

2005г.

621.27
T-53

НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

Е.А. Толстов, В.Н. Сытенков, С.А. Филиппов

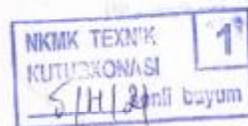
ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СКАЛЬНЫХ МАССИВАХ

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ

ТАШКЕНТ

ИЗДАТЕЛЬСТВО «ФАН» АКАДЕМИИ НАУК РЕСПУБЛИКИ
УЗБЕКИСТАН

1999



**Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А.
ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СКАЛЬНЫХ МАССИВАХ.**

Учебное пособие. Ташкент: Фан, 1999. – 276с.

В данном учебном пособии раскрыто значение каждого процесса в современной интерпретации развития открытых горных работ. Описание процессов представлено как взаимодействие элементов единой технологической цепи: изучение горных пород, бурение взрывных скважин, взрывное разрушение, экскавация, транспортирование, отвалообразование. Представлены справочные материалы, методики расчета параметров процессов и библиографический указатель использованной литературы.

Обобщены тенденции развития горнотранспортного оборудования карьеров и приведен фактический материал по его применению при разработке рудных месторождений в скальных массивах.

Приведены технические характеристики горнотранспортного оборудования фирм «Ингерсолл-Ренд», «Тамрок-Дрилтек», «Дрессер-Маррион», «Бюсайрус – Эри», «Харнишфегер», «Либхер», «Ориештайн и Кешпель», «Маннесманн Демаг», «Катерпиллар», «Хитачи», «Смит» и др.

Для аспирантов и студентов горных специальностей высших учебных заведений.

Рецензент

**Декан Зарафшанского общетехнического факультета
Навоийского государственного горного института,
кандидат технических наук У.Ю. Давранбеков**

П 2502020000 – з – 354/99
М 355(04)99 Рез. – 99

© Издательство «Фан»

I SBN 5 – 648 – 02630 – 7

АН Рuz, 199г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	6
Глава 1. Общие понятия об открытой разработке месторождений в скальных массивах горных пород.....	7
1.1. Общие сведения о процессах открытой разработки месторождений.....	7
1.2. Горнотехнологическая характеристика горных пород и полезного ископаемого.....	8
1.3. Краткая геологическая характеристика сложноструктурных месторождений.....	12
1.4. Основные тенденции развития развития карьеров и горнотранспортного оборудования при открытой разработке месторождений.....	16
Список использованной литературы.....	23
Глава 2. Процессы подготовки горных пород к выемке.....	25
2.1. Буровые работы на карьерах со сложными горно-геологическими условиями.....	25
2.1.1. Буримости горных пород.....	25
2.1.2. Бурение взрывных скважин на карьерах.....	28
2.1.3. Буровой инструмент для бурения взрывных скважин на карьерах.....	32
2.1.4. Оборудование для бурения взрывных скважин на карьерах.....	40
2.1.5. Расчет производительности бурового станка.....	55
2.2. Взрывные работы при открытой разработке месторождений в скальных массивах.....	58
2.2.1. Характеристика взрывчатых веществ.....	59
2.2.2. Взрываемость горных пород.....	65
2.2.3. Технология взрывных работ с сохранением геологической структуры рудных тел.....	69
2.2.4. Щадящая технология взрывных работ на карьерах.....	75
2.2.5. Подготовка горной массы для циклично-поточной технологии.....	76
2.2.6. Оптимизация параметров буровзрывных работ в системе «карьер-перерабатывающее производство».....	80
2.2.7. Методики расчета параметров буровзрывных работ.....	83
Список использованной литературы.....	90

Глава 3. Процессы выемочно-погрузочных работ при открытой разработке сложноструктурных месторождений в скальных массивах.....94

3.1. Эксплуатируемость горных пород.....	94
3.2. Выбор выемочно-погрузочного оборудования при открытой разработке сложноструктурных месторождений.....	97
3.3. Взаимосвязи показателей работы выемочно-погрузочного оборудования с геотехническими параметрами горного массива.....	111
3.4. Взаимосвязь параметров погрузочно-транспортного оборудования с полнотой извлечения запасов при разработке сложноструктурного месторождения.....	120
3.5. Определение диапазона эффективного применения выемочно-погрузочного оборудования при открытой разработке сложноструктурных месторождений.....	127
3.6. Обоснование комплекта сменных ковшей для механических лопат при открытой разработке сложноструктурных месторождений.....	134
3.7. Развитие выемочно-погрузочного комплекса карьера Мурунтау.....	137
3.8. Оборудование для выемочно - погрузочных работ.....	142
3.8.1. Одноковшовые карьерные экскаваторы.....	142
3.8.2. Фрезерные машины непрерывного действия.....	152
3.9. Расчет производительности экскавационного оборудования.....	156
3.9.1. Производительность одноковшовых экскаваторов.....	156
3.9.2. Производительность оборудования непрерывного действия.....	158
Список использованной литературы.....	163

