушать на открытые камеры целики, потолочину и все прочие рудные запасы блока.

Для установления оптимальных параметров компенсационных камер (КК), по простиранию и вкрест простирания, а также целиков, междукамерных (МКЦ) и междублочных (МБЦ) выполнено компьютерное моделирование методом конечных элементов в программном комплексе *Rocscience*. Модель представляла собой упруго-пластичный массив, в котором поочередно образовались две камеры, разделенные между собой целиком. В качестве модели поведения массива использовалась модель Хоека - Брауна (*Hoek-Brown*), позволяющая учитывать структурные характеристики массива горных пород.

Граничные условия модели приняты из анализа результатов натурных исследований: $\gamma = 0,026 \text{ МН/м}^3$ – удельный вес налегающей породной толщи);

$\lambda = \mu / (1 - \mu) = 0,3 / (1 - 0,3) = 0,4$ – коэффициент бокового давления;

$\mu = 0,3$ – коэффициент Пуассона;

$H = 500 \text{ м}$ – глубина от земной поверхности;

$\sigma_{сж} = 45 \text{ МПа}$ – предел прочности вмещающих пород на сжатие в образце;

$E = 5300 \text{ МПа}$ – модуль упругости вмещающего породного массива.

Физико-механические характеристики и свойства горных пород, магнетитовой руды и их массивов приняты по данным действующего проекта. Вследствие неоднородности прочностных свойств и напряженно-деформированного состояния, в расчетной модели был предусмотрен вероятностный анализ, учитывающий изменение заданных граничных условий в интервалах, представленных в таблице 1.

Таблица 1 – Интервалы изменения граничных условий

№ п/п	Свойства массива	Среднее значение	Стандартное отклонение
1	$\sigma_{сж}$, прочность на одноосное сжатие образца горной породы в ненарушенном состоянии	45 МПа	15 МПа
2	GSI, геологический индекс прочности	55	10
3	m, параметр ненарушенной породы	20	5
4	D, коэффициент нарушения	0,8	0,1
5	$\sigma_{верт}$, вертикальные напряжения	13 МПа	2 МПа
6	$\sigma_{шир}$, горизонтальные широтные напряжения	16 МПа	2 МПа
7	$\sigma_{мер}$, горизонтальные меридиональные напряжения	18 МПа	2 МПа

На основании многовариантного конечноэлементного моделирования определены оптимальные параметры камер и целиков, обеспечивающие устойчивость окружающего массива в процессе отработки этажа -260 м / -330 м, которые были реко-

мендованы для рабочего проекта опытно-промышленного блока, типовые параметры которого представлены на рисунках 2 – 4.

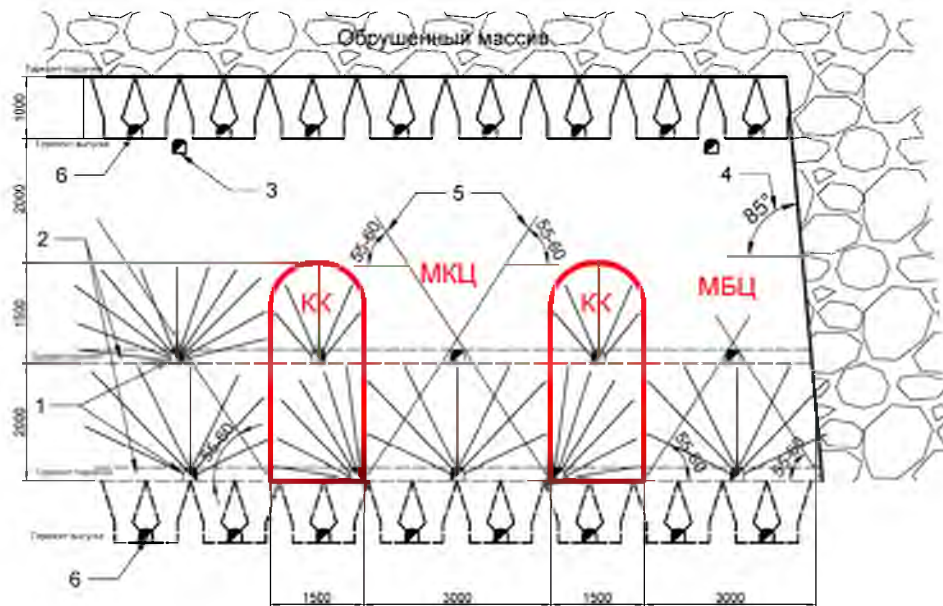


Рисунок 2 – Разрез опытно-промышленного блока через компенсационные камеры вкрест простирания рудной залежи: 1- буровые штореки; 2- буровые орты; 3- откаточный шторек; 4- угол воронкообразования; 5- угол сдвижения; 6- скреперный шторек

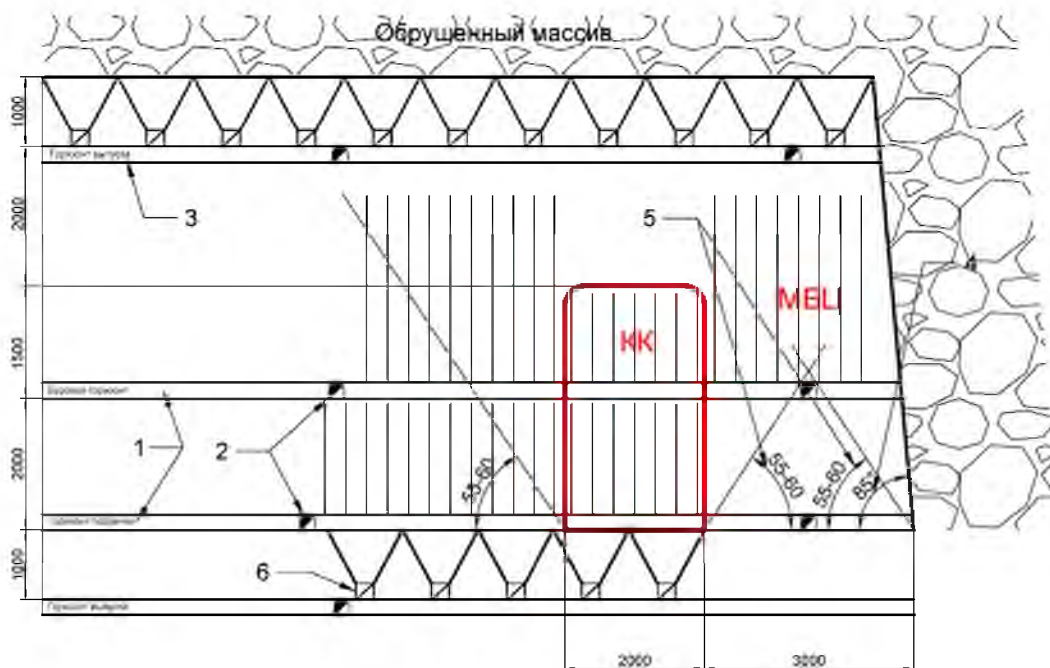


Рисунок 3 – Проекция опытно-промышленного блока на вертикальную плоскость по простиранию рудной залежи: 1- буровые штореки; 2- буровые орты; 3- откаточный шторек; 4- угол воронкообразования; 5- угол сдвижения; 6- скреперный шторек

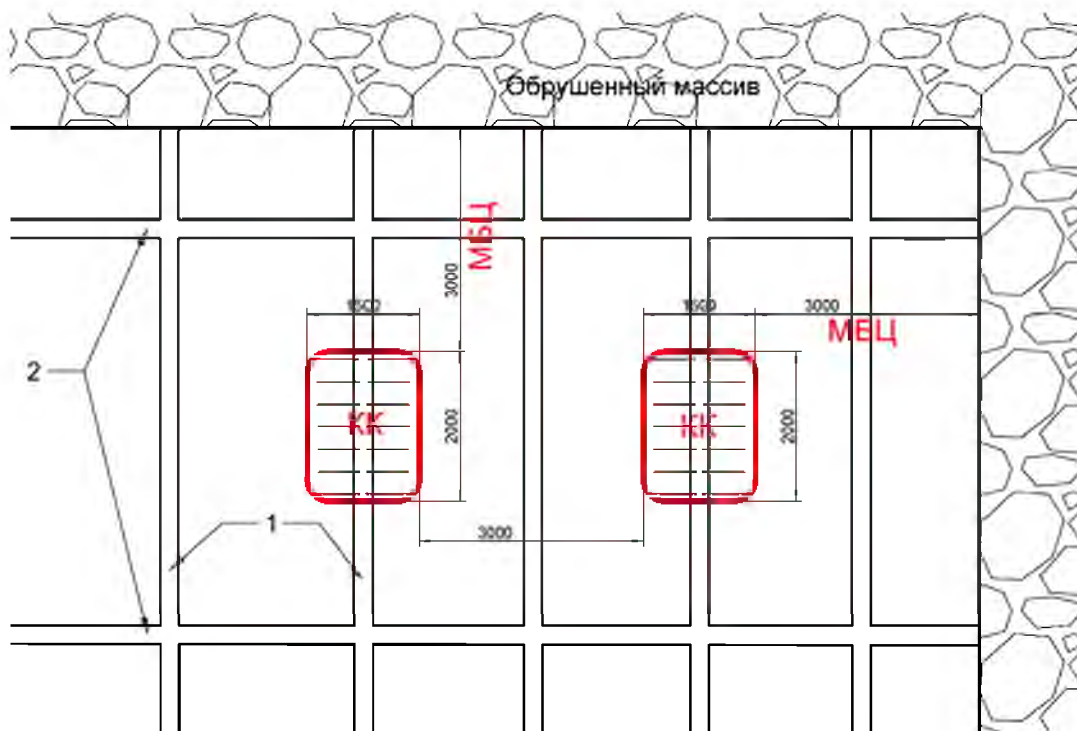


Рисунок 4 – План опытно-промышленного блока по отметке бурового горизонта:
 1- буровые штреки; 2- буровые орты; 3- откаточный штрек; 4- угол воронкообразования; 5- угол сдвижения; 6- скреперный штрек

Испытания рекомендовано провести в наиболее сложных горно-технических условиях: когда опытный блок имеет контакт с обрушенным массивом (и, соответственно, с ПГО) не только сверху, но и с обоих флангов. В такой ситуации, при сохранении типовых размеров очистного блока, вытянутого вкрест простирания залежи, в нем размещаются две компенсационные камеры (КК) с размерами в плане 20 м × 15 м и высотой 35 м, вытянутые по простиранию залежи, разделенные междукамерным целиком (МКЦ) и отделенные от выработанного пространства междублоковыми целиками (МБЦ) и потолочиной – каждые шириной по 30 м (рис. 4).

Итоговые параметры опытно-промышленного блока в плане:

- ширина по простиранию – 50 м;
- длина вкрест простирания – 90 м;
- высота – 65 м;
- общий объем блока – 146250 м³;
- объем камерных запасов – 21000 м³ (т.е. 14 %).
- объем целиковых запасов – 125250 м³ (при объемном весе руды $\gamma = 3 \text{ т/ м}^3$ – 375750 т).

Расчетная доза выпуска подразумевает минимальную дозу, при которой выполняются идеальные условия равномерно-последовательного выпуска, обеспечивающих равномерную границу «руда-порода». Максимальная доза выпуска из дучки принята на основании рекомендаций по выпуску, приведенных в технологическом регламенте [2], согласно которым разовое опускание границы контакта «порода-руда» не должно превышать 2,5 – 3 м. Исходя из этого максимальная доза выпуска q_{\max} достигает $8q_{\text{опт}}$, где $q_{\text{опт}}$ – оптимальная доза выпуска.

Результаты расчетов оптимальных доз выпуска руды для различных значений параметров коэффициента разрыхления и сыпучести представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Оптимальная расчетная доза выпуска ($q_{\text{опт}}$) из одной дучки в зависимости от коэффициента разрыхления (K_p) и сыпучести (p)

Параметры	Значения параметров							
	1,05	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7
K_p	1,05	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7
p , м	0,58	0,65	0,8	0,95	1,1	1,15	1,4	1,55
$q_{\text{опт}}$, м ³	46	40	33	28	24	21	19	17

При этом было учтено, что при выпуске руды со стороны висячего бока залежи эллипсоиды выпуска отклоняются в сторону висячего бока обрушенного массива, увеличивая вероятность проникновения в отбитую руду песчано-глинистых отложений. Для уменьшения этой вероятности рекомендован равномерно-последовательный выпуск руды с обеспечением наклона граничной зоны между отбитой рудой и обрушенными породами в сторону лежащего бока. Формирование наклона границы «руда-порода» достигается регулированием оптимальных доз выпуска руды из каждой дучки таким образом, что объем выпускаемой из дучек породы постепенно уменьшается по мере приближения к обрушенным породам висячего бока. В этом случае, согласно исследованиям [3, 4], эллипсоиды выпуска будут отклоняться в сторону наибольшей скорости выпускаемого потока, уменьшая разубоживание руды породами обрушенного массива со стороны висячего бока.

Список литературы

1. Балек А.Е., Панжин А.А., Коновалова Ю.П., Мельник Д.Е. Особенности напряженного состояния горного массива Соколовского железорудного месторождения / 7-я Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений», г. Екатеринбург, 18-19 апреля 2017 г: сборник докладов / Урал. гос. ун-т.-Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. - С. 256-265
2. Технологический регламент по защите подземных горных выработок Соколовского подземного рудника от возможных прорывов воды: отчет о НИР / РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья» : рук. Букейханов Д. Г. – РК Алматы, 2005. – 129 с.
3. Неверов С. А. Особенности влияния глубины горных работ на параметры выпуска руды под обрушенными породами / С. А. Неверов, С. Ю. Васичев // Форум гірників - 2012 : матеріали міжнар. конф., 3-6 жовтня 2012 р.- Дніпропетровськ, 2012. - Т. 1. - С. 98-103.
4. Лаптев В.В. Анализ исследований в области компьютерного моделирования процесса выпуска руды для систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород. // Проблемы недропользования. 2017. № 2. С. 107-112.

ИССЛЕДОВАНИЕ ИСХОДНОГО И СОВРЕМЕННОГО НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ДЖЕТЫГАРИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХРИЗОТИЛ-АСБЕСТА

ПАНЖИН А.А., ПАНЖИНА Н.А.

ФГБУН Институт горного дела Уральского отделения РАН

Для геомеханического обоснования устойчивых параметров уступов и бортов на Джетыгаринском месторождении хризотил-асбеста было проведено исследование напряженно-деформированного состояния породного массива. В ходе проведения исследований разработана геомеханическая модель массива горных пород в области влияния карьера и отвалов; проведены теоретические исследования закономерностей формирования вторичного напряженно-деформированного состояния в области влияния горных работ; проведена оценка состояния и геодинамической активности тектонических нарушений в карьерном поле. На основании полученных данных определены линейные параметры деформирования породного массива и прибортового массива в трех плоскостях, а также относительные деформации и величины вызвавших их тектонических напряжений, в ходе анализа негативных факторов выделены потенциально опасные участки прибортового массива.

Ключевые слова: геомеханика, процесс сдвижения, деформации, геодинамический мониторинг.

STUDY OF THE INITIAL AND MODERN STRESSED-DEEORMED STATE OE THE DZHETYGARINSKY CHROSOTYL-ASBESTOS DEPOSIT

PANZHIN A. A., PANZHINA N. A.

Institute of Mining of Ural Branch RAS

For the geomechanical substantiation of the stable parameters of the ledges and sides in the Dzhetygara deposit of chrysotile asbestos, a study was conducted of the stress-strain state of the rock massif. In the course of the research, a geomechanical model of the rock mass in the area of influence of the quarry and dumps was developed; theoretical studies of the laws governing the formation of a secondary stress-strain state in the field of influence of mining operations have been carried out; The assessment of the state and geodynamic activity of tectonic disturbances in the career field was carried out. Based on the obtained data, linear parameters of rock mass and near-side massif deformation in three planes, as well as relative deformations and magnitudes of the tectonic stresses that caused them, were determined; potentially dangerous sections of the near-side massif were identified during the negative factors analysis.

Keywords: geomechanics, process of displacement, deformation, geodynamic monitoring

Для разработки геомеханической модели массива горных пород в области влияния карьера и отвала Джетыгаринского месторождения были выполнены инструментальные геодезические измерения с использованием комплексов спутниковой геодезии по пунктам государственной геодезической сети (ГГС) и опорной маркшейдерской сети (ОМС) указанного района. Были выполнены повторные определения пространственных

координат геодезических пунктов на площади 30x30 км. Сопоставление современных пространственных координат сети с координатами, определенными до начала разработки месторождения, позволило определить полные вектора сдвижения – трендовые сдвижения.

Для оценки исходного напряженно-деформированного состояния массива был выполнен анализ приращений тектонических напряжений, произошедших за период 2015-2016 гг., а также выполнено геомеханическое моделирование сдвижений и деформаций, на основе фактических величин, зафиксированных инструментальными методами в прибортовом массиве.

Для предварительной оценки исходного поля тектонических напряжений был использован принцип модифицированной «щелевой разгрузки», при котором в качестве разгрузочной области используется выработанное пространство карьера. Формирование в упругом полупространстве, представленном горными породами, выемки, известных геометрических параметров, приводит к формированию вторичного напряженно-деформированного состояния, при этом деформации массива горных пород можно определить прямыми геодезическими методами, что было выполнено как на данном этапе выполнения исследовательских работ, так и на предыдущих [1].

Для первого приближения были приняты следующие граничные условия:

- Модуль упругости массива $E = 5\ 000$ МПа, для случая больших баз обоснован в работе [2];

- Первоначальные тектонические напряжения $\sigma_1 = 9$ МПа и $\sigma_2 = 14$ МПа, азимут действия $\alpha = 45^\circ$, для условий Южного Урала и Северного Казахстана (массивы, расположенные восточнее Главного Уральского разлома) обоснованы в работе [3].

Для данных условий методом конечных элементов (МКЭ) была модель, приведенная на рис. 1. В упругом массиве образована полость, геометрия которой соответствует размерам карьера.

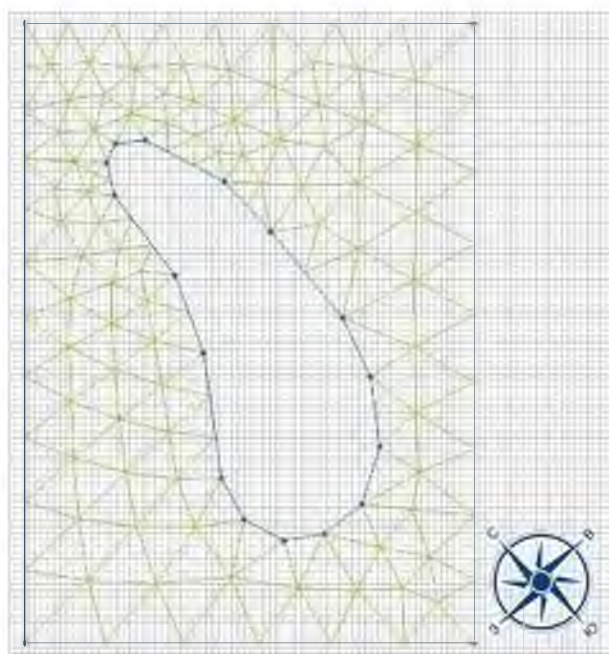


Рисунок 1 – Конечно-элементная модель прибортового массива карьера

Поскольку в результате выполнения комплекса геодезических работ были известны фактические движения реперов пунктов маркшейдерско-геодезической сети, в дальнейшем стало возможно, путем корректировки граничных условий - величин ис-

ходных тектонических напряжений σ_1 и σ_2 , восстановить исходное напряженное состояние прибортового массива.

На первом этапе, для принятых исходных граничных условий, были смоделированы векторы сдвижений и соответствующие им параметры тензоров деформаций, представленные на рис. 2а и 2б.

В результате моделирования, на первом этапе было установлено, что картина распределения сдвижений и деформаций геомеханической модели во многом качественно соответствует фактическим данным, полученным как ранее [1], так и на данном этапе выполнения исследований, однако для более полного соответствия величин деформаций модельных и фактических величины исходных тектонических напряжений σ_1 и σ_2 , при неизменном их соотношении $\sigma_2 / \sigma_1 = 1,55$ и направлении действия $\alpha = 45^\circ$, необходимо уменьшить.

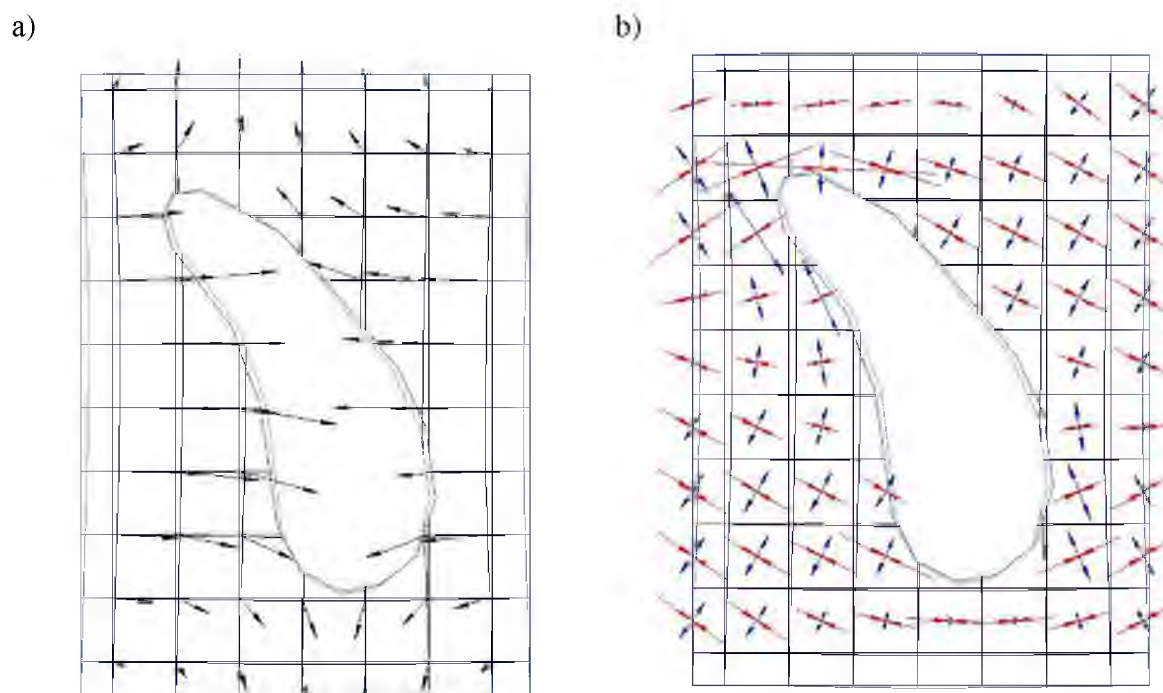


Рисунок 2 – Смоделированные векторы сдвижения (а) и тензоры деформации прибортового массива (б) для начальных граничных условий

В итоге, методом последовательных приближений, были определены наиболее вероятные значения исходных тектонических напряжений, действующих в прибортовом массиве, которые соответствуют величинам деформаций, инструментально зафиксированных прямыми геодезическими измерениями.

Для условий Джетыгаринского месторождения наиболее вероятные величины первоначальных тектонических напряжений составляют:

$$\sigma_1 = 6 \pm 1,5 \text{ МПа} \text{ и } \sigma_2 = 9 \pm 1,5 \text{ МПа, азимут действия } \alpha = 45^\circ.$$

Вышеприведенные данные могут быть использованы для качественного и количественного геомеханического моделирования. При анализе рис. 2 видно, что в прибортовом массиве, особенно в западном борту карьера, действуют растягивающие деформации, что приводит к усиленному трещинообразованию, и, соответственно к обводненности борта карьера, что может в дальнейшем сопровождаться его локальными нарушениями устойчивости.

Для определения приращений действующих напряжений σ_1 и σ_2 было проведено моделирование геомеханической обстановки по величинам сдвижений и деформаций,

полученных в результате геодезических измерений. Для этого фактические движения реперов пунктов ГГС и ОМС методом конечных элементов трансформировались в поле полных современных геодинамических движений представленном как в виде тоновых карт, так в виде поля векторов сдвижений (рис. 3 и 4), так в виде тензоров деформаций. В дальнейшем были определены приращения напряжений, вызвавшие соответствующие деформации.

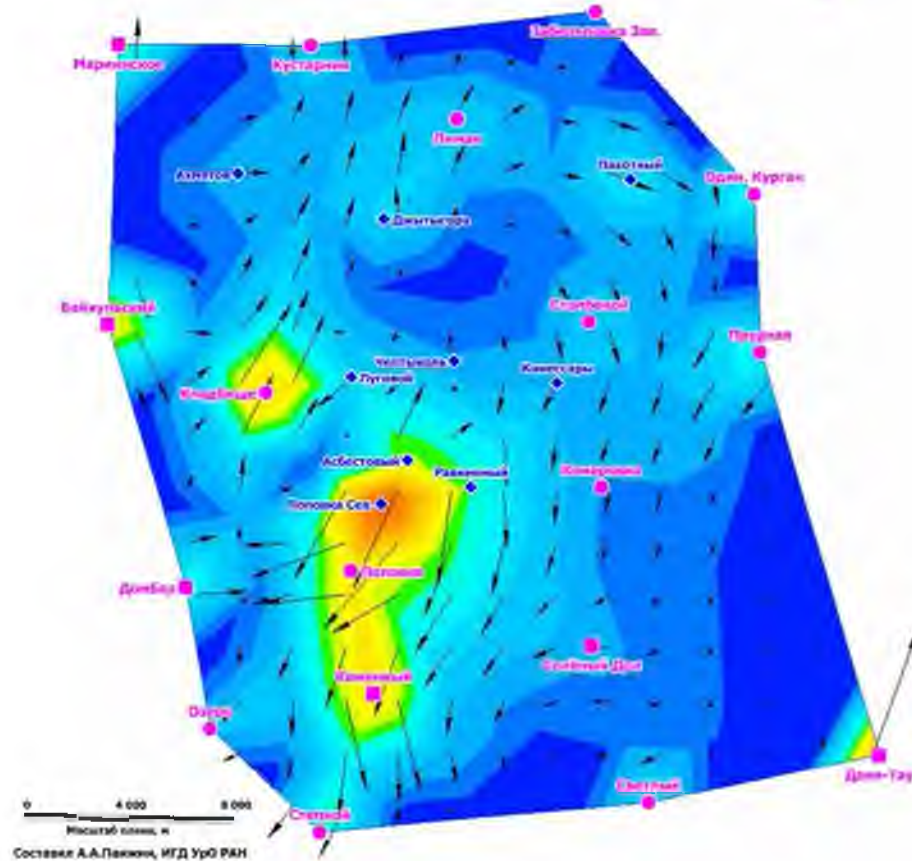


Рисунок 3 – Поле современных геодинамических движений района работ

Установлено что, в целом, годовые приращения суммарных величин тектонических и техногенных напряжений на исследуемых участках составляют не более 10 % от исходных тектонических напряжений. Такие флуктуации поля напряжений не смогут непосредственно привести к нарушению геотехнических конструкций, таких как борт карьера, однако знакопеременное их воздействие может привести «расшатыванию» породного массива, и, как следствие, к повышенной обводненности участков борта, локальным нарушениям устойчивости уступов и прочим негативным последствиям.

Анализ данных трендовых движений – величин и направлений векторов сдвижений, изолиний вертикальных сдвижений во внешней (размерами 30x30 км) и внутренней областях (прибортовой массив) подтвердил сложный знакопеременный характер деформирования породного массива Джетыгаринского месторождения и структурно-блочный характер распределения параметров деформаций.

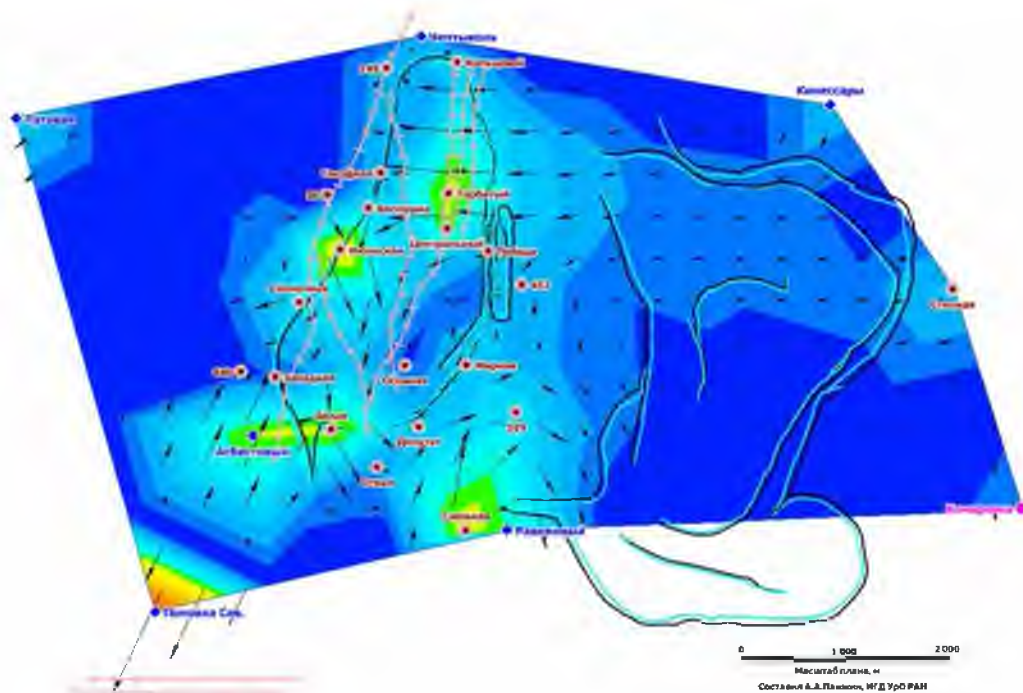


Рисунок 4 – Поле современных геодинамических движений прибортового массива карьера

Таким образом, установлено, что исходное напряженно-деформированное состояние района залегания месторождения имеет умеренные параметры с неравномерным и неоднородным распределением как в области влияния карьера, так и в окружающих массивах пород.

Мозаичность исходного напряженно-деформированного состояния создает соответствующую неоднородность вторичного напряженно-деформированного состояния, в котором в бортах карьера имеют зоны концентрации горизонтальных напряжений и деформаций, зоны депрессии, а также зоны с преобладанием поднятий и оседаний.

В структурном строении массива горных пород также имеет место неоднородность. В бортах карьера присутствуют зоны с повышенной трещиноватостью пород, в подавляющем большинстве согласующиеся с тектоническими нарушениями.

Комплексное рассмотрение структурных особенностей массива горных пород и закономерностей распределения параметров вторичного напряженно-деформированного состояния позволило провести теоретические расчеты устойчивости проектных параметров бортов карьера при формировании внутреннего отвала.

Для условий Джетыгаринского месторождения была предложена система общего мониторинга деформационных процессов с использованием технологий спутниковой геодезии с уточнением параметров на проблемных участках с использованием трехмерного лазерного сканирования. Система мониторинга позволяет по результатам маркшейдерский наблюдений определять уровень деформаций массива, осуществлять прогноз развития деформаций и производить оценку степени опасности наблюдаемых сдвижений и деформаций.

Список литературы

1. Отчет о НИР: «Исследование геомеханических условий Джетыгаринского месторождения хризотил-асбеста, обоснование оптимальных технологических парамет-

ров бортов карьера и разработка системы мониторинга деформационных процессов в контурах 1-й очереди отработки карьера». ИГД УрО РАН. 2015. - 280 с.

2. Сашурин А. Д. Явления изостазии при разработке месторождений полезных ископаемых // Приложение результатов исследования полей напряжений к решению задач горного дела и инженерной геологии: сб. ст./ ГИИ КФ АН СССР. – Апатиты: Кольский фил. АН СССР, 1985. – С. 27 - 31.

3. Зубков А.В. Напряженное состояние земной коры Урала // Литосфера – 2002. - № 3. – С. 3 – 18.

АНАЛИЗ И РАЦИОНАЛЬНАЯ ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ИХ ВЫПОЛНЕНИЯ

ГОЛУБКО Б. П., ФРОЛОВ К. В.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

В статье рассмотрены современные методики проведения маркшейдерских работ, проведен анализ производства работ современными методами, относительно традиционного.

Ключевые слова: спутниковые системы, LiDAR, оптимизация, автоматизация.

ANALYSIS AND RATIONAL ORGANIZATION OF MINE SURVEYING WITH THE APPLICATION OF MODERN TECHNOLOGIES OF THEIR EXECUTION

GOLUBKO B. P., PROLOV K. V.

Ural State Mining University

The article discusses the modern types of mine surveying and an analysis of the production of works by modern methods, relatively traditional.

Keywords: satellite systems, LiDAR, optimization, automation

Полевые маркшейдерские работы отличаются разнообразием измерений, и большими затратами времени на подготовительно-заключительные операции, переходы, простои. Рациональная организация их предусматривает применение эффективных методов, приемов, инструментов и оборудования с целью повышения производительности и безопасности труда, а также обеспечения нормальных условий и требуемой точности.

Сегодняшний день предоставляет маркшейдеру широкий выбор методик и вариантов выполнения инженерных задач. «Основным арсеналом» являются следующие виды измерительной и вычислительной техники: традиционный метод (тахеометры, нивелиры и др. инструменты), метод глобальных навигационных спутниковых систем (далее ГНСС), беспилотные летательные аппараты (далее БПЛА), лазерное сканирование (системы LiDAR).

Все разновидности проведения работ имеют свои отличительные черты, достоинства и недостатки.

Выбор техники в 2019 году действительно удивляет своим многообразием. Прогресс позволяет оптимизировать технологии прошлого в мобильные и быстрые приборы, которые удивляют точностью получаемых данных.

К числу современных методов относятся:

- Традиционный метод (проведение съемочных работ тахеометрами различных модификаций, в число которых входят высокоточные инженерные и роботизированные тахеометры);
- GNSS метод (определение координат осуществляется посредством приема спутниковых сигналов с орбиты);
- БПЛА (метод БПЛА вышел далеко за пределы аэрофотоснимков с вертолетов и самолетов. Сегодня система оптимизирована таким образом, что любой желающий может получить доступ к основам картографии);
- Наземные системы сканирования (устройства наземного сканирования применяются в связке с БПЛА, а так же используются, как самостоятельная единица в полевых работах);

Каждый метод имеет свои отличительные черты.. Для того, чтобы правильно обосновать преимущества современных методов над традиционным, была составлена сравнительная характеристика.

Сравнение методов – процедура непростая, так как осуществление рабочего процесса построено на разных принципах. Тем не менее, результатом работы является получение координат с определенной точностью.

Сравнение подразумевает сопоставление традиционного и современного методов ведения работ, в котором наиболее значимым фактором будет точность получения данных.

Условно будет принято разделение на два вида маркшейдерских работ:

- маркшейдерские опорные геодезические сети;
- съемочные маркшейдерские сети.

В данном разделе приводится сравнение традиционной методики получения данных угломерными приборами – тахеометрами и современной техникой – GNSS приёмниками.

Само определение «маркшейдерские опорные геодезические сети» в данном контексте означает фундаментальные работы, требующие использования высокоточных измерительных приборов для качественного сбора информации.

Для правильного сравнения методов точность измерения тахеометра, выраженная в угловой мере, переведена в линейные единицы измерения. На рисунке 1 представлено схематичное изображение составляющих ошибки определения координаты.

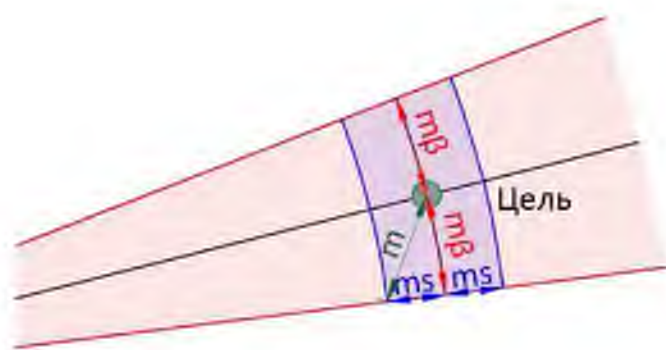


Рисунок 1 - Схема измерения угла угломерным прибором

Представленная ниже формула показывает точность в миллиметрах, учитывая ошибки взятия расстояния светодальномером и угломерную ошибку.

$$m = \sqrt{(m_{\beta(\text{мм})})^2 + (m_{s(\text{мм})})^2}$$

В таблице 1 на основе приведенной формулы представлены результаты, которые возможно получить, используя тахеометры определенной точности на выбранные расстояния.

Таблица 1 - Ошибка измерений тахеометра с разной угловой и линейной точностью, мм

S (м)	Nikon Nivo 1.C 1", 3+2ppm	Sokkia FX-102 2", 2+2ppm	Leica TS06plus 5", 1,5+2ppm
0	3,0	2,0	1,5
50	3,1	2,2	2,0
100	3,2	2,4	3,0
150	3,4	2,7	4,1
200	3,5	3,1	5,2
250	3,7	3,5	6,4
300	3,9	3,9	7,6
350	4,1	4,3	8,8
400	4,3	4,8	10,0
450	4,5	5,2	11,2

Полученный теоретический результат не учитывает ошибки, которые образуются из-за влияния внешней среды, инструментальные ошибки, человеческий фактор и др.

Разбирая особенности условий работы с тахеометром, все будет опираться на стандартные факторы, среди которых наиболее важна видимость визирной цели. Если рассматривать температурный режим, большое значение имеет функционирование подвижных элементов (винтов и др.), так как не все приборы имеют возможность функционировать при низких температурах.

Техника, использующая за основу метод спутникового определения координат, работает в нескольких режимах. Различие между режимами выражено во времени стояния на требуемом пункте, что определяет точность получаемых координат.

Основными условиями работы таких устройств являются отсутствие препятствий прохождения сигнала от спутника на приёмник. Так же, требуется нужное количество приемников в зоне действия для корректного определения местоположения. Важным критерием является параметр PDOP, который зависит от траекторий спутника. Высокий показатель PDOP снизит точность получаемых данных. Для повышения качества данных потребуется большее время стояния.

Пример определения «благоприятных зон» с минимальным позиционным геометрическим фактором PDOP на рисунке 2.

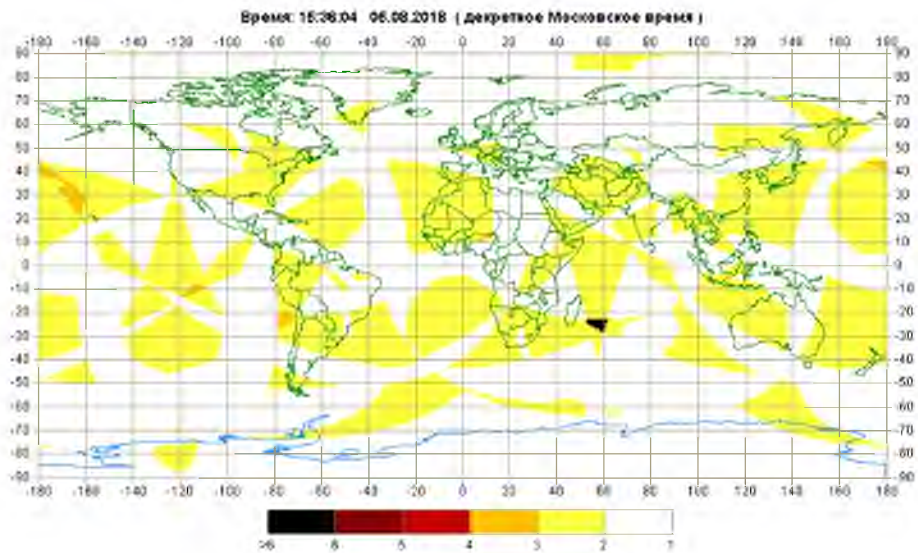


Рисунок 2 - Действие позиционного геометрического фактора PDOP

Для сравнения был взят спутниковый приемник компании Торсон. Учитывая паспортные данные в режиме «Быстрая статика», были получены погрешности на аналогичных расстояниях (таблица 2).

Таблица - 2 Ошибка вычисления координаты методом ГНСС

Расстояние (м)	0	50	100	150	200	250	300	350	400	450
Торсон Нирер HR (3мм+0.3мм/км)	3,0	3,015	3,03	3,045	3,06	3,075	3,09	3,105	3,12	3,135

Далее представлен график, демонстрирующий разницу в точности двух методов (рис. 3).

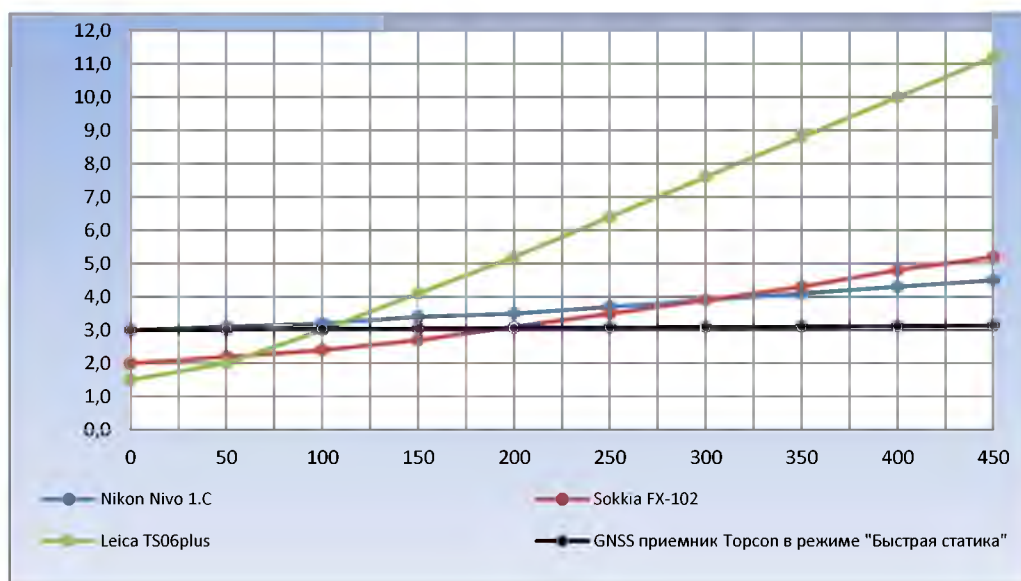


Рисунок 3 - График зависимости роста ошибки от увеличивающегося расстояния

В данном случае можно сделать вывод, что на коротких расстояниях тахеометр превосходит ГНСС технику в точности, но ситуация меняется с увеличением метража.

Некоторые предприятия уже внедряют GNSS технологии при проведении следующих видов работ:

- Вынос в натуру отметок скважин для проведения буровзрывных работ. Для таких работ подойдет среднестатистический набор GNSS техники, который воспроизводит режим RTK с паспортной точностью 5мм + 0.5мм/км в плане.

- Обновление пунктов маркшейдерских опорных сетей, получивших значительный ущерб и ставших непригодными за время эксплуатации.

Для восстановления поврежденных пунктов и их дальнейшего использования требуется техника, обеспечивающая такую точность, которая соответствует минимум 2 разряду маркшейдерских опорных сетей.

- Мониторинг состояния бортов карьера, подверженных деформациям.

Имея GNSS технику для многократного наблюдения за неустойчивым бортом карьера в режиме статики, есть возможность получить информацию о характере деформации, скорости движения пород, а также спрогнозировать дальнейшие изменения.

- Управление некоторыми видами техники.

Самая простая система навигации позволит удаленно отслеживать траектории движения транспорта, процессы погрузки-разгрузки самосвалов и др.

Более совершенные системы GNSS позволяют задавать траектории БПЛА для выполнения, например, аэрофотосъемки.

Производство съёмочных работ подразумевает работы, требующие меньшей точности измерений. К ним прямое отношение имеют: съемка отвалов и складов полезных ископаемых; съемка площадей, подготавливаемых к рекультивации, обработке; обновление топографических планов земной поверхности.

Так как результаты точности тахеометров были представлены в предыдущем разделе, далее внимание будет сконцентрировано на принципах и точности работы LiDAR систем.

Технология LiDAR является новинкой в области геодезических и маркшейдерских работ. Метод имеет потенциал, реализуемый во всех сферах современной инженерии.

Существуют некоторые модификации сканеров, основанные на данной технологии:

- Наземные лазерные сканеры. Устройства, которые выполняют сканирование с неподвижного штатива. Позволяют документировать различные объекты с высокой плотностью точек.

- Мобильные лазерные сканеры. Оборудование, которое используется для сбора данных с транспортного средства. Сканеры могут устанавливаться на автомобилях, поездах. Отдельно представлены устройства, которые перемещаются на железнодорожных тележках либо носятся в рюкзаке для сканирования в местах, недоступных для транспортных средств.

- Воздушные сканеры. Мощные приборы, которые монтируются на борту самолета или БПЛА. Эти лазерные 3D-сканеры применяются для картографирования местности, сбора информации о линейных объектах или формирования модели населенного пункта. Также, приборы применяются для отслеживания изменений растительности в сельском и лесном хозяйстве.

Принцип работы лазерного сканера справедливо будет сравнить с работой светодальномера – прибор излучает пучок света, который отражается от поверхности и попадает обратно на регистратор (рисунок 4). Результатом является расстояние до поверхности, измеренное по разности фаз излучаемого и принятого луча (фазовый даль-

номер), либо по времени прохождения лучом измеряемого расстояния (импульсный дальномер).

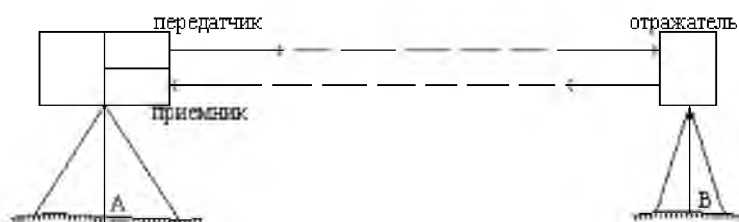


Рисунок 4 - Схема работы светодальномера

За 1 секунду сканер выпускает огромное количество лучей света (до 1 млн точек в секунду в зависимости от модификации прибора), что в результате даёт подробную информацию об исследуемой поверхности.

Сканирующие системы взаимодействуют с устройствами позиционирования, что дает возможность делать привязку отсканированных облаков точек к системе координат. Результаты сканирования с разных мест объединяются друг с другом на основе координат или по пересечению точек, что дает возможность получить трехмерную модель большого объекта или участка местности. Также доступна возможность привязки изображений по специальным маркам, координаты которых определены по результатам тахеометрической съёмки.

Так как речь идет о маркшейдерских работах, к сравнению будет приведен наземный сканер, чтобы соотношение приборов по параметрам было наиболее схоже.

Чтобы посчитать СКО, берется во внимание угловую ошибку прибора и ошибку взятия расстояния:

$$m = \sqrt{(m_{\beta(\text{мм})})^2 + (m_{s(\text{мм})})^2}$$

Результаты представлены в таблице 3 и графически изображены на рисунке 5.

Резкий скачок ошибки объясняется большой погрешностью определения расстояний. На каждый километр хода она увеличивается на 10 мм, что является слишком высоким показателем. Но данный прибор не предназначен для определения больших расстояний, что не ставит его в проигрышное положение.

На графике (рисунок 5) стоит обратить внимание на результат от 0 до 50 метров, где сканер показывает высокоточные результаты – именно такой метраж может пригодиться для съёмки подземных сооружений шахты.

Таблица 3 - СКО определения координат сканирующей устройством, мм

Расстояние (м)	0	50	100	150	200	250	300	350	400	450
Leica ScanStation P50	1,2	2,6	4,5	6,4	8,4	10,4	12,5	14,4	16,7	18,4

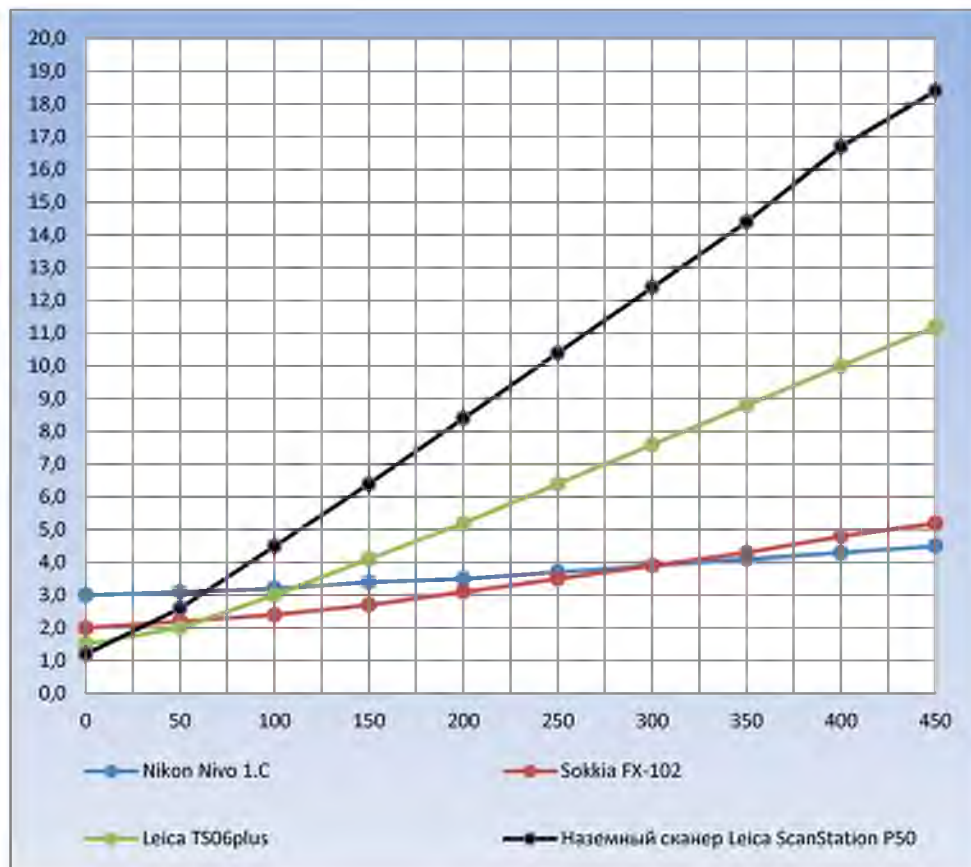


Рисунок 5 - График зависимости роста ошибки от увеличивающегося расстояния

Результаты в районе 450 метров также являются качественными, но для измерений другого рода. Имеются ввиду такие виды работ, как съемка отвалов, рельефа и др. Прибор может подняться на определенную высоту за счет БПЛА или другой летательной техники, в зависимости от назначения и возможностей предприятия.

Данная технология применяется во многих сферах деятельности человека: от автомобильной промышленности до строительства. В сфере маркшейдерских работ можно привести следующие примеры:

- LiDAR имеет большую популярность в формате воздушного сканера – его используют при производстве топографических работ любой степени сложности.
- В условиях подземных горных работ лазерное сканирование может применяться для создания 3D модели выработок. Такой контроль поможет учитывать все детали при строительстве сооружений, что в свою очередь поможет правильно прогнозировать дальнейшее развитие.
- В локальных условиях использование LiDAR в связке с БПЛА может ускорить процесс съемки отвалов и других объектов, обладающих сложным рельефом.

В заключении стоит отметить важный момент – не рекомендуется выполнять маркшейдерские работы на предприятии исключительно одним методом. На сегодняшний день обилие технологических новинок призвано повысить уровень автоматизации и улучшить качество и скорость производства маркшейдерских работ, а главная задача маркшейдера на предприятии – выбрать наиболее рациональный в экономическом и практическом смысле способ добычи полезных ископаемых.

Качественная и аргументированная комбинация технологий сократят до минимума трудозатраты на производстве. Такая возможность позволит перераспределить усилия рабочих и расширить сферу деятельности персонала.

По итогам сравнительной характеристики можно сделать некоторые выводы:

- Производство маркшейдерской съёмки на расстоянии до 100-150 метров рациональней осуществлять тахеометром (ситуация может быть неоднозначна, так как большое значение имеет вид работ и допуски, которые применимы к ним). Так или иначе, на данной дистанции тахеометр позволяет допустить наименьшую ошибку.

Идеальными условиями для подобного вида работ являются шахтные выработки, в которых длина хода может варьироваться в данных значениях.

- Осуществляя маркшейдерские работы ГНСС приёмниками, есть возможность увеличить производительность кадрового состава предприятия, что может сказаться на общей результативности.

Это обусловлено возможностью делегировать полномочия менее квалифицированному персоналу, так как весь сбор информации приёмниками происходит автоматически.

- Увеличенный процент автоматизированных процессов помимо производительности кадров, поможет исключить ошибки, связанные с человеческим фактором, что делает результаты работ более качественными.

Обработка данных осуществляется с помощью специализированного ПО, что позволяет инженеру принимать посредственное участие в процессе проведения работ, увеличивая качество результатов.

Список литературы

1. Субботин А.И., Грицков В.В. «Охрана недр и геолого-маркшейдерский контроль. Инструкция по производству маркшейдерских работ», 2003

2. Голубко Б. П. «Решение типовых маркшейдерских задач при разработке методов рождений открытым способом», 2015

3. «Магазин геодезической техники «Русгеоком» [Электронный ресурс] // Режим доступа: <http://ekb.rusgeocom.ru>

4. «Точность тахеометров» [Электронный ресурс] // Режим доступа: https://vk.com/page-130694275_53738664

5. «Modern Mining Solution in Mine Surveying» [Электронный ресурс] // Режим доступа: <https://hexagonmining.com>

6. «Наземное лазерное 3D сканирование» [Электронный ресурс] // Режим доступа: <http://trimetari.com/ru/stati/nazemnoe-3d-lazernoe-skanirovanie>

7. «Виды лазерного сканирования» [Электронный ресурс] // Режим доступа: <http://acropol-geo.ru/o-texnologii/64-vozdushnoe,-mobilnoe-i-nazemnoe-lazernoe-skanirovanie>

8. «Спутниковые системы для маркшейдерских работ и управление горно-транспортным оборудованием на карьере» [Электронный ресурс] // Режим доступа: <https://mining-media.ru/ru/article/geoinformsys/505-sputnikovye-sistemy-dlya-markshejderskikh-rabot-i-upravleniya-gorno-transportnym-oborudovaniem-na-karerakh>

ОПРЕДЕЛЕНИЕ УСЛОВИЙ ЗАВЕРШЕНИЯ ВОРОНКООБРАЗОВАНИЯ ДЛЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ПЕРЕКРЫТЫХ ОСАДОЧНЫМ ЧЕХЛОМ

ЕФРЕМОВ Е. Ю.

ИГД УрО РАН

В статье предложены условия определения завершения воронкообразования. В связи с неравномерностью развития процесса обрушения кровли, опираться только на изменение скорости деформаций в течение определенного времени не является достаточным критерием, чтобы судить о завершенности процесса. Условием завершения воронкообразования предлагается использовать пороговый расчетный объем воронки обрушения, который связан с размерами очистного пространства коэффициентом разрыхления обрушенных пород.

Показано, что при разработке рудных месторождений подземным способом коэффициент разрыхления зависит от соотношения осадочных и скальных пород в массиве над выработанным пространством.

Ключевые слова: деформации земной поверхности, сдвигание горных пород, первичная воронка, коэффициент разрыхления, обрушение кровли.

CONDITION OF CAVE-IN PROCESS ENDING FOR ORE DEPOSITS UNDER SEDIMENTARY ROCKS

EEREMOV E. Y.

Mining institute of UB of RAS

The criterion for estimating of cave-in process finishing is suggested. It is shown that variation in deformation rate in certain period of time is insufficient criterion to determine the consummation of caved zone formation process. The calculated maximal volume of caved rock crater which related with the void volume by swell factor of the fall is proposed as additional cave-in process consummation criterion. The results demonstrate that in underground mining swell factor depends on proportion of igneous and sedimentary rock in rock mass above void.

Keywords: surface deformation, caving induced surface deformation, swell factor, roof fall.

Введение

При подземной разработке месторождений системой с обрушением кровли вмещающих пород и формированием зоны воронкообразования и провалов на земной поверхности встает ряд актуальных задач, связанных с ведением горных работ в области мульды сдвижения. Нормативная документация запрещает ведение горных работ в зоне воронкообразования, исключением являются работы по засыпке воронок и складированию вскрышных пород, при условии, что в данной зоне процесс воронкообразования завершился [1]. Таким образом, важной научно-технической задачей является определение критериев, на основе которых, можно судить о завершении процесса воронкообразования, или его текущей стадии.

В современной литературе много внимания уделяется различным методам мониторинга земной поверхности, сдвижения горных пород и подрабатываемых объектов, среди которых наблюдения с помощью электронно-оптических средств [2] и ГНСС [3–

5], наземным лазерным сканированием [6–8] и наземными интерферометрическими радарами [9] и др. Помимо вопросов методов и техники измерения деформаций, при мониторинге остро встает вопрос критериев оценки деформирования земной поверхности. Наиболее распространенными критериями оценки деформационных процессов являются критерии, связанные с величиной деформации или скоростью деформирования земной поверхности [10].

Накопленный за последние несколько десятков лет опыт в изучении процессов деформирования земной поверхности на ряде рудных месторождений Урала и Казахстана показывает, что одной из существенных черт процесса воронкообразования является неравномерность протекания. Такое поведение свойственно не только обрушениям земной поверхности при подземной разработке, но и обрушениям бортов карьеров при открытой разработке полезных ископаемых [11].

Накопленная информация позволяет заключить, что появление обрушения, в отличие от естественных оползней склонов, где скорость деформирования может нарастать в течение недель и месяцев является внезапным. Имеющиеся наблюдения показывают, что земная поверхность в течение нескольких недель и месяцев, предшествующих обрушению может испытывать незначительные деформации, которые резко увеличивают скорость, до десятков мм/сутки непосредственно перед обрушением. Результаты наблюдений показывают, что после образования воронки, в течение длительного периода времени ее размеры могут оставаться неизменными. Затем размеры могут резко увеличиться, при этом увеличение радиуса воронки может достигать первых десятков метров.

Таким образом, в связи с неравномерностью скорости протекания процесса, только величина деформаций и/или скорость деформирования не могут являться надежными критериями завершения процесса воронкообразования. Целью дальнейших исследований является определение дополнительного критерия завершения процесса.

Условия завершения процесса воронкообразования

Для выработки критерия завершения процесса воронкообразования следует обратиться к рассмотрению процесса обрушения. Механизм образования обрушения в отечественной литературе рассмотрен достаточно подробно [12, 13]. В ходе самообрушения или принудительного обрушения массив пород образует разрыхленную массу, заполняющую сначала пустое очистное пространство, а затем полость канала обрушения. Активная фаза воронкообразования заканчивается, при заполнении пустого объема разрыхленной массой. Далее следует затухающее оседание, связанное с уплотнением разрыхленного массива пород.

В этом свете существенным критерием представляется достижение расчетного объема воронки обрушения, связанного с размерами выработанного пространства очистной единицы, обрушение кровли которой вызывает обрушение.

$$V_{изм} = V_{расч} ,$$

где $V_{изм}$ – измеренный объем воронки обрушения, $м^3$; $V_{расч}$ – расчетный объем воронки, $м^3$; Следовательно, задача сводится к определению взаимосвязи между параметрами выработанного очистного пространства и параметрами воронок на земной поверхности. Параметром, связывающим объем выработанного пространства с размерами воронок обрушения является коэффициент разрыхления массива обрушенных пород K_p .

Коэффициент разрыхления разрушенных пород определяется как изменение объема пород в процессе самообрушения и/или принудительного обрушения, или иными словами – отношение объема обрушенного массива $V_{обр}$ к объему массива до обрушения V_m , или

$$K_p = \frac{V_{обр}}{V_m},$$

где $V_{обр}$ – объём обрушенного массива, м³; V_m – объём массива до обрушения, м³. Под V_m подразумевается исходный объём массива над очистным пространством, вовлеченного в процесс обрушения, который равен объёму канала обрушения. Объём канала описывается следующими параметрами:

$$V_m = S_{эф} H_{кр},$$

где $S_{эф}$ – эффективная площадь разрушаемого горизонтального сечения канала обрушения, м²; $H_{кр}$ – расстояние от кровли до земной поверхности, м.

Объём разрушенного массива определяется как объём разрыхленного обрушением массива пород, полностью заполнившего пространство очистной камеры, и частично канал обрушения, за исключением пространства воронки на поверхности земли

$$V_{обр} = V_m + V_{бл} - V_{вор},$$

где $V_{обр}$ – объём разрушенного массива, м³; $V_{вор}$ – объём воронки на земной поверхности, м³; $V_{бл}$ – объём пустот в очистном пространстве выемочной единицы, м³, см. рис. 1

При моделировании выхода первичной воронки на поверхность используется ряд допущений:

1. При условии, что глубина работ значительно (более чем в 5 раз) превышает линейные размеры очистных единиц, площадь эффективного горизонтального сечения в процессе развития обрушения остается постоянной от кровли камеры до земной поверхности, не зависит от формы выработанного пространства и связана следующим отношением с площадью очистного блока:

$$S_{эф} = \frac{\pi}{4} S_{бл},$$

где $S_{бл}$ – средняя площадь горизонтального сечения очистной единицы, м², см рис 1.

Данное допущение подтверждается результатами разведочного бурения, проведенного на ш. Соколовская в 70–80х гг ХХ, когда было определено на практике, что независимо от формы очистной единицы, на определенном расстоянии от кровли очистных единиц, канал обрушения представляет собой фигуру близкую к цилиндру.

2. При заполнении пространства цилиндрической полости (на рис. 1 – б), образующейся во время первичной воронки от одной очистной единицы на поверхность, формируется конусовидная воронка (на рис.1 – а), с углом между образующей и горизонтальной плоскостью, равной углу естественного откоса. Объём конусовидной воронки а при этом равен объёму цилиндрической полости б.

Исходя из вышеописанных соотношений следует, что критерием завершения воронкообразования является достижение расчетного объема, численно равного:

$$V_{расч} = V_{бл} - V_m (K_p - 1),$$

где V_m , $V_{бл}$, (соответственно объём очистного блока, объём массива над очистным пространством) являются легко определяемыми из проектной и маркшейдерской докумен-

тации, а K_p зависит от физико-механических свойств пород, размера блоков породы и параметров выработок [14], трещиноватости, и др. характеристик массива вмещающего месторождения и требует определения для каждого месторождения.

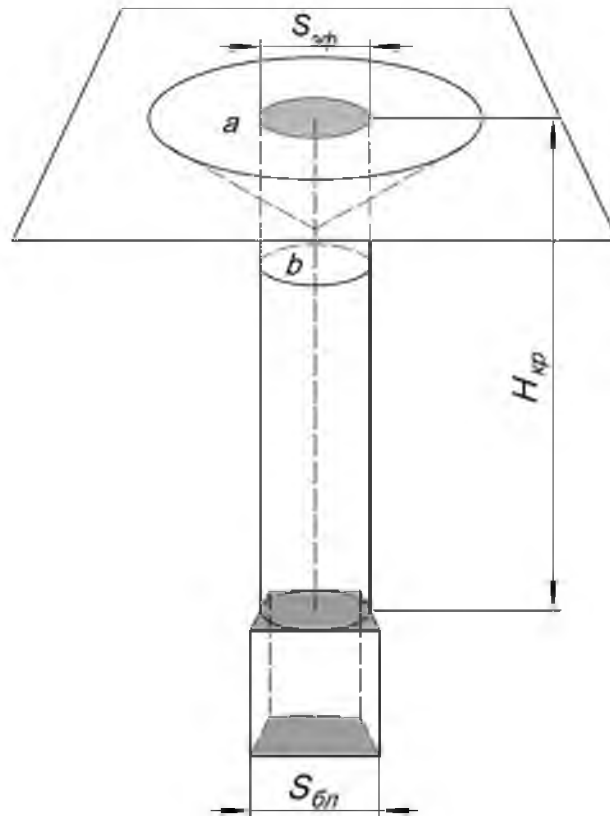


Рисунок 1 – Расчетная модель выхода на поверхность воронки обрушения, $S_{эф}$ – площадь эффективного горизонтального сечения канала обрушения, $S_{бл}$ – площадь горизонтального сечения блока, $H_{кр}$ – глубина кровли

Для определения K_p *in situ* было выбрано Соколовское железорудное месторождение, северный фланг которого с 70-х годов XX века разрабатывается подземным способом. За это время на земной поверхности месторождения сформировалась обширная зона воронкообразования, размерами 1,8 км вдоль простирания и 0,7 км вкрест простирания. Всего за время эксплуатации шахты зафиксировано более ста случаев выхода обрушения на поверхность, при этом многие воронки выходили в существующие, формируя вторичное воронкообразование. Общая площадь поверхности, занятой областью обрушения составляет примерно 480 тыс. кв. м. На текущий момент большинство воронок засыпано скальной породой, со стороны висячего бока месторождения формируется отвал скальных пород, см рис. 2.

Месторождение имеет следующие инженерно-геологические условия разработки:

Сверху залегает мощная толща рыхлых пород мезокайнозойского возраста в среднем составляющая 115 м. Отложения имеют горизонтальное залегание и обводнены. Ниже развит комплекс палеозойских скальных пород. В верхней части разреза скальные породы выветрены на глубину до 60 м.



Рисунок 2 – Земная поверхность Соколовского месторождения

Вмещающие породы и руды месторождения претерпели сильные изменения в результате тектонической деятельности, что в целом повлияло на их устойчивость, и определяет их прочностные свойства. Вмещающие породы имеют средние значения коэффициента крепости от 5 до 9, а магнетитовые руды от 3 до 6,0.

Руды и породы месторождения в целом характеризуются как слабоустойчивые и неустойчивые, причем с глубиной отработки запасов их устойчивость в подземных горных выработках возрастает весьма незначительно. Руды, как правило, менее устойчивы, чем вмещающие породы. Руды и породы склонны к самообрушению.

Плотность вмещающих скальных пород в среднем составляет 2,6 т/м³ изменяясь от 2,57 до 2,83 т/м³; балансовых руд – 3,4 т/м³ (3,3 – 3,8 т/м³); забалансовых руд – 3,1 т/м³ (3,0 – 3,2 т/м³).

Естественная влажность руд – 2,6 %.

Рельеф земной поверхности на месторождении ровный, присутствует небольшой уклон в южном направлении, средняя отметка поверхности земли составляет около 185 м. Основными факторами, влияющими на формирование процесса воронкообразования на поверхности ш. Соколовская являются наличие толщи осадочных пород над палеозойским фундаментом мощностью около 115 м и слабая устойчивость пород, вмещающих месторождение. В целом по месторождению среднеустойчивые породы составляют около 5%, слабоустойчивые, – 60%, неустойчивые, – 35%.

Для определения коэффициента разрыхления из всех зарегистрированных воронок были отобраны первичные воронки, удовлетворяющие следующим условиям:

1. Процесс выхода обрушения на поверхность не пересекал выработанное пространство горизонтов –120 м, –260 м, –330 м.

2. Наличие перекрестной информации о воронке и очистной выемочной единице в маркшейдерской и геотехнической документации.

Результаты определения коэффициента разрыхления

Всего данным условиям удовлетворяет 28 случаев выхода обрушений на поверхность, что составляет около четверти от общего числа выходов обрушений. В качестве исходных данных для расчета K_p использовались размеры и объемы очистных единиц, глубина работ, и размеры воронок на поверхности земли. Полученные значения лежат в пределах K_p от 1.01 до 1.38, среднее квадратичное отклонение составляет 0,08.

Полученные значения коэффициента разрыхления подвергнуты регрессионному анализу, в качестве зависимой переменной выступает коэффициент разрыхления K_p , в качестве объясняющей – глубина работ, см рис. 3. Общее уравнение: $K_p = 0,0003 \cdot H_{\text{башт}} + 1,2156$, с коэффициентом детерминации $R^2 = 0,0741$, откуда R составляет 0,27, что в соответствии со шкалой Чеддока характеризуется как слабая связь. С учетом фрагментарности исходных данных, вариативностью коэффициента разрыхления в естественных условиях и множества влияющих факторов связь определена с достаточной надежностью. Иными словами, результаты демонстрируют, несмотря на разброс значений, наличие взаимосвязи.

Анализ показал, что на месторождениях, покрытых значительной толщиной наносов с увеличением глубины горных работ, коэффициент разрыхления уменьшается. Причиной наблюдаемого явления является совокупность факторов, основной из которых – переотложение и заполнение вышележащими осадочными отложениями нижележащего пустого пространства между отдельными кусками породы, образующегося при разрыхлении массива скальных палеозойских пород в процессе обрушения кровли.

Коэффициент разрыхления обрушенного массива K_p зависит от относительной доли осадочных пород в общем объеме массива, затронутого обрушением над очистным пространством. Относительная доля осадочных пород в общем объеме массива, затронутого обрушением, численно равна отношению глубины залегания подошвы осадочных пород к глубине кровли очистной выработки, см рис. 4.

С увеличением глубины относительный объем осадочных пород будет уменьшаться, а объем пустот в разрыхленном массиве скальных пород расти. Уменьшение K_p остановится, когда объем разрыхленных осадочных пород станет равным объему пустот в разрыхленном скальном массиве.

$$V_{\text{осад. разр}} = V_{\text{ск}} (k_{\text{р.ск}} - 1),$$

где $V_{\text{осад. разр}}$ – объем разрыхленного массива осадочных пород, $V_{\text{ск}}$ – объем скального массива до обрушения, $k_{\text{р.ск}}$ – коэффициент разрыхления скального массива

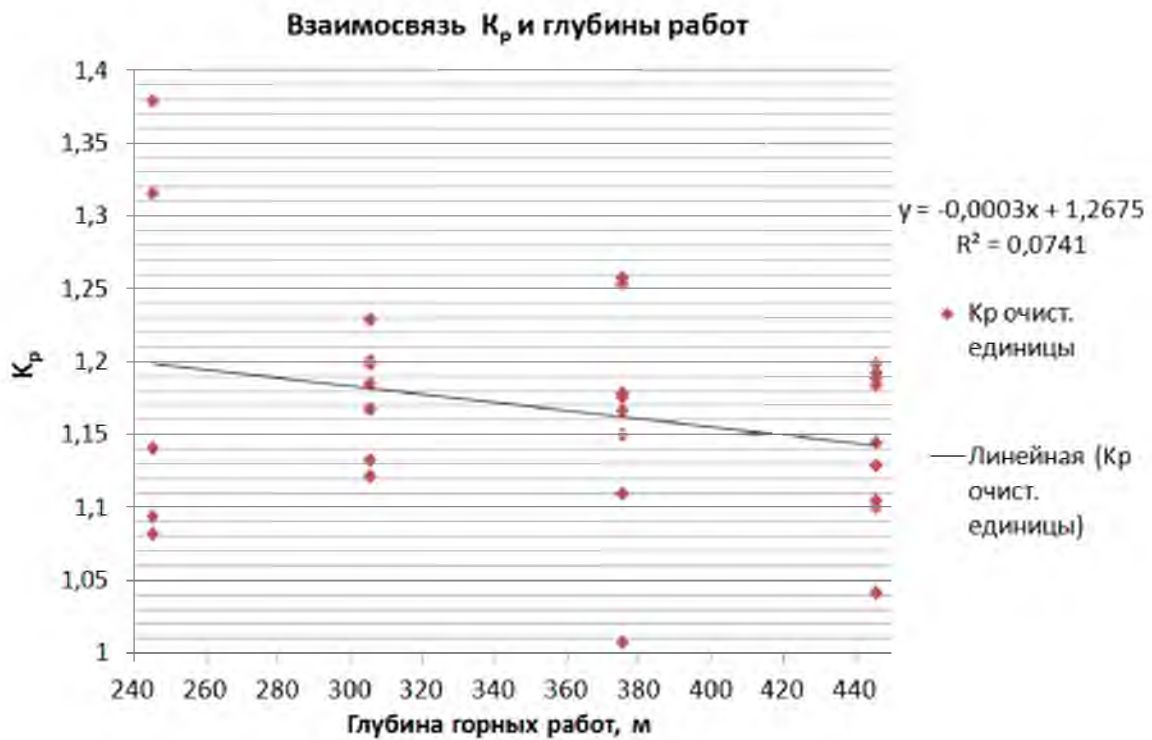


Рисунок 3 – Результаты определения коэффициента разрыхления обрушенных пород на ш. Соколовская

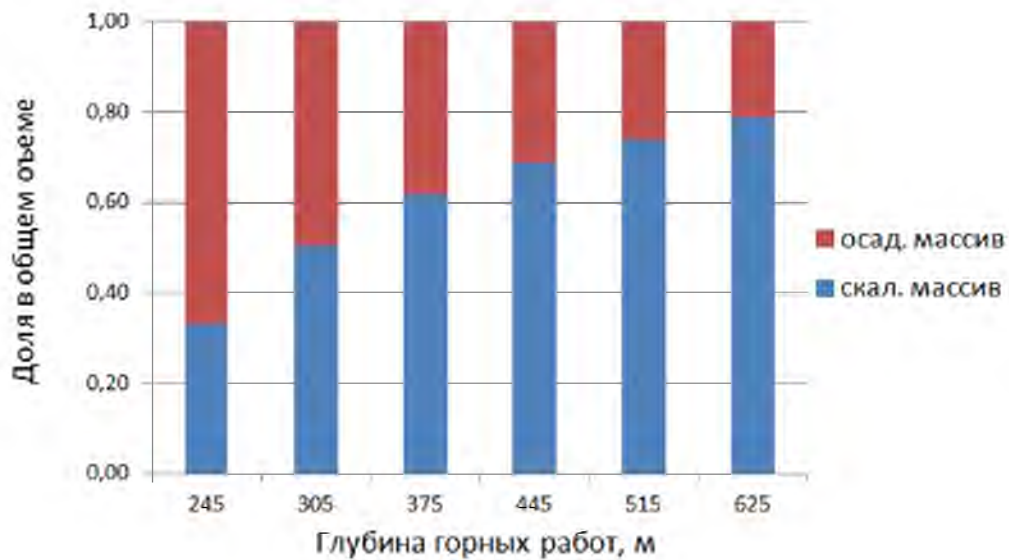


Рисунок 4 – Соотношение осадочных и скальных пород в массиве над очистным пространством, ш. Соколовская

Заключение

В исследовании обоснован критерий завершения процесса воронкообразования как достижение воронкой обрушения максимального объема, получаемого расчетным путем, зависящего от параметров очистных работ. Максимальный объем воронки обрушения, связан с размерами выработанного пространства коэффициентом разрыхления обрушающихся пород.

Коэффициент разрыхления величина, зависящая от множества параметров, среди которых физико-механические свойства пород массива, определяющие характер трещиноватости и размер отдельных блоков, на которые он разрушается. Установлено, что для рудных месторождений, залегающих в скальных массивах, покрытых толщей осадочных пород, коэффициент разрыхления изменяется в зависимости от соотношения доли наносов и скальных пород в массиве над выработанным пространством.

Исследования выполнены в рамках реализации государственного задания № 007-00293-18-00. Тема № 0405-2015-0012.

Список литературы

1. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на месторождениях руд черных металлов Урала и Казахстана: утв. министерством металлургии СССР 02.08.1990. – Свердловск: Институт горного дела МЧМ СССР, 1990. 64 с.
2. Особенности проведения геодинамического мониторинга на Узельгинском месторождении / А.А. Панжин, А.Д. Сашурин, Е.Ю. Ефремов, Н.А. Панжина, В.И. Ручкин // Проблемы недропользования. 2016. № 4 (11). С. 81 – 89. DOI: 10.25635/2313-1586.2016.04.081.
3. Gili J.A., Corominas J., Rius J. Using Global Positioning System techniques in landslide monitoring. *Engineering Geology* 55, (2000), P. 167 – 192.
4. Пустуев А. Л., Коновалова Ю.П., Мартемьянов А.А. Принципы построения геодинамических полигонов при масштабном недропользовании // Горный журнал. 2012. № 1. С. 32 – 36.
5. Мехтиев Дж.Т., Исмаилов К.Х., Джавадов Н.Г. Исследование динамических характеристик регистрации быстропотекающих процессов оползней с помощью GPS // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 105 – 112.
6. Кольцов П.В. Методика безотражательных наблюдений за деформирующимися участками бортов карьеров и отвалов // Записки Горного института. 2012. № 198. С. 65 – 69.
7. Желтышева О.Д., Ефремов Е.Ю. Современные технологии мониторинга устойчивости бортов карьеров // Маркшейдерия и недропользование. 2014. № 5 (73). С. 63 – 66.
8. Lindenbergh R., Pfeifer N., Rabbani T., Accuracy analysis of the Leica HDS3000 and feasibility of tunnel deformation monitoring / Workshop Laser scanning 2005. - ISPRS Archives, 2005. Netherlands, P. 24 – 29 (2005)
9. Caduff R., Schlunegger F., Kos A., Wiesmann A. A review of terrestrial radar interferometry for measuring surface change in the geosciences / *Earth surface processes and landforms*. №40. 2015. P. 208 – 228 DOI: 10.1002/esp.3656
10. Hungr O., Corominas J., Eberhardt E. Estimating Landslide motion mechanism, travel distance and velocity / International Conference on Landslide Risk Management, Vancouver, Canada / 2005. P. 99 – 128 Publisher: Balkema Place of publication: London, Leiden, Taylor &, Francis Year of publication: 2005 Size: 30 pages
11. Исследование геомеханических условий разработки киембаевского месторождения открытым способом / Е.Ю. Ефремов А.А. Панжин, Т.Ф. Харисов, О.Д. Харисова // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2018. № 4. С. 35 – 45.
12. Казикаев Д. М. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке. М. Недра, 1981. 265 с.
13. Шнайдер М.Ф. Вороненко В.К. Совмещение подземных и открытых разработок рудных месторождений. М. Недра, 1985. 132 с.

14. Havir J., Bordia S. K. Petrosa V. Simple method of determining of coefficient of loosening of rocks Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Vol. 8, pp. 97 – 103. Pergamon Press 1971. Printed in Great Britain.

УДК 622.281

МЕТОДИКА ШАХТНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

ХЛЕБНИКОВ П. К.¹, ЛАТЫШЕВ О. Г.²

¹АО «ССГПО», Республика Казахстан

²ФГБОУ ВО Уральский государственный горный университет»

Прогноз устойчивости подземных выработок и расчет прочных размеров крепи является важнейшей задачей при проектировании разработки месторождений полезных ископаемых. Задача существенно осложняется в условиях изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) породного массива в зоне влияния очистных работ. В этом случае требуется разработка методов и средств контроля НДС по мере развития горных работ. Анализ методов оценки устойчивости и расчет крепи по схеме заданной нагрузки и заданной деформации; опытно-промышленные испытания рамно-анкерных крепей. В работе на основе анализа концепции образования свода естественного равновесия при эксплуатации горизонтальных выработок предложен метод оценки характера развития нарушений породного массива по результатам бурения передовых скважин. Рассмотрен механизм дискования извлекаемого керна в зависимости от напряженного состояния вмещающих выработку пород. Обоснована классификация породных массивов по устойчивости. Для оценки совместной работы крепи и породного массива предлагается использовать раму крепи с установкой датчиков деформации в анкерных узлах. По величине изгибающих моментов и момента сопротивления спец-профиля рамы крепи оценивается величина действующих напряжений. Шахтные наблюдения позволяют определить совместную деформацию системы «вмещающие породы - рама крепи» во времени. Установлено, что закономерности развития деформации адекватно описываются параметрами ядра ползучести уравнения Больцмана-Вольтерра. Приводятся результаты опытно-промышленных испытаний крепи и оценки адекватности предложенных методов в условиях развития очистных работ шахты «Соколовская» (Казахстан). В сложных условиях изменения НДС породного массива по мере развития очистных работ требуется непрерывный контроль состояния крепи подземных выработок. Нагрузка на крепь обусловлена образованием свода естественного равновесия, параметры которого определяются методом дискования керна разведочных скважин. Совместная работа крепи и массива оценивается шахтными наблюдениями деформаций рамы крепи в узлах установки анкеров. Результаты наблюдений аппроксимируются уравнением Больцмана-Вольтерра со степенным ядром ползучести.

Ключевые слова: напряженно-деформированное состояние, влияние очистных работ, методы исследований, опытно-промышленные испытания.

METHODS OF UNDERGROUND INVESTIGATIONS OF THE ROCK MASS STRAIN-STRESS STATE IN EXTRACTION INFLUENCE AREA

KLEBNIKOV P.K.¹, LATYSHEV O.G.²

¹JSC "SSGPO", Republic of Kazakhstan

²Ural State Mining University

Prediction of underground excavation stability and calculation of strong support sizes is the most important task when designing development of the mineral deposits. This task is significantly complicated under the conditions of change in strain-stress state of the rock mass in extraction influence area. In this case, methods and means for the strain-stress state monitoring during the mining works must be developed. A analysis of methods for stability evaluation and calculation of the support according to a diagram of specified load and specified strain; pilot testing of frame-and-anchor supports. In the paper, a method for evaluation of the rock mass distortion development nature upon the results of pilot drilling is proposed based on the analysis of the natural arch formation concept during exploitation of horizontal workings. A mechanism of extracted core diskings depending on stress state of the working enclosing rocks is considered. Classification of the rock masses by stability is justified. For evaluation of combined action of the support and the rock, the support frame is proposed, with installation of strain gauges in anchor assemblies. Value of the effective stresses is assessed by values of deflection moments and resistance moment of the support frame special section. Mine observations allow determination of the joint deformation of the "enclosing rocks - support frame" system in the course of time. It is established, that patterns of strain development are properly described by the creep kernel parameters of the Boltzmann-Volterra equation. Results of the pilot testing of the support and assessment of relevancy of the proposed methods under conditions of extraction works development at the "Sokolovskaya" mine (Kazakhstan) are presented. Under complicated conditions of changes in the rock mass strain-stress state in the course of extraction works, a continuous monitoring of the underground workings support is needed. Load to the support is conditioned upon formation of the natural arch which parameters are defined by method of the test wells core diskings. Combined action of the support and the mass is assessed by mine observations of the support frame strain in anchor installation assemblies. Observation results are approximated by the Boltzmann-Volterra equation with a power creep kernel.

Keywords: strain-stress state, extraction influence, research methods, pilot testing.

Введение

Одной из важнейших задач разработки месторождений полезных ископаемых является обеспечение устойчивости подземных выработок. Прогноз устойчивости и расчет прочных размеров крепи производится на основе анализа напряженно-деформированного состояния (НДС) породного массива и прочностных характеристик вмещающих пород [1]. В зарубежной практике прогноза НДС широко используются рейтинговые системы оценок устойчивости массивов (Бенявский [2], Лобчер [3], Хоек [4], Браун [5], Бартон [6] и др.). Отечественная практика проектирования опирается на рекомендации «Свода правил» СП 91.13330.2012, в соответствии с которыми конкретным горно-геологическим условиям сопоставляется определенная категория устойчивости. Однако назначение категории устойчивости основывается на большом числе достаточно неопределенных эмпирических коэффициентах. Более достоверная информация может быть получена на основе численного моделирования свойств и состояния породного массива. В настоящее время наибольшее распространение получил метод

конечных элементов (МКЭ) [7]. В компьютерных программах методы породный массив как упруго-пластичная среда представляется совокупностью дискретных элементов (блоков) [8], модель многослойной среды [9], с заданными плоскостями ослабления [10] и др. В отечественной практике, как правило, используются модели К. В. Руппелайта [11].

Такие модели и методы расчета используются на стадии проектирования горного предприятия по данным инженерно-геологических изысканий. Ситуация существенно усложняется в ходе развития очистных работ. Ранее пройденные и закрепленные выработки попадают в зону опорного давления обрабатываемых участков месторождения, и рассчитанные на стадии проектирования крепи могут не выдерживать возрастающее давление и приходят в аварийное состояние. Такая ситуация возникла, в частности, при отработке запасов шахты «Соколовская» (Казахстан). В этих условиях актуальной задачей становится разработка методов и средств контроля НДС в ходе динамики развития очистных работ при отработке месторождения.

Результаты исследования

В инженерных расчетах нагрузки на крепь выработок используется одна из двух конкурирующих гипотез [12] – расчет по схеме заданных напряжений и расчет по схеме заданных деформаций. Первый подход основан на гипотезе сводообразования М. М. Протодяконова [13], развитого впоследствии П. М. Цимбаревичем [14], Н. М. Покровским [15] и другими исследователями. В соответствии с этой концепцией нагрузка на крепь обуславливается весом пород в своде обрушения.

В условиях действующего предприятия одним из перспективных методов оценки НДС породного массива является метод дискования керна, широко используемого при прогнозе горных ударов [16]. Данный метод заключается в колонковом бурении передовой скважины и извлечении керна. При выбуривании керна в напряженном массиве он разделяется на отдельные диски. Механизм этого явления можно представить следующим образом [17]. При отделении боковой поверхности керна от массива в керне образуется конус разгрузки (рис. 1, а). Так как разгрузка от напряжений начинается с оси керна впереди забоя скважины и уменьшается в сторону периферии, основание конуса разгрузки имеет сферическую форму. В общем случае угол при вершине конуса равен 90° . Тогда высота керна равна его радиусу R . Вследствие разгрузки керн стремится расширяться в боковом направлении, но так как по линии AB керн связан с массивом, то в основании конуса разгрузки возникают касательные напряжения τ . Причем их величина возрастает от центра к периферии керна, и эта величина тем больше, чем выше уровень напряжений в массиве σ . В общем случае угол при вершине конуса равен 90° . Тогда высота керна равна его радиусу R . Вследствие разгрузки керн стремится расширяться в боковом направлении, но так как по линии AB керн связан с массивом, то в основании конуса разгрузки возникают касательные напряжения τ . Причем их величина возрастает от центра к периферии керна, и эта величина тем больше, чем выше уровень напряжений в массиве σ . Если касательные напряжения превысят прочность породы на срез, то по кольцевой поверхности шириной $(R - r)$ произойдет разрушение горной породы.

Образование кольца среза, ширина которого зависит от напряженного состояния и радиуса керна, приводит к скольжению неровных поверхностей кольца и массива. В результате этого центральная часть керна отрывается под воздействием возникающих растягивающих напряжений σ_p . При этом отрыв керна произойдет тем легче, чем больше ширина кольца среза и меньше диаметр керна. Срезающие касательные напряжения τ прямо пропорциональны напряжениям в массиве σ . Чем больше длина разгружаемого керна t , тем меньшие напряжения требуются для его отрыва (рис. 1, б). Это означает, что при соответствующем уровне напряжений σ_1 толщина разрушаемого кер-

на равна b . При напряжениях выше некоторой предельной величины длина разгружаемого керна стремится к нулю, т. е. порода будет разрушаться сразу у переднего края буровой коронки, и образование керна вообще исключается.

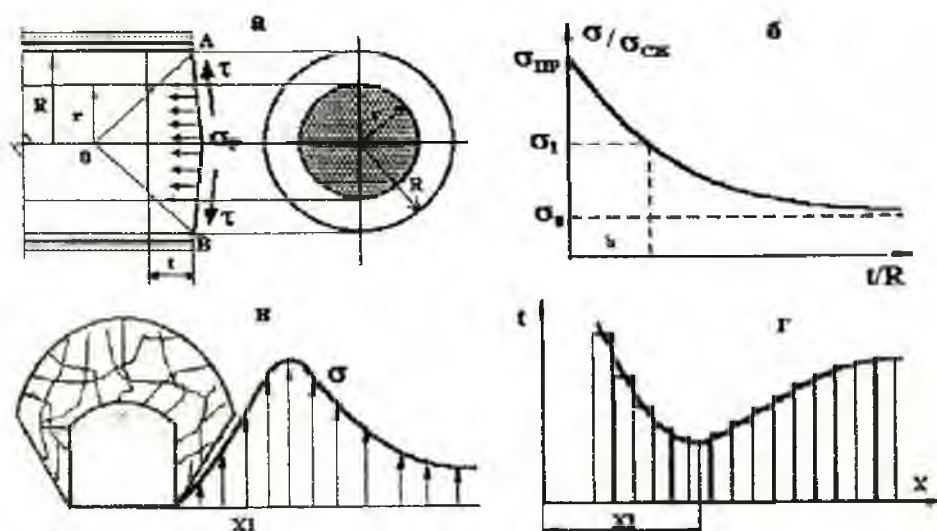


Рисунок 1 – Механизм дискования керна

Количественная оценка напряжений основана на том факте, что толщина дисков t при прочих равных условиях зависит от диаметра скважины d , напряженного состояния σ и прочностных свойств горных пород, в частности, от прочности при сжатии $\sigma_{сж}$. В общем случае:

$$\sigma = k \sigma_{сж} d^2 / t, \quad (1)$$

где k – эмпирический коэффициент, зависящий от режима бурения и характера напряженного состояния массива.

Опыт реализации метода [18] показал, что в зоне влияния очистных работ шахты «Соколовская» надежно локализовать образующиеся диски зачастую не представляется возможным. В этих условиях в качестве критерия НДС массива принята величина выхода крепа (в процентах). Анализ горно-геологической ситуации позволил предложить следующую оценку (табл. 1).

Общей идеей всех методов расчета по схеме с заданной деформацией является рассмотрение совместной работы (смещения) породного массива и возводимой крепи. Применительно к рамно-анкерной крепи шахты «Соколовская» в анкерных соединительных узлах устанавливаются датчики – ступенчатые индикаторы нагрузки производства фирмы BWZ. Индикаторы устанавливаются между анкерной гайкой и анкерной планкой (опорной шайбой), которые фиксируют деформацию по мере изменения горного давления.

Таким образом, раму крепи можно рассматривать как своего рода датчик, измеряющий совместную деформацию крепи и горных пород. Тогда представляется возможным решение обратной задачи: по максимальному изгибающему моменту M_x , действующему в раме крепи определить боковую нагрузку на крепь. Величина напряжений: $\sigma = M_x / W_z$, где W_z – момент сопротивления крепи (определится типом спецпрофиля).

Таблица 1. Выделение категории устойчивости горных пород

Категория устойчивости	Высота свода обрушения, м	Коэффициент структурного ослабления пород	Модуль трещиноватости пород, 1/м	% выхода керна	Интенсивность разрушения пород по визуальным наблюдениям
I	0,1-0,3	0,8-1,0	1-2	80-100	Разрушения отсутствуют
II	0,3-0,6	0,5-0,7	2	60-70	Обрушение отдельных кусков породы
III	0,6-1,0	0,3-0,4	3-4	40-50	Локальные обрушения и отдельные вывалы
IV	1,0-2,5	0,1-0,2	5-10	20-30	Разрушения охватывают большую часть контура сечения выработки
V	$\geq 2,5$	0,0-0,1	10-15 и более	менее 20	Обрушение значительной массы пород вслед за обнажением

Для оценки совместной работы крепи и породного массива определяющим фактором является развитие деформаций со временем стояния крепи. Количественной мерой этого процесса служит уравнение наследственной ползучести Больцмана-Вольтера [19]:

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma(t)}{E_0} + \int_0^t L(t-\tau) \cdot \sigma(\tau) \cdot dt \quad (2)$$

Здесь первое слагаемое представляет собой мгновенную деформацию в момент времени t , а второе – деформацию, вызванную ползучестью под действием переменного во времени напряжения $\sigma(\tau)$. Функция $L(t - \tau)$ называется ядром ползучести и характеризует влияние на деформацию в момент t нагрузки, приложенной ранее в момент τ . наилучшее приближение к опытным данным дает ядро ползучести в виде функции Абеля:

$$L(t - \tau) = \delta \cdot (t - \tau)^{-\alpha} \quad (3)$$

где δ и α - параметры ядра ползучести (свойства горной породы).

Применительно к измеряемой в опыте величине прогиба крепи Y уравнение ползучести запишется в виде:

$$Y(t) = Y_0 + Y_0 \cdot \left(\frac{\delta}{1-\alpha} \right) \cdot t^{1-\alpha}, \quad (4)$$

где Y_0 – прогиб крепи в момент установки датчика.

Для определения параметров ползучести α и δ преобразуем данное уравнение к виду:

$$\frac{Y(t)-Y_0}{Y_0} = \frac{\Delta}{Y_0} = \left(\frac{\delta}{1-\alpha} \right) \cdot t^{1-\alpha} \quad (5)$$

В логарифмических координатах это выражение преобразуется в уравнение прямой:

$$\ln \left(\frac{\Delta}{Y_0} \right) = \ln \left(\frac{\delta}{1-\alpha} \right) + (1-\alpha) \cdot \ln(t). \quad (6)$$

Здесь $\Delta = Y(t) - Y_0$ – абсолютное приращение деформации.

Таким образом, указанная процедура позволяет определить величину параметров ползучести α , δ и по их значениям оценить развитие совместной деформации крепи и породного массива. Методика отработана в промышленных условиях шахты «Соколовская» при работе рамно-анкерной крепи в зоне влияния очистных работ. На рис. 2 в качестве примера показан график уравнения (6) по результатам наблюдений на гор. – 400 м шахты.

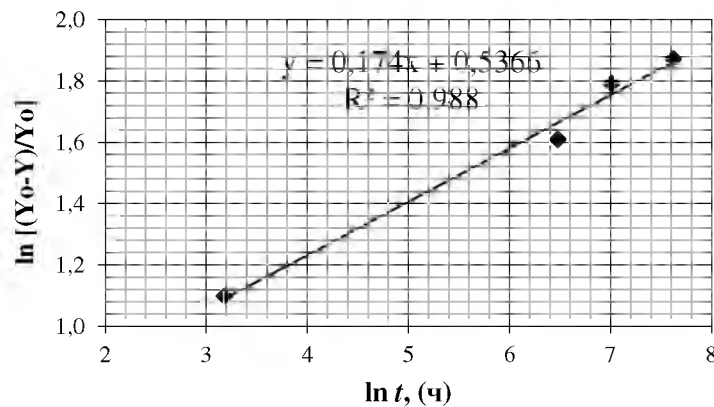


Рисунок 2 – Логарифмическая зависимость деформации от времени стояния крепи

Для данных условий параметры ядра ползучести: $\alpha = 0,826$; $\delta = 0,298$.

Выводы

Таким образом, развитие очистных работ при отработке месторождений полезных ископаемых требует мониторинга изменения напряженно-деформированного состояния породного массива и несущей способности крепи. В зонах слабых нарушенных пород оценка параметров и характера образования свода естественного равновесия производится методом дискования керна разведочного бурения. Для оценки совместного деформирования крепи и породного массива предлагается использовать раму крепи с установкой датчиков в анкерных узлах. Результаты наблюдений обрабатываются в соответствии с уравнением наследственной ползучести Больцмана-Вольтерра.

Список литературы

1. Баклашов И. В., Картозия Б. А. Механика горных пород. –М.: Недра, 1975. – 271 с.
2. Bieniawski Z. T. Estimating the strength of rock materials // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 74, 1974, P. 312-320.
3. Laubscher D.H. Geomechanistic classification system for rating of rock mass in mine design // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1990. Vol. 90. No 10. P. 257 – 273.

4. Hoek E., Bray J.W. Rock Slope Engineering / 3rd ed. - London: Institution of Mining and Metallurgy, 1981. – 358 p.
5. Hoek E, Brown ET. Practical estimates of rock mass strength. // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. No 34 (8), 1997. P. 1165-1186.
6. Barton N.. Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2013. No. 5(4). P. 249-261.
7. Зенкевич О., Чанг И. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред. Пер. с англ. –М.: Недра, 1974. – 240 с. 3-25.
8. Vazaios L., Earahmand K., Vlachopoulos N., Diederichs M. S. Effects of confinement on rock mass modulus: A synthetic rock mass modelling (SRM) study / Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2018, Vol. 10, No 3, P. 436-456.
9. Karstunen M., Pande G. N. Strain localization in granular media using multilaminate framework / Application of computational mechanics in geotechnical engineering. 1997. P. 149-173.
10. Zienkiewicz O. C., Pande G. N. Time-dependent multilaminate model of rock: A numerical study of deformation and failure of rock masses / International journal for numerical and analytical methods on geomechanics. 1997. Vol. 1. P. 219-247.
11. Руппенейт К. В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. – М.: Недра, 1975. – 223 с. 8.
12. Максимов А.П. Горное давление и крепь выработок. –М.: Недра, 1973. – 255 с.
13. Протодьяконов М.М. Давление горных пород и рудничное крепление. –М.: Гостехиздат, 1931. -153 с.
14. Цимбаревич П.М. Механика горных пород. –М.: Углетехиздат, 1948. -247 с.
15. Покровский Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Часть 1. –М.: Недра, 1977. –400с.
16. Прогноз и предотвращение горных ударов на рудниках. / Под. Ред. И.М.Петухова. –М.: Изд. АГН, 1997. –376 с.
17. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. – М.: Теплотехник, 2007. – 672 с.
18. Хлебников П. К., Корнилков М. В. Обоснование рациональных способов усиления металлических арочных крепей на шахте «Соколовская» в сложных горно-геологических условиях // Изв. вузов. Горный журнал. - 2015. –№6. – С. 12-16.
19. Ержанов Ж. С. Теория ползучести горных пород и ее приложения. –Алма-Ата: Наука, 1964. –176 с.

УДК 622. 238. 272

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ АСБЕСТА И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

ПОТАПОВ В. Я., ПОТАПОВ В. В., КОЛОКОЛЬЦЕВА Е. Ю.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время на предприятиях содержания асбеста определяют трудоёмкими, длительными и не точными методами, такими как горным анализом и геологическим анализом. Из-за длительности обрабатывания данных анализа, оперативность методов понижается, это препятствует для оперативного управления производственными про-

цессами, так же существенными недостатками определения содержания волокна асбеста методами горного анализа и геологического анализа является невозможность сведения материального баланса продуктов обогащения

Ключевые слова: содержание, гранулометрический состав, плотность, влажность, руда, температура

RESEARCH OF THE IMPACT OF TECHNICAL FACTORS ON THE THERMOPHYSICAL CHARACTERISTICS OF ASBESTOS AND PERSONAL SPECIES

POTAPOV V. Y., POTAPOV V. V., KOLOKOL'TSEVA E. Y.

Ural state mining University

At present, asbestos content is determined by labor-intensive, time-consuming and inaccurate methods, such as mining and geological analysis. Because of the processing time of the analysis data, the efficiency of the methods is reduced, which makes it difficult for operational management of production processes asbestos fiber content by mining and geological analysis methods is the impossibility of reducing the material balance of enrichment products

Keywords: content, particle size distribution, density, humidity, ore, temperature

Асбест является наиболее сложным неметаллическим дисперсным материалом, обладающим двумя фазами: остов скелета (большое число твердых частиц разнообразной формы и величины) и промежутки, заполненные газами и влагой. В связи с этим на теплопроводность R будет сильно влиять влажность ω , гранулометрическая состав G , плотность (пористость) P упаковки, следовательно, температура асбестовой руды зависит от многих факторов. Температурное поле является функцией времени нагрева t , температуры поверхности тела T_n , но также одной из теплофизических характеристик тела – коэффициента температуропроводности k :

$$T = f[t, T_n, k(\omega, G, P, \lambda, C_T)] \quad (1)$$

Для определения теплопроводности λ воспользуемся формулой Некрасова:

$$\lambda = \frac{1,5\pi\lambda_1(0,9-P)}{(2,1-P)^2} \quad (2)$$

где λ_1 - теплопроводность материала состоящего из твердого остатка,

P - пористость системы %;

А.Ф.Чудновским (1) приводит значения теплопроводности асбеста

$$\lambda_a = 0,163 \frac{Вт}{м \cdot град \cdot К}$$

С учетом рыхлой упаковки (2-х фазной системы) проводим расчет коэффициента температуропроводности K для асбеста и вмещающих пород через средневзвешенные величины.

Определим средневзвешенную теплопроводность $C_{T_{cp}}$ и плотность P_{cp} асбеста и породы по следующим выражениям:

$$C_{T_{cpa(n)}} = \frac{c_i V_{пар} + C_{a(n)} \cdot V_{a(n)}}{V_{общ}} \quad (3)$$

$$P_{cp} = \frac{P_{0(n)} V_{0(n)} + P_B V_B}{V_{общ}} = \frac{P_{0(n)} V_{0(n)}}{V_{общ}} \quad (4)$$

где C_a, C_n, C_B – теплоемкость асбеста, породы, воздуха - дж/гк°;

$V_{пар}, V_a, V_n$ – объем занимаемой породы (воздуха), асбестом, породой %;

$V_{\text{общ}}$ – общий объем приходящийся на воздух, породой, асбестом %

P_0, P_a – плотность асбеста породой г/см³

Влияние плотности упаковки на распределение температуры подтверждено расчетными кривыми, а также экспериментально см. рис. 1. Учет влажности дисперсного материала при количественной оценке его теплофизических характеристик представляет собой особо сложную задачу, поскольку требуется рассмотрение процесса теплопередачи уже в 3-х фазной, вместо двух фазной системы. Соответственно этому следует применить формулу (3).

$$\lambda = \lambda_1 \frac{(1 - P_{3,2})}{1 + \frac{P_{3,2}}{2}}$$

где $P_{3,2}$ – относительный объем, приходящийся на общую среду, влага+поры.

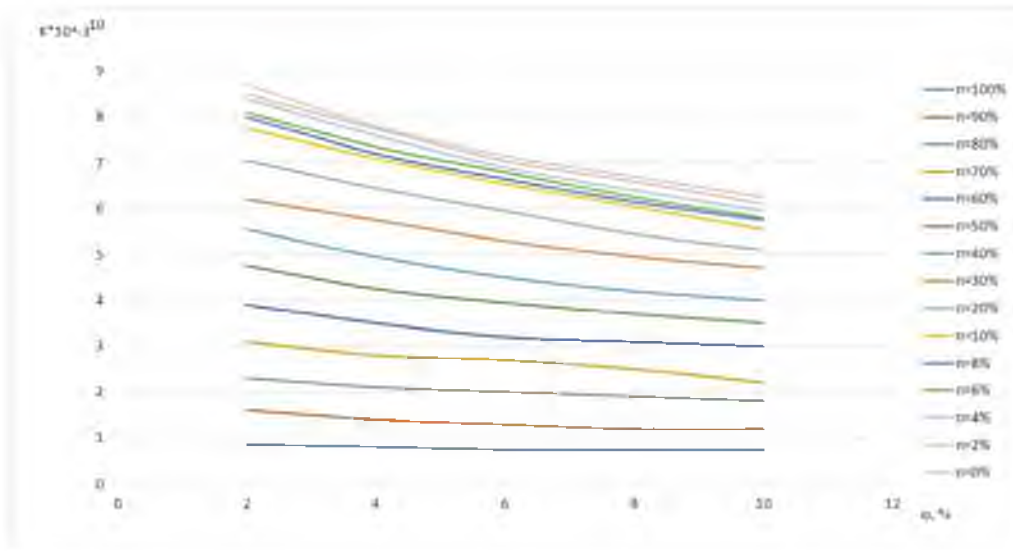


Рисунок 1 – Зависимость коэффициента температуропроводности от влажности для различных содержаний асбеста в руде

Расчетные формулы коэффициента температуропроводности для трех фазной системы с учетом средневзвешенных величин $C_{\text{ср}}$ и $P_{\text{ср}}$ принимают следующий вид:

$$C_{T_{\text{ср}a(n)}} = \frac{C_{T_{H_2O}} V_{H_2O} + C_{a(n)} \cdot V_{a(n)} + C_B V_B}{V_{\text{общ}}} \quad (6)$$

$$P_{\text{ср}} = \frac{P_{a(n)} V_{a(n)} + P_{H_2O} V_{H_2O} + P_B V_B}{V_{\text{общ}}} = \frac{P_a \varphi_B \cdot V_{a(n)} + P_{H_2O} V_{H_2O}}{V_{\text{общ}}} \quad (7)$$

где $C_{T_{H_2O}}$ – теплоемкость воды;

V_{H_2O} – объем занимаемой воды %

В расчетах (4,7) плотностью воздуха можно пренебречь.

Общая температуропроводимость асбестосодержащей руды, определяется следующим образом:

$$K_{\text{общ}} = \frac{\alpha_a k_a + k_n \alpha_n}{100\%} \quad (8)$$

где k_a, k_n – коэффициенты температуропроводности, найденное по формулам, указанным выше.

α_a, α_n – содержания асбеста и породы в %.

По расчетным кривым мы можем выбрать необходимую температуру нагрева, время нагрева, высоту образца. Все эти параметры необходимы для быстрого определения содержания асбеста в хризотил-асбестовых рудах.

Список литературы

1. А.Ф. Чудновский, «Теплофизические характеристики дисперсных материалов», Государственное издательство физико-механической литературы, М., 1962 г.
2. Комлев С.Г. Селективный нагрев частиц при термоаггезионом обогащении. Известия вузов. Горный журнал, 1989, N 4.
3. Козин В.З. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. - М.: Недра, 1985. - 294с.
4. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. - М.: Недра, 1984.- 359с.
5. Карпов А.А., Шалюгина В.А., Цыпин Е.Ф., Потапов В.Я. Анализ опробования руд хризотил-асбеста на обогатительных фабриках// Сб. научных трудов ВНИИпроектасбеста - Асбест, 1982. С.70 - 74.
6. Исследование комплекса физических свойств пород Баженовского месторождения: Отчет о НИР, N Гос.регистрации 73082128/, Руководитель Г.Я.Ковин. - М., 1974. - 12с.
7. Комлев С.Г. Селективный нагрев частиц при термоаггезионом обогащении. Известия вузов. Горный журнал, 1989, N 4.
8. Owyer F.B, Thompson R.L., Ore sorting. / Develop and Innosot. Aust. Process Ind/, Aust. Chen. Eg. Conf., Newceastle, 1972, Pop. Sudney, S.A. p. 81- 88.

УДК 622. 238.004

РАЗРАБОТКА ПРИБОРА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ АСБЕСТА В РУДЕ НА ОСНОВЕ РАЗЛИЧИЯ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК АСБЕСТА И ПОРОД

ПОТАПОВ В. Я., ПОТАПОВ В. В., КОЛОКОЛЬЦЕВА Е. Ю.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

На основе выявленных зависимостей свойств асбеста от теплофизических характеристик разработан лабораторный образец установки для определения содержания асбеста в руде и продуктах обогащения. В статье освещается принцип работы этого метода.

Ключевые слова: Принцип измерения, блока питания, нагреватель, установка, обогащение

DEVELOPMENT OF THE DEVICE FOR DETERMINING THE CONTENT OF ASBESTOS IN THE ORE ON THE BASIS OF THE DIFFERENCE OF THE THERMOPHYSICAL CHARACTERISTICS OF ASBESTOS AND BREEDS

POTAPOV V. Y., POTAPOV V. V., KOLOKOLTSEVA E. Y.
Ural state mining University

On the basis of the revealed dependencies of the properties of asbestos on thermal characteristics, a laboratory sample of the installation was developed for determining the content of as-

bestos in ore and enrichment products. The article describes the principle of operation of this method.

Keywords: measurement principle, power supply, heater, installation, enrichment

На основе выявленных зависимостей свойств асбеста от теплофизических характеристик разработан лабораторный образец установки для определения содержания асбеста в руде и продуктах обогащения.

Принцип измерения теплофизических свойств дисперсных материалов: тепловой поток Q , исходящий от нагревателя (состоящего из сопротивления ПЭВ-2 и пропущенного через него металлического стержня с наконечником по диаметру кювета), происходит через исследуемый материал, помещенный в кювет, воздействует на чувствительный термометр и вызывает изменение его сопротивлений. Ток, протекающий через терморезистор, регистрируется микроамперметром мА. При постоянстве условий опыта (постоянная температура источника, постоянный объем кювета и т.п.) температура у терморезистора, а следовательно, и показания микроамперметра зависят от теплофизических свойств исследуемой навески. Для асбестовых руд теплофизические характеристики зависят прежде всего от содержания асбеста, поэтому показания микроамперметра коррелированы с содержанием асбеста. Прибор содержит измерительный узел, состоящий из нагревателя и измерительной схемы, блока питания и преобразования; измерительный узел и блок преобразования запитаны от блока питания; сигнал снимается термоэлементом, преобразуется в блоке преобразования, а затем контролируется микроамперметром мА. Нагреватель подобран таким образом, что максимальная рабочая температура не превышала 80°C . Так как чувствительная область воспринимающего элемента, согласно его температурной характеристике, приведенной на рис. 1, находится в диапазоне 10°C - 80°C . . Даная характеристика получена в результате специального эксперимента путем непосредственного измерения сопротивления терморезистора при постоянной температуре окружающей среды, поддерживающей и измеренной с помощью термометра.

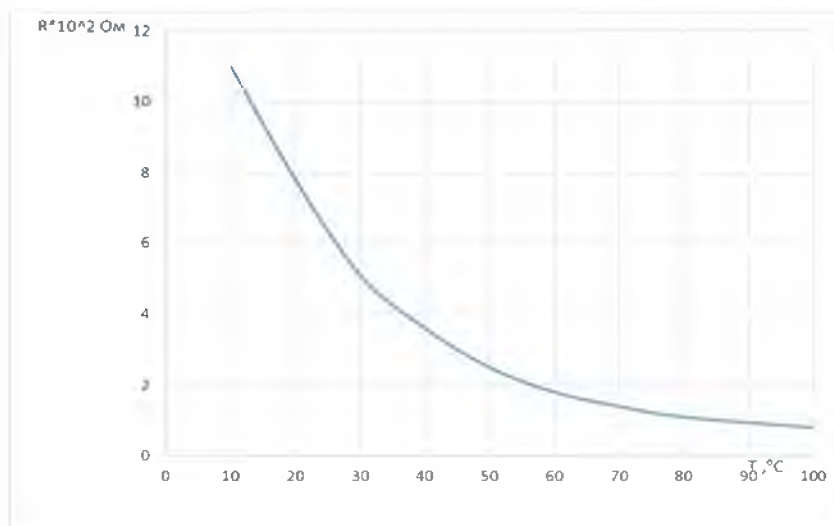


Рисунок 1

В состав измерительного узла входят следующие элементы схема: нагреватель- R_8 , измерительный $R_{\text{изм}}$, и компенсационный $R_{\text{ср}}$ терморезистор. Термометры включены в сменный плечи моста, в котором кроме них входят постоянные и переменные резисторы, являющиеся частью блока преобразования, к измерительной диаграмм моста под-

ключен микроамперметром мА для контроля содержания полезных компонентов в продуктах обогащения прогадуированный в процентах.