Глава 4. Процессы транспортирования скальной горной массы при открытой разработке месторождений.....165

4.1. Особенности управления грузопотоками при открытой разработке сложноструктурных месторождений.....	165
4.2. Взаимосвязь показателей работы технологического транспорта с горно-техническими условиями карьеров.....	166
4.3. Развитие технологического автотранспорта карьера Мурунтау.....	168
4.4. Сопоставительный анализ показателей работы автосамосвалов различных фирм в карьере Мурунтау.....	172
4.5. Перспективы применения дизель троллейвозного транспорта при разработке сложноструктурных месторождений.....	177
4.6. Строительство и эксплуатация технологических автодорог в карьере.....	186
4.7. Технологический автотранспорт карьеров.....	192
4.8. Расчет производительности автомобильного транспорта.....	196
Список использованной литературы.....	201

Глава 5. Процессы циклично-поточной технологии разработки месторождений в скальных массивах горных пород.....202

5.1. Особенности применения циклично-поточной технологии.....	202
5.2. Технологическое оборудование комплексов ЦПТ.....	205

5.3. Промежуточные буферные склады циклично-поточной технологии.....	214
5.4. Основные показатели работы комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау.....	215
5.5. Перспективы применения крутонаклонных конвейеров в карьере Мурунтау.....	228
Список использованной литературы.....	234

Глава 6. Процессы отвалообразования скальных горных пород при открытой разработке месторождений.....236

6.1. Основные положения технологии отвалообразования.....	236
6.2. Инженерно-геологические условия размещения отвалов.....	237
6.3. Основные параметры и технология отвалообразования при автомобильном транспорте.....	238
6.4. Определение режима формирования отвала на увлажненном основании.....	240
6.5. Установление безопасных параметров разгрузки автосамосвалов на отвале.....	243
6.6. Основные параметры и технология отвалообразования при конвейерном транспорте в карьере Мурунтау.....	246
6.7. Формирование высоких отвалов при конвейерном транспорте.....	249
6.8. Рекультивация земель, нарушенных открытыми горными работами.....	252
Список использованной литературы.....	256

Глава 7. Процессы складирования забалансовой руды и формирования штабелей для кучного выщелачивания.....258

7.1. Особенности формирования техногенных месторождений и перспективы их использования.....	258
7.2. Формирование штабелей рудной массы для кучного выщелачивания забалансовой руды.....	266
7.3. Реализация проекта кучного выщелачивания золота из забалансовой руды карьера Мурунтау.....	271
Список использованной литературы.....	274

Заключение.....275

Учебное пособие предназначено для аспирантов и студентов горных специальностей высших учебных заведений. Предпосылкой его написания явился недостаток новой учебно-методической литературы по технологии открытой разработки месторождений в скальных массивах. В то же время, накоплен огромный фактический материал по применению современного горнотранспортного оборудования при разработке сложноструктурных золоторудных месторождений Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау.

Методическим лейтмотивом пособия явилось стремление показать студенту значение каждого процесса в современной интерпретации развития открытых горных работ. При этом открытая разработка месторождений представляется как совокупность процессов единой технологической цепи, включающей изучение горных пород, подготовку скального массива к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование и отвалообразование. Авторы излагают свое видение развития технологических процессов открытой разработки, сопровождая каждый раздел справочным материалом, общепринятой терминологией и методикой расчета параметров процесса, а также библиографическим указателем используемой литературы. Новая для горных предприятий ситуация, сложившаяся в результате перехода к рыночной экономике, требует расширения кругозора и знаний технических характеристик горнотранспортного оборудования ведущих производителей. Однако получение такой информации затруднено ввиду отсутствия в литературе публикаций по этому вопросу. Этот пробел нами частично восполнен.

В пособии приведены технические характеристики горнотранспортного оборудования фирм «Ингерсолл-Ренд», «Тамрок-Дрилтек», «Дрессер-Марион», «Бюсайрус-Эри», «Харнишфегер», «Либхер», «Ориентштайн унд Кошель», «Маннесманн Демаг», «Катерпиллар», «Хитачи», «Смит», Ижорский завод, БелАЗ, Рудгормаш и др.

Использование всего типоразмерного ряда горнотранспортного оборудования позволяет студенту находить такие решения в курсовых и дипломных проектах, которые обеспечат рациональное использование недр, бережное отношение к окружающей природной среде, экономию финансовых средств.