Испытание устройства для контроля содержания асбеста в руде приводилось на искусственных смесях (навеска) асбеста и породы. Содержание асбеста менялось от 0-10% и 0-100%. Навеска помещалась в кюветку с вмонтированным терморезистором. Нагревательный элемент опускался на исследуемую поверхность продукта, осуществлялся контактный нагрев. Изменение прохождения теплового потока через исследуемый продукт вызывало изменение сопротивления и тока протекающего по терморезистору, что контролировалось микроамперметром. Регистрация результатов проводилась через каждую минуту до достижения установившегося значения. По экспериментальным данным методом наименьших квадратов получено уравнение вида:

$$y = Q_0 + q_1x + Q_2x^2 + Q_3x^3 \quad (1)$$

Теснота связи между показателями прибора и содержанием асбеста оценивалось с помощью формулы:

$$M_{ki} = \sqrt{\frac{\sum_{y=0}^{m-1} y_i(m_i - m)^2}{\sum_{l=0}^{t-1} (x_{ke} - m)^2}} \quad (2)$$

Для диапазона от 0-100% он оказался равным $M=0,84$, для рабочего диапазона измерения содержания асбеста от 0-10% $M= 0,85$. Эти данные позволяют судить о том, что существует определенная связь между теплопроводностью сырья и содержанием в нем полезных компонентов.

По формуле:

$$G = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N (\alpha_i - \alpha_T)^2}{N - 1}} \quad (3)$$

подсчитаем среднеквадратичное отклонение; среднее квадратичное отклонение составляет для асбеста с содержанием от 0-10% $G=1,5$; 0-100% $G= 5,37$. Это говорит о том, что при надлежащей аппаратурной реализации способ определения асбеста в рудах может быть использован в целях экстренного анализа.

Список литературы

1. Карпов А.А., Шалюгина В.А., Цыпин Е.Ф., Потапов В.Я. Анализ опробования руд хризотил-асбеста на обогатительных фабриках// Сб. научных трудов ВНИИпроектасбеста - Асбест, 1982. С.70 - 74.
2. Комлев С.Г. Селективный нагрев частиц при термоаггезионном обогащении. Известия вузов. Горный журнал, 1989, N 4.
3. А.Г. Шашков, «Терморезисторы и их применение», Энергия, М., 1967 г.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ПРИМЕНЕНИЕ ГЕОИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КОМПЛЕКСНЫХ РУД

ЯКОВЛЕВ А. М., ТИТОВ Р. С., КАНТЕМИРОВ В. Д.

ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

В статье приведен опыт использования геоинформационных технологий современного компьютерного моделирования для прогноза качественных показателей полезных ископаемых на примере угля, железной руды и известняков. Показаны аспекты подготовки исходных данных, результаты моделирования а также сформулированы требования для эффективного использования ГИС.

Ключевые слова: качество полезного ископаемого, геоинформационные технологии, моделирование, уголь, железная руда, известняки

PRACTICAL APPLICATION OF GEOINFORMATION TECHNOLOGIES FOR MODELING THE QUALITATIVE INDICATORS OF COMPLEX ORE.

YAKOVLEV A. M., TITOV R. S., V. D. KANTEMIROV
Mining Institute, Ural branch of RAS

The article presents the experience of using geo-information technologies of modern computer modeling to predict the quality indicators of minerals on the example of coal, iron ore and limestone. The aspects of initial data preparation, results of modeling are shown, and the requirements for the effective use of GIS are also formed.

Keywords: quality of mineral, geoinformation technologies, modeling, coal, iron ore, limestone

В настоящее время геоинформационные технологии широко используются при решении научно-исследовательских задач и проектировании разработки месторождений. Они позволяют оперативно произвести предварительную геолого-технологическую оценку месторождения полезного ископаемого с последующим моделированием условий его залегания, качественных показателей, для обоснования выбора места вскрытия месторождения и определения оптимальных параметров развития горных работ по глубине и в плане, выбора основного горнотранспортного оборудования и режимов его работы.

Вопросами геометризации и моделирования месторождений для решения вопросов стабилизации качественных показателей, а также обеспечения непрерывного грузопотока заданного качества занимались в ИГД УрО РАН еще с 70-х годов 20 века. Решению этих вопросов посвятили свои труды такие ученые как Яковлев В.Л., Корнилов С.В., Бастан П.П., Хохряков В.С. и др.

ИГД УрО РАН в период 2008-2015 гг. выполнил ряд научно-исследовательских работ по моделированию месторождений полезных ископаемых с использованием геоинформационных систем (ГИС).

В 2009 году разработан технический регламент на отработку Эльгинского месторождения каменного угля (Якутия), произведена геометризация угольных пластов,

по определяющим качественным показателям (зольности (A_d) и пластичности (Y)) с заданными ограничивающими условиями, представляющими 3 ряда соотношений показателей A_d и Y . Основой получения исходных данных для геометризации послужили геологические карты и разрезы детальной разведки Эльгинского месторождения, документация опробования скважин детальной разведки, планы подсчета запасов, координаты скважин, структурные колонки скважин по пластам. Исходные данные сводились в таблицу ПО Excel (рис. 1), где были рассчитаны с помощью написанных на Delfi приложений- средневзвешенные показатели зольности и пластичности, общее количество исходных данных превысило 300 тыс. единиц геологической информации.

Полученные в программе "КРЕДО ГЕНПЛАН" планы изозольности (рис. 2) угольных пластов и показатель их пластичности ($Y > 16$, $Y < 16$) послужили основой для построения зональных планов коксуетности углей путем их совмещения. Для этого использовались следующие условия:

- $A_d > 30\%$, $Y > 16\text{мм}$ (A_d - зольность, Y - пластичность) – кокс с зольностью больше 30% - фиолетовый цвет;
- $A_d < 30\%$, $Y > 16\text{мм}$ – кокс с зольностью меньше 30% - синий цвет;
- $Y < 16\text{мм}$ – энергетические угли – желтый цвет.

С использованием ГИС технологий были рассчитаны площади энергетического и коксующегося угля, процентное соотношение (табл. 1), дан прогноз на основе исходных данных, пластинчатой и блочной модели месторождения, выделены закономерности залегания энергетических и коксующихся углей, кол-во и мощность пропластков и прослоев пустых пород.

Установлено, что максимальное соотношение кокс/энергетический уголь отмечается в пластах У5, Н15, Н15В, У5В, Н16; прослеживается закономерность сосредоточения энергетических углей в северной части на небольшом отдалении от контуров основных пластов. По некоторым пластам энергетика идет вдоль восточной и южной границы контуров пластов. Минимальное соотношение кокс/ энергетический уголь отмечается в пласте У4В1, что позволяет считать этот пласт некоксуемым. [1]

Плоскост	Горизонт	Интервалы вычи. слоев				Интервал породист. пропластк			Зольность		Физ. хим		Разрез		Х	Y	Ю	ОЗ	С
		Кромка	Почка	Мощность	Кромка	Почка	Мощность	уголь, пласт	пропластк	У	Т	Т	Т						
Н15В	102	90.5	92.1	1.6				31.7											
ОМ Н15В	103																		
Н11	102	112.95	113.35	0.4	113.35	113.5	0.15	21.2	80.8	35	35	А	210888.3	290925.3					
Н15	102	113.5	114.25	0.75	114.25	114.45	0.2	21.2	70.9	35	35	А	210888.3	290925.3	31.7	31.7	39		
Н15	102	114.45	114.85	0.4	114.85	115	0.15	24.5	63.8	35	35	А	210888.3	290925.3					
Н15	102	115	115.25	0.25	115.25	115.4	0.15	37.3	80.8	35	35	А	210888.3	290925.3					
Н15	102	115.4	116.8	1.4	116.8	116.8	0.2	37.3	80.8	35	35	А	210888.3	290925.3					
Н15	102	116	116.45	0.45	116.45	116.55	0.1	22.7	80.8	35	35	А	210888.3	290925.3					
Н15	102	116.55	116.55	0.1	116.55	116.8	0.15	22.7	80.8	35	35	А	210888.3	290925.3					
Н15	102	116.8	117.35	0.75				22.7		34	34	А	210888.3	290925.3					
ОМ Н15В	1002	143.05	144.45	1.4				22.6				А	210645.6	291056.2					
ОМ Н15В	1003											А	210645.6	291056.2	22.6	22.6	31		
Н15	1002	163.65	163.65	0	163.65	163.75	0.1	23.9	80.5	35	35	А	210645.6	291056.2					
Н15	1002	163.75	165.25	1.5	165.25	165.75	0.5	24.7	80.8	35	35	А	210645.6	291056.2					
Н15	1002	165.75	165.7	0.05				35.8		35	35	А	210645.6	291056.2					
ОМ Н15	1003											А	210645.6	291056.2	29.54	33.73	43		
Н15В	104	160.84	161.4	0.76	161.4	161.55	0.15	26.8	76.8	31	31	А	210541	291170.8					
Н15В	103	161.55	162.45	0.9				21.9		31	31	А	210541	291170.8					
ОМ Н15В	1004											А	210541	291170.8	23.67	23.86	33		
Н11	104	180.95	181.2	0.25	181.2	181.5	0.3	16.3	70.2	36	36	А	210551	291170.8					
Н15	103	181.5	182.55	1.05	182.55	182.65	0.1	26.9	78.9	36	36	А	210541	291170.8					
Н15	104	182.55	183.1	0.55	183.1	183.25	0.15	26.9	78.9	36	36	А	210541	291170.8					
Н15	104	183.25	183.34	0.1	183.35	183.4	0.05	34.7	76.5	34	34	А	210541	291170.8					
Н15	104	183.4	183.13	0.75				23.9		36	36	А	210541	291170.8					
ОМ Н15	104											А	210541	291170.8	26.32	32.88	39		
Н15В	1393w	182.1	188.94	6.84	188.94	189.05	0.1	26.3	26.3	36	36	А	210439	291259.4					
Н15В	1393w	189.05	189.85	0.8				26.3		36	36	А	210439	291259.4					
ОМ Н15В	1393w											А	210439	291259.4	26.3	26.3	31		
Н15	1393w	208.2	208.0	0.2	208.6	208.7	0.1	36	36	36	36	А	210439	291259.4					
Н15	1393w	208.7	209.0	0.3	209.6	209.7	0.1	36	36	36	36	А	210439	291259.4					
Н15	1393w	209.7	210.1	0.4	210.2	210.2	0.1	36	36	36	36	А	210439	291259.4					
Н15	1393w	210.2	210.4	0.2	210.4	210.5	0.1	36	80.2	36	36	А	210439	291259.4					
Н15	1393w	210.2	210.9	0.7	210.9	211.05	0.15	37.5	37.5	36	36	А	210439	291259.4					
Н15	1393w	211.05	211.75	0.7	211.34	211.45	0.1	37.5	37.5	36	36	А	210439	291259.4					
Н15	1393w	211.45	212.2	0.75	212.2	211.45	0.1	37.5		36	36	А	210439	291259.4					
ОМ Н15	1393w											А	210439	291259.4	34.92	36.04	43		
Н15В	1002	216.55	218.5	1.95				31.3		31	30	А	210375.8	291331.9					
ОМ Н15В	1003											А	210375.8	291331.9	23.3	23.3	30		
Н15	1003	237.55	238.05	0.5	237.55	238.05	0.1	30	73.7	36	42	А	210375.8	291331.9					
Н15	1003	238.05	239.1	1.05	238.34	239.1	0.15	21.7	52	36	42	А	210375.8	291331.9					
Н15	1003	239.1	239.55	0.45	239.63	239.55	0.3	33.6	64.3	36	42	А	210375.8	291331.9					
Н15	1003	239.55	241.1	1.55				22.1		34	42	А	210375.8	291331.9					
ОМ Н15	1001											А	210375.8	291331.9	23.42	29.96			
Н15В	101	315.9	315.9	0.1	315.9	315.9	0.1	25.9	31	30	30	А	210183.3	291497.8					
Н15В	101	315.9	315.9	0.1	315.9	315.9	0.1	25.9	31	30	30	А	210183.3	291497.8					
ОМ Н15В	101											А	210183.3	291497.8	25.9	25.9	30		

Рисунок 1 – Фрагмент таблицы исходных данных, указаны мощности и границы интервалов пустых пород и угленосной толщи, а также качественные характеристики: зольность, пластичность

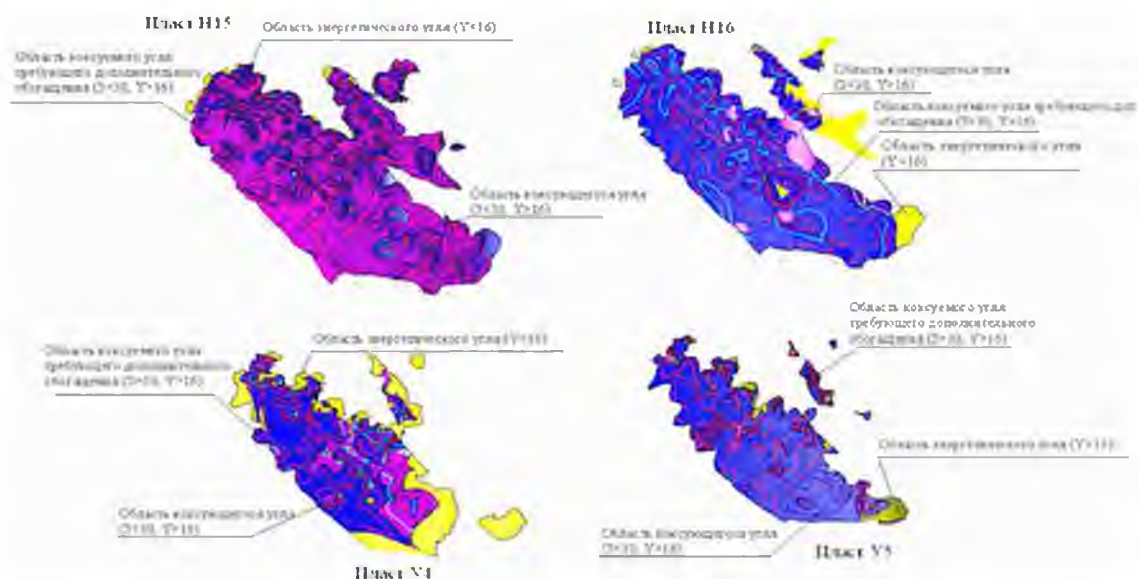


Рисунок 2 – Планы, отражающие соотношение энергетического и коксующегося угля разной зольности

Другим объектом применения ГИС технологий является Шеинское месторождение известняков (Челябинская область). Задачей исследований являлось моделирование сложного гидрогеологического строения месторождения, а также необходимость выдерживать среднее содержание СаО не менее 46% в добываемом сырье.

Таблица 1. Распределение кокс/ не кокс по пластам Эльгинского месторождения

Пласт	Энергетика		Кокс А>30		Кокс А<30		Общая площадь пласта м ²	Ск/Снк	Кокс/Энерг., %
	м ²	%	м ²	%	м ²	%			
У5	1701150	5	2326453	7	27606277	87	31633880	17,6	94,6 / 5,4
Н15	748539	1	55249134	91	4665431	8	60663104	80,0	98,8 / 1,2
У14	2609095	20	9482647	71	1209995	9	13301736	4,1	80,4 / 19,6
У13	3127016	23	3517430	26	7097739	52	13742185	3,4	77,2 / 22,8
У12	1819730	13	10221094	72	2189852	15	14230676	6,8	87,2 / 12,8
Н15В	237883	1	9539593	49	9817936	50	19595411	81,4	98,8 / 1,2
У5В	929422	5	14286035	77	3440447	18	18655904	19,1	95,0 / 5,0
У5Н	344702	4	4076488	46	4481533	50	8900856	24,8	96,1 / 3,9
У4	10044094	27	9921554	27	17306593	46	37272241	2,7	73,1 / 26,9
У4В1	2911164	81	467388	13	224575	6	3603127	0,2	19,2 / 80,8
Н16	6363121	12	3555255	7	41772817	81	51691192	7,1	87,7 / 12,3

Из-за большого количества некондиционных пород на верхних горизонтах (+253 м, +242 м) и необходимости выдерживать содержание СаО в шихте поставляемой на цементный завод (не менее 46%), было выполнено моделирование качественной из-

менчивости пород [2], создана блочная модель (рис. 3) отражающая информацию о содержании CaO , MgO , SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 выделены зоны некондиционных пород, разработаны планы горных работ и составлен календарный план отработки месторождения до 2079 г.

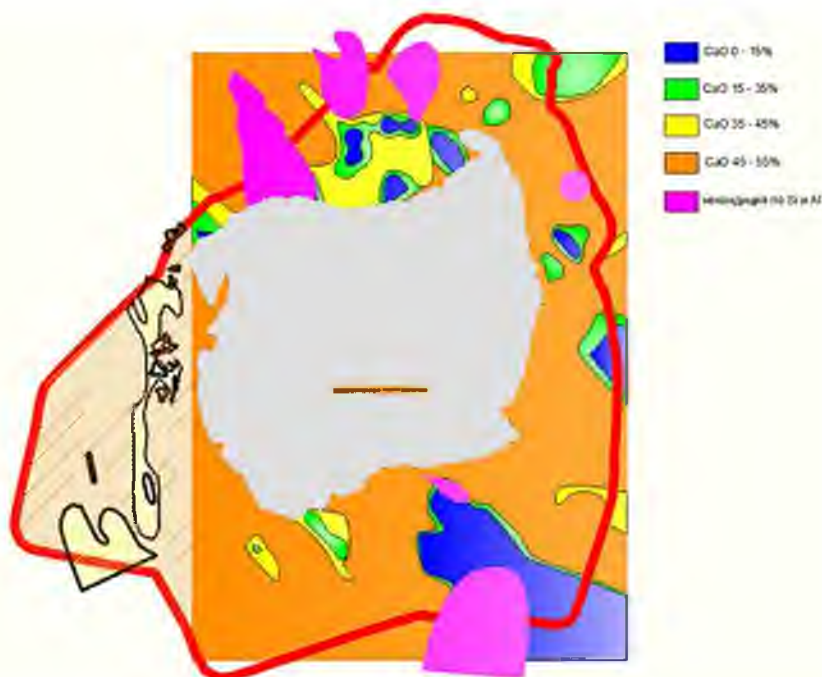


Рисунок 3 – План качества Шеинского месторождения известняков, гор. +231м

В 2013 году в рамках госбюджетного задания выполнены исследования химического и структурного состава титаномагнетитовых руд с целью повышения извлечения Fe и влияния Ti, V на процессы обогащения. С помощью ГИС технологий решались задачи по определению качественных показателей руды на карьерах ОАО "ЕВРАЗ КГОК", при этом использовались данные химического состава руды, полученные с помощью портативного РФА спектрометра Niton. Ключевым фактором исследования явилось совершенствование методики геометризации качественных характеристик титаномагнетитовых руд с применением геоинформационного обеспечения;

Геометризация качественных характеристик руды осуществлена погоризонтно в границах Главного и Северного карьеров на основе информационной базы данных детальной разведки Гусевогорского месторождения. Данные детальной разведки представлены таблицами в формате, необходимом для обработки геологической информации в программных комплексах Gemcom Surpac и Datamine (рис. 4), в которых содержатся: названия скважин, их координаты, высотная отметка устьев скважин, номер геологического разреза к которому они принадлежат, данные интервального опробования, глубина скважины, данные инклинометрии (наклон и азимут) и пр.

hole_id	hole_path	max_depth	n_faz	x	y	z	Добавить поле
10	CURVED	140,7 I-S		3079,89	7126,84	307,2	
100	CURVED	145,7 III-S		3270,21	6977,58	282,8	
1000	CURVED	123,5 V-N		3433,71	7606,82	280,52	
1001	CURVED	56 XII-XIII-N		3770	8346	320,3	
1001	CURVED	55 XII-XIII-N		3812	8352	314,5	
1002	CURVED	53 XII-XIII-N		3858	8353	310,1	
1003	CURVED	54,7 XII-N		3791	8302	318,7	
1004	CURVED	40 XII-XIII-N		3900	8344,5	308,4	
1005	CURVED	111,5 IX-X-N		3493	8061	348	
1006	CURVED	41 XIII-N		3913	8396	301,1	
1007	CURVED	40,7 XII-N		3916	8283	304,6	
1008	CURVED	149 IX-X-N		3451,84	8048,28	381,6	
1009	CURVED	41,5 XI-XII-N		3927	8216	310	
101	CURVED	144,75 V-N		3732,73	7599,23	279,03	
1010	CURVED	45,2 XII-N		3894	8291	309,5	
1011	CURVED	44,4 XI-XII-N		3878	8313	313,8	

Рисунок 4 – Фрагмент таблицы исходных данных

Геометризация размещения исследуемых качественных характеристик рудного тела и геоинформационное моделирование реализованы в виде следующих этапов:

- формирование по данным скважин детальной разведки усредненных интервалов опробования по выделенным горизонтам для статистического анализа с целью локализации зон повышенного/пониженного содержания железа, титана и ванадия;
- преобразование данных, построение численных распределений и выделение областей, характеризующих пространственное размещение одноименной вкрапленности зерен титаномагнетита по обследуемым горизонтам, поскольку существуют классификации Гусевгорских руд, основанные на их текстурных особенностях - вкрапленности, а также процентном содержании железа в магнитной фракции - обогатимости;
- погоризонтное моделирование распределения качественных характеристик рудного тела на основе построения изолиний содержания Fe_2O_3 , TiO_2 , V_2O_5 , железа в магнитной фракции (рис. 5); [3]
- погоризонтное выделение и моделирование границ рудных зон, отражающих распределение вкрапленности и показателя обогатимости титаномагнетитовых руд (рис. 6) [4].

Новизной разработанной методики является геометризация комплексного показателя обогатимости, который учитывает текстуру и структуру руд. На основе полученной методики возможно выделение перспективных для разработки участков в плане и по глубине, а также производство календарного планирования объемов добычи с решением задачи управления качеством минерального сырья.

Анализ геоинформации в карьерах ОАО "ЕВРАЗ КГОК" позволил получить закономерности распределения показателей обогатимости титаномагнетитовых руд в недрах.

Разработанная методика геометризации качественных показателей минерального сырья на ОАО "ЕВРАЗ КГОК" с использованием программных средств обработки геологических данных (Surpac), позволяет выделять зоны добываемой руды. Выполненный анализ и геометризация геоданных месторождения позволяет выделить технологические типы руд в карьере для обоснования более эффективных схем обогащения.

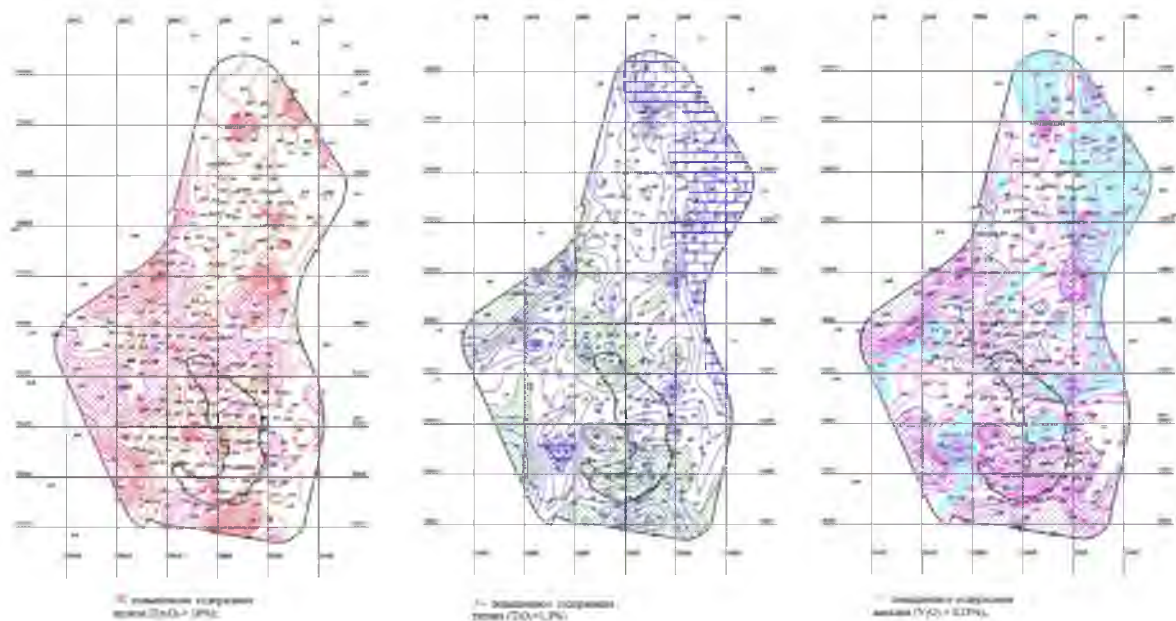


Рисунок 5 – Распределение содержания Fe_2O_3 , V_2O_5 и TiO_2 на горизонте +160 м, Северного карьера

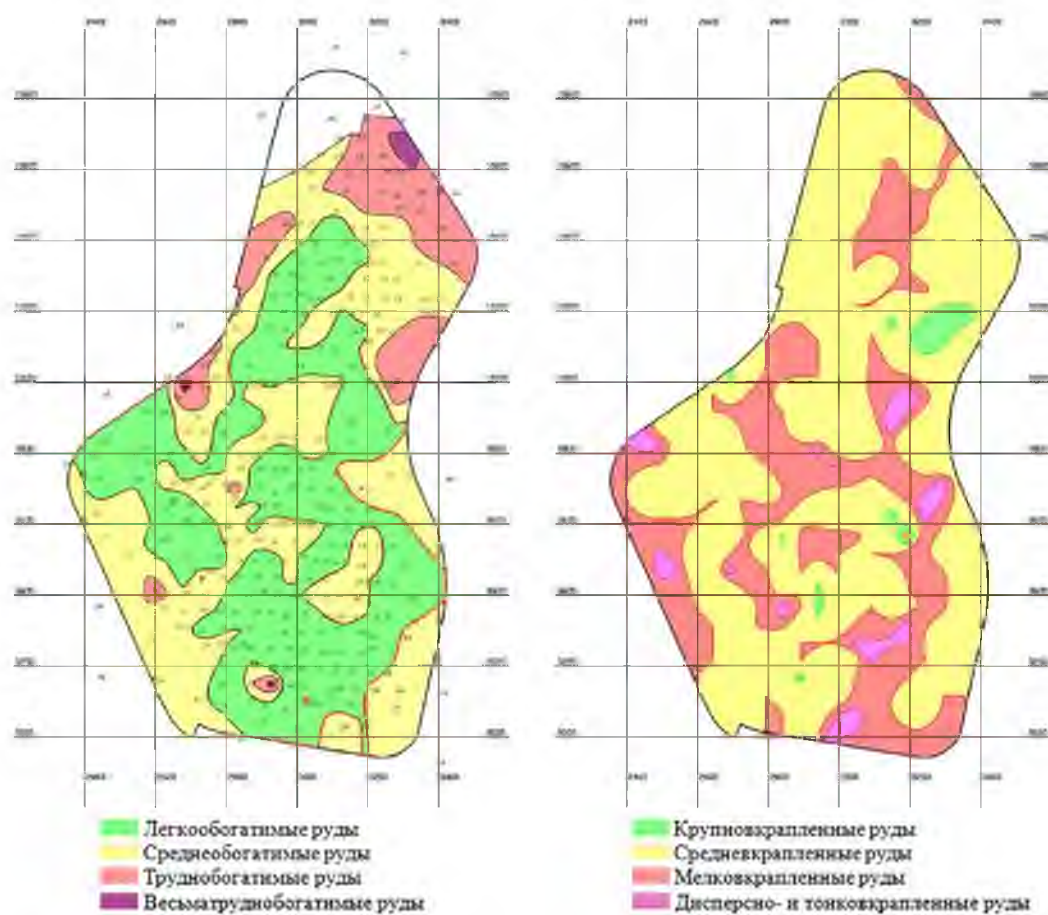


Рисунок 6 – Районирование титаномagnetитовых руд по показателю обогатимости (содержание железа в магнитной фракции проб) - слева и по размеру вкрапленности зерен титаномagnetита - справа, гор.+160 м, Северный карьер.

Опыт работы ИГД УрО РАН с геоинформационными системами: Surgras, Mineframe, предназначенными для моделирования пространственной изменчивости месторождений полезного ископаемого и планирования горных работ, позволяет выделить основные требования для эффективного использования ГИС в горном деле:

1) формы исходных данных и их подготовка должны быть комплексными, по возможности охватывать все физико-химические свойства изучаемого массива полезного ископаемого и вмещающих пород, элементы их залегания, технологические и качественные характеристики;

2) структура ГИС должна позволять непрерывное пополнение базы данных дополнительными сведениями о месторождении, в том числе получаемыми при его разработке;

3) наличие функций ГИС для экспорта/импорта исходных данных и результирующих материалов во внешние приложения и др. программные продукты;

4) простота работы, наличие инструкций и возможности контакта с разработчиками.

Список литературы

1. Лаптев Ю.В., Яковлев А. М. Управление качеством сырья Эльгинского угольного месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2012. - № 5. - С. 33 - 40

2. Кочнев К.А. Геометризация качественных показателей сырья Шеинского месторождения известняков / Яковлев А.М. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) 2013 , № 3, стр. 87-92

3. Яковлев В.Л. Геоинформационная оценка изменчивости качества титаномагнетитовых руд Гусевогорского месторождения ООО "ЕВРАЗ КГОК"/ В.Л. Яковлев, Ю.В. Лаптев, А.М. Яковлев // Литосфера. -Е: Изд-во: ИГГ УрО РАН, 2014 - № 4 с 122-128.

4. Корнилков С.В. Раздельная переработка руд Гусевогорского месторождения / С.В. Корнилков, А.Н. Дмитриев, А.Е. Пелевин, А.М. Яковлев // Горный журнал. -2016. - № 5 -С. 86-90.

УДК 622.68:004.94

АДАПТАЦИЯ ТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ КАРЬЕРОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ УНИВЕРСАЛЬНОЙ ИНТЕРАКТИВНОЙ ИМИТАЦИОННОЙ МОДЕЛИ

БАХТУРИН Ю. А.

ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

Рассмотрено решение задач с применением имитационной модели с интерактивным вмешательством в организацию транспортного процесса: определение сменной производительности горнотранспортных систем при различных сочетаниях основного технологического оборудования в конкретных горнотехнических условиях.

Ключевые слова: параметрическая адаптация, интерактивная имитационная модель, карьер, горнотранспортная система, железнодорожный транспорт, сменная производительность

ADAPTATION OF THE TRANSPORT SYSTEMS OF QUARRIES WITH THE USE OF A UNIVERSAL INTERACTIVE SIMULATION MODEL

BAKHTURIN Y. A.

Institute of mining of the Ural branch of the RAS

The solution of problems with the use of a simulation model with interactive intervention in the organization of the transport process is considered: the definition of replaceable performance of mining transport systems with different combinations of basic technological equipment in specific mining conditions.

Keywords: parametric adaptation, interactive simulation model, quarry, mining transport system, railway transport, changeable performance.

По существу вся эволюция транспортных систем как в историческом плане, так и за период жизненного цикла отдельного предприятия есть адаптация, а любой признак их организации является адаптивным. Вопросам методологического и адаптивного управления технических систем применительно к изменяющимся условиям, в которых реализуются те или иные процессы уделяется повышенное внимание исследователей. Исследования в этой области могут быть как самого общего методологического плана, так и непосредственно касающиеся транспортно-логистических систем [1-5]. При этом особое место занимают методические вопросы адаптаций собственно транспортных систем карьеров [6-9].

Постановка задачи

Транспортные системы карьеров отличаются тем, что в них наглядно проявляется способность адаптировать характер своего поведения применительно к изменяющимся свойствам внешней среды. Только в одних случаях оно является следствием некоторых физических законов, а в других – логики поведения управляющего оператора. При этом оказывается очевидным факт, что особенностью транспортных процессов является то, что решать задачи их реализации или управления транспортными объектами во многих случаях приходится в условиях неопределенности, а также мгновенного изменения обстановки непредвиденным образом. Однако при этом должна быть сохранена управляемость и обеспечена достижимость цели. Адаптивные транспортные системы могут оптимальными и неоптимальными согласно принятому критерию качества. В вопросах адаптации транспортных процессов можно выделить 2 класса задач. Один связан с оптимизацией какого-либо параметра процесса, а другой – с обеспечением достижения цели при условии бесконфликтного протекания самого процесса. В первом случае на основе априорной информации или эксперимента можно решать задачу оптимизации. Во втором – процессы развиваются в условиях неопределенности, что не позволяет решать задачу оптимизации процесса. Это требует наличия такой логики поведения, которая позволила бы оперативно реагировать на возникающие возмущения и принимать такие решения, которые, с одной стороны дают возможность достижения цели, с другой – гарантировать бесконфликтное развитие процесса и добиться более совершенного его протекания. При этом рациональное решение вырабатывается за счет обеспечения оператора достаточно развитой для этих целей логикой.

Таким образом, для решения задач параметрической адаптации транспортных систем карьеров целесообразно создание максимально универсальной модели транспортных процессов, позволяющей как оптимизировать их по тем, или иным критериям, так и принимать рациональные решения в соответствии логикой организации движения транспортных средств.

Методы исследований

Наиболее универсальным, позволяющим реализовать основные требования к определению характеристик функционирования сложных транспортных систем, можно считать метод имитационного моделирования, сущность которого состоит в компьютерном воспроизведении реальных процессов с учетом их вероятностного характера с помощью специально построенной математической модели. Целесообразность применения имитационных моделей обусловлена следующим:

1. Структурной и функциональной сложностью систем, аналитическое описание которых затруднено. Имитационные модели могут быть построены без привлечения сложного математического аппарата при обязательном сохранении их логической структуры.

2. В отличие от аналитических моделей, где допускается определенная условность учета взаимодействия транспортных элементов системы вследствие того, что они, как правило, разрабатываются для объекта, вырванного из общей системы, имитационные модели непосредственно воспроизводят реальный процесс при помощи вычислительно-логических алгоритмов, обеспечивая учет взаимодействия элементов горнотранспортной системы.

3. Имитационные модели наиболее результативны при исследовании системы в динамике.

4. В отличие от других моделей имитационные позволяют решать не только узкие задачи, они могут применяться для решения широкого круга вопросов на основе подхода к горнотранспортной системе как единому целому.

5. Поскольку имитационное моделирование воспроизводит реальный процесс, оно подходит для придания автоматизированным системам управления горнотранспортным процессом в дополнении к мониторинговым и учетным еще и функции оптимизации, прогнозирования и оперативного планирования.

Таковы априорные предпосылки применения метода имитационного моделирования при создании модели функционирования сложных транспортных систем карьеров. В ИГД УрО РАН разработана и реализована универсальная интерактивная имитационная модель функционирования горнотранспортной системы карьера позволяющая решать широкий круг задач горнорудного производства [10]. Моделирование заключается в дискретном воспроизведении (шаг дискретизации 1 с) процесса функционирования горнотранспортной системы карьера. Универсальность модели заключается в следующем:

1. Модель разработана для всех основных видов карьерного транспорта и для их сочетаний (автомобильного, железнодорожного, конвейерного, автомобильно-железнодорожного, автомобильно-конвейерно-железнодорожного).

2. Модель может использоваться указанных выше двух классов задач, т.е. как для оптимизации параметров транспортных систем карьеров, так и для принятия рациональных решений, которые вырабатываются за счет обеспечения оператора достаточно развитой для этих целей логикой и интерактивного вмешательства в организацию транспортного процесса.

С применением модели и разработанной на ее основе программы решены многие задачи обоих классов. В статье рассматривается решение задач, решаемых с применением модели с интерактивным вмешательством в организацию транспортного процесса, в частности, определение сменной производительности горнотранспортных систем при различных сочетаниях основного технологического оборудования в конкретных горнотехнических условиях.

Для оперативного планирования показателей работы горнотранспортной системы горнорудного предприятия практический интерес представляют 2 задачи:

- адекватное определение потребного количества поездов для выполнения показателей плана производства;

- установление зависимости от объемов и пропорций перевозимой горной массы при фиксированной расстановке и количестве экскаваторов на погрузке и разгрузке горной массы.

Для решения этих задач проведено моделирование работы горнотранспортной системы с железнодорожным транспортом ОАО «Ураласбест» с применением указанной интерактивной имитационной модели. Как указывалось выше, реализация управления транспортными объектами во многих случаях приходится в условиях неопределенности, а также мгновенного изменения обстановки непредвиденным образом. Отсюда возникает необходимость оперативного управления перевозками. Особенностью управления перевозками на железнодорожном транспорте является наличие большого количества нормативных документов и правил. Алгоритмы принятия решений задаются интерактивно. Интерактивное задание правил организации движения означает, что эти правила сформулированы в явном виде и на основе этих правил осуществляется оперативный прогноз движения поездов. При работе с такой системой оператор имеет возможность «видеть» правила, на основе которых осуществляется моделирование перевозочного процесса, и тем самым возможно обоснование и объяснение результата прогнозирования набором используемых правил. Интерактивное задание набора правил, определяющих организации движения поездов, позволяет менять логику перевозочного процесса в моделировании без перепрограммирования самой системы. Это практически важно, когда надо быстро учесть какие-либо новые особенности организации движения поездов, а также учесть особенности перевозочного процесса на отдельных участках.

Для условий карьера ОАО «Ураласбест» на основе имитационной модели с применением интерактивно задаваемых алгоритмов функционирования карьерного железнодорожного транспорта рассмотрено 8 вариантов сочетаний горнотранспортного оборудования при 4, 6, 9, 11, 13, 14, 15 и 17 поездах в работе. На основе результатов моделирования установлена зависимость сменных объемов перевозки по видам горной массы от количества поездов в работе, график которой приведен на рисунке 1. Приведенная зависимость позволяет определять необходимое количество поездов для различных сменных заданных объемов перевозок по видам горной массы.



Рисунок 1 – Зависимость сменных объемов перевозок от количества поездов в работе

Практический интерес представляет задача моделирования работы горнотранспортной системы при остановке производства обогатительной фабрики №1, когда работает только производство №2, т. е. транспортируется только скальная горная масса, пустая порода и пыльные отходы. Для решения задачи проведено моделирование работы горнотранспортной системы карьерного железнодорожного транспорта ОАО «Ураласбест» для вариантов с наибольшим количеством мест погрузки и разгрузки по видам горной массы за рассматриваемый календарный период (октябрь-декабрь 1916 г.). На основе обработки результатов моделирования получена зависимость сменных объемов перевозок от количества и для различных сочетаний поездов в работе по видам горной массы. График зависимости приведен на рисунке 2. Таким образом, для условий карьера ОАО «Ураласбест» на основе системы моделирования карьерного железнодорожного транспорта, в которой логика организации движения поездов, варианты принятия решений операторами по станциям задается интерактивно, установлены зависимости сменных объемов перевозок по видам горной массы от количества локомотивосоставов в работе для различных вариантов размещения и числа мест погрузки и разгрузки как для свободного, так и замкнутого циклов организации работы, как для нормального режима работы, так и при остановке обогатительной фабрики.

Обоснована возможность разбиения общего числа поездов на условно потребные для перевозки отдельно каждого вида горной массы и пыльных отходов. Это позволяет адекватно определять сменную производительность горнотранспортных систем при различных сочетаниях основного технологического оборудования в конкретных горнотехнических условиях.



Рисунок 2 – Зависимость сменных объемов перевозок от количества и сочетаний поездов в работе. Работает только производство № 2

В результате тестирования модели установлено следующее:

1. Она позволяет адекватно моделировать движение поездов на участке на основе интерактивно заданных правил организации движения.
2. Набор правил, на основе которых осуществляется моделирование, можно оперативно уточнять и расширять, без перепрограммирования самой системы.
3. Разработанная система позволяет использовать разные наборы правил для проигрывания различных сценариев возможного развития поездной ситуации. На ос-

нове анализа этих вариантов использующий данную систему оператор может принять рациональное решение по организации движения.

Заключение

Для решения задач параметрической адаптации транспортных систем карьеров разработана и успешно реализована при решении ряда актуальных задач универсальная интерактивная имитационной модель функционирования транспортных систем карьеров. Предложенная модель отличается максимальной универсальностью. Это позволяет применять ее для всех основных видов карьерного транспорта (автомобильного, железнодорожного, конвейерного) и для их сочетаний в комбинированных схемах (автомобильно- железнодорожного, автомобильно- конвейерно- железнодорожного). Кроме того, модель может использоваться как для оптимизации параметров транспортных систем, так и для принятия рациональных решений в соответствии логикой организации движения транспортных средств. Проведенные исследования подтвердили, что возможности рассматриваемой модели и соответствующего программного обеспечения соответствуют целям их использования.

Исследования выполнены в рамках Государственного задания, тема №0405-2019-0005.

Список литературы

1. Доенин В. В. Моделирование транспортных процессов и систем [Текст] / В. В. Доенин –М.: Издательство «Спутник». - 2012. - 288 с.
2. Козлов, П. А. Совместное использование аналитических методов и имитационных моделей [Текст] / П. А. Козлов, В. С. Колокольников, В. И. Сорокин // Транспорт Урала. — 2016. — № 3 (50). — С. 3–8.
3. Дулин С.К., Селецкий А.С., Уманский В.И. Разработка системы имитационного моделирования движения железнодорожного транспорта на основе интерактивно задаваемых правил организации движения [Электронный ресурс] // Российская ассоциация искусственного интеллекта. – Режим доступа: www.raai.org/conference/cai-08/files/cai-08_paper_283.doc.
4. Dmitry A. Ivanov, Boris V. Sokolov, Dmitry N. Verzilin, Evgeniy M. Zaychik. Parametric Adaptation Of Models Describing Structure-Dynamics Control Processes In Complex Technical Systems (CTS) Published: 9 June 2009 by European Council for Modeling and Simulation in ECMS 2009 Proceedings edited by J. Otamendi, A. Bargiela, J. L. Montes, L. M. Doncel Pedrera . DOI: 10.7148/2009-0345-0351 Conference: Conference: 23rd European Conference on Modelling and Simulation. This is a document from the site www.scs-europe.net.
5. Мишарин А. С., Козлов П. А. Имитационная экспертиза проектов развития транспортной инфраструктуры / А. С Мишарин // Железнодорожный транспорт. - 2014. - № 4. С. 52–54. ISSN 0044-4448.
6. Салахияев Р. Г. Имитационное моделирование и автоматизированное управление горнотранспортными работами в карьерах [Текст] / Р. Г. Салахияев, Ю. А. Бахтурин, А. В. Дедюхин, А. Г. Журавлев // Горный журнал. — 2012. — № 1. — С. 82–85.
7. Бахтурин Ю. А. Моделирование работы сложных транспортных систем карьеров / Ю. А. Бахтурин // Горно-информ. аналитический бюллетень. -2011.- №.1 - С.82-90.
8. Бахтурин Ю. А. Управление режимами движения горной массы на складе при циклично-поточной технологии / Ю. А. Бахтурин // Проблемы недропользования». [электронный ресурс]: рецензируемое периодическое научное издание /ИГД Уро РАН - 2015. № 4- С. 44-49. Режим доступа // trud.igduran.ru.

9.Бахтурин Ю. А. Имитационное моделирование работы карьерного железнодорожного транспорта комбината "Ураласбест" / Ю. А. Бахтурин // Горно-информ. аналитический бюллетень. -2017. Специальный выпуск 23. - С. 99-107.

10.Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ. 2012617844 Российская федерация. Транспортная система карьера (ТСК) / Ю.А. Бахтурин, А.Г. Журавлев, Л.А. Трофименко (РФ). – 2012615505; заявл. 03.07.12; опубл. 30.08.12.

УДК 622.68:004.94

ОСОБЕННОСТИ УЧЕТА НАДЕЖНОСТИ ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ИМИТАЦИОННОМ МОДЕЛИРОВАНИИ ТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ КАРЬЕРОВ

БАХТУРИН Ю. А.

ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

Обоснован выбор показателей надежности оборудования при имитационном моделировании транспортных систем карьеров, приводится методика синтеза распределений показателей надежности сложных транспортных систем.

Ключевые слова: имитационная модель, транспортная система карьера, показатели надежности, синтез распределений

FEATURES OF ACCOUNTING OF EQUIPMENT RELIABILITY IN A SIMULATION OPEN-CUT TRANSPORT SYSTEMS

BAKHTURIN Y. A.

Institute of mining of the Ural branch of the RAS

The choice of equipment reliability indicators in a simulation open-cut transport systems, the technique of synthesis of the distributions of indicators of reliability of complex transportation systems.

Keywords: the simulation model of the transport system of the quarry, the reliability, the synthesis of the distributions

При построении имитационной модели адекватность обеспечивается использованием экспериментально установленных законов распределения характеристик моделируемых процессов, логическим описанием, правил взаимодействия и последовательности количественных и качественных изменений элементов системы при их функционировании [1-2]. При моделировании работы транспортных систем карьеров учитывается целый ряд факторов, основные из которых, а также способы их учета приведены в [3]. Влияние факторов отражается совокупностью временных, пространственных и логических характеристик: распределениями времени протекания операций, графом перемещения составов по участкам путевой схемы, признаками назначения и состояния отдельных элементов системы и т.п. Эффективность моделирования во многом определяется исходными данными, характеризующими особенности процессов и горнотехнических условий. К исходным данным, используемым при моделировании предъявляют-

ся требования полноты характеристик, учитывающих влияния факторов, определяющих адекватность модели.

Параметры функционирования карьерного транспорта в зависимости от характера применения можно разделить на 3 группы. К первой относятся параметры, характеризующие случайные колебания величин. Формирование случайных величин по их распределениям осуществляется алгоритмическим способом, т.е. используются рекуррентно полученные псевдослучайные числа. Обработка результатов хронометражных наблюдений, графиков исполненного движения, настольных журналов отдельных пунктов, эксплуатации оборудования дробильно-конвейерного комплекса [4] позволила установить, что большинство из распределений, учитываемых при моделировании величин с достаточной точностью аппроксимируются гамма распределением. Оно носит общий характер и в качестве частных случаев включает в себя ряд часто встречающихся распределений - показательное, Эрланга и др. [5-7]. Поэтому с целью унификации и упрощения процесса моделирования для идентификации распределений случайных величин используется гамма распределение:

$$f(\alpha, \nu, x) = \frac{\alpha}{\Gamma(\nu)} x^{\nu-1} e^{-\alpha x}$$

$$\nu = \frac{1}{V^2}; \alpha = \frac{\nu}{x}$$

где V и x - коэффициент вариации и математическое ожидание величины

Ко второй группе относятся параметры, изменение которых априорно предполагается несущественным. К третьей группе относятся константы: шаг моделирования, назначенное время модели, число участков схемы путевого развития по варианту и т.п.

В схемах конвейерным транспортом смежные звенья имеют ограничения на выходе – их производительность зависит от работоспособного состояния дробильно-конвейерного комплекса (ДКК). Это обуславливает необходимость учета надежности оборудования транспортных систем карьеров. В настоящее время известно большое количество показателей надежности машин [8]. Определяющими условиями в выборе показателей надежности являются следующие:

1. Единый подход к учету надежности работы оборудования отдельных звеньев многозвенной транспортной системы.
2. Пригодность показателей для имитационно-статистического моделирования.
3. Возможность установления показателей надежности по имеющимся данным о работе оборудования.

Многие показатели являясь относительными величинами не могут применены для решения ряда задач, так как не позволяют получить представление о влиянии отказов на конечный результат функционирования системы. В частности, использование этих показателей не дает возможности оценить эффективность применения аккумулирующих складов в системах с конвейерным транспортом, описать движение горной массы на складе, обосновать рациональный режим отгрузки горной массы со склада. Структура имитационно-статистической модели не позволяет использовать многие показатели, так как воспроизводит реальные процессы и в этом случае для характеристики надежности отдельных элементов транспортной системы требуются распределения продолжительности простоев и работоспособного состояния между отказами. Для оценки надежности работы оборудования многозвенных транспортных систем приняты следующие показатели:

- наработка между отказами
- продолжительность календарного времени между планово-предупредительными ремонтами (ППР).

Для характеристики ремонтпригодности приняты следующие показатели:

- время до восстановления
- время (продолжительность) ремонта.

Время обнаружения аварийных отказов и подготовка к ремонту входят во время до восстановления.

Для определения показателей распределения характеристик надежности дробилок крупного дробления ККД-1500/180, а также конвейерного оборудования проведен анализ учетных данных ряда горно-обогатительных предприятий, где применялась и применяется циклично-поточная технология. По результатам обработки данных методами математической статистики получены характеристики распределений показателей надежности, используемых в качестве исходной информации при моделировании (табл.1).

Таблица 1 – Характеристики гамма-распределений показателей надежности работы оборудования ДКК

Название показателя	Значения параметров распределений				
	α	ν	min, мин.	max, мин.	$T_{ср.}$ мин.
1.Время работоспособного состояния конвейера (наработка между отказами)	0,03	1,4	300	6000	2130
2.Время работоспособного состояния дробилки	0,017	1,27	300	7000	2460
3.Продолжительность календарного времени между ППР	0,04	7,6	1800	21600	11640
4 время до восстановления конвейера	0,028	1,13	5	150	27,4
5.Время до восстановления дробилки	0,042	1,31	5	180	37,9
6.Продолжительность ППР	0,107	1,63	120	5400	16,2

Чтобы получить такие распределения для схем путевого развития карьерного железнодорожного транспорта, для которых первичная информация недостаточна или отсутствует, предлагается применять следующий прием. Для учета отказов элементов схемы путевого развития предлагается всю схему железнодорожных путей разбить на J участков, по каждому из которых имеется отчетная информация или такая информация может быть получена по методу подобия. На основе обработки данных по отказам верхнего строения пути, сходов, отказов СЦБ и связи для каждого участка рассчитывается частота этих событий. Графически это может быть отображено в виде гистограммы отказов по участкам схемы путевого развития, где по оси абсцисс откладывается номер участка, а по оси ординат – частота (рисунок). Далее определяется номер участка, на котором происходит отказ с использованием следующего алгоритма:

1. Находятся два случайных числа β_1 и β_2 , каждое из которых распределено на отрезке $[0, 1]$.

2. Найденные случайные величины преобразуются в координаты случайной точки B_1, B_2 , равномерно распределенных в прямоугольнике с вершинами $(n_0, 0), (n_0, f_{max}), (n_{max}, f_{max}), (n_{max}, 0)$. При этом $B_1 = n_0 + \beta_1(n_{max} - n_0); B_2 = \beta_2 f_{max}$.

3. Проверяется положение случайной точки относительно гистограммы. Если точка расположена вне поля гистограммы, то все действия повторяются снова. В про-

тивном случае определяется соответствующий величине B_i , номер которого и принимается за очередную реализацию.

4. Определяются показатели надежности схемы путевого развития по соответствующему распределению. В табл. 1 приведены значения параметров таких распределений, полученных на основе обработки данных журналов простоев по отдельным пунктам Джетыгаринского карьера.

Таблица 2 - Параметры распределений показателей надежности схемы путевого развития Джетыгаринского карьера

Название показателя	Значения параметров распределения				
	α	ν	min, мин	max, мин	$T_{cp.}$, мин
1. Нарботка между отказами участка схемы	0,049	1,51	200	6000	1872
2.Продолжительность восстановления участка	0,189	1,49	60	1800	474

5. Рассчитываются соответственно момент наступления следующего отказа схемы путевого развития MOU , момент его ликвидации $MLPU$ и определение отказавшего участка производится в той же последовательности:

$$MVU(i) = MOU(i) + TOU(i),$$

где $MVU(i)$ – момент ликвидации i отказа, мин;

$MOU(i)$ – момент наступления i отказа схемы путевого развития, мин;

$TOU(i)$ – время восстановления i отказа J участка, мин.

$$MNU(i+1) = MVU(i) + TRU(i),$$

где $MNU(i+1)$ - момент наступления следующего отказа, мин;

$TRU(i)$ – время безотказной работы схемы путевого развития после i отказа

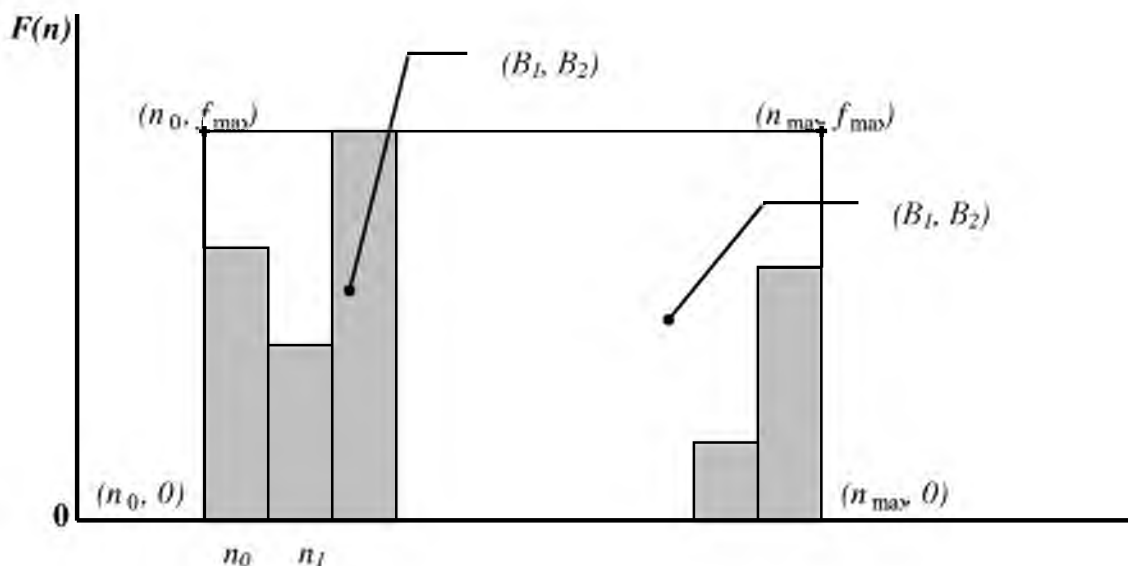


Схема определения номера отказавшего участка схемы путевого развития

Определение следующего отказавшего участка схемы производится в той же последовательности. Моделирование проводится до тех пор, пока по всем участкам не накопится информация, достаточная для получения распределений принятых показателей надежности.

Для синтеза показателей надежности вновь проектируемых, реконструируемых, а также схем путевого развития, по которым нет отчетной информации, используется метод подобия. Для этого все участки ранее промоделированной схемы путевого развития дифференцируются по следующим признакам: назначению (участки со стационарными, забойными, отвальными, внутрикарьерными путями), по протяженности, по частоте переноса, по состоянию путей, контактных сетей и т.д. По этим признакам выбираются соответствующие подобные участки вновь моделируемой схемы, которым присваиваются те же характеристики распределений. Далее определяется продолжительность безотказной работы всех участков новой схемы путевого развития и выбирается минимальный из них. Определяется время восстановления отказов каждого из участков, а так же номер последующего отказавшего участка. В дальнейшем все действия повторяются.

Предложенная методика позволяет синтезировать распределение показателей надежности вновь проектируемых и реконструируемых схем путевого развития, которые можно использовать при моделировании работы карьерного железнодорожного транспорта. Моделирование, проведенное для условий Джетыгаринского карьера, позволяет констатировать высокую сходимость результатов полученных, посредством реализации разработанной модели с фактическими (относительная погрешность не превышает 7%).

Исследования выполнены в рамках Государственного задания, тема №0405-2019-0005.

Список литературы

1. Доенин В. В. Моделирование транспортных процессов и систем [Текст] / В. В. Доенин –М.: Издательство «Спутник». - 2012. - 288 с.
2. Козлов, П. А. Совместное использование аналитических методов и имитационных моделей [Текст] / П. А. Козлов, В. С. Колокольников, В. И. Сорокин // Транспорт Урала. — 2016. — № 3 (50). — С. 3–8.
3. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ. 2012617844 Российская федерация. Транспортная система карьера (ТСК) / Ю.А. Бахтурин, А.Г. Журавлев, Л.А. Трофименко (РФ). – 2012615505; заявл. 03.07.12; опубл. 30.08.12.
4. Бахтурин Ю. А. Моделирование работы сложных транспортных систем карьеров / Ю. А. Бахтурин // Горно-информ. аналитический бюллетень. -2011.- №.1 - С.82-90.
5. Бахтурин Ю. А. Управление режимами движения горной массы на складе при циклично-поточной технологии / Ю. А. Бахтурин // Проблемы недропользования». [электронный ресурс]: рецензируемое периодическое научное издание /ИГД Уро РАН - 2015. № 4- С. 44-49. Режим доступа // trud.igdur.ru.
6. Салахияев Р. Г. Имитационное моделирование и автоматизированное управление горнотранспортными работами в карьерах [Текст] / Р. Г. Салахияев, Ю. А. Бахтурин, А. В. Дедюхин, А. Г. Журавлев // Горный журнал. — 2012. — № 1. — С. 82–85.
7. Бахтурин Ю. А. Имитационное моделирование работы карьерного железнодорожного транспорта комбината "Ураласбест" / Ю. А. Бахтурин // Горно-информ. аналитический бюллетень. -2017. Специальный выпуск 23. - С. 99-107.
8. Надежность в технике (ССНТ). Терми Москва : Изд-во стандартов, 2001. – IV, 27 с.ны и определения. [Текст]: ГОСТ 27.002-2015. Введен 2017-03-01 Москва.: Стандартиформ, 2016 – 12 с.

СИСТЕМНО-ИНДИВИДУАЛИЗИРОВАННЫЕ ПРИНЦИПЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЯМИ ДОБЫЧИ

ЭШМУРОДОВ З. О.¹, БОБОЖОНОВ М. К.², ХОЛБОЕВ Г. О.³

¹Навоийский государственный горный институт

²Агентство интеллектуальной собственности Республики Узбекистан

³Навоийский горно-металлургический комбинат

Системно-организованные, локально-индивидуализированные технологии предусматривают на горнорудных комплексах, разделение на приоритетные зоны, одновременное параллельное и взаимосвязанное выполнение комплекса технологических операций по производству продукции: операций по подготовке и дробление горных пород, транспортирование, отгрузки и т.д. Взаимодействие между выполняемыми процессами осуществляется в режиме реального времени с возможностью необходимых корректировок процессов в ходе их выполнения. Значительная часть технологических операций реализуют без оказания негативных воздействий на агрокультуру, почву и окружающую среду, с малыми затратами энергии.

Ключевые слова: горно-технологическая система, системно-организованная технология, математическая модель, объект горного производства, информационное взаимодействие, локально-индивидуализированное управление.

THE SYSTEM INDIVIDUALIZED PRINCIPLES OF MANAGEMENT OF TECHNOLOGIES OF PRODUCTION

ESHMURODOV Z. O.¹, BOBOZHONOV M. K.², KHOLBOEV G. O.³

¹Navoi state mining institute

²Agencies of intellectual property of the Republic of Uzbekistan

³Navoi Mining & Metallurgical Combinat

The system and organized, local individualized tekhnologiya provide on mining complexes, divided into priority zones, the simultaneous parallel and interconnected performance of a complex of technological operations on production: operations on ore preparation, crushing of rocks, transportations. Interaction between the carried-out processes is carried out in real time with a possibility of necessary corrections of processes during their performance. A considerable part of technological operations realize without rendering negative impacts the environment, with small expenses of energy.

Keywords: the mining technological system, system and organized technology, mathematical model, an object of mining, the local individualized management.

Введение

Основа современной теории проектирования оптимального управления горнодобывающих производством – общесистемный динамический адаптивный подход, необходимый для описания природных и техногенных процессов обмена и преобразования энергии, вещества, информации в составе горнотехноценозов (ГТЦ), как единый управляемый процесс. Протекающие самоорганизующиеся природные и не самоорганизующиеся (осознанно организованные) техногенные процессы в ГТЦ взаимозависимы, при масштабном приоритете первых 1.

Системный синтез-анализ многокомпонентных сложных образований, подобных ГТЦ, предусматривает их композицию-декомпозицию с сохранением свойств целого (системы), в соответствии с принципами физичности, моделируемости, целесообразности 3. Структура ГТЦ, предусматривающая деление его на биоценозы (БЦ) и техноценозы (ТЦ), хотя и соответствует реальности, не удобна при решении практических задач управления процессами производства продукции и требует более глубокой декомпозиции.

Техноценозы устойчивы в развитии, их построение подчинено объективно существующим закономерностям формирования технических систем 3. Элементы ТЦ, как правило, самостоятельные динамические системы, рассредоточены в пространстве. Их функционирование распределено во времени и происходит в среде неуправляемых стохастических параметров, в условиях неполного использования информационно-интеллектуальных ресурсов.

Общим недостатком реализуемых сегодня горнодобывающих технологий является слабая взаимосвязь между отдельными технологическими операциями процессов. Выполняемые в ТЦ операции, хотя и взаимосвязаны общей технологией, отображаются в технологических картах, как самостоятельные или влияющие друг на друга опосредованно и незначительно. При этом реализуются они многочисленными специальными рабочими машинами через самостоятельные управляющие воздействия.

Ощутимо отсутствие обратной связи между группами (этапами) технологических операций (подготовка горных пород и транспортировки, дробление, отгрузки и др.), затруднены мероприятия по оборудованию (видов, гибридов) на более совершенные, растягиваются во времени. Вследствие этого эффективность технологических процессов на горнорудных комплексах не достигает максимально возможных значений, материальные затраты и затраты технологических и энергетических ресурсов завышены, а интеллектуальных занижены.

Высокоэффективным техноценозам должны быть присущи искусственные технико-технологические адаптивные функции опережающего отражения действительности, формирования алгоритмов достижения требуемых потребительских целей в заданном целелогическом направлении. В этих условиях важна роль превентивно опережающего приспособляющегося управления элементов техногенной части ГТЦ, прогноза развития самоорганизующихся процессов в структурах биоценозов. Приспособительные способности техногенного оборудования к горнодобывающим технологиям отражают логические соотношения адаптивных актов сохранения наследуемости выполняемых операций и эволюции конкретных видов операций. Повторяемость процедур в циклах технологических операций усиливает качество адаптации приобретаемого на практике технологических знаний и опыта к системно-организованной базе знаний, реальной производственной базе [4-6].

Методика

Принципиально важно при управлении системно-интегрированными технологиями применять адекватные удобные в применении математические модели. Расчётные горно-техно-энергетические модели ГТЦ при реализации конкретных задач производства должны:

- генерировать множества значений контрольных характеристик объекта горного производства (ОГП), а также параметров элементов ТЦ, всех стадий вегетации растений и этапов технологических процессов с учётом действия случайных возмущений макроокружения (климатических и почвенных условий и т.п.) и реализуемой стратегии формирования продукции;
- отражать взаимосвязи и предысторию, перспективу всех составляющих процессов;

- прогнозировать производительность и качество продукции, зависимость их от управляемых процессов;
- предлагать превентивно-упреждающие команды управления;
- обеспечивать максимальное использование природных источников энергии (эксергии солнечного излучения, водного потенциала и т.д.), оценивать расход энергетических, сырьевых и материальных ресурсов с учётом технологических и технических реализаций ГТЦ.

Сложные динамические образования, подобные горно-экологическим природным системам, при моделировании идеализируют: в условиях решаемой системной задачи выделяют определяющие и отбрасывают второстепенные свойства явлений, процессов, устройств. Практически не снижая точности результатов, описывая системы, их разбивают на взаимодействующие друг с другом и обменивающиеся ресурсами, энергией и информацией упорядоченные множества, функционально ориентированных элементов. Если использовать этот принцип для ГТЦ, можно допустить следующее:

- при разделении выполняемых технологических процессов и устройств ГТЦ на относительно независимые процессы и компоненты следует повышать степень детализации отдельных элементов его технической части и соответствующих им процессов;
- изменение, преобразование и развитие процессов в ТЦ подчиняются объективным закономерностям, подобным по структуре, изменениям и взаимодействиям в БЦ;
- инерционные во времени изменения характеристик ОГП, внешних управлений, функциональных параметров элементов ТЦ описываются стандартными математическими функциями (линейной, экспоненциальной, гармонической, технического оптимума) или могут быть скомпонованы из отрезков этих функций.

В результате структуризации определены элементы и подсистемы ГТЦ, связанные с технологическими процессами, между собой, а также с окружающей средой.

Основные составляющие в математической модели ГТЦ: модуль продуктивности (вход и выход выполняемых технологических процессов, восприятие внешних воздействий, поддержка процессов авторегулирования) и модуль верхнего уровня ТЦ (непосредственно связан с внешними воздействиями, выходом модуля продуктивности, осуществляет контроль за всеми процессами, анализирует их, вырабатывает и реализует команды управления процессами). Модули исполнительных рабочих машин связаны с основными модулями и занимают низ иерархии структуры ГТЦ.

Наиболее сложный элемент в структуре ГТЦ и их моделей – модуль продуктивности (МП), объединяющий ОГП и среду его обитания (вход и выход технологических процессов, восприятие воздействий окружающей среды, процессы авторегулирования). Для МП, являющегося сложной системой, существует принципиальная возможность создания формальной содержательной модели, однако её структура и состав чрезвычайно разнообразны (большое число операций, технологий, условий их обработки) и сложны, а точность из-за недостатка достоверной информации о процессах и реальных условиях функционирования не высока. Целесообразно отказаться от применения формальной модели МП для конкретных технологий и строить абстрактную феноменологическую модель общего класса. Эта модель создаётся на принципах, которые обеспечивают при эксплуатации ГТЦ восполнение недостатка априорной информации на этапе проектирования апостериорной информацией в адаптивном режиме. Одним из таких принципов является принцип энергетической экстремальности самоорганизации и прогрессивной эволюции [1,2].

Контролирует и анализирует состояние ОГП, вырабатывает и реализует команды управления горно-технологическими процессами и группами используемых рабочих машин (РМ) в ГТЦ управляющий модуль (УМ), непосредственно связанный с МП, блоком сенсоров, базами данных и знаний, внешними воздействиями. Этот модуль

функционирует согласно жесткому регламенту технологических карт при реализации типового управления и гибкому адаптивному управлению для оперативного воздействия на состояние ОГП.

Большие объёмы работ технологических операций горнодобывающего производства вынуждают использовать при их выполнении значительное количество РМ одного типа одновременно. Учитывая это, а также то, что отдельные группы РМ из-за различия назначений и индивидуальных требований относительно обособлены, в структуру ГТЦ необходимо ввести специальными модули исполнительного (нижнего) уровня отдельных РМ и управления ими. Многочисленные РМ нижнего уровня в модели ГТЦ целесообразно объединить в N -групп однотипных машин и условно заменить одной i -й РМ ($i=1, \dots, N$) по назначению, с одной j -й ($j=1, \dots, M$) из M систем управления [7-9].

Как правило, относительно слабо взаимосвязанные друг с другом технологией РМ отдельных фаз и конкретных процессов, системы управления ими разрабатывают без оценки (или с минимальной оценкой) эффективности в составе ГТЦ. Достижение требуемых значений производственных показателей ГТЦ (объёмы производства, качество продукции и др.) обеспечивается использованием рациональных приёмов и также связано с выбором типа, характеристик и конструкции РМ, обеспечением их оптимальной работы согласно предъявляемым локальным техническим требованиям за счёт управления процессами.

Необходимые режимы работы РМ реализуются через их энергетические машины (силовые приводы). В частности, в состав РМ горнорудных комплексов (ГРК) входят регулируемые или нерегулируемые приводы на базе асинхронного двигателя, синхронного, вентильного, постоянного тока и т.п. В структурах ГТЦ и МА для каждого из перечисленных, а также других типов привода, предусмотрен отдельный модуль. Количество групп РМ соответствует количеству типов используемых машин, а в работающей системе и при моделировании функционирующих РМ определяет УМ.

Модульный принцип организации ГТЦ даёт возможность строить математический аппарат (МА), программы расчётов также по модульному принципу. Структуры ГТЦ и её МА при этом во многом совпадают. Конкретизация элементов, законов изменения воздействий окружающей среды позволяет описать любой процесс в ГТЦ [9,10].

Результаты

Инновационные информационно и интеллектуально насыщенные горнодобывающих технологии. Условием реализации горно-эко-техно- интеллектуально насыщенных горнодобывающих технологий является непрерывный и тотальный мониторинг экологических условий, горнорудных комплексов, параметров всех технологических процессов в режиме реального времени. Горнорудные комплексы разделяют на приоритетные зоны добычи, транспортировки, дробление и отгрузки горных пород.

На горнорудных комплексах приоритетных зонах одновременно параллельно и взаимосвязано выполняют полный комплекс технологических операций по производству добычи, а именно, операции по подготовке пород, операций по подготовке и дробление горных пород, транспортирование, отгрузки и т.д. Энергоёмкие операции осуществляют с использованием наземных технологических рабочих агрегатов, функционирующих в зоне добычи и транспортировки горных пород.

Технологические операции получения горных пород выполняют в зоне добычи. Затем горная масса поступают в зону транспортировки для дробления с использованием дробильного агрегата. Дробленная горная порода помощью ленточных конвейеров перемещают в зону отгрузки и складирования.

Таким образом, взаимодействие между выполняемыми процессами полного комплекса технологических операций по добычи горных пород выполняют в режиме

реального времени с возможностью выполнения необходимых корректировок процессов в ходе их выполнения. Оперативное выполнение значительной части технологических операций без оказания негативных воздействий на почву и окружающую среду, с малыми затратами энергии.

Методология проектирования системно-организованных и локально-индивидуализированных горнодобывающих технологий.

Основой методологии проектирования системно-организованных, локально-индивидуализированных горнодобывающих технологий является включение в производство новой, ранее не применяемой техники и интеллектуального ресурса, накопленного в современной науке.

Ядро новой области горных знаний составляют три главных направления: СО - системно-организованный иерархически выстроенный горнодобывающий объект, состав которого определяет уровни управления (порода, твердость, крупность, механизмы добычи, регионы); СЗ - информационно-интеллектуальные системы и ресурсы знаний (непрерывный, тотальный, последовательно-параллельный мониторинг на всех уровнях иерархически организованного горнодобывающего объекта); СД - исполнительные иерархически организованные системы, взаимоподчиненные роботы и распределенные поточные линии (высококвалифицированные специалисты, компьютеры, подземная и наземная техника).

Связанные вместе итеративными и интерактивными связями системы образуют сложно функционирующую самоорганизующуюся систему систем горного производства. На рис. 1 показано трёхмерное пространство научно-технических инновационных решений, подтвержденных патентами Российской Федерации.

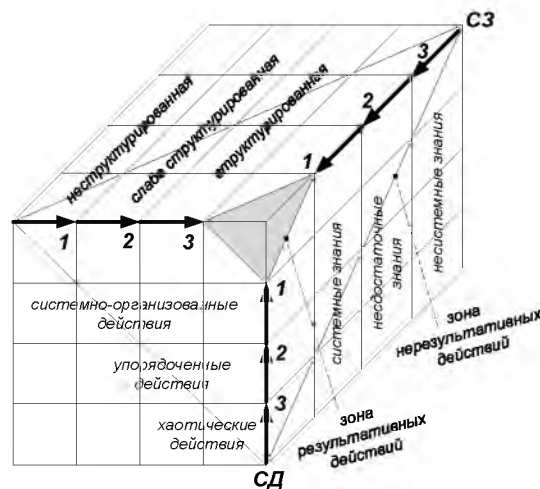


Рисунок 1 – Кубическая метрика направлений совершенствования управления горно-производственными системами

Ближе к осям (действие, объект, знание) и к центру координат располагаются более простые и менее совершенные технические устройства технологии). По мере удаления от осей и центра координат устройства и технологии усложняются, превращаются в более сложные, совершенные и интеллектуальные. Здесь же можно спрогнозировать как произойдет процесс совершенствования и интеллектуализации технических устройств и технологий горнорудного производства. Например, в ячейке СО1СД1СЗ1 - технические средства обработки горных пород, применяемых на заре человечества, в ячейке СО3СД3СЗ3 – технические решения нашего времени.

Пространство решений демонстрирует эволюцию знаний и совершенствования техники в ходе развития горнодобывающих технологий.

Выводы

1. Системно-организованные, локально-индивидуализированные горнодобывающих технологии повышают эффективность и оперативность процессов добычи и транспортировки горных пород на горнорудных комплексах, создают условия существенного увеличения эффективности управления процессами добычи и транспортировки горных пород с возможностью осуществлять управление полным комплексом технологических операций производства в режиме реального времени.

2. В реализациях предлагаемых инновационных горнодобывающих технологий значительная часть операций, например, на участках, где происходят отклонения характеристик параметров процессов от заданных для получения оперативной информации и быстрого реагирования на возникшую ситуацию на этих участках используют технологические устройства, оказывающие минимум вредных воздействий на окружающую среду.

3. Системно-организованные и локально-индивидуализированные горнодобывающих технологии обеспечивают возможности учёта и использования кооперативных информационных взаимодействий: усиливать влияние опережающих в развитии на ускорение развития отстающих, ослаблять влияние отстающих в развитии на замедление развитие опережающего и удовлетворительного развития.

4. Системно-организованные, локально-индивидуализированные горнодобывающих технологии обновлённые новыми научно-техническими решениями открывают возможность привлечения информационно-интеллектуального ресурса, воплощаемого современными достижениями науки и техники для обеспечения высокоточного горного производства и привлекательных условий труда горняка.

Список литературы

1. Свентицкий И.И. Энергосбережение в АПК и энергетическая экстремальность самоорганизации. – М.: ГНУ ВИЭСХ, 2007. – 468 С.
2. Свентицкий И.И., Королев В.А. Инновационные положения управления высокоэффективными (точными) агротехнологиями. - В сб. «Вестник ФГОУ ВПО МГАУ им. Горячкина». – М.: ФГОУ ВПО МГАУ, 2 (22)/2007, С. 22-23.
3. Кудрин Б.И. Классика технических ценозов. Ценологические исследования. Выпуск 31. – М., 2006. – 220 С.
4. Королев В.А. Унификация управлений в агротехнологических системах. – Научные проблемы транспорта Дальнего Востока и Сибири, 2013, №2, С. 72-75.
5. Башилов А.М. Природосообразные, биоадекватные агротехнологии и системометрическое, целеадаптивное управление производством. Вестник МГАУ «Агроинженерия», 2008, №1, С. 13-18.
6. Башилов А.М., Загинайлов В.И. Системологическое моделирование синергетической организации агробиотехнических систем. Вестник ФГОУ ВПО «МГАУ им. В.П. Горячкина», выпуск №5(20)/2006, С. 6-12.
7. Башилов А.М. Инновационные лазерные, оптические и оптоэлектронные технологии в аграрном производстве. – Техника и оборудование для села. № 2 (212), 2015, С. 4-8.
8. Бобожонов М.К., Эшмуродов З.О., Динамические процессы в электроприводах горных машин. «Проблемы информатики и энергетики» илмий-амалий журнал. 2016 й №4 стр.83-86.
9. Эшмуродов З.О., Бобожонов М.К. Способы снижения потерь энергии в электроприводах в переходных режимах «Проблемы энерго и ресурсосбережение» илмий -амалий журнал. 2016 й №1-2. 24-27стр.
10. Эшмуродов З.О. Способ огроничения динамических нагрузок в электро-

механических системах Материалы международной научно-технической конференции «Достижения, проблемы и современные тенденции развития горно металлургического комплекса». Навои. – 12-14 июня 2017г. - 196 стр.

УДК 004.92:371.3

АНАЛИЗ СВОЙСТВ 3D СЕТЕВЫХ МОДЕЛЕЙ В AUTOCAD

ДЕНИСОВА М.В.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

Возможности применения 3D сетевого моделирования при визуализации геометро-графических объектов, инструменты повышения компетенций и методы интеграции компьютерной визуализации сетчатых моделей в обучающий процесс.

Ключевые слова: инженерная графика, компьютерная графика, поверхностные модели, 3D сеть.

ANALYSIS OF THE PROPERTIES OF 3D NETWORK MODELS IN AUTOCAD

DENISOVA M.V.

Ural State Mining University

The possibility of using 3D network modeling in the visualization of geometric and graphic objects, tools to improve competencies and methods of integration of computer visualization of mesh models in the learning process.

Keywords: engineering graphics, computer graphics, surface models, 3D network.

Введение

Компьютерная графика – это совокупность методов и приемов преобразования при помощи электронных вычислительных машин данных в графическое представление или графического представления в данные [2].

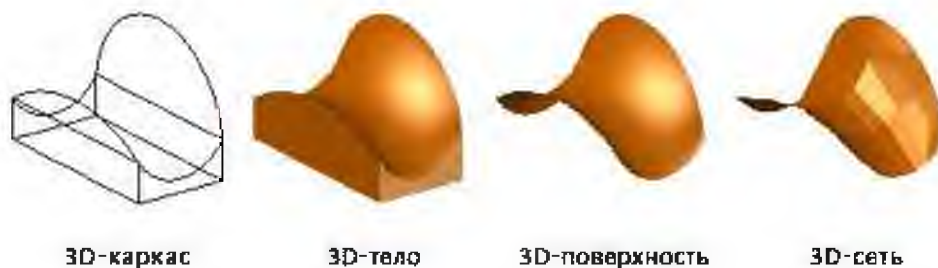
Современные информационно-коммуникационные технологии вносят изменения во все сферы человеческой деятельности. В высшем техническом образовании использование информационно-коммуникационных технологий обеспечивает качественную подачу изучаемого материала и сокращение времени на его усвоение. В Федеральных образовательных стандартах высшего профессионального образования (ФГОС ВПО) акцентируется внимание на профессиональной компетентности. Под профессиональной геометро-графической компетентностью будем понимать уровень осознанного применения геометро-графических знаний и умений, опирающихся на понимание функциональных и конструктивных особенностей моделируемых объектов (в частности технических), опыт геометро-графической профессионально-ориентированной деятельности, а также свободную ориентацию в графических информационных технологиях [1].

Компьютерные программы предоставляют возможность выбора инструментов для создания и редактирования графических изображений. В целях формирования гра-

фического представления модели сложной геометрической формы необходимо использовать трехмерное моделирование.

Методы 3D моделирования в AutoCAD

В AutoCAD доступно несколько типов 3D-моделирования. В рамках каждой из этих технологий 3D-моделирования доступны различные функциональные возможности.



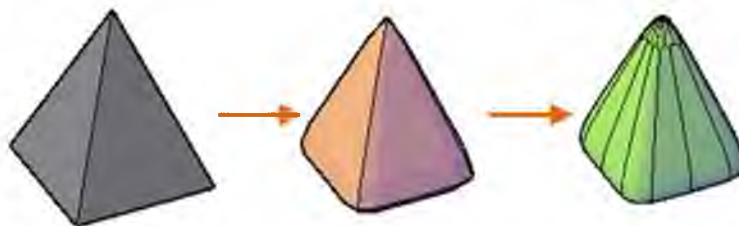
- Каркасное моделирование рекомендуется использовать на начальных этапах проекта и в качестве ссылочной геометрии — 3D-каркаса — для последующего моделирования или изменения.

- Моделирование тел — эффективный процесс, с помощью которого легко комбинировать примитивы с выдавленными профилями; он также предоставляет ряд массовых свойств и функций создания сечений.

- Моделирование поверхностей предоставляет функции управления криволинейными поверхностями, обеспечивая точность манипулирования и анализа.

- Моделирование сетей предоставляет функции создания скульптур произвольной формы, создания сгибов и сглаживания [3].

3D-модели могут включать в себя все перечисленные компоненты. Например, можно преобразовать твердотельный 3D-примитив в форме пирамиды в 3D-сеть, чтобы выполнить сглаживание сети. После этого можно преобразовать сеть в 3D-поверхность или обратно в 3D-тело, чтобы использовать возможности соответствующих функций моделирования.



Свойства сетевых 3D моделей

Моделирование объектов с помощью сетей применяется в случаях, когда можно игнорировать их физические свойства, такие как масса, объем, центр масс, момент инерции и т. п. (они сохраняются только в твердотельных моделях), но желательно иметь возможность подавления скрытых линий, раскрашивания и тонирования (эти средства неприменимы к каркасным моделям) [4].

Сетевые модели несут информацию о поверхности модели, формируют внешний вид объекта. Замкнутая сетевая модель представляет собой каркасную форму и дает представление о внешнем виде объекта, но абсолютно не учитывает, что находится внутри объекта. Объекты-сети обладают дополнительными свойствами, которые определяют степень сглаживания и сгибы.

Помимо свойств тел, поверхностей и сетей, на палитре свойств можно также изменять свойства отдельных подобъектов, например граней, кромок (ребер) и вершин. В некоторых случаях применение свойств зависит от типа объекта. Например, можно изменять свойства граней сети (включая свойство цвета). Но цвет грани сети может отличаться от эквивалентного цвета, отображаемого на грани 3D объекта. Это различие возникает из-за того, что при изменении цвета грани изменяется описание этой грани, но не покрытие (зависящий от свойства материала сети). Чтобы добиться более точного соответствия между цветом граней 3D тела и сети, можно добавить источники освещения и отключить освещение, задаваемое по умолчанию (которое блокирует рассеянное освещение). Кроме того, можно попробовать назначить материал с одинаковым цветом при рассеянном и диффузном освещении [3].

Наиболее распространенной целью сетевого моделирования является визуализация изменений физических величин объектов: напряжение, деформация, перемещение, скорость, давление и т.д. Пространственная CAD модель - это абстракция физических объектов. Многие детали можно не учитывать при проведении того или иного анализа и, как правило, они будут оказывать незначительное влияние на вычисления. Поэтому очень важно понимание физических процессов, которые наблюдаются рассматриваемой задаче. Сетевое моделирование упрощает исходную CAD-модель, учитывает основные физические явления и позволяет использовать различные способы создания объектов произвольных форм, такие как растяжение, закручивание, масштабирование и сглаживание сетей.

Модель сети состоит из вершин, ребер и граней, в которых для определения 3D-формы используется многоугольное представление (включающее треугольники и четырехугольники). В отличие от моделей тел, сеть не имеет свойств массы. Однако, как и в случае с 3D-телами, можно создавать такие формы примитивов сети, как параллелепипеды, конусы и пирамиды [3].

Тесселяция сетей предоставляет расширенные возможности более детального моделирования форм объектов. Принимаемый по умолчанию тип объекта-сети может быть подвергнут сглаживанию, сгибанию, разделению и уточнению. Наряду с сохранившейся от предыдущих версий возможностью создания типов многогранной и полигональной сети, можно выполнить преобразование в более новый тип объекта-сети, что дает более предсказуемые результаты [3].

Поскольку при уточнении плотность сети значительно увеличивается, может возникнуть необходимость применения этого параметра только к областям, требующим подробной детализации. Уточнение также позволяет выполнять шаблонное формирование мелких секций, что не оказывает большого влияния на форму модели в целом. Использование сети с высокой степенью уточнения позволяет вносить детальные изменения, однако при этом может снизиться производительность программы [3].

Анализ свойств сетевых 3D моделей

Последовательность построения модели может быть разной, при которой любое изменение одного вида автоматически приводит к соответствующим изменениям на всех остальных видах. Решения геометрических проблем сложных сопряжений и интерпретации.

Моделирование 3D сетей имеет следующие преимущества:

- способность распознавания и изображения сложных криволинейных граней;
- изображение грани для получения тоновых изображений;
- особые построения на поверхности (отверстия);
- возможность получения качественного изображения(визуализация);

Модели сети можно изменять способами, которые не предназначены для 3D тел и поверхностей. Например, можно применять сгибы, разделения и повышенные степе-

ни сглаживания. Чтобы настроить форму объекта-сети, можно перетаскивать ее составные части (границы, ребра и вершины). Чтобы достичь большей зернистости, можно, перед тем как изменять сеть, в определенных областях уточнить ее.

Заключение

Главная цель модернизации графической подготовки – существенный рост качества обучения без увеличения количества учебных часов, а стратегически новым подходом к информатизации геометро-графической подготовки становится обеспечение требований информационной поддержки жизненного цикла изделий (PLM-технологий). Поскольку геометро-графическая подготовка является начальной и базовой в системе высшего профессионального образования, ее основная задача – создание информационно-графической основы для внедрения методов PLM в общеинженерные и специальные дисциплины на всех этапах обучения, включая курсовое и дипломное проектирование. Важность этого направления подтверждается принятием новых стандартов ЕСКД [5]: ГОСТ 2.051 «Электронные документы. Общие положения»; ГОСТ 2.052 «Электронная модель изделия. Общие положения»; ГОСТ 2.053 «Электронная структура изделия. Общие положения». А также разработкой следующих стандартов: ГОСТ 2.511 «Правила передачи электронных конструкторских документов. Общие положения»; ГОСТ 2.512 «Правила выполнения пакета данных для передачи электронных документов. Общие положения»; ГОСТ 2.611 «Электронный каталог изделий. Общие положения»; ГОСТ 2.612 «Электронный формуляр. Общие положения» [1].

Для инновационного развития экономики России необходима подготовка кадров новой формации, способных осваивать передовые наукоемкие технологии, а также создавать и выпускать конкурентоспособную отечественную продукцию. Актуальной является задача формирования готовности выпускников к проектно-конструкторской деятельности, соответствующей запросам сегодняшнего дня [5].

Целенаправленное применение новых типов 3D моделирования в обучении в целях развития творческих способностей у студентов позволяет формировать умение решать графические задачи на примере создания 3D сетевых моделей.

Список литературы

1. Якунин В.И., Гузнецов В.Н. Геометро-графические дисциплины в техническом университете // Теория и практика общественного развития. 2014. № 17
2. Турлюн Л. Н. Компьютерная графика – искусство постмодернизма // Молодой ученый. — 2010. — №12. Т.2. — С. 186-189. — URL <https://moluch.ru/archive/23/2418/> (дата обращения: 10.03.2019).
3. AutoCAD 2018 Справка: Руководство пользователя AutoCAD — URL <http://help.autodesk.com/view/ACD/2018/RUS/?guid=GUID-5569E695-C667-49BF-AB0B-979C6076CC1F> (дата обращения: 10.03.2019).
4. Омонов К. К., Маматов Д. К. Создание трехмерной многогранной сети по вершинам в САПР AutoCAD // Молодой ученый. — 2014. — №11. — С. 93-95. — URL <https://moluch.ru/archive/70/11939/> (дата обращения: 10.03.2019).
5. И.Д. Столбова, А.Б. Шахова Интегративная модель геометро-графической подготовки студентов//GraphiCon2017, Геометрическое моделирование. Компьютерная графика в образовании, 24–28 сентября, 2017, Пермь, Россия.

ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ АЛГЕБРАИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ

БАБИЧ В. Н. ШАНГИНА Е. И. ФРОЛОВ А. П. СИРАЗУТДИНОВА Н. Б.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

Статья посвящена установлению связей между двумя разделами математики – одним из самых наглядных – начертательной геометрией и одним из самых абстрактных – алгеброй. Здесь методы начертательной геометрии применяются для построения моделей некоторых групп и алгебр. Во многих методах начертательной геометрии имеется возможность перенесения на некоторое множество Γ точек/прямых/плоскостей и т. п. отображаемого пространства структуры той или иной группы преобразований. При этом множество Γ превращается в группу, изоморфную этой группе γ т.е. в множестве Γ появляются произведения единица/обратные элементы/подгруппы/смежные классы/факторгруппы и т. п. – образы соответствующих объектов из γ и всем этим отвлеченным алгебраическим понятиям оказывается возможным дать наглядное геометрическое представление.

Ключевые слова: множества, операции, группа, подгруппа, сдвиги, модели, коллинеации, корреляции, гомотетия, инволюция.

THE GEOMETRIC MODELING OF ALGEBRAIC OBJECTS

BABICH V. N. SHANGINA E. I., FROLOV A. P. SIRAZUTDINOVA N. B.

Ural State Mining University

The article is devoted to the establishment of relations between two branches of mathematics – one of the most visual – descriptive geometry and one of the most abstract – algebra. Here, the methods of descriptive geometry are used to construct models of some groups and algebras. In many methods of descriptive geometry there is a possibility of transference to some set Γ of point/direct line/plane, etc. of display space structure of a particular group of transformations. In this case, the set Γ turns into a group isomorphic to this group γ . Thus in the set D there are products of unit / inverse elements/subgroups/adjacent classes / factor groups, etc. – images of the corresponding objects from γ and all these abstract algebraic concepts is possible to give a visual geometric representation.

Keywords: sets, operation, group, subgroup, shifts, models, collinearity, correlation, homothetic, involution.

В представленной работе моделируемыми многообразиями алгебры являются множества с двумя бинарными операциями, называемыми сложением и умножением. Относительно сложения такое множество A является коммутативной группой. Умножение в A ассоциативно, и $ab \in A$ для любых $a, b \in A$, т.е. алгебра замкнута относительно умножения. Однако группой относительно умножения алгебра не является, так как некоторые ее элементы – нуль и так называемые делители нуля – не имеют обратных; но при этом $A \setminus D$, где D – множество таких необратимых элементов, есть группа. Умножение в алгебре дистрибутивно относительно сложения, т.е. имеет место свойство $a(b + c) = ab + ac$. Алгебра в настоящее время активно вторгается в многочисленные области научного и инженерного знания (квантовую механику, физику твердого

тела, кристаллографию, строительную механику, архитектуру и дизайн, экономику и т. п.). В кристаллографии, речь идет о так называемой теории симметрии, основная идея которой – изучение инвариантов преобразований, математическим аппаратом которой служит теория групп [1]. Для специалистов этих областей знания, тяготеющих к образному способу мышления, перевод абстрактных понятий на наглядный геометрический язык может оказаться весьма полезным. Существует много различных геометрических интерпретаций алгебраических систем. Классическими системами могут служить предложенное Гауссом представление комплексных чисел точками плоскости, реализации групп Ли в виде симметрических пространств и др. (ранее такие методы начертательной геометрии не привлекались). В рассматриваемых моделях этой статьи произведение точек/прямых и т. п. группы Γ определяется с помощью сдвигов группы: $AB = A_{\text{л}}(B) = B_{\text{п}}(A)$, где $AB \in \Gamma$, а $A_{\text{л}}$ и $B_{\text{п}}$ порожденные точками A и B левый и правый сдвиги группы Γ . Эти сдвиги представляют собой сохраняющие множеству Γ проективные преобразования пространства \mathbf{R}^3 , в котором рассматривается Γ . Сдвиги $A_{\text{л}}$ и $B_{\text{п}}$ переводят E в A , где E – единица группы Γ . Левые и правые сдвиги образуют группы $\gamma_{\text{л}}$ и $\gamma_{\text{п}}$, изоморфные группам Γ и одна другой. Группы $\gamma_{\text{л}}$ и $\gamma_{\text{п}}$ действуют на Γ одностранзитивно, что равносильно однозначности разрешимости в Γ уравнений $AX = B$ и $XA = B$. Из ассоциативности умножения в группе следует, что левые сдвиги коммутируют с правыми.

Переход $\mathcal{G}\mathcal{D}$: $A \rightarrow A^{-1}$ к обратному элементу в Γ реализуется как инволюционная коллинеация или кремонова инволюция в \mathbf{R}^3 .

С помощью метода Монжа строятся двойственные одна другой модели двух изоморфных групп – группы γ плоских гомологий с общей осью и группы g родственных преобразований плоскости с общим направлением родства.

Следы на плоскостях проекций π_1 и π_2 прямых и плоскостей некоторой связки A соответствуют в гомологии α с плоскостью $x = \pi_1 \cap \pi_2$. Структура группы γ таких γ гомологий переносится на множество Γ точек A , где $\Gamma = \mathbf{P}_3(\pi_1 \cup \pi_2)$. Единица группы Γ – несобственная точка E прямых, перпендикулярных второй биссекторной плоскости δ . Это точки плоскости инволюции группы Γ . Сдвиг $A_{\text{л}}$ есть гомология с плоскостью неподвижных точек π_1 и центром в точке $EA \cap \pi_2$. Для сдвига $A_{\text{п}}$ π_1 и π_2 меняются ролями. Прямая l перпендикулярная γ есть подгруппа в Γ , изображающая подгруппу гомологий из γ с общим центром. Левые/правые смежные классы Γ по l – прямые связки $l \cap \pi_1$ ($l \cap \pi_2$). Если прямая лежит в первой биссекторной плоскости, то смежные классы совпадают, и подгруппа m – инвариантная (соответствующие гомологии γ – элации). Плоскости λ связки E (в γ точкам λ отвечают гомологии с центрами на одной прямой) – подгруппы в Γ , причем μ – инвариантная. Факторгруппы Γ/m и Γ/μ изоморфны группам λ и l ; изоморфизмы – сечения связки прямых Γ/m плоскостью λ и пучка плоскостей Γ/μ прямой l .

Непроектирующая плоскость α порождает на чертеже Монжа родство a . Множество G непроектирующей плоскостей представляет собой модель группы g родственных преобразований с общим направлением. Единица группы G – вторая биссекторная плоскость. Отражение от нее изображает отражение к группе g , а плоскости, ей перпендикулярные – инволюции (косые симметрии) из g . Левый сдвиг группы G , порожденный плоскостью α , есть родство, направление которого перпендикулярно π_1 , а плоскость неподвижных точек проходит перпендикулярно π_2 через ось родства a , соответствующего плоскости α . Для правого сдвига π_1 и π_2 меняются ролями. Пучки и связки плоскостей, содержащие вторую биссекторную плоскость – подгруппы в G . В частности, связка плоскостей, перпендикулярных первой биссекторной плоскости – инвариантная подгруппа, изображающая подгруппу сдвигов и переносов из g . Рассмотрим группу γ гомотетий и переносов пространства $A = \pi$ моделируется с помощью метода

двух следов в P_{n+1} множеством точек $\Gamma = P_{n+1} \setminus (\pi_1 \cup \pi_2)$ где π_1 и π_2 – плоскости следов, а π – плоскость проекций. Центр проекций – точка E – является единицей в Γ . Обращение в Γ – инволюционная гомология с центром E и гиперплоскостью неподвижных точек π . Точки из π изображают центральные симметрии из γ . Левый/правый сдвиг, порожденный точкой A принадлежащей Γ , есть гомология с центром $EA \cap \pi_2$ ($EA \cap \pi_1$) и гиперплоскостью неподвижных точек π_1 (π_2). K – плоскость g_k ($k = 1, \dots, n$) через E – подгруппа в Γ ; причем несобственная подгруппа g_k (ее точки изображают переносы) – инвариантная, и факторгруппа Γ/g_k по ней изоморфна собственным подгруппам (изоморфизм – сечение). Внутренний автоморфизм $f_A: X \rightarrow A^{-1}XA$ есть гомология, неподвижные точки которой заполняют прямую EA и $(n-1)$ – плоскость $\pi_1 \cap \pi_2$, а пары соответствующих точек, лежащих на прямых гиперсети, направляющими которой служат эта прямая и $(n-1)$ – плоскость, или перенос, если точка A – несобственная, причем сужение f_A на π совпадает с соответствующим преобразованием группы γ .

Рассмотрим модель группы проективных преобразований прямой. Пусть Φ – линейчатая квадрика в P_3 , Φ_1 и Φ_2 – две ее полуквадрики, π – плоскость, пересекающая Φ по конике k , E – полюс π относительно Φ , и ϵ – отображение, сопоставляющее точке A принадлежащей Φ проективное преобразование коники k , в котором след на этой конике произвольной прямой m_1 принадлежащей Φ_1 переходит в след на k прямой из Φ_2 , компланарной с A и m_1 . Обратное отображение f^{-1} переносит в $\Gamma = P_3 \setminus \Phi$ структуру группы – проективных преобразований коники k (изоморфной группе проективных преобразований прямой и группе движений плоскости Лобачевского). Единица группы Γ точка E обращение в Γ – инволюционная гомология с центром E и двойной плоскостью π . Точки плоскости π – инволюции в Γ . Произведение AB точек A и B из Γ есть образ точки B (A) в гомологии, оставляющей на месте каждую прямую из Φ_2 (из Φ_1) и переводящей E в A (в B). Точки двух областей, на которые Γ делится квадрикой Φ , изображают проективные преобразования (область, содержащая E) и обратного типа, точки конуса K с вершиной E и направляющей k – параболические, а точки внутри и вне K – соответственно эллиптические и гиперболические проективные преобразования. Прямые связки E суть подгруппы в Γ , изображающие подгруппы преобразований из γ с двумя общими двойными точками. Плоскости, касательные к K , изображают подгруппы преобразований из γ с двумя общими двойными точками. Плоскости, касательные к K , изображают подгруппы преобразований из γ с одной общей двойной точкой. Квадрика, проходящая через точку A принадлежащую Γ и пересекающая Φ по считае-мой дважды конике k (такие квадрики образуют пучок, содержащий Φ , K и сдвоенную плоскость π), представляет собой класс сопряженных элементов группы Γ , состоящий из произведений вида $X^{-1}AX$; ее точки изображают проективное преобразование из γ с одним и тем же двойным отношением пары неподвижных пары соответствующих точек. Пространство P_3 с абсолют Φ есть гиперболическое пространство 2S_3 ; вышеупомянутый пучок квадрик – это пучок сфер этого пространства с центром E . Внутренние автоморфизмы $X \rightarrow A^{-1}XA$ группы Γ , оставляющие на месте каждую сферу пучка, суть вращения в 2S_3 вокруг осей, проходящих через E ; такое вращение оставляет на месте каждую точку оси и каждую плоскость, инцидентную поляре оси.

Рассмотрим следующее обобщение кинематического отображения Бляшке–Грюнвальда. В расширенном пространстве R_3 фиксируются три горизонтальные плоскости π , π_1 , π_2 , так что π посередине между π_1 и π_2 , P_1 и P_2 двух взаимно перпендикулярных направлений плоскости π . Негоризонтальной прямой l ставится в соответствие пара точек L_1, L_2 плоскости π , являющихся ортогональными проекциями на эту плоскость точек пересечения π_1 и π_2 прямой, в которую переходит l при отражении от плоскости LEP_1 , где $L = l \cap \pi$. Показано, что при этом отображении связки и плоские поля прямых переходят соответственно в движения первого и второго рода в псевдоевклидовой

плоскости ${}^1R_2 = \pi$ с абсолютom (P_1, P_2) . Множество $\Gamma = \Gamma_1, \Gamma_2$, где $\Gamma_1 = R_3 \setminus (\pi_1 \cup \pi_2)$, а Γ_2 – множество плоскостей в R_3 не содержащих ни P_1 , ни P_2 , превращаются в модель группы $\gamma = \gamma_1 \cup \gamma_2$ движений плоскости 1R_2 , где γ_1 – подгруппа движений первого рода, а γ_2 – множество движений второго рода. Единица группы Γ – точка E . Обращение в Γ – отражение от плоскости π . Точки плоскости π и плоскости, ей перпендикулярные – инволюции группы Γ (они отражают центральные и осевые симметрии из γ). Левый сдвиг A_π группы Γ , порожденный точкой/плоскостью A принадлежащей Γ , есть коллинеация/корреляция, оставляющая на месте каждую прямую пучков (P_1, π_2) и (P_2, π_1) . Левые и правые сдвиги группы Γ являются так называемыми паратактическими сдвигами и косдвигами квазигиперболического пространства, абсолютom которого является пара точек (P_1, P_2) и пара плоскостей $(\pi_1$ и $\pi_2)$. Если, например, A – точка, B – плоскость, то произведение $AB = A_\pi(B) = B_\pi(A)$ есть плоскость, в которую переходит плоскость B коллинеации A_π или точка A в корреляции B_π . Коллинеация A_π – двухосная гомология, инволюционная, если A принадлежит π , и параболическая, если A несобственная точка (при этом (A) – перенос); если плоскость A проходит через E , то корреляция A_π – нуль-система. Прямые связки E – однопараметрические подгруппы в Γ , изображающие подгруппы поворотов с центром из γ . Несобственная плоскость – нормальный делитель в Γ .

При проектировании пространства A_4 на плоскость π из двух несобственных прямых s_1 и s_2 , плоскость α , не имеющая общих точек с s_1 и s_2 , изображается аффинным преобразованием α плоскости π . Плоскость π – единица группы Γ . Пусть s – несобственная прямая плоскости π ; Φ_1 – полуквадрика, содержащая s, s_1, s_2 ; Φ_2 – сопряженная полуквадрика; t – прямая на Φ_1 гармонически сопряженная с s относительно s_1, s_2 . Обращение в Γ – инволюционная гомология, неподвижные точки которой заполняют плоскость π и прямую t , а пары соответствующих точек лежат на прямых гиперсети с направляющими π и t . Инволюции группы Γ – плоскости через t и плоскости, пересекающие π по прямым и t – по точкам (в γ им соответствуют центральные и косые симметрии). Левый сдвиг группы Γ , порожденный плоскостью, есть коллинеация, оставляющая неподвижными прямую s_1 и каждую точку плоскости, натянутой на прямую s_2 и неподвижную точку преобразования. Для правых сдвигов s_1 и s_2 меняются ролями. Связка плоскостей через s изображает подгруппу переносов из γ ; трехпараметрическое множество плоскостей через прямые полуквадрики Φ_1 – подгруппу гомотетий и переносов; четырехпараметрическое множество плоскостей через точку M принадлежащую π – стационарную подгруппу точки M (центраффинную подгруппу); бесконечность в пятой степени плоскостей, пересекающих прямую из Φ_2 – подгруппу преобразований с общим инвариантным направлением; бесконечность в четвертой степени плоскостей, пересекающих несобственную гиперплоскость Π по прямым линейной конгруэнции, содержащей Φ_1 – подгруппу преобразований с двумя общими инвариантными направлениями; бесконечность в пятой плоскости плоскостей, пересекающих Π по прямым линейных комплексов K и L , где K содержит s конгруэнцию H с осями s_1 и s_2 , а L содержит H и сопряжен с K – эквиаффинную подгруппу (K – первого рода, L – второго рода).

Рассмотрим другую модель той же группы γ с помощью отображения φ точек X пространства A_6 в тройки X их параллельных проекций на плоскость π . Фиксируя некоторую точку E принадлежащую Γ (где Γ – множество точек из A_6 , не лежащих на квадратичном гиперконусе K , проекции точек которого коллинейны) и вместе с ней тройку E_i ее проекций, получаем возможность сопоставить каждой точке X принадлежащей Γ , аффинное преобразование плоскости π , переводящее E_i в X_i левые сдвиги группы Γ – аффинные коллинеации, оставляющие на месте плоскость π и каждую прямолинейную образующую многообразия Сегре V , порождаемого в несобственной гиперплоскости

аппаратом проецирования; сужение левого сдвига на π совпадает с соответствующим аффинитетом из γ . Относительно правых сдвигов инварианты каждая плоскость многообразия V и каждая точка плоскости π . Точки 4–конуса третьего порядка R с вершиной E (E – единица в Γ) и направляющей V изображают родственные преобразования из γ . 3–плоскости конуса R являются моделями подгрупп родственных преобразований с общим направлением родства, проективно предыдущей модели. 2–плоскости конуса R изображают подгруппы родственных преобразований с общей осью. Точки преобразования Сегре V , по которому конус R пересекается с полярной гиперплоскостью точки E относительно гиперконуса K , изображают трехпараметрическое множество косых симметрий из γ . Переносы изображаются точками, проходящими через E плоскости, гомотетии и переносы точками 3–плоскости $H = E\pi$, центральные симметрии – точками лежащей в H плоскости S такой, что π – посередине между T и S .

Далее может быть построена модель алгебры T вещественных матриц $X = \begin{pmatrix} x_1 & x_2 \\ 0 & x_3 \end{pmatrix}$, называемых верхними треугольными матрицами, и изоморфной ей алгебры гиперкомплексных чисел вида $a + be + c$, где e и принадлежащая двойная и дуальная единицы ($e^2 = 1, e^2 = 0$), а также модель группы γ движений бифлаговой плоскости, или группы Q из T , описывающих эти движения. Матрице X относим точку μ (x_1, x_2, x_3) аффинного (векторного) пространства A_3 . Вырожденные матрицы изображаются точками плоскостей $x_1 = 0$ и $x_3 = 0$, а матрицы из Q – точками множества Γ , которое получается после удаления из A_3 этих плоскостей. Пространство A_3 превращается в псевдоизотропное пространство 1J_3 , абсолютном которого служат несобственные прямые этих плоскостей. Левому сдвигу в T , порожденному матрицей A , соответствует эндоморфизм α_2 пространства A_3 : $x'_1 = a_1x_1, x'_2 = a_1x_2 + a_2x_3, x'_3 = a_3x_3$, порожденный точкой. Если $A \in Q$ и $\alpha \in \Gamma$, то α_π – автоморфизм, сохраняющий Γ (абсолют пространства 1J_3) и индуцирующий в плоскости $x_1 = 0$ бифлаговое движение с матрицей A . Автоморфизм α_π индуцирует бифлаговое движение в плоскости $x_3 = 0$, матрица которого получается из матрицы A транспонированием. Сложение матриц и умножение матриц на числа интерпретируется в A_3 с помощью переносов и гомотетий с центром в точке $O(0,0,0)$. Переход к обратной матрице изображается квадратичной кремоновой инволюцией – инверсией пространства 1J_3 относительно нульмерной сферы, состоящей из пары точек $1(1,0,1)$ и $-1(-1,0,-1)$; точка; α^{-1} , обратная α , определяется как гармонически сопряженная с α на псевдоизотропной окружности, проходящей через точки $1, -1, \alpha$. прямая 01 , плоскость $x_1 = x_3$ и все остальные плоскости через прямую 01 – подалгебры в A_3 , изоморфные алгебрам вещественных, дуальных $(a + b)$ и двойных $(a + b)$ чисел соответственно. Плоскости $x_1 = 0$ и $x_3 = 0$ – идеалы алгебры A_3 . Факторалгебра по идеалу $x_1 = 0$ – пучок параллельных плоскостей $x_1 = k$ – изоморфна алгебре вещественных чисел; изоморфизм – сечение пучка прямой 01 . Ось x_2 – одномерный идеал из нильпотентных элементов, факторалгебра по которому – связка прямых, параллельных оси x_2 – изоморфна алгебре двойных чисел; изоморфизм – сечение связки любой из плоскостей через прямую 01 , отличной от плоскости $x_1 = x_3$. Проектирование прямыми этой связки любой из этих плоскостей на любую другую – изоморфизм между соответствующими подалгебрами двойных чисел. Прямая $01 = N_1$ – центр группы Γ . Плоскость N_2 ($x_1 = 1$) – нормальный делитель в Γ . Факторгруппы $\Gamma/N_1, \Gamma/N_2$ – связка прямых через 0 и пучок плоскостей, параллельных N_2 и N_1 (изоморфизмы – сечения). Проектирование точек из Γ на N_2 прямыми связки и на N_1 – плоскостями пучка суть канонические гомоморфизмы Γ на N_2 и Γ на N_1 . Каждой точке Γ взаимно однозначно соответствует пара ее образов $\alpha_1 \in N_1, \alpha_2 \in N_2$ при этих гомоморфизмах, причем, группа Γ есть прямое произведение подгрупп N_1 и $(\Gamma = N_1 \cup N_2)$. Пара плоскостей $x_1 = 1, x_1 = -1$ – полупрямая 01 , пара гиперболических цилиндров $x_1x_3 = 1, x_1x_3 = -1$, – инвариантные подгруппы N_3

$N_4 N_5$ в Γ (N_5 изображает эквиаффинную подгруппу из γ). Проецирование лучами из 0 – изоморфизм $N_3 N_5$. Факторгруппы Γ/N_3 , Γ/N_4 , Γ/N_5 изоморфны соответственно N_4 , N_3 (или N_5) и $\Gamma = N_3 \cup N_4 = N_4 \cup N_5$. Прямая $x_1 = x_3 = 1$, точки которой изображают сдвиги бифлаговой плоскости – коммутант K группы Γ ; факторгруппа Γ/K изоморфна мультипликативной двойных чисел без делителей нуля.

В статье заложены основы нового направления начертательной геометрии – геометрического моделирования алгебраических систем. Методами начертательной геометрии получены реализации рассмотренных групп и алгебр.

Список литературы

1. Коржевина Е.К., Котий О.А., Пеклич В.А. К геометрии проективной группы прямой. Межвузовский республиканский сборник «Геометрия». Вып. 3. Л., 1975.
2. Пеклич В.А. метод Монжа и группа плоских гомологий с общей осью. Сборник трудов ВЗПИ. Вып. 93. М.: 1974.
3. Пеклич В.А. О группе движений псевдоевклидовой плоскости. «Украинский геометрический сборник». Вып. 19. Харьков, 1976.
4. Пеклич В.А., Бабич В.Н. Алгебра прямых трехмерного квазисимплектического пространства. «Украинский геометрический сборник». Вып. 24. Харьков, 1981.
5. Пеклич В.А., Хантурина С.А. К интерпретации пространства антикватернионов в трехмерном квазисимплектическом пространстве. Сборник «Конструктивная алгебраическая геометрия». Вып.200. Ярославль, 1982.

УДК 622,232.8.004.12

ИССЛЕДОВАНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕТОДА ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ УПРАВЛЕНИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ РАЗВЕДОЧНОГО БУРЕНИЯ

ФРОЛОВ С. Г., ПОТАПОВ В. Я., КОЛОКОЛЬЦЕВА Е. Ю.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

Имитационное моделирование представляет собой процесс подбора решений исходя из набора состояний объекта, возможных стратегий процесса, распределения вероятностей состояний объекта и характеристик результата. Задача имитационного моделирования сводится к определению параметров, обеспечивающих максимальное значение полезности процесса. Применение имитационного моделирования позволяет управлять технологическим процессом с наибольшей эффективностью.

Ключевые слова: имитационное моделирование, бурение, технико-технологические решения, управление процессом.

RESEARCH THE POSSIBILITY OF USING SIMULATION METHOD IN THE PROCESS CONTROL OF EXPLORATORY DRILLING

FROLOV, S. G., POTAPOV V. I., KOLOKOLTSEVA E. Y.
Ural state mining University

Simulation modeling is a process of selection of solutions based on a set of object States, possible strategies of the process, distribution of probabilities of object States and characteristics

of the result. The task of simulation is to determine the parameters that provide the maximum value of the process utility. The use of simulation allows you to control the process with the greatest efficiency.

Keywords: simulation modeling, drilling, technical and technological solutions, process control.

Разведочное бурение представляет собой технологический процесс, организуемый и осуществляемый с целью получения материальных форм носителей геологической информации (керна, ствол, шлам и т.д.). Уровень технологической результативности выступает как степень соответствия характеристик материальных форм, получаемых в процессе бурения на данном объекте (выход керна, отклонение трасс скважин и т.д.) характеристикам, обеспечивающим точность и достоверность разведки (минимальный выход керна, максимальное отклонение трасс скважин и т.д.).

Если бы разведочное бурение относилось к жестко детерминированным системам (достаточно точным примером может служить металлообработка), то проектирование и управление им представляло бы собой выбор технологических решений из их множества, обеспечивающих заданный уровень требований с меньшими затратами. Так, например, в металлообработке нерационально использовать прецизионные станки при изготовлении деталей с большими допусками.

Недостаток подобного подхода в разведочном бурении заключается в том, что проектирование технико-технологических решений осуществляется относительно жестко детерминированного объекта, в то время как реальный объект бурения сохраняет свою неопределенность характеристик и взаимосвязей.

Другой подход к управлению процессом разведочного бурения сводит процедуру принятия технико-технологических решений к выбору и реализации того варианта, который успешно зарекомендовал себя на аналогичных объектах даже отвлекаясь от того обстоятельства, что подобный подход теряет свою универсальность при разведке нетрадиционных объектов и появлении принципиально новых технологий, следует отметить следующее. Правомерность технологического вывода о приемлемости или неприемлемости того или иного решения зависит от количества объектов (скважин, рудных подсечений и т.д.), принятых за базу сравнения. Однако стремление повысить достоверность технологического вывода таким путем приводит к тому, что статистическая оптимальность выбранного технико-технологического решения отнюдь не свидетельствует о его оптимальности для разведки реального бурения.

Ответ на вопрос о возможности другого, более эффективного подхода можно получить, рассмотрев специфику разведочного бурения. Разведочное бурение не обычный технологический процесс, так как он имеет смысл только для неизученных объектов, строение и физическое состояние которых до конца неизвестно – иначе зачем вести разведку. И как бы не развивалась техника и технология, ее взаимодействие с неопознанным, неопределенным объектом остается главной специфической чертой, определяющей подход к управлению технологическим процессом.

Неопределенность процесса бурения как процесса взаимодействия средств бурения и объекта разведки с целью получения необходимых и достаточных материальных форм результата проявляется в следующих формах:

неопределенность объекта – атрибутивное свойство объекта разведки, проявляющееся в неопределенности его характеристик и т.д.;

неопределенность характеристик технологических ситуаций – природа данного вида неопределенности обуславливается с одной стороны неопределенностью объекта, а с другой – неоднородностью технологической результативности средств бурения. Например, нельзя однозначно сказать, что применение снаряда СБС даст величину ин-

тенсивности искривления 1 град/м, даже если будут абсолютно точно известны вес значимые геолого-технологические характеристики объекта (интервала) бурения: тип пород, категория буримости, степень метаморфизма и т.д.

Решение задачи выбора технико-технологического решения в этом случае сводится к классическим методам принятия решений в условиях неопределённости [1-4] оперирующими следующими исходными данными:

- набор состояний объекта: $\{X\}_1, \dots, \{X\}_N$. Для разведочного бурения данное множество может выглядеть как набор возможных вариантов реализации разреза, возможных сочетаний конкретных значений характеристик породы на определенном интервале глубин и т.д.;

- множество возможных стратегий или решений: $\{t\}_1, \dots, \{t\}_N$. В нашем случае данное множество представляет собой набор анализируемых технико-технологических решений: варианты технических средств и технологических приемов для повышения выхода керна, конкретные значения углов забуривания скважины, варианты схем установки отклонений и т.д.;

- распределение вероятностей состояний объекта: $P\{X\}_1, \dots, P\{X\}_N$. Для приведенных выше примеров – вероятности реализации вариантов разреза, сочетаний конкретных значений характеристик пород и т.д.;

- распределение вероятностей характеристик результата для конкретных пар $\{X\}_j$ и $\{t\}_k$ - $P/TC_{jk}^1: \{X\}_j, \{t\}_k / \dots P/TC_{jk}^i: \{X\}_j, \{t\}_k /$;

- функции оценки результатов $\varphi/TC_{jk}^1: \{X\}_j, \{t\}_k /$, которые могут служить функциями полезности k -го решения, приводящего к технологической ситуации TC_{jk}^1 в условиях j -го варианта объекта.

На этой основе определяется среднее значение функции полезности (1) $U/\{t\}_k /$

$$U(\{t\}_k) = \sum_{TC^1}^{TC^N} P(TC_{jk}^i | \{X\}_j, \{t\}_k) P\{X\}_j * \varphi(TC_{jk}^i) \quad (1)$$

Таким образом, задача выбора решения в этом случае сводится к задаче математического программирования, в которой максимизируется среднее значение полезности [5].

Непосредственное применение подобной методики в практике управления процессом разведочного бурения затруднено и связано не с трудностями формализации исходных данных (например, задачей нахождения распределения вероятностей), а по следующим причинам: исходная неопределенность объекта и технологической результативности средств бурения (особенно на начальной стадии) дает такое количество вариантов и их сочетаний, что их последовательный перебор, даже с применением ЭВМ требует огромного объема расчетов. Кроме того, процесс бурения, динамично развивающийся во времени и пространстве, дает такую ветвящуюся структуру возможных последствий, что их полный последовательный перебор окончательно становится технически невыполнимым.

Выход из данного положения возможен за счет применения метода имитационного моделирования, базирующегося на классической теории принятия решений в условиях неопределенности и получившего широкое развитие в экономике, космических исследованиях и т.д. [6]. В разведочном деле и в частности в разведочном бурении метод практически не применяется.

Сущность метода заключается в моделировании поведения объекта управления (технологии бурения) путем имитации процесса его функционирования. Возможность моделирования достигается за счет однозначности локального поведения процесса. На практике реализация метода включает в себя:

разработку содержательной модели исследуемого процесса;
разработку программно-математического обеспечения, описывающего функционирование данной модели;

многократное (но конечное) моделирование исследуемого процесса в пространстве исходной неопределённости с целью получения интегральных характеристик процесса.

Интегральные характеристики процесса в зависимости от вида решаемых задач могут быть различны. Например, оценка результативности технико-технологического решения при управлении качеством может производиться по вероятности выполнения геологического задания, затратам на обеспечение заданных характеристик результата и т.д.

Некоторая потеря внешней достоверности в методе имитационного моделирования, связанная с ограниченным числом имитаций процесса для каждого технико-технологического решения, с лихвой компенсируется расширением класса решаемых задач.

Важным качеством имитационного моделирования при его реализации в системе диалога «оператор (технолог) – ЭВМ» является его прекрасные обучающие возможности, что позволяет рассматривать его как эффективное средство приобретения навыков управления сложными технологическими процессами.

Список литературы

1. Майн Х., Осаки Н. Марковские процессы принятия решений. – М.: Наука, 1977.
2. Проблемы проектирования экспертных систем: Тезисы докладов Всесоюзной школы-совещания. 22-30 апреля 1988. – М., 1988.
3. Сулакшин С. С., Спиридонов Б. И. Способ отбора оциенированного керна // Изв. Томского политехнического ин-та, № 177.
4. Хакимов Б. В. Оценка достоверности буровой разведки рудных месторождений // Математические методы и автоматиз. Системы в геологии. Отеч. произв. опыт. Экспресс-информация / ВНИИ экон. минер. сырья и геологразв. работ (ВИЭМС).- 1987. – Вып. 5 – с. 1-12.
5. Евланов Л. Г. Принятие решений в условиях неопределённости. – М.: ИУНХ, 1976.
6. Вилкас Э. И., Майминас Б. З. Решение: теория, информация, моделирование. – М.: Радио и связь, 1981.

СОВРЕМЕННЫЕ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛИ ЧАСТОТЫ ДЛЯ БУРОВЫХ УСТАНОВОК: ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ

ФАЙЗУЛЛИН Р.М.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

В статье рассматриваются тенденции развития преобразователей частоты, которые широко используются на буровых установках. Стабильности работы буровых установок определяется системой управления электроприводами ее механизмов и поэтому необ-

ходима разработка и применение наиболее развитых принципов и алгоритмов их управления.

Ключевые слова: электроприводы, преобразователь частоты, буровая установка, постоянный ток, переменный ток.

MODERN FREQUENCY CONVERTERS FOR DRILLING RIGS: THE TRENDS OF DEVELOPMENT

FAYZULLIN R. M.

Ural State Mining University

The article deals with the development trends of frequency converters, which are widely used in drilling rigs. The stability of drilling rigs is determined by the control system of its mechanisms and therefore it is necessary to develop and apply the most developed principles and algorithms for their control.

Keywords: electric drives, frequency converter, drilling rig, direct current, alternating current.

Характерной тенденцией автоматизированных электроприводов механизмов буровой установки (БУ) является все более широкое применение асинхронных двигателей, управляемых от преобразователей частоты. Сюда можно отнести «преобразователи серии 6RA70 SIMOREG DC MASTER, Sinamics S120, которые являются полностью цифровыми компактными модулями с трёхфазным питанием предназначенные для питания якоря и обмотки возбуждения двигателей постоянного тока (в частности преобразователь SIMOREG, который представляет собой компактный модуль на основе отдельных элементов, благодаря чему обеспечивается максимально удобное обслуживание этого устройства [2]. В результате этого асинхронные двигатели БУ приобретают надежность в эксплуатации и могут длительно работать при повышенных скоростях, в агрессивных средах с заметными перепадами температур, что свойственно буровой установки. Также следует отметить, что применение асинхронных частотно-регулируемых электроприводов механизмов БУ требуют дополнительной коррекции в системах и алгоритмах управления БУ, свойственных приводам постоянного тока, их более глубокого исследования и анализа, а так же оценки технических и энергетических возможностей новых электроприводов.

Что касается стабильности работы БУ определяется системой управления электроприводами ее механизмов и поэтому необходима разработка и применение наиболее развитых принципов и алгоритмов их управления на основе современной микропроцессорной техники. Сюда следует отнести так же разработку и применение аппаратно-программных средств реализации интерфейса «человек-машина» и технического диагностирования состояния электроприводов буровой установки.

Внедрение в БУ новых технических средств на основе микропроцессорной техники одновременно сопровождается проблемой обеспечения их электромагнитной совместимости (ЭСМ), в реальных промышленных условиях эксплуатации что требует анализа электромагнитной обстановки (ЭМО) в районе расположения элементов электроприводов буровой установки, а так же разработки способов и технических средств по обеспечению с их электромагнитной совместимостью. Ясно, что решение указанных проблем при внедрении асинхронного частотно-регулируемого электропривода механизмов буровой установки будет способствовать повышению их надежности, технико-экономических показателей и производительности.

Применение асинхронных частотно-регулируемых электроприводов механизмов буровой установки потребуют дополнительной коррекции в системах и алгоритмах управления буровой установки, свойственных приводам постоянного тока, их более глубокого исследования и анализа, а так же оценки технических и энергетических возможностей новых электроприводов [1].

Следует отметить, что стабильность работы БУ определяется системой управления электроприводами ее механизмов, и поэтому необходима разработка и применение наиболее развитых принципов, и алгоритмов их управления на основе современной микропроцессорной техники. Сюда следует отнести так же разработку и применение аппаратно-программных средств реализации интерфейса «человек-машина» и технического диагностирования состояния электроприводов БУ.



Рисунок 1. Буровая лебедка ЛБУ – 900 ЭТ-3

При модернизации электропривода лебедки буровой установки на основе электродвигателя постоянного тока асинхронный электропривод необходима оценка соответствие требуемых по технологии грузоподъемных характеристик лебедки и механических характеристик предлагаемого асинхронного привода. Подобную оценку можно показать на примере вновь вводимой в эксплуатацию (с участием автора работы) буровой установки БУ 4200/250 ЭЧРК - БМ с асинхронным частотно-регулируемым приводом лебедки типа ЛБУ - 900 ЭТ-3 [1].

Главный привод лебедки осуществляется от асинхронного двигателя GEV28, выходной вал которого, присоединяется к выходному валу коробки передач втулочно-пальцевые муфтой. Выходной вал коробки передач соединен с валом барабана. Переключение передач производится дистанционно с помощью пневмоцилиндров при остановленном двигателе главного привода, и при наложенном механическом тормозе. Основной механический тормоз дисковый, и также дистанционно с помощью электромагнитных клапанов ЭМК управляется пневмоцилиндрами. Вспомогательный (аварийный) привод лебедки осуществляется от электродвигателя АТВ регулятор подачи долота РПД.



Рисунок 2 – Электродвигатель General Electric GEB 28

В соответствии с ГОСТ 16293-89 для буровых установок данного класса рекомендуемая мощность электропривода лебедки должна составлять 900-1100 кВт [6]. На этом основании в качестве главного приводного двигателя лебёдки БУ 4200/250 ЭЧРК-БМ предварительно был выбран асинхронный короткозамкнутый двигатель взрывозащищенного исполнения типа GEB28 производства фирмы General Electric с номинальной мощностью 1120 кВт [5].

Таблица 1. Техническая характеристика двигателя GEB 28

№	Наименование параметра	Значение
1	Номинальная мощность, кВт	1120
2	Номинальное напряжение, В	690
3	Номинальный ток, А	1140
4	Номинальная скорость вращения, об/мин (рад/с)	1070 (112)
5	Частота при номинальной скорости, Гц	53,5
6	Максимальная скорость вращения, об/мин (рад/с)	3000 (314)
7	Номинальный момент, кН·м	10
8	Критический момент, кН·м	21
9	Число пар полюсов	3
10	Схема соединения обмоток	Y
11	Сos φ	0.866
12	КПД %	0,95
13	Момент инерции якоря, кг·м ²	32
14	Класс изоляции	H
15	Степень защиты	IP44
16	Допустимая температура окружающей среды	-45 + 45 °С
17	Габариты, мм	1747x1306x869
18	Масса, кг	3583

Как доказывают расчёты, асинхронный электродвигатель типа GEB 28, применяемый в главных электроприводах БУ 4200/250 ЭЧРК-БМ при его частотном управлении от преобразователя частоты может полностью удовлетворить всем выше изложенным требованиям.

Проверка соответствия выбранного двигателя по мощности, и обеспечения всех технологических требований к приводу лебедки, потребовала ее определение о предельных грузоподъемных характеристиках, включая номинальные и максимальные нагрузки на крюке и двигателе лебедки при всех спуско-подъемных операциях, а также обеспечения максимальной скорости движения крюка при подъеме легких грузов.

В настоящее время на буровых установках используются преобразователи частоты **Sinamics S120**. 6 марта 2017 года в Москве был подписан договор о сотрудничестве с компанией «Сименс» в России, в котором партнеры договорились подготовить план создания буровых комплексов на российских производственных мощностях. В ноябре 2016 года там были выпущены первые комплекты *Sinamics S120* под маркой «Сделано в России» и предприятие приступило к процессу глубокой локализации высокотехнологической продукции.



Рисунок 3 – Sinamics S120

06.03.2017 г. в Москве компании «Уралмаш НГО Холдинг», «Сименс» в России и «Электропром» подписали трёхстороннее Соглашение о сотрудничестве. Стороны намерены взаимодействовать в области создания современного технологического комплекса для морских буровых установок. Партнёры договорились подготовить план создания буровых комплексов на российских производственных мощностях. Речь идёт о локализации производства механического и электротехнического оборудования, используемого на морских буровых установках.[3]

В рамках данной статьи, хотелось бы представить описание преобразователь частоты SINAMICS S120, который активно используется в современных БУ. Интеллект привода с функциями регулирования сосредоточен в модуле управления. Он реализует векторное управление, управление сервоприводами и управление в режиме U/f. Кроме того, в модуле управления выполняется для всех приводов регулирование скорости и момента, а также дополнительные интеллектуальные функции привода.

SINAMICS S120 - функции для повышения эффективности:

- Базовые функции: регулирование скорости, регулирование момента, функции позиционирования

- Интеллектуальные функции автоматического пуска для самостоятельного повторного включения после отключения питания

- Техника ВІСО, встроенные в привод входы-выходы для адаптации привода к конкретной установке

-Встроенные функции безопасности для рациональной реализации концепций защиты

- Регулируемое питание и рекуперация для предотвращения нежелательного влияния на питающую сеть, возврата энергии в режиме торможения и для повышения надежности работы при колебаниях напряжения сети [1].

Список литературы

1. Бабкин Е.А. Совершенствование, исследование и диагностирование систем управления асинхронного частотно-регулируемого электропривода механизмов буровой установки: дис. ... канд. тех. наук / Е.А. Бабкин. – Москва. 2010. –235 с.

2. Научная библиотека диссертаций и авторефератов disserCat <http://www.dissercat.com/content/sovershenstvovanie-issledovanie-i-diagnostirovanie-sistem-upravleniya-asinkhronnogo-chastotn#ixzz5j6mVVrOAM> Моцехейн Б.И., Парфенов Б.М., Шпилевой В.А. Электропривод, электрооборудование и электроснабжение буровых установок. - Тюмень, 1999. - 263с.

3. Файзуллин Р.М. О преимуществах цифрового электропривода Simoreg 6RA7088-6KS22 буровой лебедки Образование и наука: современные тренды. Коллективная монография. Сер. "Научно-методическая библиотека " гл. ред. О. Н. Широков. Чебоксары, 2018.

4. Интернет ресурсы:
[http://www.apro.ru/catalog/D_21_1%20Sinamics%20S120%202006_ru%20\(Catalog\).pdf](http://www.apro.ru/catalog/D_21_1%20Sinamics%20S120%202006_ru%20(Catalog).pdf)
<http://www.uralmash-ngo.com/index.php/2011-07-21-12-45-41?start=15>
http://ormeto-yumz.ru/files/katalog_nbo_19_11_15.pdf

УДК 338.4

CALS-ТЕХНОЛОГИИ В ИНЖЕНЕРНОМ ОБРАЗОВАНИИ

ШАНГИНА Е. И.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

В статье представлен анализ традиционного инженерного образования и инновационного. Такая дифференциация возникла с внедрением информационных технологий практически во все сферы человеческой деятельности, в частности в инженерную деятельность. Инженерное образование должно отталкиваться от нужд и требований экономики и промышленности. Современная техническая промышленность выпускает сложную наукоемкую продукцию с длительным жизненным циклом. Поэтому эта отрасль весьма заинтересована во внедрении технологий непрерывной информационной поддержки жизненного цикла изделий –CALS-технологий.

Ключевые слова: CALS-технологии, интегрированная система, инженерное образование.

CALS-TECHNOLOGIES IN ENGINEERING EDUCATION

SHANGINA E. I.

Ural State Mining University

The article presents the analysis of traditional engineering education and innovation education. This differentiation arose with the introduction of information technology in almost all spheres of human activity, in particular in engineering. Engineering education should be based on the needs and requirements of the economy and industry. Modern technical industry produces complex science-intensive products with a long life cycle. Therefore, this industry is very interested in the introduction of technologies for continuous information support of the life cycle of CALS- technologies.

Keywords: CALS-technologies, integrated system, engineering education.

Инновационная модель образования базируется на культурных и национальных традициях и особенностях, устремлена в будущее, носит опережающий и прогностический характер. Традиционное и инновационное инженерное образование генетически взаимосвязаны, без первого нет второго. От объема и характера традиций в большой степени зависит объем и характер образовательных инноваций. Они представляют собой две противоположные стороны единого образовательного процесса, взаимодействие и противоречие между которыми выступает внутренним источником самодвижения, т.е. перехода к более высокому качественному уровню развития образования. При таком подходе инженерное образование должно отталкиваться от нужд и требований экономики и промышленности. Современное развитие технической промышленности и основной вклад в ускорение перемен, повышение качества технической продукции и сохранение низкого уровня инфляции, которые стали отличительными особенностями

мировой экономики в прошедшее десятилетие, вносят информационные технологии (ИТ) и информационные системы (ИС) в процессы организации бизнеса.

В информатизации технической промышленности сейчас сложились три направления: корпоративные информационные системы (КИС) или интегрированные системы, автоматизирующие административную деятельность, финансы и управление ресурсами; производственные информационные системы – CALS-технологии (CALS – Continuous Acquisition and Life cycle Support – непрерывное развитие и поддержка жизненного цикла, русский аналог ИПИ – Информационная Поддержка жизненного цикла Изделий), обеспечивающие информационную поддержку жизненного цикла изделий (конструирование, технологическое проектирование, производство, эксплуатацию, утилизацию); геоинформационные системы эксплуатации территории, зданий, инженерной инфраструктуры (тепловых, газовых, энергетических, канализационных, телекоммуникационных, транспортных сетей), предприятия (ГИС предприятия).

Современная техническая промышленность выпускает сложную наукоемкую продукцию с длительным жизненным циклом. Поэтому эта отрасль весьма заинтересована во внедрении технологий непрерывной информационной поддержки жизненного цикла изделий – CALS-технологий. Именно в зарубежной технической промышленности (в ее военном секторе) зародились стандарты CALS. Ярким примером здесь служит мировая автомобильная промышленность. В 50-х годах японские автомобилестроители сумели добиться на базе информатизации сокращения срока от замысла до массовой продажи до 3-х лет с повышением качества за счет внедрения знаменитой системы Just-In-Time. С 80-ых основы Just-In-Time стали применяться компаниями в США и других развитых странах. Дизайнеры, инженеры, поставщики, работники производства и сбыта объединились в сплоченные группы на базе электронного общения и более чем вдвое сократили срок от дизайна до продажи. Так, у компании Ford в 1990 году этот срок был 5,5 лет, на каждые 100 машин выявлялось 150 дефектов. В 1998 году продолжительность цикла составила менее 2-х лет, уровень брака упал со 150 до 81 дефекта на 100 машин, число ошибок при поставке компонентов на основе электронной связи сократилось на 72%. Компания Toyota, опередившая своих конкурентов в области применения информационных технологий и систем, превысила эти показатели, сохранив абсолютное лидерство по качеству продукции. В целом по автомобильной промышленности коэффициент брака в 1998 году упал до уровня ниже 1%, прекратились остановки конвейера. Причем резервы этого улучшения далеко не исчерпаны. Проведено в середине 90-х годов британским правительством исследование показало, что между добычей партии алюминиевой руды и появлением алюминиевой консервной банки на прилавке магазина проходит год, почти все это время тратится на ожидание бумажных согласований для каждого этапа переработки продукции.

Российские предприятия также уделяют в последние годы значительное внимание CALS-технологиям. На рубеже столетий при Госстандарте был создан комитет № 431, координирующий работы по CALS-технологиям; создан НИЦ CALS-технологий «Прикладная логистика»; разработана программа стандартизации в сфере CALS-технологий в 2000 - 2003 годах; в авиастроении, судостроении, оборонной промышленности реализуются пилотные проекты по внедрению CALS-технологий. В нашей стране среди пионеров внедрения CALS — АВПК «Сухой», ОАО «Туполев», Конструкторское бюро приборостроения (Тула), Воронежский механический завод. Эти проекты поддерживаются Минпромнауки РФ, Минатомом РФ. В стране были разработаны основополагающие документы в сфере CALS. Внедрением CALS-технологий в производство занимается ряд специализированных организаций.

В ведущих инженерных ВУЗов России (МАИ (ТУ), МАТИ, МГТУ им. Н.Э. Баумана, МГТУ «СТАНКИН», МАДИ, РГАТА им. П.А. Соловьева, УГАТУ, и др.) осу-

ществляется систематическая подготовка специалистов в области CALS-технологий, издаются учебные пособия по CALS-технологиям, проводятся конференции, посвященные CALS-технологиям.

Несмотря на большое внимание к CALS-технологиям имеется проблема по внедрению этой технологии, связанной с этапами жизненного цикла изделия (ЖЦИ). Жизненный цикл (ЖЦ) наукоемкой техники включает в себя следующие основные этапы: фундаментальные и поисковые исследования; маркетинговые исследования; проектирование; изготовление опытных образцов и доводка; технологическая подготовка производства (ТПП); серийное производство; эксплуатация и послепродажное обслуживание; утилизация. ЖЦ предполагает интеграцию всех этих этапов. Однако в России наибольшее внимание традиционно уделяется вопросам автоматизации проектирования изделий, в связи с чем, в широких кругах специалистов и руководителей предприятий термины «CALS» и «САПР» (система автоматизированного проектирования) воспринимаются практически как синонимы, что принципиально неверно. Уже на следующей стадии жизненного цикла изделий – на стадии технологической подготовки серийного производства научные разработки могут претерпевать фиаско. Если же рассматривать этап эксплуатации и послепродажного обслуживания технического изделия, то это наименее исследованная в нашей стране стадия ЖЦ. А задача утилизации практически не имеет решения в нашей стране.

Основой CALS является использование комплекса единых информационных моделей, стандартизация способов доступа к информации и ее корректной интерпретации, обеспечение безопасности информации, юридические вопросы совместного использования информации (в том числе интеллектуальной собственности), использование на различных этапах ЖЦ автоматизированных программных систем (CAD/CAM/CAE, PDM, PLM, MRP/ERP и др.), позволяющих производить и обмениваться информацией в формате CALS.

Внедрение CALS-технологий принципиально неверно воспринимать лишь как тотальную автоматизацию традиционных этапов. CALS-технологии – не столько технический, сколько организационно-экономический процесс, базирующийся на реинжиниринге бизнес-процессов (Business Process Reengineering, BPR), что подразумевает фундаментальное переосмысление и перепроектирование бизнес-процессов предприятия с целью повышения эффективности его работы. Следует также подчеркнуть, что CALS-технологии поддерживают широкий сквозной бизнес-процесс. Отставание с внедрением CALS-технологий сделает для предприятий невозможным участие в международной кооперации, негативно отразится на конкурентоспособности и привлекательности производимой продукции, послужит причиной потери определенных сегментов рынка.

Таким образом, разработка модели ЖЦИ является не менее сложной задачей, чем разработка наукоемкого инновационного продукта. Подготовка специалистов в вузе нацелена, прежде всего, на разработку программно-аппаратных средств этапа проектирования CALS.

В то же время, серьезной методологической проблемой на пути внедрения ИПИ-технологий остается необходимость создания единой модели изделия на протяжении всего жизненного цикла. Поэтому учебный курс в вузе по CALS-технологиям должен быть интеграционным и включать программу подготовки специалистов инженерного, управленческого и инженерно-экономического профиля, а не только специалистов ИТ-служб для предприятий (как принято считать традиционно), которым предстоит заниматься управлением жизненным циклом продукции технической промышленности.

МОДЕЛИРОВАНИЕ КАК МЕТОД НАУЧНОГО ПОЗНАНИЯ

ШАНГИНА Е.И.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

В статье с позиций общенаучной методологии приведен анализ современных взглядов на концепцию моделирования, как с практической, так и с методологической точки зрения. Сделана попытка понять теоретические и философские аспекты моделирования как познавательного процесса. Основная задача данной работы осмыслить ту роль, которую играло и играет моделирование в становлении науки и техники, выявить философскую основу моделирования. В качестве примера представлен метод компьютерного моделирования для создания имитационной модели бизнес-процесса. Показано, что при решении задачи в сфере рекламы модель выступает как элемент её оптимизации.

Ключевые слова: модель, моделирование, имитационное моделирование.

THE MODELING AS METHOD OF SCIENTIFIC KNOWLEDGE

SHANGINA E. I.

Ural State Mining University

The article from the standpoint of the general scientific methodology provides an analysis of modern views on the concept of modeling, both from a practical and methodological point of view. An attempt was made to understand the theoretical and philosophical aspects of modeling as a cognitive process. The main task of this work is to comprehend the role that modeling played and plays in the development of science and technology, to reveal the philosophical basis of modeling. As an example, a computer simulation method is presented for creating simulation models of a business process. It is shown that when solving a problem in the field of advertising the model acts as an element of its optimization.

Keywords: model, modeling, simulation modeling.

Моделирование есть особый вид деятельности по построению или выбору моделей для познания действительности для определенных целей. И как всякая деятельность, она имеет практическое содержание. Исторически первыми моделями, отражающими реальные объекты и явления, считаются наскальные рисунки, а затем языковые знаки (слова), которые возникли в ходе развития человечества. Следующим этапом развития моделирования считают возникновение числовых обозначений. Сведения о результатах первоначально сохранялись в виде зарубок, которые затем трансформировались в цифры как системы знаков. В научных исследованиях моделирование стало применяться еще в глубокой древности. Например, в Древней Греции V-III вв. до н.э. была создана геометрическая модель Солнечной системы. Таких примеров можно привести множество. Причем моделирование как метод научного познания постепенно проникло во все области научных знаний, среди которых: техническое конструирование, строительство, архитектура, астрономия, математика, физика, химия, биология, а также гуманитарные и общественные науки.

В статье под *моделью* понимается (от лат. *modulus* – мера, образец) материальный или идеальный объект, который рассматривается для изучения исходного объекта (ори-

гинала) и отражает наиболее важные (с точки зрения цели изучения) свойства, качества или параметры оригинала. *Моделирование* – это построение моделей объектов (предметов, явлений, процессов), существующих в действительности, т.е. замена реального объекта его подходящей копией для исследования этих объектов познания. Главная особенность моделирования заключается в том, что это метод познания с помощью объектов-заместителей. Модель выступает как своеобразный инструмент познания, который исследователь ставит между собой и объектом, и с помощью которого изучает интересующий его объект. Следовательно, процесс моделирования включает три обязательных компонента: субъект (исследователь), объект исследования и модель, опосредующую отношения познающего субъекта и познаваемого объекта.

Фундаментальным теоретическим обоснованием моделирования является понятия гомоморфизма и изоморфизма.

Гомоморфизм (от греч. «гомос» - одинаковый, общий и «морфэ» - вид, форма) – такое соотношение между двумя системами, что:

– каждому элементу и каждому отношению между элементами первой системы соответствуют один элемент и одно отношение второй (но необязательно наоборот);

– когда для ряда элементов первой системы выполняется некоторое отношение, то и для соответствующих элементов второй системы выполняется соответствующее отношение [1. С.64]. Причем, одна система называется оригиналом (прообразом), а другая – гомоморфным образом (отображением) или моделью первой системы (т.н. гомоморфное отображение моделируемого объекта). В таком отображении сходство модели с оригиналом всегда неполное. Модель лишь приближенно отражает некоторые свойства (параметры) оригинала. При этом оригинал может иметь различные гомоморфные ей модели.

Изоморфизм (от греч. «изос» - равный, «морфэ» - вид, форма) – соотношение между двумя любыми объектами тождественной структуры. Между элементами изоморфных объектов существует взаимно однозначное соответствие: каждому элементу (и отношению между ними) одного объекта точно соответствует один элемент (и отношение) другого объекта, и наоборот [Там же]. Однако, в общем случае, элементов модели может быть и два, и три и т. д. (например, точке трехмерного пространства соответствуют две проекции этой точки и, наоборот), но они должны быть поставлены в соответствие только одному элементу. При изоморфизме одна система может быть моделью другой, и наоборот: вторая система может рассматриваться в качестве модели первой системы. В этом состоит принципиальное отличие изоморфизма от гомоморфизма, при котором однозначность предполагается только в одну сторону. Такое различие можно пояснить на следующем примере. Чертеж топографической поверхности, отображающей земную поверхность, на аудиторной доске и на листе бумаги – изоморфные по отношению друг к другу объекты. Но этот чертеж является гомоморфной моделью по отношению к самой земной поверхности.

Изоморфная модель точнее отображает действительность, чем гомоморфная. Однако при моделировании сложных объектов, процессов, явлений, в частности, при моделировании земной поверхности, используют в основном именно гомоморфные модели. Это связано в первую очередь со сложностью отображения оригинала, ведущего к упрощению модели.

Моделирование – один из основных способов исследования явлений и процессов окружающей действительности. Он основывается на принципах аналогии и подобия и связан с такими категориями, как абстракция, гипотеза и др. Согласно теории подобия при моделировании необходимо учитывать следующие положения [2].

1. Подобные явления протекают в подобных системах и могут быть представлены в математических или логических зависимостях. Эти зависимости должны быть, безусловно, или условно однородны.

2. Два или несколько множеств называются подобными, если их элементы взаимно однозначны, соответствуют друг другу, а всякое преобразование элементов одного множества соответствует преобразованию элементов другого множества.

3. Моделирование происходит на основе схематизации объекта изучения путем выделения тех свойств и сторон, которые в данной модели выступают как основные и существенные. Модель и объект моделирования связываются определенными ограничениями за счет коэффициента подобия.

4. Условия подобия являются общность и равенство одноименных критериев подобия.

5. Моделирование происходит из учета взаимосвязанных качественных и количественных характеристик изучаемого объекта.

Существует большое количество классификаций моделей, которым соответствуют определенные виды моделирования. Общепринятой точки зрения в этом вопросе пока нет. В исследовании [Там же. С. 27] различаются следующие виды моделей: 1) по видовому признаку – материальные, идеальные, предметные, символические; 2) по форме выражения – механические, логические, математические; 3) по предмету исследования – физические, химические, технические, физиологические и др.; 4) по природе явления – социальные, экономические, биологические, психологические, молекулярные, квантовые и др.; 5) по задачам исследования – эвристические, прогностические; 6) по степени точности – приближенные, точные, достоверные, вероятностные и др.; 7) по объему – полные и неполные; 8) по способу выражения – знаковые, вещественные, графические; 9) по свойствам отображения – функциональные, информационные, системные.

Кроме этого, модели могут подразделяться по признаку абстрактности на идеальные и материальные [Там же, С. 28]. Идеальные модели могут быть следующих видов:

- 1) *Мысленные*, которые делятся на:
 - чувственно-образные (конкретные предметные образы, наглядные картины реального и сказочного мира, абстрактные образы и т.д.);
 - логические (понятия, определения, суждения, умозаключения, теоремы и т.д.);
 - эвристические (поиски, гипотезы, теории и т.д.).
- 2) *Словесно-языковые*:
 - естественные языковые модели;
 - модели, построенные на искусственных языках;
 - условные и условно-языковые сигналы.
- 3) *Знаково-символические*:
 - символические (топографические планы, схемы, карты, чертежи, диаграммы, номограммы, гистограммы, графики и т.д.);
 - изобразительные (графы, сети, решетки, символика нейтронных цепей и т.д.);
 - знаковые (формулы, таблицы, алфавиты, знаковые системы и т.д.).

Материальные модели могут быть следующими:

- 1) *Предметно-вещественные*:
 - натуральные (муляжи, куклы, театральные представления и т.д.);
 - макетирование (технические модели, стенды, макеты и т.д.);
 - вещественно-замещенные (по структуре, функции и т.д.);
 - идеализированные (по структуре, функции и т.д.).

- 2) *Изобразительные:*
 - фотографические (голографические, кино, фото и т.д.);
 - рисунки (картины, рисунки, эскизы, аппликации и т.д.);
 - идеализированные (идеализированные рисунки и т.д.);
 - модели на основе естественных звуков и языков;
 - модели на базе видеозаписей цвета и изображения;
 - модели на базе звукозаписи.
- 3) *Технические:*
 - измерительные (инструментальные измерения и т.д.);
 - управления (АСУ на ЭВМ);
 - программно-эвристические.

В работе [4] приводится другая классификация моделей, которая также доказывает применение моделирования практически во всех сферах деятельности:

- по характеристике объекта моделирования (модель внешнего вида; модель структуры; модель поведения);
- по сферам деятельности субъекта моделирования (познавательные, коммуникативные, модели, возникающие в сфере практической деятельности);
- по сущности (вещественно-энергетические (натуральные), идеальные (воображаемые), информационные);
- по роли управления объектом моделирования (регистрирующие, эталонные, прогностические, имитационные, оптимизационные);
- по степени формализации (неформализованные, частично формализованные, формализованные);
- по учету фактора времени (статические, динамические, детерминированные, стохастические).

В этой же работе приводится классификация информационных моделей (описание объекта на каком-либо языке), где выделяются следующие виды: 1) дескриптивные (выраженные на языке описания), среди которых: модели, выраженные на естественном языке (словесное описание); на специальном языке; научные (математические формулы, алгоритмы); технические (техкарты, программы); 2) смешанные: таблицы; графы (деревья, сети, блок-схемы); схемы, карты, видеофильмы; 3) наглядные (выраженные на языке представления): рисунки, чертежи, графики, фотографии.

Рассмотрим один из вариантов классификации моделей по средствам моделирования. По этому признаку модели делятся на материальные и идеальные.

Материальная модель – это реально существующий объект, который воспроизводит основные геометрические, физические, динамические и функциональные характеристики изучаемого объекта. Из материальных моделей используются статические модели геометрически подобные (модели геометрических фигур и тел из разного материала). Процесс построения материальной модели называется материальным (предметным) моделированием. Это экспериментальный метод, который состоит в исследовании модели как материального объекта.

Идеальное моделирование принципиально отличается от материального. Оно основано не на материальной аналогии объекта и модели, а на аналогии мыслимой, идеальной. Оно носит теоретический характер. Различают три вида идеального моделирования: мысленное (умственное), знаково-символическое, иконическое (образное) моделирование.

Мысленным (умственное) называют *моделирование*, основанное на интуитивном представлении об объекте исследования, не поддающемся формализации или не нуждающемся в ней, в форме описания на естественном языке.

Знаково-символическое моделирование, использующее в качестве модели для описания свойств и/или характеристик объекта или события математические символы и методы (уравнения, неравенства, формулы, логические условия и т. д.). Другое название этих моделей - *математические модели* – описание объекта с помощью математической символики. В математическом моделировании выделяются два вида: аналитическое и компьютерное, которые все больше переплетаются и дополняют друг друга.

Для построения знаково-символических моделей очень важно, чтобы объект, явление или процесс поддавался аналитическому описанию.

Иконическое (визуально-образное) *моделирование*, использующее в качестве модели, представляющую исследуемый объект аналогом (подобием), который ведет себя как реальный объект, но не выглядит как таковой (разного рода рисунки, чертежи, схемы, передающие в визуально-образной форме структуру или другие особенности моделируемых объектов).

Важнейшим видом иконического моделирования является геометрическое моделирование и его разновидность – геометро-графическое моделирование. В техническом образовании эти виды моделирования играют особую роль, поскольку различного рода чертежи и изображения являются своего рода языком инженера. Рассмотрим эти виды моделей и моделирования.

Геометро-графическая модель – это приближенное представление (изображение) какого-либо множества объектов, явлений внешнего мира в виде совокупности геометрических многообразий и отношений между ними для получения новых знаний о другом объекте (оригинале). В геометрической модели могут отображаться элементы разной размерности (в каких-либо сочетаниях и отношениях между собой), имеющие свою внутреннюю структуру. Геометрические модели включают и количественные отношения элементов модели. Это количественные характеристики геометрических фигур, полученные в результате измерений. Это функциональные зависимости между параметрами модели и их аналитические обобщения, связанные с производными, интегралами и т.д. Это алгебраические выражения, направленные на численную реализацию количественных (и качественных) закономерностей (свойств) модели, а, следовательно, и реального моделируемого объекта. При этом геометрическое моделирование непосредственно связано с математическим [4].

Таким образом, геометрическое моделирование позволяет с помощью геометрических преобразований исследовать пространственные (пространственноподобные) формы, отношения (количественные и качественные), закономерности, свойства, присущие объектам реального мира. В то же время, геометрическим и в целом математическим понятиям и теориям присуща высокая степень абстрактности. К важнейшим видам абстракции, имеющим важное значение для математики, относятся:

- абстракция идеализации – отождествление между собой предметов определенного класса и наделение их идеальными, воображаемыми свойствами, которыми реальные предметы не обладают или обладают лишь с определенной степенью приближения (понятия геометрической точки, линии, фигуры и др.);
- абстракция потенциальной бесконечности (понятие бесконечного множества, неограниченность продолжения прямой в обе стороны, число точек на отрезке, прямой, плоскости и др.);
- абстракция над абстракциями (многоступенчатая абстракция) - образование новых обобщенных понятий при отождествлении объектов уже являющихся некоторыми абстракциями (понятия вектора, группы, поля, многомерных пространств, в т.ч. бесконечных и др.).

При *аналитическом моделировании* формирование модели производится в основном с помощью точного математического описания объекта исследования. При *компью-*

ютерном моделировании математическая модель создается и анализируется с помощью вычислительной техники и в результате чего эта математическая модель представляется как *информационная* (компьютерная) модель. В этом случае применение соответствующих компьютерных систем позволяет достаточно легко получать любые аналитические решения.

В последние годы развивается особый вид компьютерного моделирования – *имитационное моделирование* (от англ. simulation modeling) предполагает имитацию реального процесса и включает в себя как процесс создания модели, так и ее исследование с помощью вычислительной техники. *Имитационной моделью* реального процесса (объекта, явления) называют компьютерную программу этого процесса вместе с алгоритмом, описывающим течение этого процесса. Имитационное моделирование позволяет имитировать поведение системы во времени. Достоинством является то, что в модели можно управлять временем, а именно если процесс быстропротекающий, замедлять его, а если процесс медленно изменяется, то ускорять время. Имитационные модели появились в связи с развитием века цифровых, информационных технологий, что позволило внедрять производство уникальных изделий, объектов, выполняется компьютерным имитационным моделированием, производить реальные эксперименты. Цель имитационного моделирования состоит в воспроизведении поведения исследуемой системы на основе результатов анализа наиболее существенных взаимосвязей между ее элементами или другими словами — разработке симулятора исследуемой предметной области для проведения различных экспериментов.

Имитационное моделирование является одним из базовых инструментов конструирования сложных экономических систем и бизнес-процессов. Имитационное моделирование позволяет интегрировать математические и геометрические (визуально-образные) методы с практическим и теоретическим опытом специалистов-практиков. Имитационное (компьютерное) моделирование экономических процессов применяется в случаях: – для управления сложным бизнес-процессом (имитационная модель управляемого экономического объекта в этом случае используется в качестве инструментального средства в контуре адаптивной системы управления, создаваемой на основе информационных технологий); – в случае проведении экспериментов с дискретно-непрерывными моделями сложных экономических объектов (имитационная модель управляемого экономического объекта в этом случае используется для получения и отслеживания динамики в экстренных ситуациях, связанных с рисками).

В литературе не существует общей точки зрения по вопросу о том, что понимать под имитационным моделированием. Существуют различные трактовки:

– в первой — под имитационной моделью понимается математическая модель в классическом смысле;

– во второй — этот термин сохраняется лишь за теми моделями, в которых тем или иным способом разыгрываются (имитируются) случайные воздействия;

– в третьей — предполагают, что имитационная модель отличается от обычной математической более детальным описанием, но критерий, по которому можно сказать, когда кончается математическая модель и начинается имитационная, не вводится.

Этапы процесса построения математической модели сложной системы:

1. Формулируются основные вопросы о поведении системы, ответы на которые мы хотим получить с помощью модели.

2. Из множества законов, управляющих поведением системы, выбираются те, влияние которых существенно при поиске ответов на поставленные вопросы.

3. В дополнение к этим законам, если необходимо, для системы в целом или отдельных ее частей формулируются определенные гипотезы о функционировании.

Связь между имитационными моделями и моделями процессов заключается в возможности преобразования модели процессов в неполную имитационную модель. Имитационная модель дает больше информации для анализа системы, в свою очередь результаты такого анализа могут стать причиной модификации модели процессов.

Имитационная модель включает следующие основные элементы: 1) источники и цели; 2) очереди; 3) оборудование.

На рис. 1 изображено имитационное моделирование бизнес-процесса «Создание рекламного продукта».



Рисунок 1 – Имитационное моделирование бизнес-процесса «Создание рекламного продукта»

Далее были введены следующие параметры: 1) времени; 2) ресурсов; 3) стоимости. На рис. 2 можно увидеть заполнение параметра времени. Как можно увидеть, в расчет берется один рабочий день, равный 8 часам. Далее, на рис. 3 изображено заполнение параметра стоимости.



Рисунок 2 – Параметр времени



Рисунок 3 – Параметр стоимости

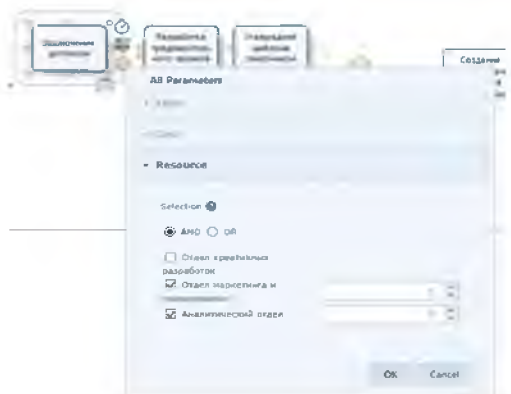


Рисунок 4 – Параметр ресурсов

Заполняя параметр стоимости, мы выделяем 5000 – это фиксированная стоимость на основные компоненты работ. И в конце, на рис. 4 можно увидеть заполнение параметра ресурсов.

Далее все данные, которые были нами получены в процессе имитационного моделирования, были перенесены в табл. 1.

Для более детального понимания времени выполнения протекающих работ, были экспортированы данные длительности бизнес-процессов (табл. 2).

Таблица 1. Экспорт данных

Resource	Utilization	Total fixed cost	Total unit cost	Total cost
Отдел креативных разработок	31,42%	0	102240	102240
Отдел маркетинга и планирования	18,14%	0	78720	78720
Аналитический отдел	1,90%	0	7200	7200

Таблица 2. Длительность работ

Name	Type	Instances completed	Instances started	Min. time (m)	Max. time (m)	Avg. time (m)	Total time (m)	Min. time waiting resource (m)	Max. time waiting resource (m)	Avg. time waiting for resource (m)	Standard deviation waiting resources (m)	Total time waiting resource (m)	Total fixed cost
Process 1	Process	1	1	25102,49	25102,49	25102,49	19680						
Начало процесса	Start event	1											
Заключение договора	Task	1	1	480	480	480	480	0	0	0	0	0	5000
Разработка предварительного проекта	Task	2	2	8640	8782,49	8711,24	17422,49	0	142,49	71,24	71,24	142,49	10000
Утверждение шаблона заказа	Task	2	2	480	480	480	960	0	0	0	0	0	10000
ExclusiveGateway	Gateway	2	2										
Создание окончательного макета	Task	1	1	3840	3840	3840	3840	0	0	0	0	0	1000
Отправка на печать	Task	1	1	1440	1440	1440	1440	0	0	0	0	0	20000
Составление отчета	Task	1	1	960	960	960	960	0	0	0	0	0	6000
Конец процесса	End event	1											

Можно сделать вывод, что имитационное моделирование является неотъемлемой частью анализа бизнес-процесса, так как с помощью него можно «проиграть» действия системы и посмотреть, как данный бизнес-процесс будет работать в реальности и сколько будет стоить.

Сейчас трудно указать область человеческой деятельности, где не применялось бы моделирование. Для каждой системы могут быть созданы свои модели, для определенных целей, решающие поставленные задачи. Перед реализацией каждого технического, педагогического, научного, организационного, управленческого и др. проекта должно проводиться моделирование. Метод научного познания – моделирование является одним из наиболее приемлемых адекватных, объективных и надежных методов научных исследований, позволяющих максимально объективно и всесторонне анализировать многие явления или процессы в большинстве наук при минимальных потерях и риске.

Список литературы

1. Лопатников Л.И. Экономико-математический словарь: Словарь современной экономической науки / Л.И. Лопатников. – М.: Дело, 2003. – 520 с.
2. Аношкин А.П. Основы моделирования в образовании: учеб. пособие / А.П. Аношкин. – Омск: Изд-во ОмГПУ, 1998. – 114 с.
3. Бешенков С.А. Моделирование и формализация: методич. пособие / С.А. бешенков, Е.А. Ракитина. – М.: Лаборатория базовых Знаний, 2002. – 336 с.
4. Шангина Е.И. Методологические основы формирования структуры и содержания геометро-графического образования в техническом вузе в условиях интеграции с общеинженерными и специальными дисциплинами. [Текст]: дисс. ... док. пед. наук: 13.00.08 / Елена Игоревна, Шангина – М, 2010. – 365 с.

ИНЖЕНЕРНАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ ПО СОЗДАНИЮ ЕДИНОГО ЖИЗНЕННОГО ЦИКЛА ТЕХНИЧЕСКОГО ИЗДЕЛИЯ В АСПЕКТЕ ИНТЕГРАЦИИ ИНЖЕНЕРНОГО ОБРАЗОВАНИЯ

ШАНГИНА Е. И.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

В статье представлен анализ развития инженерного образования в аспекте внедрения CALS-технологий в промышленности. Подготовка специалистов высокой квалификации возможна на основе интеграции общеинженерного, специального образования и промышленной деятельности. В настоящее время основным направлением модернизации промышленности является ее информатизация. Комплексную информатизацию инженерной деятельности предприятия определяет информационная поддержка жизненного цикла изделий – CALS (Continuous Acquisition and Life cycle Support) или в более широком смысле PLM (Product Life Cycle Management).

Ключевые слова: CALS-технологии, эффективность, интегрированная система, инженерное образование.

ENGINEERING ACTIVITIES TO CREATE A SINGLE LIFE CYCLE OF TECHNICAL PRODUCTS IN THE ASPECT OF INTEGRATION OF ENGINEERING EDUCATION

SHANGINA E. I.

Ural State Mining University

The article presents an analysis of the development of engineering education in the aspect of the introduction of CALS-technologies in industry. Training of highly qualified specialists is possible on the basis of integration of General engineering education, special education and industrial activity. Now the main direction of modernization of the industry is its Informatization. Complex Informatization of engineering activity of the enterprise is determined by the information support of the life cycle of the enterprise – CALS (Continuous Acquisition and Life Cycle Support) or in the broader sense of PLM (Product Life Cycle Management).

Keywords: CALS-technologies, efficiency, integrated system, engineering education.

Анализ инженерной деятельности показывает, что в связи с решением современных инженерных задач функции инженера в настоящее время расширяются, а деятельность инженера направлена на решение междисциплинарных задач, основанных на синтезе различных отраслей науки. Деятельность инженера направлена, с одной стороны, на создание искусственных, т. е. не существовавших ранее в природе, конкурентоспособных объектов, с использованием технических средств и научных исследований, необходимых для удовлетворения материальных и духовных потребностей общества, с учетом рыночных тенденций. С другой стороны, инженер должен решать задачи по проведению экспертизы продукции с учетом потребительских предпочтений, по разработке стратегических целей и тактических задач производственно-рыночной деятельности с учетом развития техники, технологии и науки. Кроме этого, компетентный инженер, способен предоставить информацию о сущности, качестве, особенностях това-

ров, услуг, идей, явлений и процессов общественной жизни через систему моделей – образов, символов, знаков и т.п. с целью создания высокого имиджа предприятия, который может быть подготовлен только на основе синтеза естественных, гуманитарных и технических наук. Рассогласованность инженерной деятельности с потребительскими предпочтениями и интересами приводит к созданию объектов, не востребованных обществом (действительно, зачем нужно изобретать какой-либо технический объект, если он не найдет своего применения). Связь технического объекта как объекта инженерной деятельности с человеком определяет интенсификацию социальных отношений (производственно-технических, транспортных, коммуникативных, территориальных и пр.), а также их упорядочивание, достижение социально-политических целей. Особенность инженерного мышления объясняется тем, что инженерное знание выступает синтезом различных отраслей знания. Так, например, первые инженеры – это одновременно художники-архитекторы, консультанты-инженеры по фортификационным сооружениям, артиллерии и гражданскому строительству, алхимики и врачи, математики, естествоиспытатели и изобретатели, которые обратились за помощью к математике (геометрии) и механике, из которых они заимствовали знания и методы для проведения инженерных расчетов. К ним относятся великие ученые: Леон Батиста Альберти, Леонардо да Винчи, Николо Тарталья, Джироламо Кардано, Джон Непер и др.

Подготовка инженера на основе взаимосвязи общепрофессионального и специально-технического образования усиливается в современных условиях, поскольку эта тенденция образования ориентирует его на длительную перспективу, предполагает комплексное решение задач повышения качества образовательного процесса и, способствует приобретению системы целостных знаний, подготовке высококвалифицированных специалистов. Подготовка специалистов высокой квалификации возможна на основе сочетания, взаимосвязи, взаимопроникновения и, наконец, интеграции общеинженерного и специального образования. Сущность такого интегративного явления в образовании подтверждается единством объективного мира, взаимной связью явлений природы, общества и природы, а также необходимостью их системного целостного познания. Мир един, а разные науки имеют свой предмет, объект и свои средства изучения, т.е. изучают природу и общество в определенном аспекте.

Сегодня основным направлением модернизации промышленности и строительства является комплексная информатизация, от которой напрямую зависит конкурентоспособность предприятий, качество и сроки модернизации выпускаемых и используемых изделий, производительность труда. Комплексную информатизацию инженерной деятельности предприятия определяет информационная поддержка жизненного цикла изделий – ИПИ (за рубежом CALS – Continuous Acquisition and Life cycle Support – непрерывное развитие и поддержка жизненного цикла, а в более широком смысле PLM – Product Life Cycle Management) и инфраструктуры – ИПИН (за рубежом – ILM – Infrastructure Life Cycle Management). Жизненный цикл изделий включает маркетинг, разработку технического задания, технического предложения, технического и рабочего проекта, инженерный анализ, технологическую подготовку производства, собственно производство, эксплуатацию, модернизацию, ремонт и утилизацию. Иногда эти этапы перекрываются или интегрируются. Под инфраструктурным объектом понимаются региональные или муниципальные районы, городские комплексы, гидроузлы, транспортные и телекоммуникационные системы, сети инженерного обеспечения, торговые и развлекательные центры, предприятия, сооружения, университеты и т.д. Таким образом, жизненный цикл инфраструктурного объекта состоит из этапов маркетинга, технического задания, технического и рабочего проекта, строительства, сдачи в эксплуатацию, эксплуатации, проекта реконструкции, реконструкции, иногда нескольких циклов эксплуатации и реконструкции, реконструкции, проекта демонтажа и демонтажа.

Главная цель ИПИ- и ИПИИ-технологий – создание единого информационного пространства изделия или инфраструктурного объекта, организация полного документооборота, обеспечение единообразного описания и интерпретации проектной, технологической, производственной или строительной, модернизационной или реконструкционной документации, ее унификация и стандартизация, оперативный и наглядный доступ к ней в нужное время, в нужном месте, в нужном объеме, в нужном представлении. Применение ИПИ- и ИПИИ-технологий позволяет значительно повысить качество, свести к минимуму возможности появления ошибок при проектировании, производстве и строительстве, эксплуатации, модернизации и реконструкции. Применение ИПИ- и ИПИИ-технологий направлено на реализацию единой общей задачи – на разработку модели объекта (изделия, процесса), причем в связи со стратегией информатизации такая модель обязательно должна иметь электронное геометрическое воплощение, представляющую собой набор данных, однозначно определяющих форму и размеры изделия, что ставит геометро-графическое образование на передовые позиции.

Российские предприятия также, как и зарубежные уделяют в последние годы значительное внимание информационным технологиям и информационным системам, связанным с единым жизненным циклом изделия (ЖЦИ). В ведущих инженерных ВУ-Зов России (МАИ (ТУ), МАТИ, МГТУ им. Н.Э. Баумана, МГТУ «СТАНКИН», МАДИ, РГТА им. П.А. Соловьева, УГАТУ, и др.) осуществляется систематическая подготовка специалистов в области CALS-технологий, издаются учебные пособия по CALS-технологиям, проводятся конференции, посвященные CALS-технологиям. Однако, в некоторых инженерных вузах не решена проблема модернизации образования. Нет определенного мнения о структуре и содержании инженерного образования. Однако в России наибольшее внимание традиционно уделяется вопросам автоматизации проектирования изделий, в связи с чем, в широких кругах специалистов и руководителей предприятий термины «CALS» и «САПР» (система автоматизированного проектирования) воспринимаются практически как синонимы, что принципиально неверно. Уже на следующей стадии жизненного цикла изделий – на стадии технологической подготовки серийного производства научные разработки могут претерпевать фиаско. Если же рассматривать этап эксплуатации и послепродажного обслуживания технического изделия, то это наименее исследованная в нашей стране стадия ЖЦ. А задача утилизации практически не имеет решения в нашей стране.

Инженерная деятельность возникла и конституировалась с отделением умственного труда от физического. Исключительной функцией инженера с древнейших времен и до наших дней считается интеллектуальное обеспечение целостного процесса создания технического изделия как объекта инженерной деятельности, который включает в себя все этапы жизненного цикла. Поэтому CALS-технологии следует рассматривать не только как технический, но, прежде всего, как организационно-образовательный феномен структуризации и содержания образования будущих инженеров. С этой точки зрения, CALS – это целостная стратегия бизнеса, нацеленная на совместное создание ценности всеми участниками ЖЦИ, взаимодействующими в рамках единого информационного пространства.

ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ ПРОСТРАНСТВО. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ЭЛЕМЕНТЫ

САМОХВАЛОВ Ю. И., ПАВЛОВА Н. П.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

Строятся геометрические модели многомерных пространств по единому алгоритму:

1. Определение гиперэлемента конструируемого многомерного пространства.
2. Разработка симплекса пространства и его элементный состав.
3. Отображение симплекса пространства на чертеже, схеме или в виде формул.

Ключевые слова: гиперэлемент, симплекс, алгоритм, многомерное пространство.

GEOMETRICAL SPACE. GEOMETRIC ELEMENTS

SAMOKHVALOV Y. I., PAVLOVA N. P.

Ural State Mining University

Geometric models of multidimensional spaces are constructed using a single algorithm:

1. Definition of hyperelementary design of the multidimensional space.
2. Development of the simplex space and its elementary composition.
3. The mapping simplex of the space in the drawing, the diagram or in the form of formulas.

Keywords: hyperalert, simplex, algorithm, multidimensional space.

Реальный мир, место обитания человека, определяется как трехмерное пространство. Это соответствует восприятию окружающих предметов – мебель, комнаты, дома и т.п., характеризующихся длиной, шириной и высотой. Для обывателя факт трехмерности не вызывает ни малейших сомнений, но для математиков и физиков этот вопрос банальным не является. Вопрос о трехмерности пространства поставлен еще философами древности, а его решение [2] математически строгое достигнуто в XX веке.

Вопрос трехмерности нашего пространства для инженера вполне исчерпывающе решается наличием системы прямоугольных декартовых координат, благодаря которой легко и просто определяются метрические характеристики любого материального объекта и его положение относительно других объектов.

Трехмерное геометрическое пространство вполне определяется конструкцией из трех взаимно перпендикулярных направлений – оси прямоугольных декартовых координат Ox , Oy и Oz (рис. 1) с единичными отрезками e_x , e_y , e_z .

Эта конструкция является абстрактной моделью реального пространства, абстрактной потому, что она существует только в воображении и может быть отображена на бумаге также как гринвичский меридиан – начало отсчета долготы, географической координаты u на поверхности земли. В Гринвич можно приехать, но найти и увидеть гринвичский меридиан наверняка не удастся, а на глобусе, модели земного шара, можно.

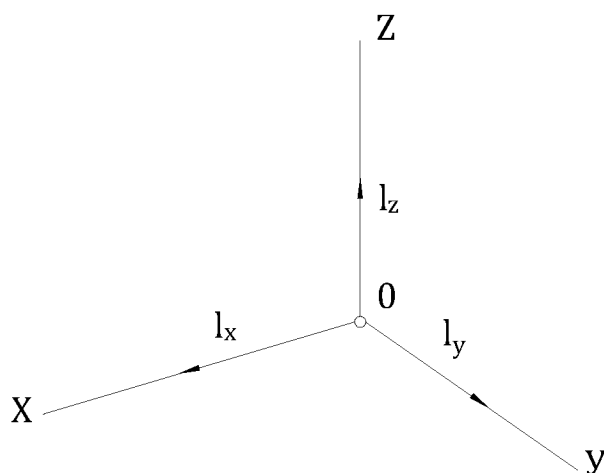


Рисунок 1 – Репер трехмерного пространства

Геометрическое пространство является моделью реального пространства и объекты геометрического пространства отличаются от объектов реального мира, изучаемых естественным образом. Объекты геометрического пространства создаются и изучаются геометрией, они отображают с достаточной степенью точности форму, размеры и взаимное расположение реальных объектов. Чертеж кирпича является идеальным воплощением (моделью), реальный кирпич далек от идеала – ребра его весьма отдаленно напоминают прямые линии, грани кирпича далеки от идеальных плоскостей. Стена здания – идеальная плоскость на чертеже, в действительности не ровная, грани кирпича перемежаются швами скрепляющего раствора, образующими то щели (между кирпичами), то выпуклые, неправильной формы настилки.

Все геометрические модели строятся из унифицированных геометрических элементов, арсенал которых не велик – это точка, прямая или кривая линия, плоскость, как правило плоская фигура, ограниченная отрезками прямых или кривых линий, и кривая поверхность. Перечисленные геометрические элементы являются «строительным материалом» для создания моделей трехмерного пространства и его объектов. Геометрическая модель (чертеж) строится на плоскости, а процесс построения чертежа называется моделированием.

Геометрические модели и процессы моделирования изучает наука «Начертательная геометрия», она же решает весь спектр метрических и позиционных трехмерных задач на плоской модели.

1. *Понятие симплекса пространства.*

Простейшая геометрическая модель трехмерного пространства (R^3) может быть определена четверкой некопланарных точек (не лежащих в одной плоскости) рис. 2.

Однако на рис. 2 не понятно взаимное положение точек, поэтому эта модель не годится ни для геометрических построений, ни, тем более, для решения геометрических задач. Если соединить точки прямыми линиями, то получится каркас из шести замкнутых на четыре вершины отрезков прямых, но это действие практически не добавит технологичности модели. Каждая тройка точек из данной четверки определяет плоскость, а плоскости в геометрии считаются непрозрачными, в результате получается пространственная конфигурация (рис. 2), состоящая из четырех вершин, шести ребер и четырех граней, две из которых будут видимыми – 123 и 234, а грани 124 и 134 – невидимые. Если невидимыми (штриховая линия) сделать ребро 23. То видимость граней поменяется. В любом случае на рис. 2 достаточно наглядно представлен фрагмент трехмерного пространства. Композицию четырех точек, шести ребер и четырех граней

условно можно назвать тетраэдром (четырёхгранник), правда в данном случае (см. рис. 2) равенство граней и ребер не обязательно, в отличие от правильного многогранника тетраэдра.

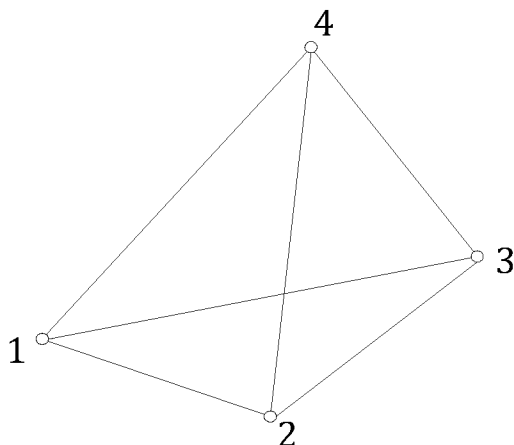


Рисунок 2 – Четверка некомпланарных точек. Тетраэдр – симплекс пространства R^3

Для трехмерного пространства (R^3) тетраэдр 1234 является симплексом (simplex, лат. – простой). Симплекс пространства подобен атому химического элемента, но в отличие от атома симплекс является величиной безразмерной, т. е. произвольной.

2. Понятие геометрического элемента.

Определение симплекса пространства, как композиция вершин, ребер и граней фактически вводит понятие геометрических элементов – точки, прямой и плоскости. Эти понятия вводятся в курсе школьной геометрии и не вызывают никаких сомнений, однако есть смысл уточнить понятие геометрических элементов.

Геометрический элемент – точка не имеет размеров, т. е. «ничто» не имеющее размеров является фактически «ничем». В самом деле точка это абстрактное понятие, не существующее в реальном мире. Модель точки – след от острия карандаша на бумаге, кружочек или окружность.

Прямая линия также, как точка не может существовать самостоятельно поскольку она не имеет поперечных размеров. Это «ничто» имеющее протяженность. Модель прямой (кривой) – линии, проведенные карандашом на бумаге. В процессе моделирования используются линии различной толщины и начертания [3] для обозначения различных свойств моделей. Геометрический элемент линия (прямая или кривая) непрерывна, бесконечна, протяженная, однородна, не содержит никаких других элементов.

Подобное определение можно дать плоскости. Плоскость (поверхность) – геометрический элемент имеет протяженность (длину и ширину) при полном отсутствии толщины, не содержит в себе никаких других элементов, бесконечна, непрерывна, однородна.

3. Геометрическое пространство и симплекс.

Данные выше определения точки, прямой и плоскости возможно не самое удачное, но вполне достаточное для того, чтобы приступить к определению геометрического пространства.

Если взять геометрический элемент прямую линию l (рис. 3),

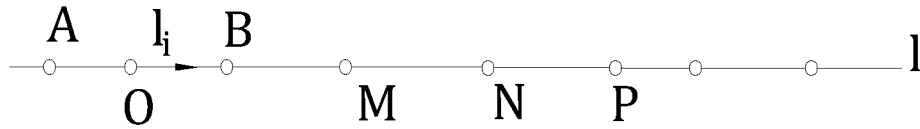


Рисунок 3 – Прямая линия l – одномерное пространство $R1$

отметить на ней произвольную точку O , «населить» ее множеством точек A, B, C, \dots , множеством пар точек или отрезков MN, PQ, \dots , то прямая l превратится в одномерное пространство, а «население» его A, B, MN, \dots с их расположением и отношениями создает внутреннюю геометрию линейного одномерного пространства $R1$. Пространство $R1$ имеет свой симплекс – это отрезок прямой с двумя точками – концами отрезка 1 и 2 (рис. 4).



Рисунок 4 – Симплекс пространства $R1$

По аналогии можно создать двумерное геометрическое пространство $R2$ на плоскости или на поверхности, (в частности на сфере), как это великолепно сделано в [5].

Симплекс двумерного пространства можно представить в виде конфигурации трех точек и трех отрезков (рис. 5).

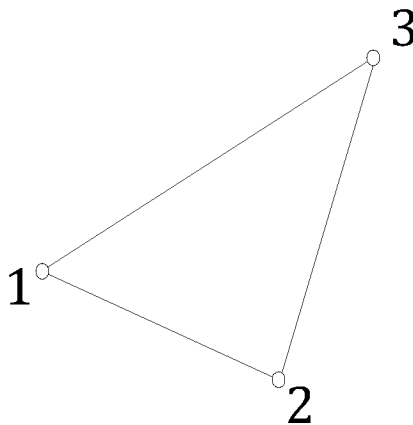


Рисунок 5 – Симплекс пространства $R2$

Если описанная конструкция одномерного и двумерного пространства верна, то формирование трехмерного геометрического пространства должно соблюдать закономерность их построения, т. е. нужно взять некий геометрический элемент, имеющий три измерения и «заселить» его геометрическими элементами – точками, линиями, плоскостями, а также мерными геометрическими телами и их композициями и получить трехмерное пространство. Такой геометрический элемент в геометрии известен [4] под названием *гиперплоскость*. Велико искушение дать определение этому геометрическому элементу. Гиперплоскость как геометрический элемент, подобно точке, прямой или плоскости не имеет конкретных размеров, не содержит в себе никаких иных

геометрических элементов. Как абстрактное геометрическое понятие гиперплоскость может занимать все трехмерное пространство.

Модель гиперплоскости также условна, как сама гиперплоскость. В определении гиперплоскости было заявлено отсутствие иных геометрических элементов, однако моделью гиперплоскости на чертеже приходится принимать тетраэдр (см. рис. 3). Эту условность придется принять поскольку нет другого варианта модели.

В имеющихся определениях геометрических пространств и геометрических элементов возникают определенные трудности: геометрический элемент прямая и геометрическое одномерное пространство тоже прямая. Геометрический элемент плоскость и геометрическое двумерное пространство – плоскость. Такое положение может вносить путаницу в понятиях и определениях, однако прецедент трехмерного пространства и его элемента гиперплоскости подсказывает мысль о введении единого термина для обозначения геометрических элементов. В качестве такого термина в рабочем порядке можно принять гиперплоскость с обозначением пространства принадлежность плюс единица, тогда гиперплоскость трехмерного пространства ($R3$) можно обозначить $H4$ (H – начальная буква слова *hyper*, *греч.* – над, сверх; $4 = m + 1$, где m – размерность пространства). Число 4 соотносится, равно числу точек (вершин) симплекса – $R3$.

Гиперплоскость двумерного пространства $H3$ (геометрический элемент – плоскость), гиперплоскость одномерного пространства $H2$ (прямая), нульмерного пространства $H1$ (точка).

В сторону увеличения мерности пространств – четырехмерное пространство вписывается в $H5$, пятимерное – $H6$ и т. д. Если выстроить все пространства в ряд, то для R получится ряд целых чисел (1), а гиперплоскости $H1$ составят соответствующий ряд (2).

$$(m) R - 0, 1, 2, 3, 4, 5, 6, \dots n \quad (1)$$

$$(k = m + 1) H1 - 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, \dots m + 1 \quad (2)$$

Если симплекс пространства определяется как минимальная и достаточная конструкция полностью определяющая пространство и поскольку здесь предпринята попытка определить все геометрические элементы одним словом «гиперплоскость» с соответствующим индексом, то симплекс представляет собой замкнутую композицию гиперплоскостей полностью определяющую пространство любого числа измерений.

На основе рядов (1) и (2) составляется таблица гиперплоскостей пространств измерения от 0 до n (табл. I). В таблице I верхняя строка – ряд целых чисел (1) определяет мерность пространства Rm . Левая колонка таблицы – гиперплоскости Hk (геометрические элементы) пространств от $k = 1$ до $k = n$. Вертикальные колонки таблицы определяют симплекс соответствующего пространства и его элементарный состав. Например, симплекс трехмерного пространства $R3$ представлен одной гиперплоскостью $H4$, в состав симплекса также входят четыре гиперплоскости $H3$, шесть гиперплоскостей $H2$ и четыре гиперплоскости $H1$.

Горизонтальные строчки таблицы определяют число гиперплоскостей в симплексе соответствующего пространства (Ri), например, $H4$ в пространствах $R0$, $R1$, $R2$ отсутствует, в $R3$ – 1, в $R4$ – 5, в $R5$ – 15 и т. д.

Таблица I обладает свойством треугольника Паскаля [1] т. е. каждое значение числа в любой клетке таблицы равно сумме чисел соседней левой клетки и клетки. Расположенной над ней, например, число 10 в клетке

$$(R4/H3) = 4 (R3/H3) + 6 (R3/H2) \quad (3)$$

H_k/R_m	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11...
$H1$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
$H2$		1	3	6	10	15	21	28	36	45	55	66
$H3$			1	4	10	20	35	56	84	120	165	220
$H4$				1	5	15	35	70	126	210	330	495
$H5$					1	6	21	56	126	252	362	692
$H6$						1	7	28	84	210	362	724
$H7$							1	8	36	120	330	692
$H8$								1	9	45	165	495
$H9$									1	10	55	220
$H10$										1	11	66

Используя это свойство таблицы можно достаточно просто определить число L_i в любой клетке таблицы. Чтобы определить число в клетке с координатами ($R15/H4$) пришлось бы строить достаточно длинную таблицу. Можно избежать этой утомительной процедуры, используя формулу (3) – число сочетаний из $m_i + 1$ по k_i . Пример: определить число в клетке таблицы с координатами $R15/H4$.

$$L_{(15/4)} = C_{15+1}^4 = \frac{(15+1)!}{[15-(4-1)]! \cdot 4!} = \frac{16!}{12! \cdot 4!} = 1812$$

Полученное значение 1812 определяет число гиперплоскостей $H4$ в симплексе пятнадцатимерного пространства.

Список литературы

1. Броншт И. Н. Семендяев К. А. Справочник по математике /М. «Наука» 1981.-720 с.
2. Горелик Г. Е. Почему пространство трехмерное?/М. «Наука» 1982.-168 с.
3. ЕСКД Общие правила выполнения чертежей. М. изд-во стандартов 1991.- 240 с.
4. Кокстер Г. С. М. Введение в геометрию М. «Наука» 1966.-648 с.
5. Эббот Э. Флатландия, Бюргер Д. Сферландия М. «Мир» 1976.- 358 с.
6. Бабич В. Н. Графоаналитические основы и принципы инвариантности в архитектуре и дизайне. Уч.-е пособие . Екатеринбург, УрГАХА. 2003.- 226 с.
7. Пеклич В. Н. Высшая начертательная геометрия. Изд-во Ассоциация строительных вузов. М. 200.- 344 с.
8. Шангина Е. И. Инженерная графика. Теория и приложения. Екатеринбург, изд-во УГГУ., 2005.- 256 с.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

УДК 622.7.06:622.85:504.06

ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЭКОЛОГООРИЕНТИРОВАННОЙ КОМПЛЕКСНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИЕЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПОДЗЕМНОГО ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

ГОБОВ Н. В., СОЛОМЕИН Ю. М.
ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

В статье изложена новая геотехнология отработки мощных глубокозалегающих железорудных месторождений с целью повышения эффективности и безопасности добычи и переработки рудного сырья путем использования дополнительных нестандартных процессов и факторов не связанных с подземной геотехнологией. Перенос процесса обогащения в подземные условия позволил кроме сохранения земной поверхности также сформировать комплексную экологоориентированную безотходную подземную геотехнологию путем применения подземного обогатительного комплекса вблизи ведения очистных работ на безопасном рас стоянии, включающего процессы дробления, измельчения, обогащения, и транспортные системы перемещения грузов. Таким образом, устраняются парадоксальные недостатки традиционной технологии добычи и переработки рудного сырья – транспортирование горной массы до ствола, перегрузочные процессы, подъем на поверхность и обратная подача отходов обогащения в виде закладочного материала в шахту для заполнения отработанных камер. Кроме того, формирование подземного комплекса позволило объединить комплекс процессов добычи систем с обрушением при выемке верхнего яруса и системами с закладкой – нижнего яруса в одном шаге вскрытия с целью увеличения годовой производительности в два раз, при этом отходы обогащения используются для закладки отработанных камер нижнего яруса. Произведено экономико-математическое моделирование и сравнение разработанных вариантов геотехнологии с размещением обогатительной фабрики на земной поверхности, разработан научно-методический материал расчета предложенной геотехнологии с применением подземного обогатительного комплекса. Установлен сдерживающий фактор освоения железорудных месторождений и технологическое решение его устраняющее.

Ключевые слова: железорудное месторождение, подземная геотехнология, геотехнологическая стратегия, горнотехническая система, подземный обогатительный комплекс, чистый дисконтированный доход, экономико-математическое моделирование.

DEVELOPMENT OF DEPOSITS OF ENVIRONMENTAL-ORIENTED COMPREHENSIVE GEOTECHNOLOGY USING THE UNDERGROUND PROCESSING COMPLEX

GOBOV N. V., SOLOMEIN Yu. M.
Institute of mining UB RAS

The article presents a new geotechnology for mining of wide deep-seated iron ore deposits in order to increase the efficiency and safety of mining and processing of ore raw materials

through the use of additional non-standard processes and factors not related to underground geotechnology. The transfer of ore processing to the underground space allowed, in addition to preserving the earth's surface, also to form a complex ecologically oriented waste-free underground geotechnology through the use of an underground processing complex near the clean-up operations, including crushing, grinding, processing, and cargo transport systems. Thus, the paradoxical shortcomings of the traditional technology of mining and processing of ore raw materials are eliminated - transportation of rock to the shaft, transshipment processes, lifting to the surface and returning of processing waste in the form of filling material to the mine to fill waste chambers. In addition, the formation of an underground complex allowed the complex of the systems extraction processes to collapse with the upper tier collapse and the lower tier systems with a backfill in one opening step in order to increase the annual productivity by two times, while the beneficiation waste is used to backfill chambers of the lower tier. An economic-mathematical modeling and comparison of the developed geotechnology options with the placement of a processing plant on the earth's surface has been carried out, a scientific and methodological material has been developed for the valuation of the proposed geotechnology using an underground processing complex. A deterrent to the development of iron ore deposits and a technological solution to eliminate it have been established.

Keywords: iron ore deposit, underground geotechnology, geotechnological strategy, mining system, underground processing complex, net discounted income, economic and mathematical modeling.

Перед современной мировой горнодобывающей промышленностью стоят две серьезные проблемы: удовлетворение постоянно растущего спроса на полезные ископаемые при практической невозобновляемости минеральных ресурсов; сохранение экологического баланса в геосферах Земли и уменьшение вредного влияния на окружающую среду, при огромных объемах, извлекаемых из недр и перерабатываемых горных масс, имеющимися технологиями. Разработка месторождения в экологическом плане всегда представляет собой развитие во времени и пространстве природно-технической системы, в которой обе составляющие находятся в антагонистическом противоречии, при этом все экологические ограничения определяются законами развития природы, а возможности выполнения этих ограничений связаны с особенностями и свойствами применяемых геотехнологий [1-3].

В настоящее время в подземной геотехнологии, в связи с понижением ведения горных работ и ухудшением горно-геологических факторов, экологической безопасности и возникает необходимость использовать дополнительные вспомогательные процессы. [4-6].

Между тем создание экономически и экологически эффективных геотехнологий добычи и переработки природных ресурсов, способствующих бесконфликтности развития технологии и биосферы, представляется весьма сложной и актуальной задачей. Признанным в мире подходом к решению подобных задач является разработка и применение новых технологий в соответствии с принципом «более чистого производства» (Cleaner Production), акцентирующим внимание не на очистке и обезвреживании образовавшихся отходов, а на уменьшении объемов их образования и степени опасности в процессе производства. В горной науке направление создания малоотходных и безотходных технологий, имеющих замкнутый цикл обращения твердых, жидких и газообразных элементов, разрабатывается достаточно давно, а одним из наиболее реальных решений этой экологической проблемы при подземной разработке считается переход от отработки запасов сверху вниз к их освоению снизу вверх [7, 8].

На примере освоения глубоких горизонтов Естюнинского месторождения разработаны и оценены варианты геотехнологической стратегии (ГС). В основу ГС кроме

вышеперечисленного положена концепция восполнения выбывающих мощностей Высокогорского ГОКа с производственной мощностью шахты Естюнинская от 2,5 до 5 млн. т руды в год. Согласно данной концепции разработано 5 вариантов ГС и сконструированы соответствующие технологические схемы, различающиеся по признакам: производственная мощность шахты; порядок отработки этажей во времени и в пространстве; система разработки; место расположения ОК; способ погашения камер; место утилизации отходов ГОП.

Формируется подземный обогатительный комплекс (ПОК) путем переноса процесса обогащения с поверхности в подземные условия и его привязкой к шагу вскрытия транспортной системой перемещения грузов, согласованной с восходяще-нисходящим порядком выемки руды системами с обрушением и с закладкой отходами обогащения (рис. 1) [9-12]. Её основные положения:

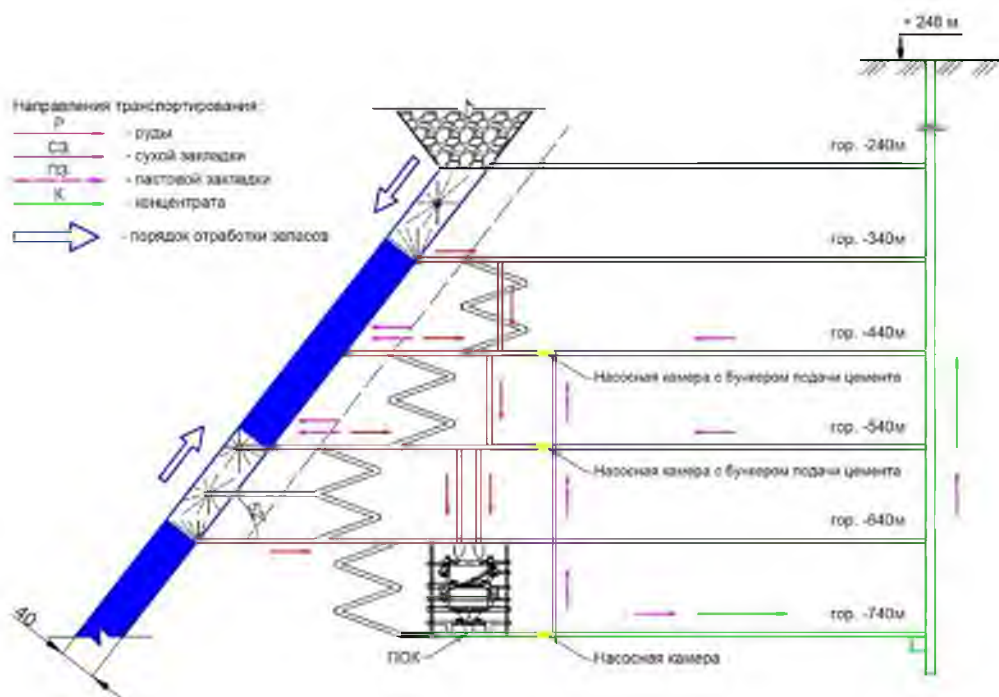


Рисунок 1 – Комплексная эколого-ориентированная подземная геотехнология добычи и переработки рудного сырья

- подземный обогатительный комплекс (ПОК), располагаемый вблизи ведения очистных работ на безопасном расстоянии, включает в себя дробильно-измельчительную надстройку и усреднительную систему;

- восходяще-нисходящий порядок отработки запасов системами с обрушением верхнего яруса и с закладкой нижнего, позволяющий в два раза увеличить производительность рудника;

- ПОК сочетается с транспортной системой перемещения грузов: руды до приемных бункеров по рудоспускам под собственным весом, отходов обогащения сухой и мокрой магнитной сепарации (СМС и ММС) насосами фирмы Putzmeister по трубам для закладки отработанных камер [13, 14];

- рудный концентрат готовый для реализации выдается на поверхность по трубам насосами фирмы Putzmeister, при этом упрощается сеть околоствольных дворов за счет снижения суммарной длины и сечения выработок, также сокращается сечение и количество стволов.

Таким образом, устраняются парадоксальные недостатки традиционной технологии добычи и переработки рудного сырья – транспортирование горной массы до ствола, перегрузочные процессы, подъем на поверхность и обратная подача отходов обогащения в виде закладочного материала в шахту для заполнения отработанных камер.

Установлено оптимальное место расположения ПОК по критерию суммарных капитальных и эксплуатационных затрат: в горизонтальной плоскости по центру тяжести суммарных вскрываемых запасов, в вертикальной – по критерию минимума суммарных приведенных капитальных затрат на вскрытие и эксплуатационных затрат на транспортирование грузов руды, породы, хвостов обогащения и концентрата (рис. 2) [15, 16].

Вся добытая руда из обоих ярусов перепускается под действием силы тяжести к подземному обогатительному комплексу, где совместно дробится, измельчается и обогащается, комплекс размещается максимально приближенно к рудному телу ниже уровня отработываемых запасов нижнего яруса, по центру тяжести отработываемых запасов обоих ярусов, а рудоспуски для перепуска добытой руды из верхнего и нижнего ярусов к обогатительному комплексу располагаются за зоной сдвижения пород лежащего бока от отработки нижнего яруса, при этом хвосты обогащения транспортируются от обогатительного комплекса на вышележащие горизонты нижнего яруса и размещаются в отработанных камерах нижнего яруса в качестве закладочного материала.

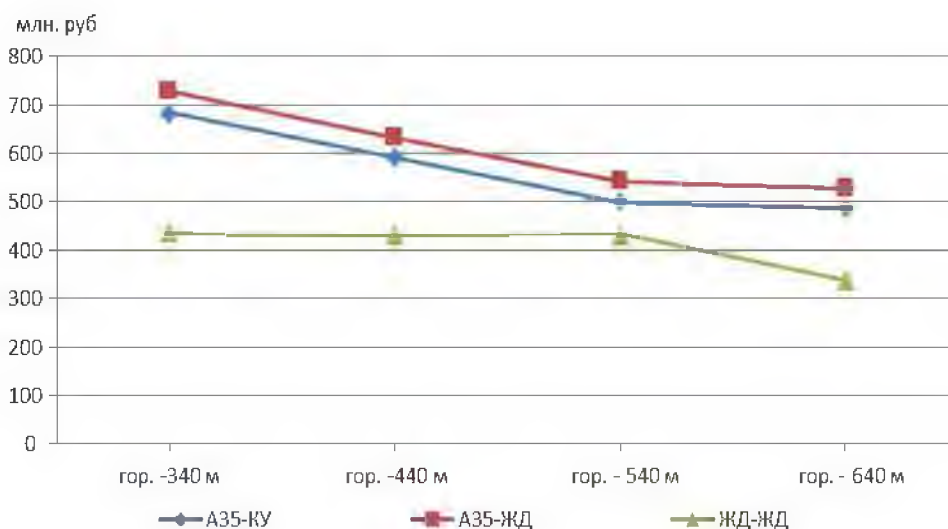


Рисунок 2 – Зависимость суммарных приведенных капитальных и эксплуатационных затрат на транспортирование грузов от высотного расположения ПОК
 А35 – автосамосвал грузоподъемностью 35 т; КУ – конвейерный уклон; ЖД – электровоз

Методика оценки и выбора вариантов ГС в шаге освоения месторождения учитывает комплекс как производственного, так и экологического эффектов от реализации стратегических решений [12, 17]. Для всесторонней оценки вариантов ГС применяется комплексный эколого-экономический критерий. Для оценки экономического эффекта в качестве критерия принят максимум чистого дисконтированного дохода (ЧДД), учитывающий динамику развития горнотехнической системы (ГТС) во времени, записанный в следующем виде,

$$\text{ЧДД} = (\sum \text{Ц}_{it} - \sum \text{К}_{it} - \sum \text{Э}_{it} - \sum \text{СЭП}_{it}) / (1+E)^t \rightarrow \text{max, руб.}, \quad (1)$$

где Π_{it} – доход от реализации продукции, получаемый в t -ом году реализации i -ого варианта ГС, руб./год; K_{it} – капитальные затраты на строительство шахты и ОК в t -ом году реализации i -ого варианта ГС, руб./год; Ξ_{it} – эксплуатационные затраты на процессы добычи и обогащения руды в t -ом году реализации i -ого варианта ГС, руб./год; $СЭП_{it}$ – денежная оценка социально-экологических последствий от реализации i -го варианта ГС, руб./год; E – норма дисконта, доли ед.; t – изменяется в пределах от 0 до T , равного времени строительства шахты и отработки запасов в новом шаге.

Для оценки экологического эффекта от реализации ГС предложено в качестве критерия принять степень замкнутости соответствующей ГТС. При этом под замкнутой понимаем ГТС, за пределы которой выходит только реализуемый продукт, а образующиеся твердые отходы утилизируются внутри данной ГТС. Тогда показатель замкнутости ГТС η равен отношению суммарного объема отходов V^o к объему пустот V^n , образующихся в рамках ГТС

$$\eta = V^o/V^n \rightarrow 1. \quad (2)$$

Если $0 \leq \eta \leq 1$, то ГТС замкнута, если $\eta > 1$, то ГТС не замкнута.

Для выбора лучшего варианта ГС выдвинут комплексный эколого-экономический критерий в виде глобального критерия принятия компромиссного решения R , рассчитываемого как минимум суммы баллов по обоим критериям с учетом их веса

$$R = k_{чдд}r_{чдд} + k_{\eta}r_{\eta}, \rightarrow \min \quad (3)$$

где $r_{чдд}$, r_{η} – рейтинг по критерию ЧДД и η , соответственно. Более высокий рейтинг (минимальное количество баллов) получает вариант ГС с лучшим значением критерия; $k_{чдд}$, k_{η} – вес критериев ЧДД и η в глобальном критерии. Поскольку данные веса относятся к взаимно противоположным критериям, то в соответствии с императивом *Cleaner Production* можно принять их равноправными, например равными 1.

Следующим этапом стало экономико-математическое моделирование (ЭММ) вариантов ГС освоения нижних горизонтов Естюнинского железорудного месторождения. Для этого была написана компьютерная программа в приложении *Excel* пакета программ *Microsoft Office*. Программа ранжирует варианты ГС по критериям «Показатель замкнутости ГТС» и «Чистый дисконтированный доход». По каждому из двух критериев варианту ГС присваивается рейтинг $r_{чдд}$ и r_{η} . Более высокий рейтинг (минимальное количество баллов) получает вариант с лучшим значением критерия. Выручаемый при освоении нового шага ЧДД приведен на рисунке 3, показатели и рейтинги по вариантам ГС – в таблице 1.

Особое внимание заслуживают варианты 4, 5(а) и 5(б), отличающиеся очередностью строительства ПОК в календарном графике строительства горных работ для освоения месторождения. Строительство ПОК в подземных условиях являются сдерживающим фактором в сравнении с размещением на поверхности. Результаты расчета ЧДД варианта стратегии 5(а) с последовательным порядком строительства ПОК под землей, снижают значимость формируемой горнотехнической системы в общем оценочном рейтинге и сдерживают освоение месторождения за счет увеличения времени вскрытия и подготовки. Вариант 5(б) занимает первое итоговое место в рейтинге по критерию ЧДД выше, за счет параллельного строительства ПОК во времени и пространстве со вскрытием и подготовкой месторождения к добыче до начала ведения очистных работ.

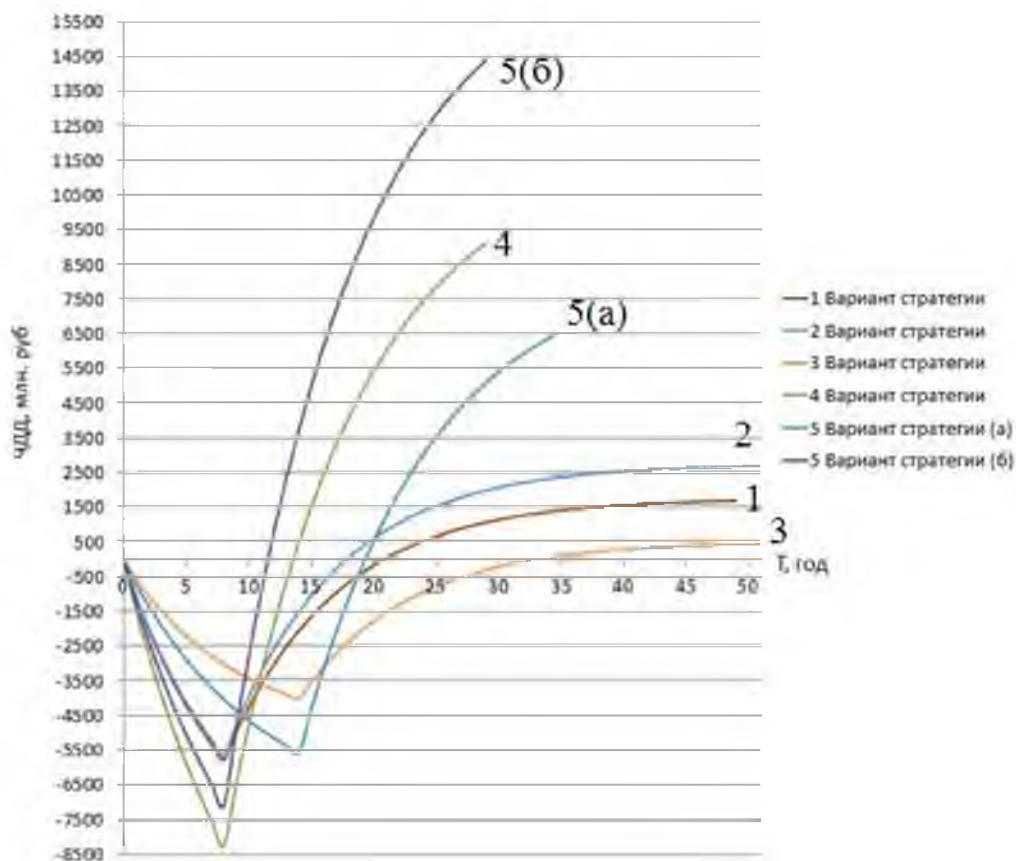


Рисунок 3 – ЧДД и сроки освоения по вариантам ГС

Таблица 1 – Показатели и рейтинги вариантов ГС

Показатели	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	Вариант 5 (а)	Вариант 5 (б)
Показатель замкнутости ГТС, доли ед.	-	1,43	1,43	2,85	2,85	2,85
Рейтинг по критерию η , баллы	6	1	1	3	3	3
ЧДД, млн. руб.	1695	2702	456	9121	6564	14402
Рейтинг по критерию ЧДД, баллы	5	4	6	2	3	1
Комплексный эколого-экономический критерий, баллы	11	5	7	5	6	4
Итоговое место варианта ГТС в рейтинге	6	2	5	2	4	1

Техническим результатом предложенной геотехнологии является повышение эффективности технологии добычи и переработки рудного сырья за счет снижения капитальных и эксплуатационных затрат на транспортирование руды и отходов обогащения, используемых в качестве закладочного материала, путем максимального приближения подземного обогатительного комплекса к рудному телу.

Новизна и эффективность разработанной геотехнологии заключается в объединении двух технологических комплексов в единый – добычи рудного сырья, увеличен-

ной в два раза, и его переработки в замкнутом окolorудном подземном пространстве с последующей выдачей на поверхность готового для реализации концентрата.

Технический результат достигается тем, что вся добытая руда из обоих ярусов перепускается под действием силы тяжести к подземному обогатительному комплексу, где совместно дробится, измельчается и обогащается. Комплекс размещается максимально приближенно к рудному телу ниже уровня обрабатываемых запасов нижнего яруса, по центру тяжести обрабатываемых запасов обоих ярусов. Рудоспуски для перепуска добытой руды из верхнего и нижнего ярусов к обогатительному комплексу располагаются за зоной сдвижения пород лежащего бока от отработки нижнего яруса. При этом хвосты обогащения транспортируются от обогатительного комплекса на вышележащие горизонты нижнего яруса и размещаются в отработанных камерах нижнего яруса в качестве закладочного материала.

В условиях применения ПОК с целью сокращения времени на освоение месторождения и денежных средств рекомендуется соблюдать следующие условия:

1. Подготовку и строительство ПОК вести параллельно и независимо от общих работ вскрытия и подготовки месторождения.

2. Время на строительство ПОК должно быть равно или меньше общего времени на вскрытие и подготовку месторождения (до начала ведения очистных работ).

3. Вскрывающие и подготовительные выработки для строительства ПОК, ствол и квершлаг, повторно использовать для выдачи концентрата шламонасосами по трубам на поверхность.

4. Высотные камерные выработки комплекса проходить снизу вверх используя силы гравитации.

5. Эффективность ЧДД освоения месторождений зависит от времени на вскрытие и подготовку месторождения к добыче.

Таким образом, сформирована и обоснована конкурентно способная горнотехническая система добычи и переработки рудного сырья в рамках стратегических решений. Путем применения двух комплексов: добычи нисходяще-восходящим порядком выемки системами с обрушением и закладкой и комплекса подземного обогащения ПОК переростки рудного сырья включающего дробление измельчение и обогащение. При этом транспортные системы перемещения грузов в замкнутом окolorудном пространстве являются связующим звеном процессов добычи и обращения. На завершающем этапе, на базе разработанных научно – методических положений и методик [15, 17], сформулирована и обоснована горнотехническая система добычи и переработки рудного сырья с применением ПОК и выдачей концентрата, готового для реализации, на поверхность.

На заседании Президиума УрО РАН 13.12.2018г. с позиции государства четко было сказано «эффективность предлагаемых новых технических решений должна оцениваться в разы, но не менее чем в полтора раза».

В целях повышения эффективности для освоения глубокозалегающих месторождений, проведены дополнительные исследования, преимущества которых достигаются за счет дополнительного сокращения времени на параллельное строительство ОФ и дробильно-измельчительной надстройки путем предварительно пройденных ствола и квершлагов к ПОК. При этом ПОК и транспортные системы перемещения руды и отходов обогащения строятся не независимо от общей системы вскрытия и подготовки месторождения.

При этом эффективность ЧДД предложенной геотехнологии с применением ПОК в 2,5 и более раз выше традиционной за счет новых не стандартных технических решений путем сокращения времени строительства ПОК, производительность горнорудного предприятия выросла в 2 раза, окупаемость вложенных средств в годах снизи-

лась в 2,5 раза. Получено 2 патента на технологические решения [10, 16], подана заявка на изобретение.

Область применения комплексной экологоориентированной геотехнологии с применением ПОК определяется эффективностью чистого дисконтированного дохода освоения глубоко залегающих рудных месторождений в зависимости от географических и инфраструктурных особенностей.

Рекомендуемая область применения геотехнологии с применением подземного обогащения на примере Дашкесанского месторождения: в условиях высокогорной местности, взамен подвесной канатной дороги, для транспортирования руды до ФО; в районах вечной мерзлоты Якутии; в степной местности породные терриконы и отходы обогащения с примесью ядовитых цианидов из шламохранилищ отравляют окружающую среду; сохранение окружающей среды в центральных районах отдельный вопрос и не требует доказательств.

Список литературы

1. Галченко Ю. П., Сабянин Г. В. Экологическая оценка воздействия подземных геотехнологий на атмосферу земли // Экологические системы и приборы. – 2013. – № 10. – С. 56–60.

2. Калабин Г.В. Спутниковый мониторинг природной среды при открытой разработке Олимпиадинского золоторудного месторождения // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2013. №1. С. 177–184.

3. Александрова Т.Н. Геоэкологическая оценка состояния компонентов природной среды с использованием геоинформационных технологий в зоне влияния горноперерабатывающего предприятия // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2013. №1. С. 185–193.

4. Трубецкой К. Н. О новых подходах к обеспечению устойчивого развития горного производства / К. Н. Трубецкой, С. В. Корнилков, В. Л. Яковлев // Горный журнал. – 2012. – №1. – С. 15–19.

5. Трубецкой К.Н. Проблемы и перспективы развития ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения недр земли / К.Н. Трубецкой, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. - №4. – С.116–122.

6. Каплунов Д. Р. Современное содержание методологии проектирования освоения недр // Недропользование – XXI век. 2008. № 1. С. 32–34.

7. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Научно-методические основы проектирования экологически сбалансированного цикла комплексного освоения и сохранения недр Земли. // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. №4 (специальный выпуск 15). Выпуск 3. Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. М.: «Горная книга» С. 5–11.

8. Cleaner Production [Электронный ресурс]. URL: <https://web.archive.org/web/20051208113414/http://www.unido.org/en/doc/4460> (дата обращения: 01.11.2018).

9. Пирогов Г.Г. Перспективные технологии подземной добычи руд // Вестник забайкальского государственного университета. 2017. №2. С. 28–33.

10. Подземная обогатительная фабрика: пат. 2565300 РФ. № 2014124330; заявл. 11.06.2014; опубл. 20.10.2015. Бюл. № 29. 7 с.

11. Соколов И.В., Гобов Н.В., Смирнов А.А., Медведев А.Н. Комплексная экологоориентированная подземная геотехнология добычи и обогащения железных руд // Экология и промышленность России. 2013. № 6. С. 16–20.

12. Соколов И.В., Смирнов А.А., Гобов Н.В., Антипин Ю.Г. Целесообразность применения подземных обогатительных комплексов на железорудных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014. № 6. С. 197–206.

13. Lee C. Case study - a high strength paste aggregate backfill at Randgold's Loulo mine in Mali // Mine Fill 2014 Proceeding of the 11th International Symposium on Mining with Backfill. 2014. P. 231–242.

14. Packey D.J. Multiproduct mine output and the case of mining waste utilization // Resource Policy. 2012. V. 37 (1). P. 104–108.

15. Соломеин Ю.М., Никитин И.В., Гобов Н.В. Определение места расположения подземного обогатительного комплекса при освоении железорудного месторождения // Проблемы недропользования. 2015. №3(6). С. 44–48.

16. Способ разработки крутопадающих рудных месторождений с подземным обогащением: пат. 2652223 Рос. Федерация № 2016126357; заявл. 30.06.2016; опубл. 25.04.2018, Бюл. № 12. 5 с.

17. Соколов И.В., Гобов Н.В., Антипин Ю.Г. Систематизация и методика оценки вариантов стратегии освоения железорудных месторождений с применением подземных обогатительных комплексов // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. № 7. С. 101–109.

УДК 622:332.3

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЗЕМЕЛЬ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ТЕРРИТОРИЙ УРАЛЬСКОГО РЕГИОНА

КОНОВАЛОВ В.Е.¹, ЖЕЛЯСКОВ А.Л.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

²ФГБОУ ВО «Пермский государственный аграрно-технологический университет им. акад. Д.Н. Прянишников»

В статье выполнен анализ идентификации территорий прошлого, накопленного в местах дислокации горных предприятий Уральского региона, экологического ущерба и сделан вывод о необходимости осуществления масштабных проектов по реабилитации таких территорий.

Ключевые слова: горнопромышленные территории, прошлый накопленный экологический ущерб, Уральский регион, историческое загрязнение.

USAGE OF MINING TERRITORY LANDS OF URAL REGION

KONOVALOV V.E.,¹ ZHELYASKOV A.L.²

¹Ural State Mining University

²FSBEI HE Perm SATU

This article is devoted to identification of territories of Ural mining enterprises with ecological damage in past. Authors also made a conclusion about necessity of rehabilitation of such territories

Keywords: mining territory, past ecological damage. Ural region, pollution in past.

Государственной целевой программой «Охрана окружающей среды» на 2012-2010 гг» [1] предусматривается подпрограмма 8 «Ликвидация накопленного экологического ущерба». В рамках этой подпрограммы ожидается, в том числе возвращение в

хозяйственный оборот нарушенных горными работами земель и снижение негативного влияния потенциальной или реальной угрозы для здоровья населения и окружающей среды со стороны территорий (участков) прошлых (исторических) загрязнений. Для реализации этого направления необходимо, в первую очередь, идентифицировать территории прошлого, накопленного в местах дислокации горных предприятий, экологического ущерба (далее – ПНЭУ), определяя их географические границы, которые могут проходить по земле и по воде и включать над/под ними природные и искусственные структуры, а также оценивая в их границах объемы, размеры и содержание необходимых к выполнению работ.

Для Уральского региона, имеющего более чем 300-летний период горнозаводского дела, это представляется более чем актуально, так как по приближенным подсчетам на территории региона накоплено свыше 8.5 млрд.т. техногенно-минеральных отходов, площадь занятых под отвалы земель превышает 2 тыс. км². Кроме территорий, занятых непосредственно отходами, объектами ПНЭУ являются и площади, занятые нарушенными, деградированными и загрязненными землями, оставшиеся после ликвидации объектов горнопромышленных комплексов (далее – ГПК). В данном случае нарушенными будем считать земли с уничтоженным почвенным покровом и занятые обводненными и необводненными карьерами, отвалами и накопителями жидких отходов, образовавшимися над подземными горными выработками провалами, просадками и оседаниями, обрушениями и оползнями бортов карьеров и откосов отвалов. В свою очередь, под деградированными землями будем понимать подтопленные в результате самоизливов из шахт и рудников, иссушенные в результате формирования депрессионных воронок, засоленные при появлении техногенных вод из-под отвалов и т.п. В качестве загрязненных земель необходимо рассматривать земли, в почве которых содержатся тяжелые металлы и другие вредные вещества, содержание которых превышает установленные ПДК.

Тогда, в контексте данного исследования, под горнопромышленной территорией (далее – ГПТ) будем понимать территорию, на которой расположены объекты ГПК, оставшиеся после ликвидации ГПК по окончании разработки МПИ, и сопутствующие зоны негативного воздействия горных работ, а именно, территории нарушенных, деградированных и загрязненных земель.

Для принятия решений по реализации подпрограммы по ликвидации ПНЭУ желательно иметь информацию о местоположении таких территорий в Уральском регионе. Рассмотрим состояние ГПТ Уральского региона (территорий исторического загрязнения), подлежащих идентификации как ПНЭУ, а в дальнейшем инвентаризации имеющихся на такой территории объектов, их систематизации и оценки экологического вреда, нанесенного в виде повреждений и/или уничтожения почв и земель в результате хозяйственной деятельности горных предприятий. Рассматриваемая территория представлена на рис.1, а распределение земельного фонда по субъектам Российской Федерации, входящим в Уральский регион – на рис. 2.

Анализ рис. 2 показывает, что в Уральском регионе территории, более чем на половину, покрытые лесами на севере, сменяются к югу землями сельскохозяйственного назначения. Учитывая, что земли, предназначенные для ведения сельского хозяйства, имеют приоритетное значение, возникает необходимость более серьезного отношения к охране таких земель.



Рисунок 1 – Административное деление территории Уральского региона



Рисунок 2 – Распределение земельного фонда в субъектах РФ Уральского региона

С другой стороны, необходимо иметь в виду, что на территории УГПР остались результаты хозяйственной деятельности за прошлый период горнозаводского дела на Урале [2, 3, 4, 5, 6, 7]. На настоящее время анализом автора выявлено (получено, установлено, определено), что за период с XVIII по XX век на территории горнозаводского Урала открывались, работали и прекращали свое существование достаточно много горных предприятий. На рис. 3 представлены сводные данные о ликвидированных и существующих горных предприятиях на территориях субъектов РФ Уральского региона. Всего на рассматриваемой территории [8] прекратили свое существование 1673 горных предприятия, из них приисков – 1002, рудников и шахт – 566, карьеров – 105. В настоящее время действует свыше 40 приисков, 48 рудников и шахт, 100 карьеров, из них около 40 крупных и значительное количество средних и мелких карьеров, не считая горных предприятий по разработке общераспространенных ПИ, в том числе стройматериалов и облицовочного камня, количество которых составляет около двух сотен.

Кроме того, населенными пунктами, в которых градообразующими предприятиями являются горные предприятия, являются поселки городского типа и даже сельские населенные пункты (поселки). Так, количество городов, на территории которых или в непосредственной близости от их границ расположены ГПК, составляет 66 (60,6% от всего количества градообразующих городов) и распределяется следующим образом: при открытом способе разработки МПИ – 34 населенных пункта или 31,2%; при подземном способе разработки МПИ – 32 населенных пункта или 29,4%. Количество населенных пунктов, которые взаимосвязаны с ГПК, в том числе с добычей нефти и газа, по субъектам РФ, представлены на рис. 4.



Рисунок 3 – Расположение ликвидированных и действующих горных предприятий



Рисунок 4 – Наличие городов в Уральском регионе, связанных с ГПК

Освоение минеральных ресурсов региона отмечено археологами еще в бронзовом веке. Так, на территории Каргалинской степи (Оренбургская область) выявлен один из крупнейших горно-металлургических центров древности [9] общей площадью около 500 км². Каргалинские рудники расположены, в основном, в бассейнах рек Каргалки и Янгиз в 80 км от Оренбурга. Местность представляет собой степную равнину, прорезанную руслами древних и современных рек в виде пологих холмов. Земная поверхность покрыта многочисленными отвалами рудников и воронками устьев шахт и провалов, образовавшихся над старыми подземными горными выработками. Участки горных работ разделены зонами, в которых следы старых горных выработок отсутствуют. Ввиду того, что подземные водные горизонты отсутствуют, подземные горные выработки неплохо сохранились.

В XVIII – XIX веках основной формой организации горной промышленности был металлургический завод с закрепленными за ним рудниками и земельными угодьями – заводскими дачами. Группа таких дач, принадлежавшая одному владельцу, составляла особую хозяйственную единицу, обычно объединенную внутривозводскими связями, - заводской округ [4] (рисунок 5). Неотъемлемой частью заводских дач являлись плотины с водохранилищами, отвалы пустой породы и шлака, другие накопители иных отходов горного производства.

Несмотря на достаточно высокий, по тем временам, технический уровень заводов, горное хозяйство заводов было представлено огромным количеством мелких и мельчайших рудников, работы на которых велись на *небольших глубинах*, обычно с поверхности (разносами и шурфами), реже через штольни и неглубокие шахты, на медных рудниках преобладали подземные работы до глубины, обычно, 30 метров.

Разработка россыпных месторождений золота и платины велась, в основном, по долинам рек, ручьев (рис.5), расположенных, как правило, на восточном склоне Уральских гор, сначала с применением ручного труда, а затем механическим способом – экскаваторным, дражным или гидравлическим. Количество рек и их притоков составляет более 220.



Рисунок 5 – Карта Нижнетагильской дачи Демидовых (Turfront.ru) с материалами, дополненными автором: **фотографии (XIX в.)**: 1 – Высокогорский рудник (открытые горные работы), 2 – Нижне Тагильский железодельательный завод, 3 - Медный рудник, 4 – золотопромывальная фабрика, 5 – разработка россыпного месторождения золота (подготовлена совместно с Колчиной М.Е.).

К периоду после отработки МПИ, кроме исторически сложившихся, необходимо отнести горные предприятия, закрытые (ликвидированные) или законсервированные в настоящее время вследствие нерентабельности производства.

Так, например, с 1994 года – года реализации крупномасштабного проекта структурной перестройки угольной промышленности (реструктуризации угольной

промышленности) [7, 10], на территории Уральского региона были ликвидированы полностью следующие угольные компании [7]: ОАО «Кизелуголь», ОАО «Вахрушевуголь», ОАО «Башкируголь», ОАО «Челябинскуголь». Соответственно, закрывались и ликвидировались особо убыточные шахты и разрезы Уральского региона не только этих компаний, но и компаний ОАО «Воркутауголь», ОАО «Интауголь». В целом были ликвидированы или законсервированы 40 шахт и разрезов, в том числе в компании ОАО «Кизелуголь» - 17 шахт, ОАО «Челябинскуголь» - 10 шахт и 1 разрез, ОАО «Воркутауголь» - 8 шахт, ОАО «Интауголь» - 3 шахты, ОАО «Вахрушевуголь» - 2 шахты и 3 разреза, ОАО «Башкируголь» - 1 разрез. Всего на территории региона с 1994 по 2012 года ликвидировано 188 шахт (рудников) и 15 карьеров (разрезов).

Закрытие в результате реструктуризации угольной промышленности большого количества особо убыточных и нерентабельных шахт и разрезов привело к существенному изменению воздействия на окружающую природную среду [7]. По ряду влияющих факторов техногенная нагрузка существенно снизилась, а именно, отсутствие образования новых земельных участков под отвалами, уменьшение подработанных площадей и выбросов угольной пыли и метана в атмосферу с отработанным шахтным воздухом.

Однако после прекращения работы вентиляционных и водоотливных установок происходит неконтролируемое выделение на поверхность воздуха из подземных горных выработок и изменение гидрогеологических режимов в недрах на территории горного отвода. Восстановление естественного уровня подземных вод после полного затопления депрессионной воронки приводит к выходу на поверхность высокоминерализованных шахтных вод и подтоплению и/или заболачиванию земной поверхности. Например, в Кизеловском угольном бассейне шахтные воды имеют высокую кислотность за счет контакта с колчеданами угольных пластов и боковых пород, загрязняются питьевые водозаборы. Сброс в поверхностные водные объекты кислых шахтных вод в течение срока эксплуатации МПИ оказал крайне негативное воздействие на 20 малых и средних рек Кизеловского бассейна. Вода этих рек имеет кислую реакцию и высокую минерализацию, содержит двух- и трехвалентное железо, алюминий, сульфаты, цинк, марганец, медь, свинец, никель, олово, бериллий, кобальт, литий, скандий, хром, стронций и ряд других элементов в концентрациях, превышающих в десятки и сотни раз ПДК [7]. Высокий уровень загрязнения малых рек и ручьев прослеживается на большие расстояния.

Продолжается оседание поверхности над выработанным пространством. Расчетами Кизеловского центра социально-экологического мониторинга [7] по шахтам Кизеловского бассейна определено 117 га условно-опасных и 652 га опасных зон по образованию провалов земной поверхности. Большая часть провалов находится в непосредственной близости от населенных пунктов и представляет реальную угрозу для окружающих. Под постоянным наблюдением находятся 139 устьев ликвидированных горных выработок. По состоянию на 01.01.2007 г. на территории Кизеловского угольного бассейна ликвидировано 322 провала земной поверхности с суммарным объемом 127 111 м³.

Выполненные исследования позволили выделить основные горнопромышленные территории Уральского региона (рис. 6).

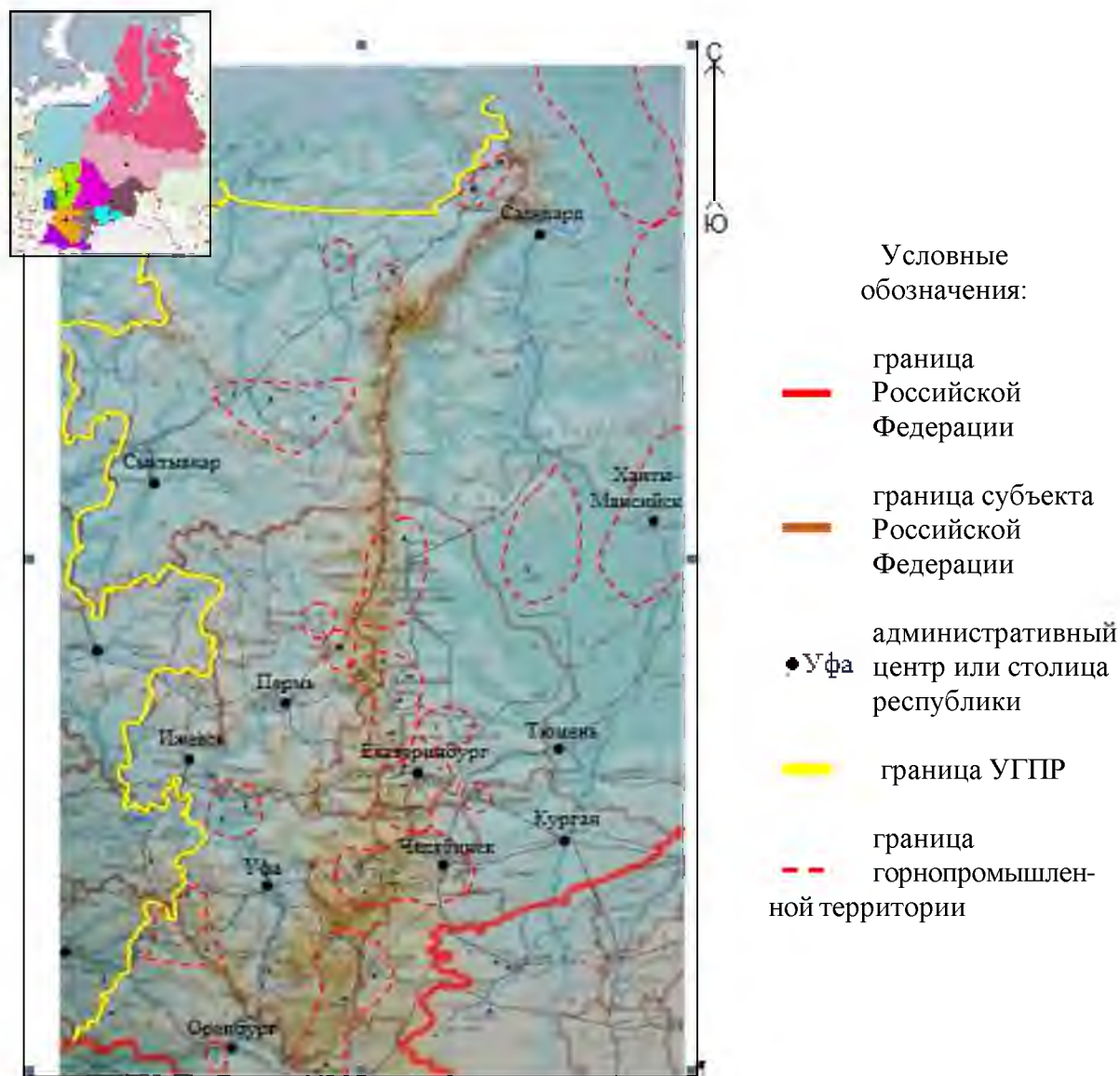


Рисунок 6 – Местоположение основных горнопромышленных территории Уральского региона

Таким образом, анализ территории Уральского региона, проведенный с целью выявления ПНЭУ на ГПТ, сформированных в историческом периоде, показал их наличие в достаточно большом количестве, в том числе связанных с территорией населенных пунктов. Состояние территорий ПНЭУ убедительно показывает необходимость осуществления масштабных государственных проектов по реабилитации горнопромышленных территорий прошлых исторических загрязнений.

Список литературы

1. Постановление Правительства РФ от 15.04.2014 № 326 (ред. от 31.03.2017) «Об утверждении государственной программы Российской Федерации "Охрана окружающей среды" на 2012 - 2020 годы» Доступ из ИПС «Консультант Плюс».
2. Альбрехт, В.Г. Драгоценные металлы Урала [Текст]: Уральская горная энциклопедия «Урал горный на рубеже веков», том третий, часть 1 /В.Г. Альбрехт, А.А. Анту-

фьев; под. ред. проф. И.В. Дементьева. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2004. – 857 с. с илл. (Научное историко-публицистическое издание).

3. Альбрехт, В.Г. Драгоценные металлы Урала [Текст]: Уральская горная энциклопедия «Урал горный на рубеже веков», том третий, часть 2 /В.Г. Альбрехт, А.А. Антуфьев; под. ред. проф. И.В. Дементьева. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2004. – 770 с. с илл. (Научное историко-публицистическое издание).

4. Вклад Урала в горное производство России за 300 лет [Текст]: Уральская горная энциклопедия, том первый /под ред. проф. В.С. Хохрякова. – Екатеринбург: изд-во УГГА, 2000. – 500 с., илл.

5. Горное производство цветной металлургии Урала [Текст]: Уральская горная энциклопедия «Урал горный на рубеже веков», том второй / под общей ред. проф. В.С. Хохрякова. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2004. – 666 с., илл.

6. Горное производство черной металлургии Урала [Текст]: Уральская горная энциклопедия «Урал горный на рубеже веков», том четвертый / под ред. проф. И.В. Дементьева, В.Л. Яковлева. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2006. – 737 с., илл. (Научное историко-публицистическое издание).

7. Уголь и торф Урала [Текст]: Уральская горная энциклопедия, «Урал на рубеже веков», том пятый / под общей ред. проф. И.В. Дементьева. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. - 705 с., илл. (Научное историко-публицистическое издание).

8. Коновалов, В.Е. Формирование и функционирование горнопромышленных ландшафтов в условиях Уральского горнопромышленного региона [Текст] / В.Е. Коновалов, М.Е. Колчина // Экологическая и техносферная безопасность горнопромышленных регионов. Труды IV Международной научно-практической конференции 4 апреля 2016 / Отв. редактор Семячков А.И. – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2016. – С. 143 – 149.

9. Грек, И.О. Исследования древних рудников в Оренбургской области и Башкирии [Текст] / И.О. Грек, Ю.А. Долотов // Спелестологический Ежегодник РОСИ. – 2000 – 26с.

10. Гражданкин, А.И. Промышленная безопасность отечественной мировой угледобычи [Текст] / А.И. Гражданкин, А.С. Печеркин, М.А. Иофис // Безопасность труда в промышленности. – 2010. - №9. – С. 36 – 43.

УДК 552.08:553.3.042

СИГНАЛЬНЫЕ СВОЙСТВА ЛЕГКИХ ОКИСЛОВ (АТ. № ≤ 20, ВКЛЮЧАЯ Са) КАК ФАКТОР НОВЫХ ИЗМЕРИТЕЛЬНЫХ ПРИНЦИПОВ ПЕТРОФИЗИКИ В СТРУКТУРНО-СЫРЬЕВОЙ ОЦЕНКЕ ТВЕРДОМИНЕРАЛЬНЫХ ИСКОПАЕМЫХ (НА ПРИМЕРЕ УРАЛЬСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НАГОРНОГО ТИПА)

ТИМОХИН А. В.

ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

На примерах построений эксплуатационной, структурно-сырьевой оценки формулируется идея высокоточных алгоритмов, преимущества которых состоят в решении задач энерго-ресурсосбережения и, в потенциале, возможности исключения вреда пересортицы. Актуальность восполнения оценки отмечена в современном положении минеральных баз с тенденцией к обеднению. Предложены подходы, исходя из новых знаний о петрофизических свойствах легких окислов. В среде большей их части- диэлектриков выявлена сигнальная синергия окислов Mg(2+), Al(3+), не раскрытая ранее в моделях

полупроводников: синтезе и в минералах и не освоенная. В ходе геометризации (маглоглубинная электрометрия в забоях) уточнены окислы-маркеры качества и обогатимости; параметры предельного сигнала MgO, затем Al₂O₃. Обоснованы принцип металл- и оксид-метрических построений оценки; метод обмера геоблоков и алгоритмы интерпретации. Даны прикладные варианты.

Ключевые слова: потери ископаемых, пересортица, полупроводниковые маркеры и сырьевая оценка, электрометрия, петрофизические алгоритмы, интерпретация качества и обогатимости, энерго-ресурсосбережение

SIGNAL PROPERTIES OF LIGHT OXIDES (AT. № ≤ 20, INCLUDING Ca) AS A FACTOR OF NEW MEASUREMENT PRINCIPLES OF PETROPHYSICS IN THE STRUCTURAL AND RAW MATERIAL EVALUATION OF SOLID MINERALS (ON THE EXAMPLE OF URAL DEPOSITS OF UPLANT TYPE)

TIMOKHIN A. V.

The institute of mining UB RAS

The article reveals why the development of mineral bases of solid minerals in the current situation with a tendency to mineral depletion is extremely important operational evaluation of commercial raw materials of high accuracy, the only one able to effectively solve the problem of energy and resource conservation in mining, to exclude economic harm from gross errors in the definition of varieties. Taking into account the conditions of the obvious effect of the General spectral nature of the petrophysical methods (measurements and signals), the factors in favor of the key, binding role of electrical conductivity observations (areal Electrometry to a small depth of mountain blocks) to confirm the actual, field data predicted deep inversion of metals properties. The additivity of the sum of oxides: K(+), Ca(2+), Na(+); and, on the contrary, the individual synergy of oxides: Mg(2+), Al(3+), we found, but not found in the known models of semiconductors: synthesis and minerals. On the examples of chemical types of poor raw materials and contacts changing in the deposits of various minerals the prospects of complex measurement algorithms with possibly implemented in the interpretation of approaches to the identification of metals (oxides) as markers of quality and enrichment are assumed. Application variants of use and results are briefly given.

Keywords: loss of resources, re-grading, markers, and a raw material evaluation, Electrometry, petrophysical algorithms, interpretation of quality and concentration, energy- and mineral-saving

Введение

На Урале минерально-сырьевая база твердых полезных ископаемых ТПИ испытывает тенденцию понижения качества, в силу истощения богатейших месторождений и разработки им на смену обедненных. Методы и подходы технологической оценки предметно обновляют разделы, направленные на изучение легких окислов (полуметаллов, переходных металлов и металлов ат. № ≤ 20, включая Ca). Прежде их влияние было изучено слабо, так как оценка высоких сортов построена, исходя из примеров достаточности знаний о структуре и уровне главных минералов (элементов). Отработка обедненных месторождений и сырья показала, что товарной горной массе свойственны на порядки более широкие диапазоны качества и обогатимости, чем полагалось в простых моделях понижения ископаемого [1, 2].*

Что разграничивает легкие окислы по синергии влияния одной и аддитивности другой, большей их части (диэлектрики). Физическая необратимость сигналов первых, как маркеров сортов, вскрывает и то, что за границы природы полупроводников свой-

ства минерально-разубоженных ТПИ не переходят. Это важные материальные основания реализации принципа металл- и оксид- метрических измерений в петрофизике, включая тестовую электрометрию, и алгоритмов интерпретации высоких разрешений для оценки георесурсов [3].

Термины и определения, комментарий. Технологическую оценку ТПИ осложняет разобщенность геоданных (минералогия, геохимия, петрофизика); неравнозначный доступ к их изучению. Пред'эксплуатационные опыты *обогащения* на месторождениях обязательны. Цели опробования и идеальные результаты – установление связи разнообразия георесурса и линейки товарных сортов; норм потерь и, напротив, вычисление по всем однородным минерализациям и инструментам переработки %-го извлечения. Затем, суммируя *обогащаемость* литотипов, получают представления об извлечении из залежей, рудных тел и месторождений в целом. На обогатительных фабриках для переработки предусмотрены отдельные настройки и режимы, варианты нескольких поточных линий. Сортам, по-сути, подбирают эксплуатационные режимы с энергоемкостью, достаточной для безотходной переработки. Режим неоправданно высокого энергопотребления извлечение не увеличит, но, по крайней мере, объем продукции сохранит. Режимы ниже необходимого приводят к потерям. В частности, асбесты подают на отдельные потоки (4- 5 линий). Титаномагнетиты перерабатывают стадийно, в 7- 9 режимах извлечения в концентраты при сухой и мокрой магнитной сепарации СМС, ММС [2, 4].

Дробление – фактор извлечения, управления качеством и фактор значения знаний о составе металлов (окислов) большего, чем о составе минералов. Актуальны данные разведки и рисунки состава, раскрытие типохимизма ископаемых, включая обеднений. Минералогическое изучение используют меньше- окислы структурно рассеяны; в фотоснимках низких разрешений не фрагментируются, рядовые и бедные сорта не классифицируются.

Случаи пересортицы титаномагнетитов регулярны. Пересортица асбестов на порядки менее вероятна, в силу оригинального усреднения, волоконной структуры. *Пересортица* понимается как недостаточное знание о *типе качества* горной массы. Проблема выбора режима обогащения затрагивает горные производства, прежде всего, экономически. И тем чувствительней, чем больше отрабатывается бедных запасов. Занижение *истинного качества ископаемого* приводит к потерям в отвалах и хвостах; завышение – к удорожанию добычи, включая излишнее энергопотребление на обогатительных фабриках [1- 4].

Идея петрофизических исследований на месторождениях сформулирована с 2002 г., ставились 2 цели (инновации ИГД УрО РАН, лаб. управления качеством минерального сырья). Электрометрия предложена, как тестовый, полевой инструмент раскрытия сырьевых маркеров окислов ат. № ≤ 20. Далее при обмерах геоблоков были созданы алгоритмы интерпретации карт изолиний состава, качества и обогащенности, что позволило предложить самостоятельный вид эксплуатационной разведки. Изучаются полупроводниковый, пограничный и на границе с диэлектриками диапазон; свойства минеральных сред ТПИ.: 1. электронные индивидуальности и состав элементов; 2. типы связи (ковалентная, металлическая, ионная), плотность, структура, магнитная восприимчивость. Дифференциацию свойств (п.2) и электропроводности, обусловленную составом (п.1) и термобарическими воздействиями, жестко связывает спектральная природа. Методы: измерение образцов (рентгенофлуоресцентный анализ, РФА в лаборатории и на переносных портативных устройствах, спектро- и плотнометрия) и геоблоков (электро- и магнито-метрия в объемной постановке).

Месторождения нагорного типа на Урале находятся в черте магмогенной гряды, так и в карбонатных, примыкающих с запада и востока, осадочных пенепленах. Моно-

минеральных окислов Na, K, Mg, Al, Fe(2+) практически не имеется. Окислы Ca, Fe(3+), Fe(2+,3+), Si, напротив, как отдельности в геологической среде представлены и изучены, свойства имеются в банках петрофизических данных, справочниках сырьевой оценки.

Исследования возможны или на уровне изучения элементов, или на уровне изучения минеральных сред ТПИ. Специализация и *единственность методик* обусловлены тем, что минеральные окислы, как простые соединения (соединения с идентичным анионом: кислородом O) должно отличать «наследование» спектральной информации: атомов окислами, окислов минеральной средой, электропроводности – магнитными и плотностными свойствами. Сплавы, полимеры и подобные искусственно измененные и искусственно упорядоченные структуры – объекты отдельных спектральных оснований (носители первого типа, зонные изменения и др.), в геологических оценках применение их свойств не корректно.

Изучение элементов (металлов) на основе обзора литературы

Эмпирический прогноз дает анализ: 1. атомов sp- и d- типа электронного строения (Табл.1); 2. гальванических свойств (жидких сред- электролитов), потенциалов ионов; 3. единственного прототипа активации спектров твердых тел- связи эл. сопротивления чистых металлов и давления. Сводные константы, достигая ат. № ≤ 20, послужили выводу о малости вклада CaO в рост петрофизических свойств, чем MgO; о глубокой инверсии металлических свойств K(+), Ca(2+) и Na(+), Mg (2+), Al(3+), ранее не отмеченной и не освоенной.

Таблица 1. Константы распространенных элементов (по Н.Б. Дортман, 1992 г.)

Металлы, металлоиды	Плотность ρ , г/см ³	Атомная масса m_a	Атомный радиус r_a , нм	Тип электронного строения*	Структура кристаллов *
Калий	0.86	32.10	2.35	sp	K-8
Натрий	0.97	22.98	1.89	sp	K-8
Рубидий	1.53	85.47	2.48	sp	K-8
<u>Кальций</u>	1.55	40.08	1.97	<u>sp</u>	K-12, Г-12
<u>Магний</u>	1.74	24.31	1.60	<u>sp</u>	Г-12
<u>Алюминий</u>	2.70	26.98	1.48	<u>sp</u>	K-12
Барий	3.50	137.30	2.21	sp	K-8
Титан	4.54	47.90	1.46	d	Г-12
Ванадий	6.06	50.94	1.34	d	K-8
Цинк	7.13	65.37	1.45	d	Г-6
Хром	7.19	51.99	1.27	d	K-8
Марганец	7.43	54.94	1.30	d	K-12, K-8
Железо	7.87	55.85	1.26	d	K-8, K-12
Никель	8.90	58.71	1.25	d	K-12
Кобальт	8.96	58.93	1.25	d	Г-12, K-12
Медь	8.90	63.54	1.25	d	K-12
Серебро	10.50	107.87	1.44	d	K-12
Свинец	11.34	207.20	1.75	sp	K-12
Ртуть	14.19	200.6	1.60	d	Г-6
Золото	19.32	195.91	1.45	d	K-12

Примечание: * По Д.П.Григорьеву

1. Электропроводность (I-го рода), исходя из многочисленных примеров измерений ярких контрастов, связывают с наличием d- элементов (Таблица 1). В законах d-

спектров активацию (рост петрофизических свойств) относят действию более тяжелого металла, нежели легкого, и в связи с идентичностью строения валентных оболочек, т.е. жесткой, обоснованной спектрально необратимости, если они принадлежат одной группе. Так, в классическом примере простых соединений: в сфалерите ZnS изоморфное замещение $Cd \rightarrow Zn$ понижает зону проводимости, а замещение $Se \rightarrow S$ повышает валентную зону, т.е. доминирующим следствием изоэлектронного замещения является смещение энергетических зон [2- 4].

2. Свойства металлов в водной среде (константы ионов) дает, так называемый «ряд напряжений» (рис. 1, ось по горизонтали). Нормальный электронный потенциал E_0 элемента (удельная величина) представляет электродный E^0 по отношению к напряжению воды, стехиометрический состав которой H_2O , $E_0=0$ – точка водорода.

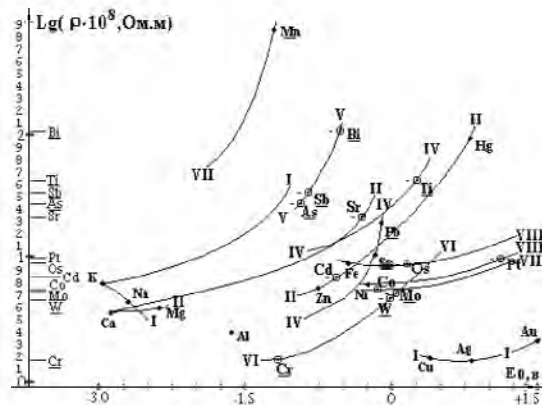


Рисунок 1 – Связь эл. сопротивления элементов и нормального электронного потенциала

Применение – расчеты гальванических процессов. Максимум зафиксирован при потенциале в 6.3 Вольт европия и фтора. Связь потенциалов определяет их особенности: E_0 является свойством иона и отвечает представлению об удельных физических величинах (константах), тогда как E^0 характеризует материал (электрод) и гальванический процесс.

3. Связи эл. сопротивления элементов и давления (рис. 2) раскрывают свойства сильных металлов активировать спектр в окислах [6]. В чистых элементах – собственная проводимость – при давлении p спектр испытывает отток электронов в зону проводимости.

Формулами $\rho = f(p)$ «управляет» масса атома (m_a в d- спектрах) и размер (ra в sp).

Термобарические изменения выражает уравнение Аррениуса:

$$\frac{\rho_p}{\rho} = \exp\left(\frac{-\Delta U - p \cdot \Delta V}{k_B \cdot T}\right), \quad (1)$$

где k_B - коэффициент Больцмана, ΔU - энергия активации, ΔV - объем активации, ρ_p - сопротивление при давлении p , ρ - сопротивление без давления, T - температура.

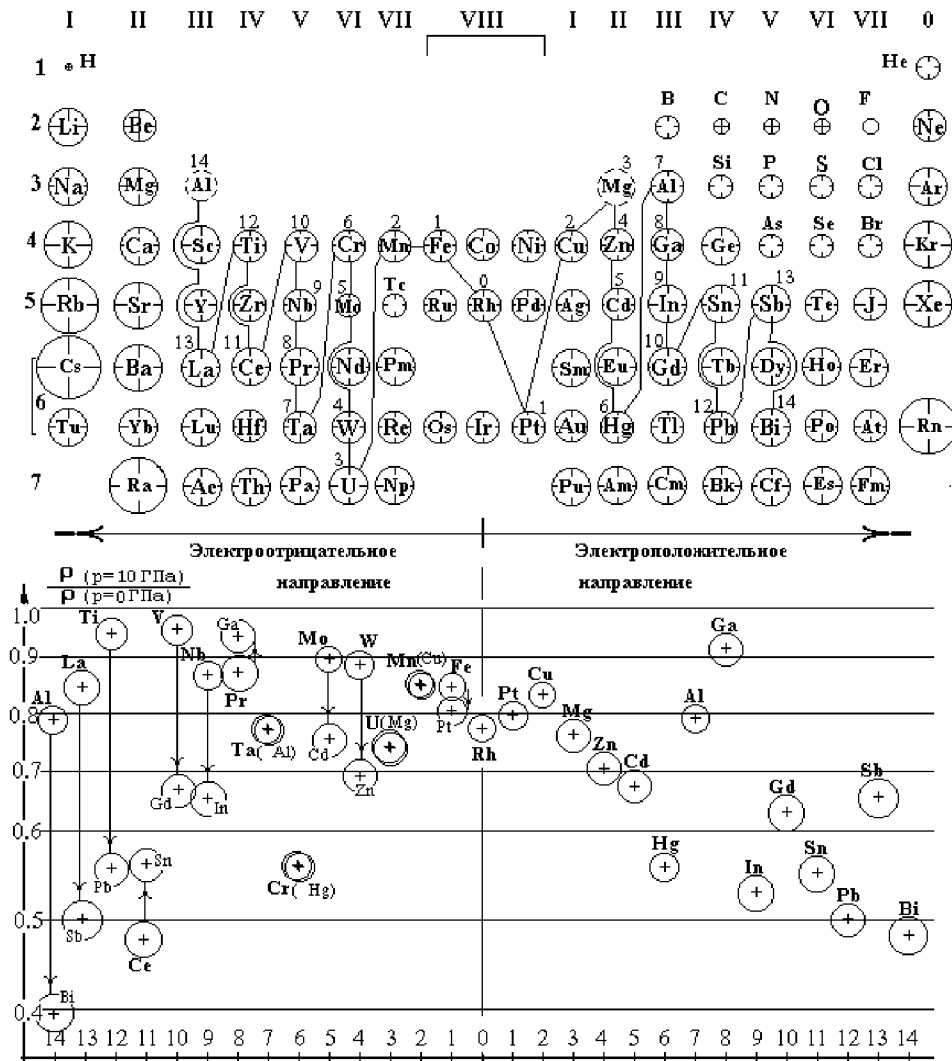


Рисунок 2 – Практические экстремумы $D = \rho_p / \rho$, фиксируемые при давлении 10 ГПа.

Расчет по уравнению (1) для родия (Rh – центр периодической таблицы) показал, что при $\Delta U \rightarrow 0$, $t = 20^\circ\text{C} = \text{const}$, $p = 10$ ГПа, экстремуме отношения ρ_p / ρ , составившему $D \sim 0.77$, объем активации ΔV соразмерен объему атома (объему сферы с радиусом $5.85 \cdot 10^{-9}$ см).

Активационные графики типичны: сопротивление понижается монотонно- без перегибов, с понижением градиента достигает экстремума D при давлении ~ 10 ГПа (100 кбар). При $p > 10$ ГПа изменения на графиках ρ_p / ρ не более 2- 4% амплитуды $1-D$ (рис.3).

Аппроксимация выполнена параллельным переносом в точку (0,0) положительной гиперболы I-й четверти, что выражает функция:

$$\text{Lg}\left(\frac{\rho_p}{\rho}\right) = \frac{1}{p - \frac{1}{\text{lg } D}} + \text{lg } D \quad (2)$$

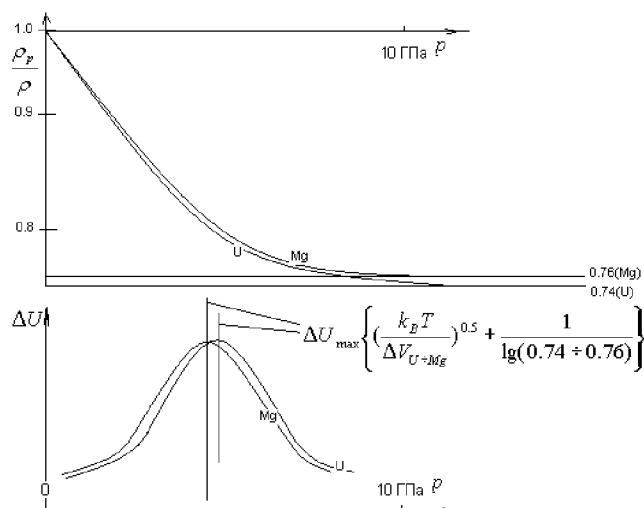


Рисунок 3 – Изменение ρ_p/ρ и энергии активации ΔU при давлении (на примере Mg и U)

Подставим (2) в (1), выразим энергию активации через давление и дважды про- дифференцируем:

$$\frac{\partial \Delta U}{\partial p} = \frac{k_B \cdot T}{\left(p - \frac{1}{\lg D}\right)^2} - \Delta V \quad (3)$$

$$\frac{\partial^2 \Delta U}{\partial p^2} = (-2) \frac{k_B \cdot T}{\left(p - \frac{1}{\lg D}\right)^3} < 0 \quad (4)$$

Вторая производная отрицательна, первая монотонно убывает и меняет знак с «+» на «-» в точке максимума энергии активации.

Экстремум активации D идентичен в направлениях, если попарно равны размеры га, ΔV и ΔU (Cu ~ Mn, Mg ~ U, Hg ~ Cr, Al ~ Ta). Для отличающихся размеров рас- считана усредненная поправка $\pm \Delta D \sim \pm \Delta \text{га}$ (рисунок 2, левая часть графика, знаки « \downarrow » и « \uparrow »).

Выводы к обзору

Предсказано восстановление, в силу действия Al^{3+} , чем замещенного Mg^{2+} , а иона Mg^{2+} – чем замещенного в том же объеме Ca^{2+} . Прогнозу служат потенциалы E_0 (Al, Mg, Ca) = -1.68, -2.38, -2.9 (в электролитах) и свойства при давлении (в твердых телах). Так же как слабые, щелочные металлы I-й группы Ca при давлении разрушается, нет соответствия уравнению (2). В среде окислов металлов низших потенциалов приросты MgO и Al_2O_3 сопротивление понизят. Активацию отмечают: рост плотности и магнитной восприимчивости (в магнетитсодержащих минералах), рост энергии фотонов при рентген-излучении РФА. Но прирост MgO и Al_2O_3 в электропроводящей среде сопротивление повысит к уровню полупроводников.

Наличие в рудных ПИ MgO и Al_2O_3 , как примесей, не понижает качество на свой объем, и тем отделяется от обедняющих комплексов окислов металлов низких потенциалов (аддитивное действие диэлектриков). Электронная синергия Mg(2+) и Al(3+) способствует их остаточному участию в формировании качества и переходу с извлекаемыми продуктами.

В различных химотипах ТПИ сырьевая синергия измеряется и отделяется сигналами.

Обоснование сигналов и тестовые измерения на месторождениях

В полупроводниках выделяют 3 источника свободных носителей: рассеянные элементы в твердом растворе (доноры, акцепторы), дефекты структур (отклонения стехиометрического состава) и переброс электронов в результате теплового возбуждения (вброс при давлении). Если плотности электронов и дырок равны (малость зазора), а 3-й источник существует – проводимость называется собственной [2, 6-7].

Стехиометрический дефект магнитных структур – недостаток металла. Чистый Fe_3O_4 обладает высокой магнитной восприимчивостью и электропроводностью ($\rho \sim 10^{-5}$ Ом.м). Проводимость связывается с быстрым обменом валентности на катионах $Fe(2+)$ и $Fe(3+)$. Концентрации зон электронов и различие размеров ионов (2+, 3+) обеспечивают магнитный момент на зарядах. Fe (валентностей 2 и 3) может изоструктурно замещаться металлами до конца не установленного перечня. Чем обеспечен неограниченный по составу ряд шпинелей. Завершают ряд диэлектрики: маггемит и гематит стехиометрических формул близких или идеальных к Fe_2O_3 . Спектр диэлектриков выражает локализация электронов в обеспечение межатомных связей, структуры и «целостных» состояний, упаковки. Рост петрофизических свойств – внедряемый металл, восстанавливаясь, активизирует спектр. Дифференциация электропроводности отличается по природе, и в соответствии с «зонной» теорией [6].

1. Механизмы *электронной природы (I-го рода)* даются в «зонной» теории. Прочно связаны с ядром электроны внутренних оболочек, носители тока – подвижные валентные электроны, расположенные у «дна» зоны проводимости, и их вакансии у «потолка» зоны валентности – дырки. При отдельном учете носителей проводимость σ :

– пропорциональна степени заполнения электронами зоны проводимости (собственный или металлический n – механизм) $\sigma_I(p) \sim E_n$,

– пропорциональна потенциальной заполнению части валентной зоны, равно степени ее «незаполненности» (полупроводниковый или «дырочный» p – механизм) $\sigma_I(n) \sim 1/E_p$.

E_n, E_p – электронные плотности в нормально незаполненной зоне проводимости и в нормально заполненной зоне валентности.

1. В литературе физический процесс активации дается в 2-х версиях: отток электронов к зоне проводимости и смещение к понижению энергетических зон. Для измерений они эквивалентны: действие n- и p- механизмов. Электроны проводимости и валентной зон – «носители дифференциации» как проводимости и магнетизации, так и плотности.

2. *Электролитическая, водная природа (II- рода)* обусловлена нахождением ионов растворенных солей (носителей) в различной обстановке, определяющей их подвижность.

2. Гидрологические условия в пространстве карьеров уравнивают влияние воды на электропроводность, так и магнитную восприимчивость, измеряемые в полевых методиках.

Для сигналов 2-х окислов применяют расчеты по методу последовательного вложения, модельно размещая 1-й сигнальный оксид, затем в расчетную смесь внедряется 2-й и т.д., с применением в 2-х этапах уравнения биравномерной смеси Овчинникова И.К. [8]:

$$\rho_n = \frac{3\rho_{зан. ABC}}{3ABC + 2(1 - w_{зан.})\Delta\rho(AB + AC + BC)}, \quad (5)$$

где ρ_n - сопротивление смеси, $\rho_{зан}$ - сопротивление заполнителя, $w_{зан}$ - объемное содержание заполнителя; $\Delta\rho = \rho_{зан} - \rho_{вкл}$, $\rho_{вкл}$ - сопротивление окислов- маркеров (Табл. 1);

$$A = abcA(0)w_{зан}\Delta\rho + 2\rho_{вкл}, B = abcB(0)w_{зан}\Delta\rho + 2\rho_{вкл},$$

$C = abcC(0)w_{зан}\Delta\rho + 2\rho_{вкл}$, a, b, c - полуоси эллипсоида; $A(0), B(0), C(0)$ - функции эллиптических интегралов 1-го и 2-го рода и тригонометрических функций.

Частный случай (5) для смеси с включениями бесконечно большого сопротивления выражает уравнение Семенова А.С. [9]:

$$\rho_n = \frac{(3 - w_{зан})\rho_{зан}}{2w_{зан}} \quad (6)$$

Сначала изучались терригенные, пластовые залежи магнезита и боксита (Табл. 2).

Таблица 2. Эл. сопротивления карбонатных руд и пород, константы окислов *

СУБР		ОАО «Комбинат Магнезит»		СУБР
Порода, руда	Известняк	Доломит	Магнезит	Боксит
Формула	Ca CO ₃	Ca, Mg CO ₃ MgO=20%	Ca, Mg CO ₃ MgO=47.7%	Ca, Al CO ₃ Al ₂ O ₃ =56%
Сопротивление руды/породы, Ом.м	12000	4700 (3840)	1300 (984)	240 (200)

ОАО «Комбинат Магнезит» СУБР

Минерал (фракция)	МАГНЕЗИЯ	ГЛИНОЗЕМ
Формула	MgO=100%	Al ₂ O ₃ =100%
Сопротивление, Ом.м	400=10 ^{2.6}	20=10 ^{1.3}

* Примечание: свойства на осадочных, низкотемпературных залежах.

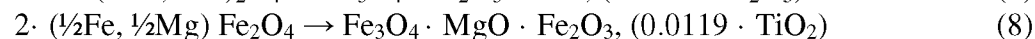
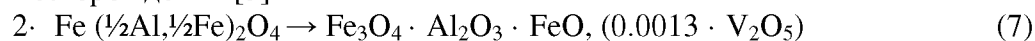
Затем магматические – руды и порода: хризотиласбест, титаномагнетиты и габбро. В более поздний период изучались предельные сигналы минерально чистых известняков содового производства.

Карбонатным рудам свойственны содержания: в бокситах Al₂O₃ (+ 56 % на контактах с известняком), в магнезитах MgO (+ 27.7 % в доломит), замещающие CaO (Табл. 2).

Асбесты содержат магнетит. В высоких типах по волокну его количества больше, нежели в среднем в титаномагнетитах. Асбесты имеют габброидный тип контактов порода-руда: плагиоклазы замещаются магнезиальной компонентой и железом. Особенности титаномагнетитов сложнее. Имеется 2 типа контактов: аналог асбестового, габброидный (выбывает из состава плагиоклаз, т.е. Al₂O₃) и пироксеновый (выбывает диаллаг, MgO).

Железородная промышленность опирается на запасы титаномагнетитов, обедненное сырье. Вместе с Fe₃O₄ (10⁻⁵ Ом.м, 10⁵ ед.Си) магнетизацию формируют 2 окисла: Al₂O₃ (20 Ом.м, шпинель < 10⁵ ед.Си) и MgO (400 Ом.м, магнезиальная шпинель, магнезиоферрит << 10⁵ ед.Си). CaO- диэлектрик, не входит ни в одну из магнитных фаз и, так же как окислы: Si, Na, K ..., обладает свойством понижать качество руды на свой объем [2]. В рудах магнетитов металлы ат. № ≤ 20 влияние на обогатимость сохраняют при меньшем содержании [3, 7].

Мера качества асбестов – рост проводимости в 11.5 раз. В сопоставление 6.5 раз – мера изменения титаномагнетитов: от разубоженных типов (жилы плагиоклазитов от 3- 6 метров до мелкой сетки) до шлировых, лучших сортов. Из формул шпинелей, описывающих асбесты и титаномагнетиты (содержащие Fe_3O_4), ресурс выделяется следующим образом. Формулы (Al и Mg в 50 ат. %) для модели хим. изменений 2-х типов контактов запишем с выделением агрегатов, измеренные их свойства – смысл изучения разнотипных месторождений [5]:



В силу минерализаций, в модели асбестов мат. оператором выступает формула (8), тогда как в оценках обогатимости титаномагнетитов – и (7), и (8). Отдельный результат- оценка приуроченности 2-м типам минерализации особо ценных элементов: Ti и V. Содержание Ti повышается вместе с основностью, к высоким значениям железа (/шлировая область), V – к кислой области при небольшом в 15.5 % количестве железа .

В породах группы габбро – сырье минераловатного производства – металлургические кондиции (плавкость, вспенивание) определяет модуль кислотности M_k . Обмены окислов отличают минерализации: плагиоклаза и улучшение, пироксеновую – понижение качества. В ходе корреляционного анализа (29 проб) получены связи: эл. сопротивления с Al_2O_3/MgO ($Kr=0.833$) и M_k с Al_2O_3/MgO ($Kr=0.832$); металлометрическое соотношение (рис. 4).

Мерой чистоты известняка содовых производств (предуралье) служит то, что от уровня практически «сухого» известняка в 50000 – 70000 Ом.м эл. сопротивление понижается к 12000- уровень естественной влажности. Идентичные параметры получены на бокситовом руднике (измерения вмещающей толщи). Массив содовой базы, обрабатываемый карьерами, загрязнен глинистым материалом. Сопротивление чистых глин в 20 Ом.м служит оператором расчета загрязнения по уравнению (5). Максимальный диапазон сигнала в 72 % объемного засорения (глинизации) одного из участков зафиксирован в понижении сопротивления в 420 раз (!).

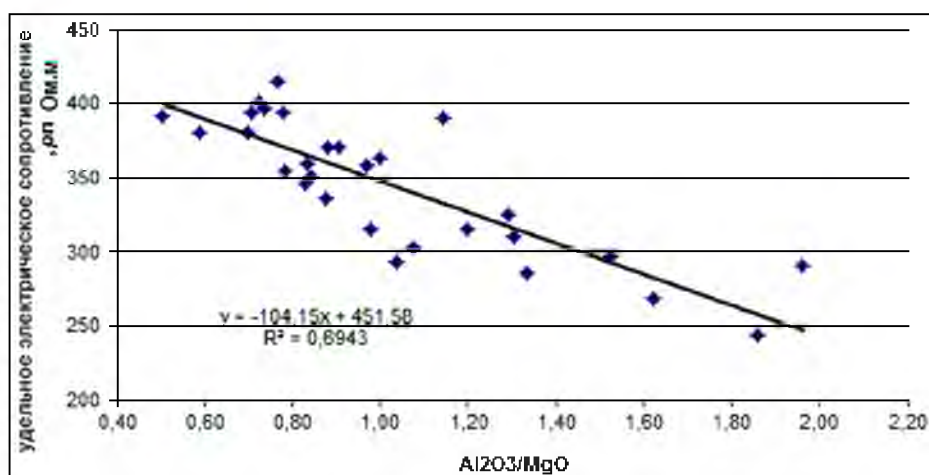


Рисунок 4 – Связь сопротивления и модуля ($\sim Al_2O_3/MgO$) габбро

Выводы по данным тестовых измерений

Предложены варианты геометризации магнетитов (рис. 5), сигналы MgO тестировались, так же и при измерениях габбро и руд хризотил-асбеста (рис. 6, 7).

Для регистрации карт изолиний состава, качества и обогатимости измерения проводились в равномерном, средне- и мало-глубинном поле, в алгоритмах интерпретации предусмотрен учет геохимических данных в формате математических операторов.

ров [10]. Установлены сигнальные параметры окисла предельного свойства MgO (Табл. 2, рис. 3, 5, уравнения 1, 8) и, тем более, Al_2O_3 . Но, если на бокситах электрометрия проводилась и ранее (СУБР, работы группы Брызгалова В.Ф.). В исследовании был учтен вскрытый ранее фактор повышения плотности магнезита (Полховский В.И. и служба качества Саткинской группы месторождений). То, на магнезиальных месторождениях электрометрия не применялась никем и никогда ранее.

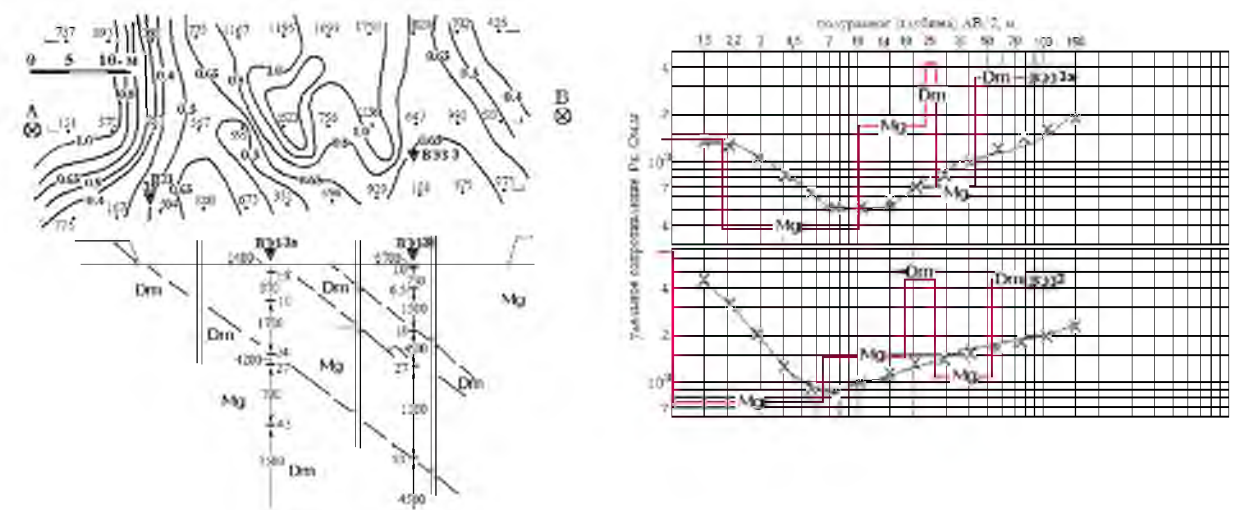


Рисунок 5 – Результаты электрометрии на примерах геометризации в Карагайском карьере: 1. рисунок изолиний сопротивления, 2. разрез, 3. сигналы магнезитов и доломитов в эл. зондированиях

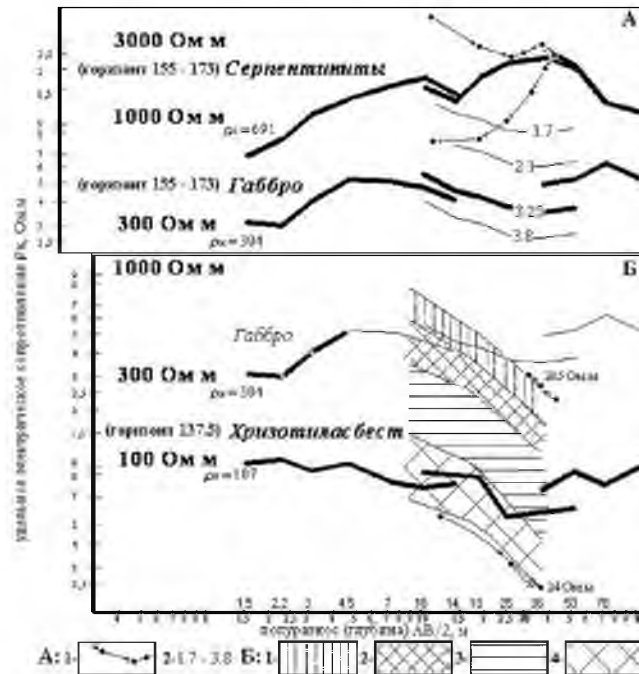


Рисунок 6 – Полевые эл.зондирования в главном карьере ОАО «Ураласбест»: А: 1- данные ПСГ, отображаемые как дипольное зондирование ДЭЗ: на фрагменте рисунка «А» – точки r_k по линии, пересекающей контакт серпентинитов и габбро; на фрагменте «Б» – точки экстремальных r_k асбестов, 2. модуль кислотности габбро M_k , отн. ед.; Б: руды асбеста: 1- некондиционные (нс), 2- мелкой сетки (мс), отороченные жилы (ОЖ), крупной сетки (КС).

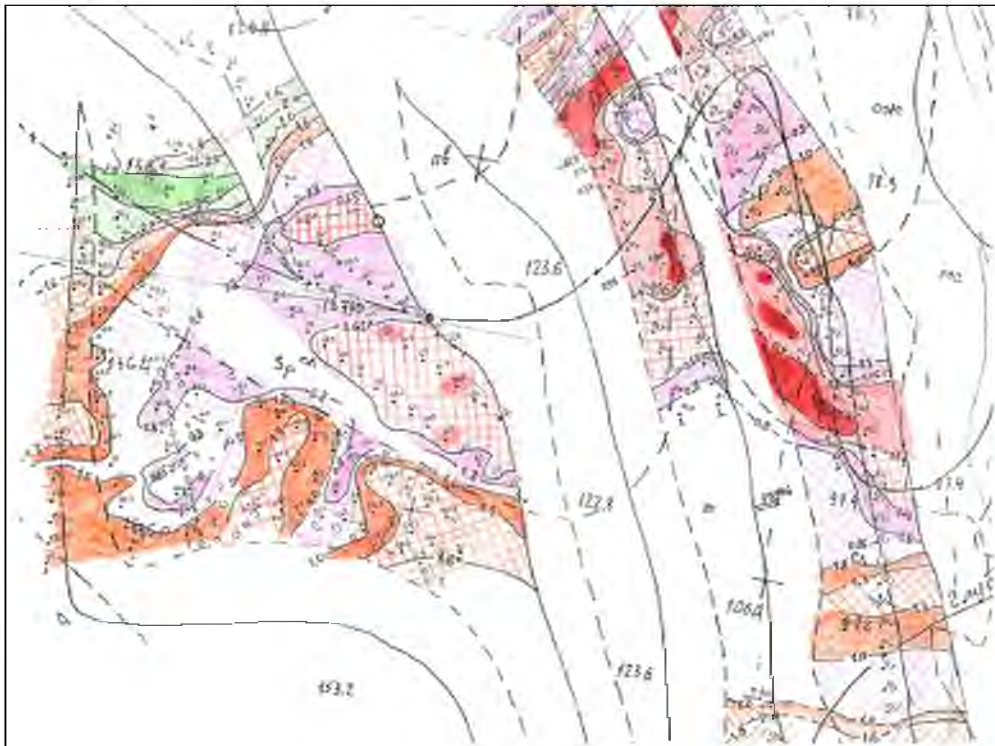


Рисунок 7 – Результаты геометризации сортов и химотипов асбеста (Баженовское м-е, залежь Грязновская). Рост качества асбеста в цвете: 1- пс: в зеленых тонах 2.5 химотипа, 2- пс: оранжевым оттенком 2 химотипа; 3- ОЖ: в розовых цветах 4 химотипа; 4- КС: красный тон 3 химотипа.

Заклучение

Металл- и оксид- метрические построения измерений рассмотрены и изучены, в силу прикладных потребностей горнодобывающей отрасли. Научная новизна разделения сигналов легких окислов металлов ат. № ≤ 20 (от 40.874 до 43.464 весовых % земной коры) – физические приложения в геологии. Но в первую очередь, параметры, установленные в ходе исследования, способствуют исключению неверных и неполных толкований качества и обогатимости ТПИ. Для обмеров и геометризации геоблоков предложена электрометрия (опыт – сотни гектар; 1-е прикладное приложение). Расчеты по алгоритмам высоких разрешений (уравнения 5- 8, Табл. 2) так же актуальны на постах классификации сырья в ходе анализа состава на обогатительных фабриках (2-й план). Новый уровень знаний о сырье, обмеры забоев и расчеты по специальным алгоритмам на фабриках позволят решить широкий круг задач энерго-ресурсосбережения.

Исследования выполнены при поддержке РФФИ (грант № 11-05-00159) и в рамках Государственного задания 007-00293-18-00, тема № 0405-2018-0015.

Список литературы

1. Адамов Э.В., Алексеева Т.И., Андреев Е.Е. и другие... Технологическая оценка минерального сырья: Справочное пособие.- М.: Недра, 1990.- 264 с.
2. Гершойг Ю.Г. Вещественный состав и оценка обогатимости бедных железных руд. М.: Недра, 1968, 200 с.
3. Петрофизика: Справочник. В трех книгах. Книга первая. Горные породы и полезные ископаемые / Под ред. Н.Б. Дортман.- М.: Недра, 1992.- 361 с.

4. Золоев К.К., Шмаина М.Я., Чемякин В.И., Башта К.Г. Поиски, разведка и промышленная оценка месторождений хризотиласбеста. М.: Недра,- 1979.- 94 с.
5. Баяк Е.И., Томашевская И.С., Добрынин В.М. и другие... Физические свойства минералов и горных пород при высоких термодинамических параметрах: Справочник/ Под ред. М.П. Воларовича.- 2-е изд., перераб. И доп.- М.: Недра, 1988.- 255 с.
6. Кикоин И.К. Таблицы физических величин. - М.: Атомиздат, 1976. - 1008 с.
7. Шуй Р.Т. Полупроводниковые рудные минералы. - Л.: Недра, 1979. - 288 с.
8. Овчинников И.К. Теория поля.- М.: Недра, 1978.- 327 с.
9. Семенов А.С. Влияние структуры на сопротивление агрегатов // Материалы ВСЕГЕИ, М.: Геофизика,- 1948.- № 12.- С. 43- 61.
10. Чтения памяти Ю.П. Булашевича ИГФ РАН (интернет ресурс: www.igeoph.net): форум обсуждения докладов о поступающих результатах исследований по теме статьи (год – страницы публикаций: 2007 – стр. 192; 2009 – стр. 286; 2011 – стр.: 346, 342, 223, 226; 2013 – стр. 269, 2015 – стр. 321, 326, 331; 2017 г. – стр. 404).

УДК 338.5: 658.8.031

ВЗАИМОСВЯЗЬ И ВЗАИМОЗАВИСИМОСТЬ МЕЖДУ ИЗДЕРЖКАМИ И РЕЗУЛЬТАТИВНОСТЬЮ ПРИ ДОБЫЧЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

НАЗАРМАТОВ А. А. СОБИРОВА Ш. Р. САТТОРОВ М. С.

Горно-металлургический институт Таджикистана, Бустон, Республика Таджикистан

Рассматриваются вопросы, касающиеся взаимозависимости между уровнем издержек и финансовой результативностью горных предприятий. Проводится анализ некоторых методов распределения затрат между попутными металлами, а также анализ некоторых недостатков калькулирования себестоимости в концентратах, используемых на практической деятельности горных предприятий.

Ключевые слова: издержки, цен, руда, металлы, финансовые результаты.

INTERRELATION AND INTERDEPENDENCE BETWEEN COSTS AND EFFICIENCY DURING EXTRACTION OF USEFUL MINERALS

NAZARMATOV A. A., SOBIROVA S. R., SATTOROV M. S.

Mining-metallurgical institute of Tajikistan

Issues relating to the interdependence between the level of costs and the financial performance of mining enterprises are considered. The analysis of some methods of distribution of costs, between the associated metals, as well, as analysis of some of the disadvantage of calculating the cost of the concentrates used in the practice of mining enterprises.

Keywords: costs, prices, ore, metals, financial results.

При формировании результативных показателей предприятия, в том числе и горнорудных предприятий, уровень его расходов играет особую роль и является базовым показателем при оценке результатов деятельности предприятия – чем ниже уровень расходов, тем выше результативности. По этой формулировки достижения желаемых результатов становится легкодостигаемо: предприятие снижает уровень расходов,

а уровень прибыли повышается автоматически. Продукт, не приносящий доход, просто не производится. Однако на горной промышленности осуществлять такую систему является затруднительным.

Особенностью горнорудной отрасли является то, что при добыче полезных ископаемых из одной руды получается попутные различные металлы, то есть осуществляется комплексное производство. Из одного вида добываемой руды извлекаются большее количество металлов (для горных предприятий – готовая продукция), между которых распределяются издержки на добычу и переработку руды. Следовательно, для определения финансовой результативности деятельности горного предприятия необходимо разработать такую методику распределения издержек, которая нашла бы решения двух задач (рисунок 1). Первая – вопрос максимального отражения реального уровня издержек. При этом целесообразно стремление к точному уровню, следует иметь в виду, что детальное разделение затрат практически невозможно. Вторая задача, поставляемая перед методикой – возможность применения на практической деятельности предприятия, т.е. относительная простота данной методики для понимания и внедрения.



Рисунок 1 – Требования к разрабатываемой методике распределения затрат

Производственный процесс при производстве металлов состоит из следующих цепочек: добыча руды, переработка руды и выплавка металлов. На стадии переработки руды происходит разделение производственного процесса: добытая руда разрабатывается и превращается в концентрат. В данной статье мы делаем акцент только на издержки добычи и переработки руды. Основные производственные процессы добычи и переработки руды, на которых формируется основная доля издержек производства, показаны на рисунке 2.

При этом, следует иметь в виду то, что после стадии добычи выход руды составляет 100%, а после обогащения (переработки) выход руды составляет около 40 – 50% первоначального объема.

Из вышеперечисленных производственных процессов выделяются основные переделы, которые принимаются за базой определения уровня издержек производства на предприятиях горной промышленности.



Рисунок 2 – Основные производственные процессы на горных предприятиях

Для оценки уровня издержки производства на горных предприятиях важное значение имеет качество добываемой руды, что оказывает непосредственное влияние на выхода товарного металла. Чем больше уровень выхода товарного металла в отношении первоначального объема, тем ниже уровень издержки производства на единицу металла.

При определении долей распределения издержек между попутными металлами на цепочке комплексной добычи необходимо уточнять доли товарной стоимости отдельных металлов в общей товарной стоимости. Расчет производится согласно технологическим особенностям производственных процессов в цепочке комплексной добычи.

На некоторых отечественных предприятиях для распределения затрат между извлекаемыми металлами выбирают соотношение цен на Лондонской бирже. Вследствие этого уровень издержек становится непосредственно зависимо от цены продажи металла, что методологически является нецелесообразно для предприятия, так как эти цены могут быть ниже уровня затрат. В результате финансовой результативности деятельности предприятия становится отрицательной. Для соблюдения положительной взаимосвязи между этими показателями именно себестоимость товарного продукта должна определять цену реализации, а не наоборот. Однако на практической деятельности предприятий этого не наблюдается. Результаты несоответствия динамика и уровень цен реальному уровню издержек предприятия схематично показаны на рисунке 3.

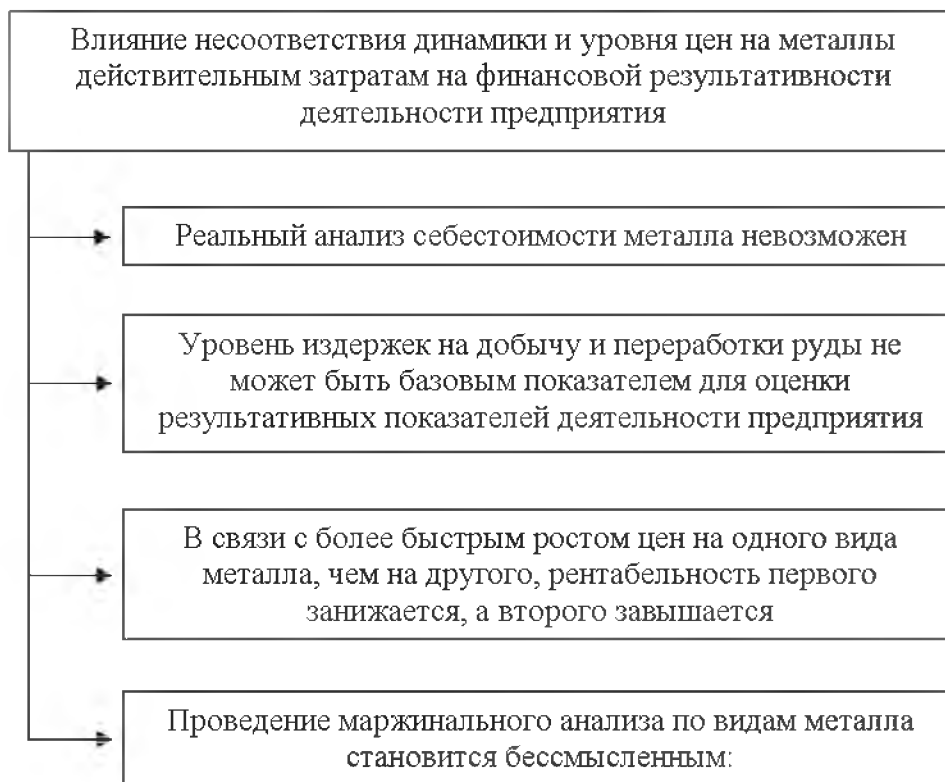


Рисунок 3 – Влияние несоответствия цен реальным затратам на финансовой результативности деятельности предприятия

Одним из главных недостатков расчета и калькулирования себестоимости каждого металла в концентрате на горных предприятиях является то, что в качестве критерия при распределении затрат применяются оптовые цены конечной продукции, вероятность несоответствия которых реальным затратам на извлечения того или иного вида металла существует. Таким образом, себестоимость производимого металла, цена которого более высокой, уже на стадии добычи и переработки завышается. Данный процесс происходит независимо от содержания данного металла в руде, а также независимо от степени сложности извлечения металла в концентрат. В результате установленная себестоимость единицы металла становится недействительной, а расчет финансовой результативности – нереальной, так как анализируемые показатели завышены или занижены.

Таким образом, при определении взаимосвязи уровня издержек и финансовых результатов деятельности на горных предприятиях следует учитывать влияние вышеотмеченных факторов на них.

Список литературы

1. Илюхина Н.А. Учетная система затрат предприятий горно-обогатительного производства. Диссертация на соискание ученой степени кандидата экономических наук / Орел, 2007г.
2. Косминский Б.М. Учет и планирование замыкающей себестоимости в горной промышленности (теория и методы определения экономических границ использования природных ресурсов). М: Недра. 1970г.
3. Лапыгин, Ю.Н. Управление затратами на предприятии: планирование и прогнозирование, анализ и минимизация затрат: практическое руководство / Ю.Н. Лапыгин, Н.Г. Прохорова. - М.: Эксмо. 2007.

4. Пасько А.И. Планирование и анализ себестоимости руды на железорудных карьерах – М.: Недра. 1983г.

5. Сатторов М.С., Назарматов А.А. Факторы, влияющие на себестоимости продукции горнорудной промышленности и пути ее снижения // ВЕСТНИК Таджикского национального университета (научный журнал). Серия экономических наук, Душанбе: «СИНО» 2014 г. 2/9(151), Стр. 153 – 158.

УДК 62-501.12

ФОРМАЛИЗАЦИЯ ОСНОВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЯ КАК ОБЪЕКТОВ УПРАВЛЕНИЯ

БОТИРОВ Т. В., БАКОЕВ Х. Н., РАХМОНОВА Х. З.

Навоийский государственный горный институт, Узбекистан

Рассмотрены вопросы формализации основных технологических процессов обогащения угля как объектов управления и получения экспериментальных данных в промышленных условиях. Для этого использованы методы системного анализа, алгоритмизации и формализации объектов управления, методика проведения экспериментов. Осуществлен системный анализ развития современных методов и технологий обогащения угля. Произведена формализация основных технологических процессов обогащения угля как объектов управления.

Ключевые слова: Процессы обогащения угля, формализация технологических процессов, объекты управления, экспериментальные данные, автоматизация управления.

FORMALIZATION OF THE BASIC TECHNOLOGICAL PROCESSES OF ENRICHMENT OF COAL AS A CONTROL OBJECT

BOTIROV T. V., BAQOEV X. N., RAKHMONOVA H. Z.

Navoi State Mining Institute, Uzbekistan

Considered the issues of formalization of the basic technological processes of enrichment of coal as a control object and the generation of experimental data in industrial environments. For this purpose, methods of system analysis, algorithmization and formalization of control objects, methods of experiments were used. The system analysis of development of modern methods and technologies of coal enrichment is carried out. The formalization of the main technological processes of coal enrichment as control objects is made

Keywords: coal enrichment processes, formalization of technological processes, control objects, experimental data, control automation.

Широкое внедрение автоматизации во все отрасли народного хозяйства является следствием научно-технического прогресса, который приводит к возрастанию мощностей технологических установок, взаимной связи многих агрегатов и технологических процессов, росту скоростей работы механизмов и установок. Особое значение придается внедрению систем и средств автоматического и автоматизированного управления в обогащении полезных ископаемых на обогатительных фабриках. Автоматическое и автоматизированное управление технологическими процессами обогатительных фабрик

обеспечивает значительный технико-экономический эффект вследствие повышения извлечения полезных компонентов из исходного ископаемого (руды, угля, нерудных полезных ископаемых и др.); повышения производительности машин и агрегатов, пропускной способности транспортных коммуникаций, увеличения надежности и сроков работы машин; сокращения расхода материалов и энергии, повышения производительности труда путем снижения трудоемкости обслуживания агрегатов и возрастания их производительности. Высокие темпы промышленного производства обусловили увеличение количества добываемого угля. Уголь является одним из основных источников тепловой и электрической энергии и сырьем для производства кокса, искусственных абразивных материалов, получения дешевого жидкого топлива, газов, химических и других продуктов. Постоянно растущая потребность народного хозяйства в углях определяет высокий темп развития их добычи. В связи с отработкой малозольных пластов и выемкой высокозольных и труднообогащаемых углей – обогащение их является обязательной стадией в производстве топлива, удовлетворяющего требованиям народного хозяйства. Обогащаются все коксующиеся угли. Повысились объем и технический уровень обогащения энергетических углей и антрацитов. Эффективное использование углей различных марок, особенно для технологических целей, как было отмечено выше, возможно только при их обогащении, так как повышенная зольность и сернистость значительно снижают полезность углей, а во многих случаях вообще делают их непригодными для использования. Все это вызывает необходимость уделять внимание не только обогащению углей, идущих на коксование, но и обогащению углей, предназначенных для специальных целей и энергетики [1].

Известно, это для производств, использующих сырье с изменяющейся характеристикой, в частности для углеобогащительных производств, эффективное ведение технологического процесса возможно только при наличии современных автоматических систем управления. На обогащительных фабриках объективно существуют необходимые предпосылки для реализации таких систем, а именно: непрерывность технологического процесса; высокий уровень механизации и электрификации основных производственных процессов; сравнительно высокая производительность обогащительных аппаратов. [2].

Еще одна особенность управления технологическим процессом обогащения заключается в том, что результатом процесса являются, как минимум, два продукта - товарный концентрат и отходы [3]. Изменения содержания золы в концентрате и полезного продукта (угля) в отходах имеют тесную положительную взаимосвязь. Уменьшение зольности концентрата сопровождается потерями угля и снижением зольности отходов, и наоборот. Очевидно противоречивое влияние изменений зольности концентрата и отходов на технико-экономические показатели процессов обогащения. Это приходится учитывать не только при программировании технологических режимов комплекса обогащения, но и при оперативном регулировании технологических процессов на каждой из стадий обогащения. То есть, постановка задачи автоматического оперативного регулирования технологического процесса обогащения в ориентации только на одну из выходных переменных (в частности, зольность концентрата), по меньшей мере, некорректна с позиций эффективности системы автоматизации производственного комплекса в целом. Необходимо взаимосвязанное регулирование зольности концентрата и отходов с учетом не только их текущих изменений, но и совместного влияния на технико-экономические показатели производства [4].

Управляя технологическим комплексом в целом, приходится решать не только задачи согласования производительности и параметров технологических режимов агрегатов и комплексов по стадиям обогащения. В зависимости от внешних условий (например, качества рядового угля) и достигаемых технико-экономических показате-

лей, состояния агрегатов и наличия ресурсов регулирования приходится целенаправленно менять структуры объектов управления. Такими структурными управляющими воздействиями вводятся (выводятся) в действие резервные каналы управления, включаются (выключаются) в схему обогащения технологические агрегаты и потоки продуктов обогащения. Для реализации структурных управляющих воздействий используются переключатели и делители потоков (на схеме рисунка 1 обозначены, соответственно ГШ и ПДП) сухих и обезвоженных продуктов, водно-шламовой схемы.

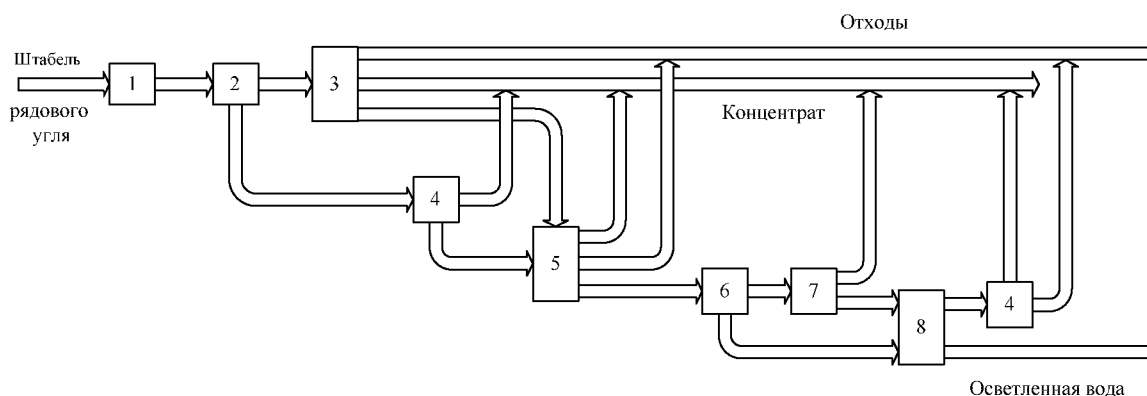


Рисунок 1 – Укрупненная схема технологического комплекса обогащения:
 1 – Система управления дозированием рядового угля; 2 – Сухая классификация;
 3 – Система управления обогащением крупной фракции; 4 – Переключатель-делитель потока; 5 – Система управления обогащением мелкой фракции; 6 – Переключатель потока; 7 – Система управления флотацией; 8 – Система управления сгущением и обезвоживанием шламов

В этих условиях особое значение приобретает проблема безударного (плавного) перехода с одного режима на другой с учетом различного рода рециклов в технологической схеме, динамики изменения нагрузки на технологических агрегатах поточно-транспортной системы. Решение ее важно с точки зрения сохранности и безопасности эксплуатации технологического оборудования, сокращения длительности переходных процессов и простоев и, в конечном итоге, повышения производительности комплекса и качества товарного концентрата, сокращения потерь полезных продуктов (угля, магнетита) с отходами обогащения.

С учетом изложенного выше очевидно, что для создания эффективных систем управления процессами обогащения нельзя ограничиваться традиционными методами и подходами к решению задач управления. Требуются новые схемы, методы и алгоритмы управления технологическими агрегатами и комплексами обогащения, как объектами с распределенным управлением и целенаправленно изменяемой структурой.

Проведенный анализ показывает, что упомянутые процессы обогащения углей являются нестационарными, нелинейными, многомерными, со многими внутренними обратными связями, невелика или отсутствует вовсе априорная информация о форме и степени взаимосвязи между переменными в динамике в реальных условиях эксплуатации. Это значительно усложняет получение адекватного математического описания технологических процессов обогащения угля и синтеза системы адаптивного управления.

Развитие теории адаптивных систем стимулируется потребностями современной техники. Практика в изобилии доставляет задачи управления объектами различных типов при наличии той или иной степени незнания объекта управления, условий его

функционирования, возмущающих воздействий. Методы адаптивного управления находят все большее применение при управлении технологическими процессами, в автоматизированных системах управления в различных отраслях [5].

Анализ состояния работ в этой области показывает, что наибольшие успехи здесь связаны, прежде всего, с разработкой алгоритмов решения задач параметрической идентификации и адаптивного управления на основе принципа эталонной модели и МНК. В достаточно меньшей степени исследованы вопросы регулярной параметрической идентификации моделей в условиях ограниченной априорной информации о корреляционной структуре ошибок измерений. Приведенный выше краткий анализ состояния и тенденций развития теории построения систем адаптивного управления с настраиваемыми моделями и их приложений позволяют заключить, что несмотря на значительные результаты, достигнутые в области методов синтеза адаптивных систем, в настоящее время в недостаточной степени разработаны алгоритмы построения устойчивых алгоритмов идентификации и управления динамическими объектами с учетом различных помехосигнальных условий их функционирования.

В современной теории управления идеализация, основанная на предположении, что математическая модель объекта достаточно точно описывает его поведение и заранее известна, практически уходит из рассмотрения. При решении практических проблем управления технологическими процессами может оказаться, что ряд характеристик реального объекта могут быть заранее неизвестными или меняться в процессе его функционирования. В связи с этим представлялся весьма заманчивым путь построения адаптивных управляющих систем, не требующих полного априорного знания объекта управления и условий его функционирования. К системам подобного типа относятся, в первую очередь, системы, называемые адаптивными системами с настраиваемыми моделями. В такого рода системах алгоритмы настройки должны на основании текущей информации о входных и выходных сигналах объекта приблизить поведение модели к поведению объекта.

Произведенная формализация и анализ современного состояния теории и практики адаптивных систем позволяет перейти к разработке алгоритмов адаптивной идентификации и построению систем адаптивного управления основными процессами обогащения угля.

Список литературы

1. Беловолов В.В., Бочков Ю.Н., и др. Техника и технология обогащения углей. Справочное руководство. - М.: Наука, 1995. - 622 с.
2. Козин В.З. Опробование, контроль и автоматизация обогатительных процессов: учебник для вузов / В.З. Козин, О.Н. Тихонов М.: Недра, 1990. -343 с.
3. Углеобогатительные фабрики как объект управления / С.Ф. Киселев, А.А. Ивушкин, Г.П. Сазыкин, А.Ф. Шукин // Информационные недра Кузбасса: Труды III Региональной научно-практической конференции. Кемерово: ИНТ, 2004. - С. 75-76.
4. Ивушкин А.А. Системы автоматизации углеобогатительных фабрик: Монография / А.А. Ивушкин, С.Ф. Киселев, Л.П. Новокузнецк: СибГИУ, 2004. - 232 с.
5. Антонов В., Терехов В., Тюкин И. Адаптивное управление в технических системах. - Изд-во Санкт-Петербургского университета, 2001. - 244с.

СОСТОЯНИЕ ОТРАСЛИ ПО ДОБЫЧЕ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ХАБАРОВСКОГО КРАЯ

САПЕГИН Ю. К.

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН

В статье анализируется состояние минерально-сырьевой базы общераспространенных полезных ископаемых Хабаровского края, а также отрасли по их добыче. Приводятся данные по запасам различных типов общераспространенных полезных ископаемых по районам края. Промышленность по добыче и переработке строительных горных пород в крае обеспечивает не только большие объемы производства, но и широкий ассортимент получаемой продукции. Приведены данные по типоразмерам горной и транспортной техники, применяемой при добычных работах. В ходе исследований выявлено, что в настоящее время в отрасли по добыче строительных горных пород открытым способом преобладает горное оборудование циклического действия иностранного производства.

Ключевые слова: минерально-сырьевая база, горная масса, экскаваторы, бульдозеры, автосамосвалы.

THE CONDITION OF THE INDUSTRY IN THE MINING OF CONSTRUCTION MOUNTAIN BREEDS OF KHABAROVSKY KRAI

SAPEGIN Y. K.

Mining Institute of the Far Eastern Branch of RAS

The article analyzes the state of the mineral resource base of common minerals of the Khabarovsk Territory, as well as the industry for their production. Provides data on reserves of various types of common minerals in the districts of the region. The industry for the extraction and processing of building rocks in the region provides not only large production volumes, but also a wide range of products. The data on the standard sizes of mining and transport equipment used in mining operations are given. In the course of the research, it was revealed that currently the mining equipment of foreign-made cyclic action dominates in the industry for the extraction of building rocks by the open method.

Keywords: mineral resource base, rock mass, excavators, bulldozers, dump trucks.

В Хабаровском крае кроме золота, платины, угля добываются и так называемые общераспространенные полезные ископаемые (строительные горные породы), к которым относятся месторождения строительного камня, песка, глин, песчано-гравийных материалов и другие. Эффективное использование строительных горных пород играет важную роль в экономике края. Промышленность по добыче и переработке строительных горных пород обеспечивает не только большие объемы производства, но и широкий ассортимент получаемой продукции, с использованием которой осуществляется строительство промышленных, социально-культурных и жилищных объектов, развитие инфраструктуры [1-2].

Общераспространенные полезные ископаемые разведаны более чем на 200 месторождениях на территории края [3-4]. В том числе: строительного камня – 33 место-

рождения с запасами 479 млн.м³, глин и суглинков – 30 месторождений с запасами 88 млн.м³, строительного песка и песчано-гравийных материалов – 47 месторождений с запасами 430 млн.м³.

В распределенном фонде находятся 92 месторождения строительных горных пород (таблица 1). Наибольшее количество из этих месторождений располагается на территории Хабаровского, Комсомольского и Амурского районов, при этом разрабатывается только часть месторождений, остальные находятся в резерве или законсервированы.

Таблица 1 - Минерально-сырьевая база находящихся в распределенном фонде месторождений строительных горных пород по районам Хабаровского края

Район	Полезные ископаемые, количество месторождений N _М и их запасы категорий А+В+С ₁ , тыс.м ³					
	Строительный камень, сланец, известняк, туфы		Песок и песчано-гравийный материал		Глины и суглинки	
	N _М	А+В+С ₁	N _М	А+В+С ₁	N _М	А+В+С ₁
Хабаровский	4	38022	17	63345	5	15143
Комсомольский	4	31213	4	26951	-	-
Амурский	17	14788	6	7867	-	-
Совгаванский	3	29995	-	-	-	-
Ванинский	3	10728	-	-	1	2958
Нанайский	1	109	2	8957	1	978
Прочие районы	11	35960	9	3337	4	13901
Всего по краю	43	160815	38	110457	11	32980

Крупнейшими организациями, ведущими разработку месторождений общераспространенных полезных ископаемых в Хабаровском крае являются ОАО «Корфовский каменный карьер», ООО «Амуркварц», ОАО «Хабаровский речной торговый порт», ООО «Амурметалл Ресурс», ООО ПСП «Завод ЖБИ», ООО «Карьер-сервис», ЗАО «Нисса-Инвест», ХКГУП «Крайдорпредприятие».

Согласно классификации [1], в зависимости от годового объема добычи строительных горных пород, абсолютное большинство разрабатываемых месторождений можно отнести к малым и только два месторождения с объемом добычи более 400 тыс.м³ в год - к средним, это Корфовское месторождение гранодиоритов, на котором добывается более 800 тыс.м³ строительного камня, и Корсаковское русловое месторождение песчано-гравийного материала с объемом добычи свыше 650 тыс.м³.

Объемы добычи строительных горных пород по территории края распределяются неравномерно. Наиболее активно добыча ведется в Хабаровском районе, где располагаются крупные месторождения строительного камня и сланца, а также русловые месторождения песка и песчано-гравийного материала. На Хабаровский район приходится 18 из 46 разрабатываемых в крае месторождений, на которых добывается около 68% всего объема строительных горных пород. На Ванинский, Совгаванский, Комсомольский и Амурский районы края приходится соответственно 7,2; 6,6; 4,4 и 3,9 % от суммарного объема добычи, а на все остальные районы края менее 10% добычи.

В настоящее время в России при разработке некоторых месторождений строительных горных пород, в частности известняков и мрамора, все более широкое распространение получают поточные технологии с использованием карьерных комбайнов и другого оборудования [5-9]. Однако на Дальнем Востоке на открытой разработке общераспространенных полезных ископаемых применяются традиционные циклические

технологии с использованием одноковшовые экскаваторов, бульдозеров, буровых станков. Исключение составляют лишь русловые месторождения рыхлых пород, разрабатываемых с помощью средств гидромеханизации [10]. Ведутся исследования по совершенствованию технологических схем транспортировки и перегрузки сыпучих строительных материалов по доставке их из карьеров потребителям [11-12].

Практически на всех предприятиях, ведущих открытую добычу полезных ископаемых, применяются одноковшовые экскаваторы и бульдозеры. На предприятиях Хабаровского края используются экскаваторы различных производителей и конструкций с вместимостями ковша от 0,4 до 6,5 м³. Парк одноковшовых экскаваторов включает 39 единиц, при этом около 70% всех машин составляют экскаваторы зарубежного производства. Наиболее крупными поставщиками являются фирмы Hitachi, Komatsu и Caterpillar, количество машин каждой из фирм, задействованных на разработке месторождений, соответственно составляет 8, 7 и 5 единиц. Группа отечественных машин в основном представлена экскаваторами Тверского и Ковровского экскаваторных заводов, в количестве соответственно 4 и 3 единицы. Около половины (49%) применяемых экскаваторов имеют вместимость ковша до 1 м³, более трети экскаваторов (36%) оснащены ковшами вместимостью от 1 до 2,5 м³. Только 15% машин имеют ковши вместимостью более 2,5 м³, к этой группе относятся, например экскаваторы ЭКГ-5А и Komatsu PS-1250 с вместимостью ковша соответственно 5 и 6,5 м³.

На разработке месторождений строительных горных пород края задействовано 37 бульдозеров среднего (мощность двигателя до 150 кВт), тяжелого (мощность двигателя до 300 кВт) и сверхтяжелого классов (мощность двигателя свыше 300 кВт), при этом парк на 60% состоит из бульдозеров зарубежного производства. Наибольшее распространение получили бульдозеры среднего класса, которые составляют 62% всего парка машин. Основными поставщиками являются фирмы Caterpillar и Komatsu, количество машин которых задействованных на разработке месторождений соответственно составляет 9 и 7 единиц. Наибольшее распространение получили бульдозеры Caterpillar D6R, самой крупной машиной является бульдозер Komatsu D-275. Группа отечественных машин представлена бульдозерами Челябинского и Чебоксарского заводов, в количестве соответственно 10 и 5 единиц.

В небольшом количестве при разработке месторождений общераспространенных полезных ископаемых используются одноковшовые погрузчики и колесные скреперы. На месторождениях строительного камня подготовка горной массы к выемке ведется преимущественно с использованием буровзрывных работ, всего задействовано 15 буровых установок, из них около 80% зарубежного производства, в основном - производства фирмы Atlas Copco.

Для транспортировки полезного ископаемого применяются автосамосвалы. На большинстве предприятий используются автосамосвалы КамАЗ, составляя целиком весь транспортный парк организации, либо его часть совместно с машинами других производителей. Основное количество автосамосвалов имеет грузоподъемность 10-22 тонн. На некоторых крупных предприятиях применяются карьерные самосвалы грузоподъемностью 27-40 тонн.

На разработке русловых месторождений песка и песчано-гравийных смесей задействованы четыре гидравлических земснаряда: два земснаряда проекта Р-109 и по одному земснаряду 3 ГДЭС «Амур» и Гр УТ 2000/63. Также применяются плавучие краны с грейферным оборудованием КПЛ-16-30 и КПЛ-5-30. Для перевозки песчано-гравийных материалов до места выгрузки используются речные толкачи РТ-600 проекта Р-1740 и баржи МБ-2500 и МБ-1500, реке - пульпопроводы.

Добывающие организации при открытой разработке месторождений общераспространенных полезных ископаемых формируют парк горных машин преимуще-

ственно с использованием техники зарубежных производителей. В тоже время автопарки предприятий в своем составе в основном имеют машины производства России и стран СНГ. При подводной разработке строительных горных пород применяются технические средства отечественного производства. Эффективность работы горных предприятий во многом зависит от правильности подбора техники и от ее качества, для переработки значительных объемов горной массы необходимо применение надежных высокопроизводительных машин. Однако даже при наличии современной техники, остается открытым вопрос анализа эффективности её использования. Перспективным направлением развития отрасли по добыче строительных горных пород является внедрение циклично-поточных технологий, в частности, с применением фрезерных машин и карьерных комбайнов.

Список литературы

1. Шпанский О.В., Буянов Ю.Д. Технология и комплексная механизация добычи нерудного сырья для производства строительных материалов. М.: Недра, 1996. 462 с.
2. Чебан А.Ю. Совершенствование техники и технологий безвзрывной разработки горных пород : моногр. / А. Ю. Чебан. - Хабаровск: ИГД ДВО РАН, 2017. 260 с.
3. Онихимовский В.В., Беломестных Ю.С. Полезные ископаемые Хабаровского края. Хабаровск. 1996. 483 с.
4. Нигай Е.В. Состояние особенности и перспективы развития минерально-сырьевой базы строительных горных пород Хабаровского края // Маркшейдерия и недропользование. 2015. №3. С. 15-18.
5. Чебан А.Ю. К вопросу об определении производительности карьерных комбайнов в различных условиях эксплуатации // Системы. Методы. Технологии. – 2014. № 3. С. 145-148.
6. Сандригайло И.Н., Арефьев С.А., Чеботарев С.И. Использование самоходного перегружателя для увеличения производительности карьерного комбайна // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 4. С. 225-233.
7. Чебан А.Ю. Экспериментальные исследования процесса разрушения породы резцами фрезерного рабочего органа // Вестник Тихоокеанского государственного университета. 2012. №1. С. 125-128.
8. Пихлер М., Филиппов А.А., Панкевич Ю.Б., Панкевич М.Ю. Ввод в эксплуатацию комбайна Wirtgen 2200SM на ОАО «Ковровское карьероуправление» // Горная промышленность. 2013. № 2. С. 110-116.
9. Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Комбайны Wirtgen Surfase Miner на открытых горных работах: история развития, масштабы применения и перспективы расширения // Горная промышленность. 2009. № 2. С. 54-57.
10. Чебан А.Ю. Разработка русловых и обводненных месторождений песка и песчано-гравийных материалов в Приморском крае // Вестник государственного университета морского и речного флота им. адмирала С.О. Макарова. 2016. №5. С. 97-103.
11. Чебан А.Ю. Устройство для перегрузки насыпных строительных материалов из автосамосвалов в железнодорожный транспорт // Механизация строительства. 2016. Т. 77. №2. С. 33-36.
12. Чебан А.Ю. Комплекс для перегрузки насыпных строительных материалов в средства водного транспорта // Вестник государственного университета морского и речного флота им. адмирала С.О. Макарова. 2015. № 5 (33). С. 43-47.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ГОРНО-ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

ИЛЬБУЛЬДИН Д. Х.¹ КОНУРИН А. И.²

¹ Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО)

² Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН

На основе технико-экономического анализа действующей системы нормирования на горнодобывающих предприятиях АК «АЛРОСА» разработан методический подход к определению нормируемых показателей. Предложены пути повышения достоверности хронометражных данных о простоях, лежащих в основе расчета норм использования горно-шахтного оборудования. Исследована связь между сменной производительностью комплекса «комбайн – ПДМ» и расстоянием транспортирования.

Ключевые слова: горно-шахтное оборудование, нормирование, хронометраж, производительность, простои.

IMPROVING OF CALCULATION METHOD OF TECHNICAL AND ECONOMIC INDICATORS OF MINING EQUIPMENT PERFORMANCE

ILBULDIN D. Kh.¹, KONURIN A. I.²

¹ Yakutnipromalmaz Institute (ALROSA)

² Chinakal Institute of Mining, SB RAS

The methodical approach to the definition of standardized indicators has been developed on the basis of study of the current standardization system at mining enterprises of ALROSA. The ways of increasing the reliability of timing data on the downtime underlying the calculation of the norms for the use of mining equipment have been proposed. The connection between the variable performance of the “Combine- Scooptram” complex and the transportation distance has been investigated.

Keywords: mining equipment, rationing, timing, performance, downtime.

В современных условиях деятельность горнодобывающего предприятия предполагает принятие рациональных управленческих решений, основой которых служит эффективное нормирование. В настоящее время на предприятиях Российской Федерации, в том числе в АК «АЛРОСА» происходит интенсивное перевооружение на современную и высокопроизводительную технику [1,2].

Решение проблемы рационализации нормирования горно-шахтного оборудования предприятия играет важную роль в его развитии. Отсутствие системного подхода к разработке нормативов использования оборудования, а также несовершенство методов их разработки приводят к использованию при планировании производственно-хозяйственной деятельности фактических достигнутых показателей. Поэтому для обеспечения достоверности прогнозируемых технико-экономических показателей необходимо сочетание как минимум двух методов, а для совершенствования норм использования горно-шахтного оборудования рекомендуется использовать комплексный подход к их разработке [3-5].

Основными технологическими процессами систем разработки являются: проведение подготовительно-нарезных выработок, отбойка руды, доставка горной массы, поддержание выработанного пространства [6-8]. Целью разработки методики расчета технико-экономических показателей является расчет плановых значений объема горной массы при текущем парке, а также расчет потребного парка для выполнения цели по объему горной массы на основании рассчитанной часовой производительности техники.

К общим показателям при планировании относятся: количество календарных дней за рассматриваемый период, количество смен в сутки, количество часов в смену и календарное время за период. Показатели времени включают машино-часы на балансе (при расчете производительности принимается равным календарному времени в часах) и машино-часы в ремонте (общее время горного оборудования (ГО) на ремонте или техническом обслуживании). Машино-часы в ремонте определяются как сумма машино-часов в плановом ремонте и резерва времени под аварийные ремонты. Машино-часы в плановом ремонте характеризуют общее время ГО на плановом ремонте. Этот показатель планируется по регламенту обслуживания техники и включает техническое обслуживание, планово-предупредительные ремонты и капитальные ремонты.

Резерв времени под аварийные ремонты характеризует время неплановых ремонтных простоев. Планируется на основе статистики времени внеплановых простоев за предыдущий год с учетом мероприятий по снижению времени неплановых простоев.

Машино-часы в эксплуатации характеризуют время ГО в готовности к эксплуатации и определяются как разность машино-часов на балансе и машино-часов в ремонте.

Машино-часы в простое характеризуют время простоя ГО, готового к эксплуатации. При планировании учитываются как машино-часы в плановом простое (неплановые простои принимаются равными нулю).

Машино-часы в плановом простое характеризуют время простоя ГО по требованиям нормативов и регламентов. Этот показатель планируется по нормативам и включает: пересменку, обеденный перерыв, время заправки, время технологических перерывов, время остановки на взрывные работы, время перегонов, ожидание подчистки подъезда, время планового отсутствия фронта работ, резерв времени на превышение ПДК, ППР ОФ, климатические условия и время в консервации.

Машино-часы в работе характеризуют время производительной работы оборудования и определяются как разность машино-часов в эксплуатации и машино-часов в простое. Машино-часы на объемных работах характеризуют время работы ГО на экскавации ГМ из недр и определяются как разность машино-часов в работе и машино-часов на вспомогательных работах. Машино-часы на вспомогательных работах характеризуют время работы ГО на прочих работах. Планируются согласно ПРГР, графикам работы фабрик.

Так, например, сравнительный ретроспективный анализ технико-эксплуатационных показателей работы ПДМ в составе комбайновых комплексов, выполненный ФГБОУ ВПО «УГГУ» [9, 10] показал, что на рудниках «Интернациональный» и «Мир» время нахождения ПДМ в рабочем состоянии примерно одинаково: 62,7 % и 61,1 % соответственно (рис. 1). Около 35 % календарного фонда времени занимают простои, не связанные с нормами выработки: режимные (выходные и междусменные перерывы), ГО, отсутствие запчастей и экипажа, внутрисменный ремонт.

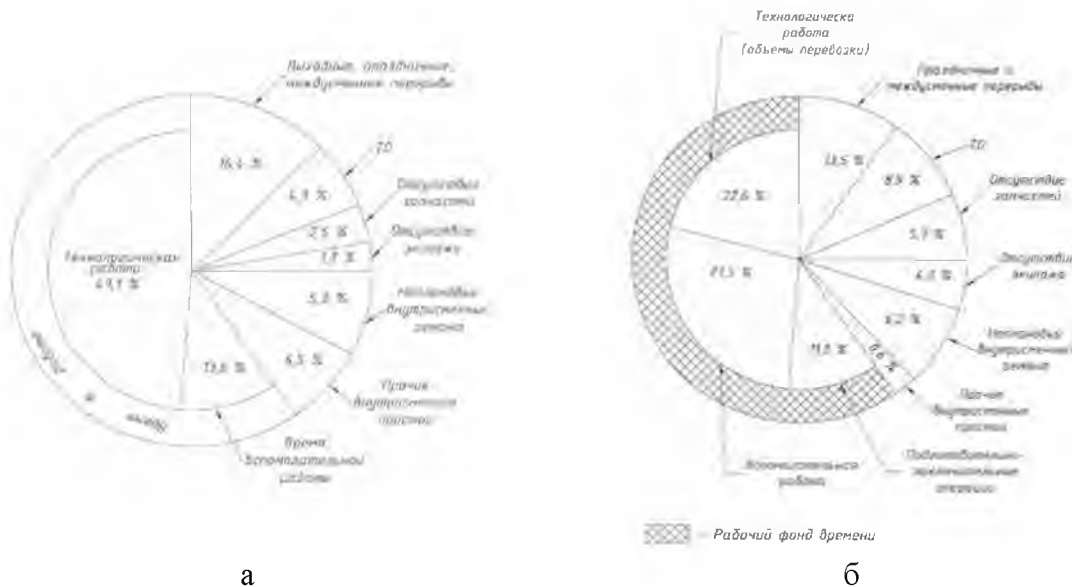


Рисунок 1 – Распределение календарного фонда времени ПДМ: а - рудник «Интернациональный», I кв. 2011 г., б - рудник «Мир», I кв. 2011 г.

К прямым затратам времени смены относятся затраты, не включаемые при расчете в длительность рейса (время оборота) ПДМ. Их величина определяется принятым режимом, технологией и организацией работ. В общем виде оперативное время работы ПДМ в течение смены можно определить из выражения

$$T_{оп} = (T_{см} - T_p - T_{пзо} - T_o - T_{лн})k_o k_p, \text{ мин.} \quad (1)$$

где $T_{см}$ – длительность смены, 420 мин.;;
 T_p – время в пути до рабочего места, начиная от посадки в клеть, мин. По данным хронометражных наблюдений составляет 50—53 мин.;;
 $T_{пзо}$ – время подготовительных и заключительных операций, мин. Согласно ЕНВ НИИтруда [11-13], время на прием смены, осмотр и опробование машины, подгон машины в забой (8 мин.), осмотр и приведение рабочего места в безопасное состояние (5 мин.), отгон машины от забоя к месту стоянки в конце смены, очистка от пыли, сдача смены (12 мин.) в сумме составляют 25 мин.;;
 T_o – время на техническое обслуживание рабочего места, мин. Включает время на заправку топливом, водой, подключение и проверку магистрали сжатого воздуха, обдувку ПДМ, чистку, смазку, устранение мелких неисправностей и согласно ЕНВ [11] составляет 25 мин.;;
 $T_{лн}$ – время на личные надобности, мин. Принимается равным 10 мин. Следует отметить, что согласно хронометражным наблюдениям, фактические суммарные затраты времени на эти операции составляют 40—60 мин. и согласуются с рекомендуемыми ЕНВ.;;
 k_o – коэффициент отдыха. Согласно ЕНВ, время на отдых рекомендуется принимать в размере 11 % от оперативного времени. Поэтому в формуле (1) следует считать $k_o = 0,89$.;;
 k_p – коэффициент, учитывающий затраты времени на крепление выработок. Для лент, где крепление не предусматривается $k_p = 1$. Для лент с частичным или полным креплением

$$k_p = \frac{(T_{см} - T_p - T_{пзо} - T_{лн})k_o - T_{кр}n_p}{(T_{см} - T_p - T_{пзо} - T_{лн})k_o}, \quad (2)$$

где n_p – число рам крепления;

$T_{кр}$ – затраты времени на установку одной рамы крепления, мин. Принимаются по нормам ЕНВ [11]. Количество рам крепления и суммарное время на крепежные работы проверяется и уточняется по планограммам работ в соответствии с паспортами крепления и управления кровлей выработки.

К удельным следует отнести затраты времени, связанные с чисткой трассы, места разгрузки, в забое, которые возникают в течение оперативного времени работы ПДМ. Их длительность носит вероятностный характер, в определенной степени зависит от количества выполненных рейсов и для практических расчетов может быть определена по данным хронометражей по формуле

$$k_{вс} = \frac{t_{ц} - t_{вс}}{t_{ц}}, \quad (3)$$

где $n_{вс}$ – время вспомогательных работ в расчете на 1 рейс ПДМ, мин. Так, по данным хронометражных наблюдений для ПДМ TORO-400E

$$k_{вс} = \frac{5,8 - 0,68}{5,8} = 0,88.$$

Время движения по трассе в прямом и обратном направлениях определяется с учетом скоростного режима на трассе транспортирования по формуле

$$t_{дв} = \frac{\sum_{i=1}^n L_i}{n v_i} + 2t_p, \text{ мин.}, \quad (4)$$

где n – количество выделенных участков на трассе (лента, штрек), на которых устанавливается различный скоростной режим в грузовом и порожняковых направлениях;

L_i – длина выделенного i -го участка, м;

v_i – скорость движения ПДМ на i -ом участке, м/мин.;

t_p – время на разворот ПДМ, мин.

По данным хронометражных наблюдений для ПДМ ST-14 среднее $t_p = 0,26$ мин. Следует отметить, что при малых расстояниях транспортирования удельный вес времени на разворот ПДМ значителен, составляет 30-35 % от времени движения на участке, что делает целесообразным его отдельный учет при расчете норм.

Анализ методик нормирования показывает, что в основе расчета норм использования горно-шахтного оборудования лежат фотохронометражные данные о простоях, на базе которых статистическим, аналитическим или комбинированным методами устанавливаются нормы.

Так, например, эмпирические исследования технологии использования погрузчика Le Tourneau L-950 в условиях карьера «Нюрбинский» позволили измерить продолжительность рабочих операций погрузчика и обосновать их нормативных значений [10]. Для этого был использован метод видео хронометражных наблюдений,

который позволил одновременно получать фотографию рабочего дня и данные о продолжительности выполняемых операций.

Технологический процесс, осуществляемый погрузчиком Le Tourneau L-950 в условиях карьера «Нюрбинский», состоит из следующих отдельных операций - отделение горной массы от массива или навала, перемещение и погрузка в автосамосвал.

Наглядное представление отдельных операций одного цикла экскавации погрузчиком Le Tourneau L-950 показано на рис. 2.

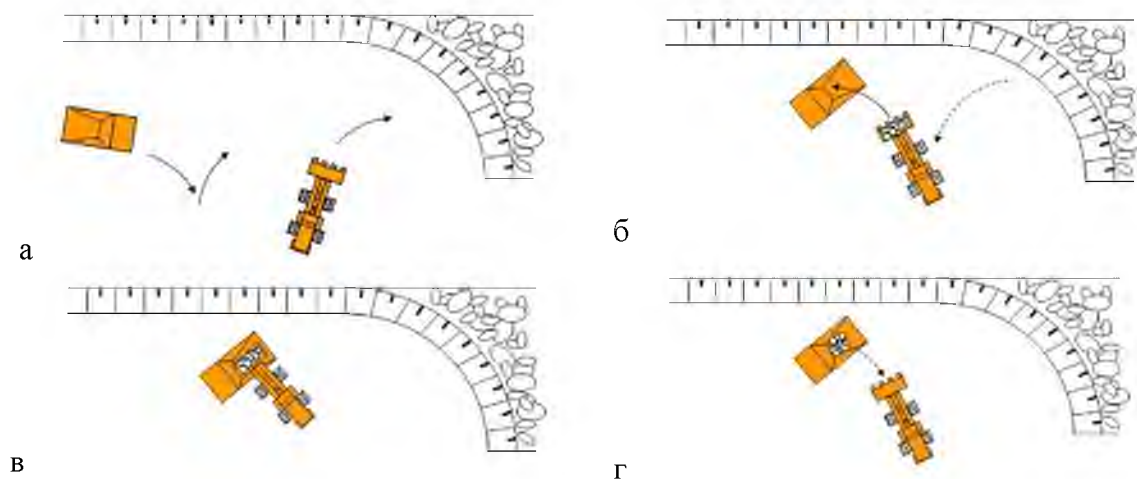


Рисунок 2 – Составные элементы одного технологического цикла, выполняемого погрузчиком Le Tourneau L-950 при погрузке автосамосвалов в карьере «Нюрбинский»: а – движение в забой с наполнением ковша, б – отъезд от забоя и движение до момента разгрузки, в – процесс разгрузки, г – отъезд от автосамосвала

Для определения среднего значения времени погрузки (цикла) выбираются данные, не превышающие максимальную ошибку среднего арифметического. Определение производится с применением методики математической статистики. Статистическая оценка представляет собой приближение к неизвестным параметрам распределения генеральной совокупности, получаемой с помощью выборочных значений затрат времени. Генеральная совокупность в математической статистике - множество однородных элементов, в нашем случае значений затрат времени, из которого по определённому правилу выделяется некоторое подмножество, называемое выборкой.

Среднее значение продолжительности одного цикла погрузочных работ принимается равным среднему из рассчитанного диапазона.

При этом, как свидетельствуют результаты анализа, хронометраж фиксирует не все виды простоев.

Для повышения достоверности хронометражных данных целесообразно:

- создавать на предприятиях исследовательские группы из числа инженерно-технических работников различных служб (безопасности производства и вентиляции, отдела планирования и нормирования, диспетчеризации, механизации), которые помимо прямых хронометражных наблюдений используют различные источники информации для проверки достоверности данных,

- уточнять причины простоев горно-шахтного оборудования по регистрационному журналу диспетчера, данным горных мастеров, специалистов вентиляции и другим документам специализированных служб,

– просчитывать потери минерального сырья от простоев и определять затраты от недоиспользования горно-шахтного оборудования,

– результаты сбора и обработки данных о простоях горно-шахтного оборудования и потери минерального сырья, связанные с ними интегрировать за месяц или другой учетный период (квартал, полугодие, год) [14,15].

Для выявления резервов роста производительности труда и увеличения выпуска продукции имеет большое значение учет простоев, анализ их по причинам и виновникам образования, так как простои приводят к непроизводительным затратам рабочего времени, к неполному использованию оборудования и выпуску продукции.

Одним из основных факторов, определяющих техническую производительность и норму выработки ПДМ, является расстояние транспортирования. Однако в практических условиях влияние этого фактора на фактическую эксплуатационную производительность нивелируется многими другими, в первую очередь, внутрисменными простоями, связанными с надежностью оборудования, состоянием забоя, общей организацией работ.

На рис. 3 показана связь между сменной производительностью комплекса «комбайн – ПДМ» и расстоянием транспортирования (длиной отработанной ленты), установленная в [10]. Длина лент изменялась от 65 м до 114 м, время отработки лент 1,0 – 1,5 месяца. Эта связь показана в двух вариантах:

а) в выборку включены все данные второй и третьей (рабочих) смен. Связь между производительностью (сменной) комплекса и длиной ленты не прослеживается, статистически неразличима;

б) в выборку включены данные второй и третьей смен, в которых по диспетчерским сводкам не были отмечены простои комбайна или ПДМ, а также исключены некоторые смены, в которых также не были отмечены простои, но значения сменной производительности существенно выходили за пределы статистически значимых. Связь $Q_{см} = f(l)$ становится очевидной (где $Q_{см}$ – сменная производительность комплекса «комбайн – ПДМ», м³/смен; l – длина отработанной ленты, м).

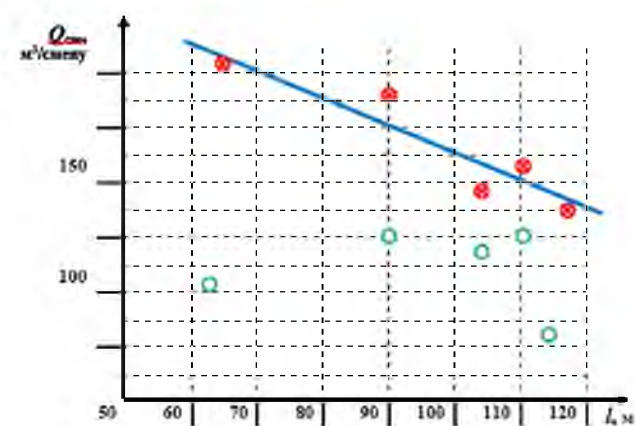


Рисунок 3 – Влияние расстояния транспортирования на сменную производительность комплекса «комбайн – ПДМ»:

○ - фактические данные 2-й и 3-й смен;

⊗ - данные статистической выборки

Аналогичные зависимости были установлены в технологическом регламенте, выполненном ООО «Майнинг-Про» (табл. 1). В таблицах приведены значения эксплуатационной сменной и годовой производительности погрузочно-доставочных машин ПДМ GHN Fahrzeuge LF-10Ex и автосамосвалов Caterpillar AD-30 на проходческих работах в зависимости от расстояния доставки отбитой горной массы согласно расчетам.

Таблица 1. Сменная и годовая эксплуатационная производительность ПДМ GHH Fahrzeuge LF-10Ex на проходческих работах в зависимости от расстояния доставки горной массы

Показатели производи- тельности	Расстояние доставки горной массы, м			
	150	200	250	300
1	2	3	4	5
м ³ /смену	147,0	127,7	112,8	101,1
т/смену	382,2	331,9	293,3	262,8
м ³ /год	154347,1	134038,3	118452,4	106113,6
т/год	401302,5	348499,5	307976,3	275895,5

Выводы. Разработка и внедрение методик и алгоритмов расчета норм использования оборудования на горнодобывающих предприятиях обеспечивает возможность планирования добычи минерального сырья с учетом простоев горно-шахтного оборудования и расчета коэффициентов экстенсивного использования для технологических схем шахт и карьеров на базе автоматизированной системы нормирования, обеспечивающих контроль простоев оборудования и выявление слабых звеньев технологических схем.

В рыночных условиях нормирование должно развиваться по следующим направлениям: индивидуализация норм, нормирование интенсивности труда и использования оборудования, степени использования рабочего времени, учет организационно-экономических предпосылок нормирования, повышение качества норм.

Анализ причин простоев горно-шахтного оборудования показывает, что области оптимальности работы для различного оборудования зависят от сроков его эксплуатации и других технических и технологических показателей, которые могут изменяться в большом диапазоне для предприятия и типов оборудования, поэтому нормативы должны устанавливаться индивидуально на основе первичных нормообразующих параметров (время простоев). Анализ норм использования горно-шахтного оборудования, с точки зрения их получения, показывает, что они обоснованы статистическим путем, т. е. на основе корреляционно-регрессивного анализа и не корректны для нестационарных процессов. Для получения норм, отвечающих фактическому состоянию производства, необходимо обеспечить индивидуальный учет простоев оборудования, выбрать алгоритм и методику прогнозирования простоев горно-шахтного оборудования, на основе которых рассчитываются нормы использования горно-шахтного оборудования.

Список литературы

1. Курленя, М.В. Перспективы развития сырьевой базы Западно-Сибирского металлургического комплекса / Курленя М.В., Еременко В.А., Гайдин А.П. // Горный журнал. – 2007. – № 4. – С. 10-13.
2. Фрейдин, А.М. Перспективы технического перевооружения подземных рудников Западно-Сибирского металлургического комплекса / Фрейдин А.М., Филиппов П.А., Гайдин С.П., Кореньков Э.Н., Неверов С.А. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2004. – № 3. – С. 71-80.
3. Чебан, А.Ю. Анализ парка горных машин горнодобывающих предприятий Амурской области / Чебан А.Ю., Рассказов И.Ю., Литвинцев В.С. // Маркшейдерия и недропользование. – 2012. – № 2 (58). – С. 41-50.
4. Чайковская, И.Н. Разработка автоматизированной системы нормирования использования горно-шахтной системы / И.Н. Чайковская, А.И. Поминова // Горный информационный аналитический бюллетень. – 2007. – №7. – С. 54-55.

5. Фрейдин, А.М. Ресурсосберегающие технологии подземной разработки рудных месторождений / Фрейдин А.М., Быкадоров А.И., Неверов С.А., Неверов А.А. // Горная промышленность. – 2003. – № 6. – С. 44.
6. Кашапов, Р.З. Организация системы нормирования на буровом предприятии с использованием информационных технологий / Р.З Кашапов // Проблемы экономики и управления нефтегазовым комплексом. – 2018. – № 3. – С. 49–56.
7. Иванов, Б.В. Нормирование и анализ эффективности выполнения буровых работ с применением современных автоматизированных систем измерения / Б.В. Иванов // Бурение и нефть. – 2017. – № 4. – С. 56–59
8. Карпов, В. Н. Анализ проблем нормирования буровых работ при пневмоударной проходке взрывных скважин на горных предприятиях России. / Карпов В. Н., Тимонин В. В., Конурин А. И., Ткачук А. К. // Интерэкспо ГЕО-Сибирь. XIV Междунар. науч. конгр., 23–27 апреля 2018 г., Новосибирск: Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Экономика. Геоэкология»: сб. материалов в 6 т. Т. 6. – Новосибирск: СГУГиТ, 2018. – С. 43 – 57.
9. Лель, Ю.И. Методика нормирования расхода топлива автосамосвалами в глубоких карьерах / Лель Ю.И., Мусихина О.В., Глебов И.А., Зырянов И.В., Ильбульдин Д.Х. // Известия Уральского государственного горного университета. – 2017. – № 4 (48). – С. 66-71.
10. Акишев, А.Н. Технологические решения по вскрытию и обработке глубоких горизонтов Нюрбинского карьера АК "АЛРОСА" / Акишев А.Н., Лель Ю.И., Ильбульдин Д.Х., Мусихина О.В., Глебов И.А. // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2017. – № 7. – С. 4-12.
11. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие и нарезные горные работы. Ч. I. Утверждено комитетом СССР по труду и социальным вопросам и ВЦСПС. Постановление № 326/20-93 от 31 декабря 1982 г. – М., 1982. – 219 с.
12. Единые нормы выработки (времени) на бурение скважин на открытых горных работах предприятий угольной и сланцевой промышленности. Утв. 30 октября 1980. – М., 1981. – 41 с.
13. Постановление Минтруда РФ от 21.04.1993 N 89 "Об утверждении Укрупненных нормативов времени на горнопроходческие и нарезные горные работы шахт и рудников горнодобывающей промышленности и в геологоразведке". – М., 1990. – 141 с.
14. Чайковская, И.Н. Методические положения формирования норм и нормативов использования горно-шахтного оборудования / И.Н. Чайковская // Наука и образование сб. тр. Всероссийск науч –практ. конф. БИФ КемГУ. – Белово, – 2003. – С. 38-41.
15. Карпов, В.Н. О проблемах повышения производительности буровых работ в отечественных рудниках / Карпов В.Н., Тимонин В.В., Конурин А.И., Черниенков Е.М. // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. Том 5, 2018. — № 2. — С. 46 – 56.

Научное издание

Уральская горнопромышленная декада, 3-12 апреля 2019 года, г. Екатеринбург

VIII Международная научно-техническая конференция
«ИННОВАЦИОННЫЕ ГЕОТЕХНОЛОГИИ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ
И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»

4-5 апреля 2019 г.

Сборник докладов

Ответственный за выпуск
доктор технических наук, профессор Н. Г. Валиев

Редактор изд-ва *Л. В. Устьянцева*
Компьютерная верстка *Э. В. Шорина, В. В. Франц*

Подписано в печать
Печать на ризографе. Бумага писчая. Формат 60 × 84/8.
Усл. печ. л. 21,1. Уч.-изд. л. 20,26. Тираж 120. Заказ.

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет

Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