При подготовке пособия авторы использовали материалы учебников «Физика горных пород», «Процессы открытых горных разработок» академиков В.В. Ржевского, Ю.И. Анистратова, Г.Я. Новик, а также справочника «Открытые горные работы» под редакцией академика К.Н. Трубецкого и монографии «Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения» под редакцией академика, докт. техн. наук Н.И. Кучерского.

Авторы желают читателю настоящего пособия успехов и настойчивости в изучении одного из основных разделов горной науки.

ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ ОБ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СКАЛЬНЫХ МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД

Комплекс операций по разрушению и отделению горных пород от массива, перемещению их до мест складирования технологическим транспортом, выполняемых непосредственно с поверхности, называют *открытой разработкой месторождения*.

Открытая разработка месторождений заключается в обеспечении доступа персонала и оборудования к полезному ископаемому путем удаления покрывающих его горных пород и добыче полезного ископаемого.

Под *месторождением* полезных ископаемых понимают скопление минерального вещества на поверхности или в недрах Земли, по количеству, качеству и условиям залегания пригодное для промышленного использования.

Горное предприятие, ведущее открытые горные работы на рудном месторождении и включающее совокупность открытых горных выработок, отвалов, пород, складов полезных ископаемых и связывающих их технологических транспортных коммуникаций, называют *карьером*.

1.1. Общие сведения о процессах открытой разработки месторождений

Совокупность операций по подготовке к выемке, выемке, погрузка, перемещение и складирование (отвалообразование) горных пород и полезного ископаемого называют *технологическими производственными процессами открытой разработки месторождения* [1,12,24,25].

Цель выполнения технологических процессов - высокоэффективное извлечение полезного ископаемого с минимальными затратами.

Процесс подготовки пород большой крепости к выемке основан на разрушении горного массива с помощью взрывчатого вещества, а массива пород средней крепости - механическим способом.

При взрывном способе подготовки пород к выемке в горном массиве в определенном порядке бурят скважины, заряжают их взрывчатым веществом и взрывают.

Механический способ подготовки заключается в рыхлении пород тракторными рыхлителями.

В мягких породах разрушение массива как самостоятельный процесс отсутствует, поскольку оно производится в процессе экскавации рабочим органом выемочно-погрузочной машины, снабженной режущим инструментом. В отдельных случаях подготовка мягких пород к выемке заключается в удалении из массива излишней воды.

Выемка и погрузка (экскавация) породы заключается во внедрении исполнительного (рабочего) органа (ковша) в горный массив или навал породы, его наполнение и погрузку горной массы на транспортные средства.

Перемещение горной массы осуществляется транспортными средствами или специальными вскрышными экскаваторами.

Отвалообразование (складирование) представляет собой процесс приема и укладки пустых пород (в отвал) и руды (в склад), доставленных средствами транспорта.

Отгрузка потребителю полезного ископаемого осуществляется со специальных складов.

Руды цветных и редких металлов подвергаются **обогащению**, т.е. отделению на специальных обогатительных фабриках полезного компонента от пустой породы. Руды с различным содержанием полезного компонента перед обогащением могут подвергаться **усреднению**.

Предприятие для обогащения полезного ископаемого (обогатительные фабрики) вместе с карьером образует **горно – обогатительный комбинат**, а предприятие, на котором наряду с обогащением предусматривается металлургический передел, вместе с карьером образует **горно – металлургический комбинат**.

При открытой разработке месторождений процессы объединяются в технологические **потоки**, которых в карьере в зависимости от размещения отвалов, пунктов приемки полезного ископаемого и свойств разрабатываемых пород может быть два (**вскрышной и добычной**) и более. В технологических потоках взаимно увязываются параметры производственных процессов и определяются общий ритм и организация работы.

Совокупность оборудования технологических потоков составляет **комплексную механизацию карьера**.

1.2. Горнотехнологическая характеристика горных пород и полезного ископаемого

Объектами горных разработок являются все виды горных пород: коренные (магматические, метаморфические) и осадочные, залегающие в толще земной коры по месту своего образования, и покрывающие их наносы – породы измельченные, переотложенные или перенесенные. При разработке породы подвергаются различного рода воздействиям, главным образом механическим: ударам, сдвигу, уплотнению, перемещению, в результате чего изменяется их состояние. В общем случае различают естественное (под воздействием природных факторов) или искусственное (взрывом, механическим разрушением, водопо-

жением, химическим воздействием и т.п.) изменение состояния горных пород.

Состояние и свойства горных пород изменяются в широком диапазоне, что предопределяет как различные способы разработки, так и тип используемых при этом технических средств. По технологическим соображениям породы подразделяют на твердые, связные и рыхлые, которые в свою очередь делят: твердые – на скальные и полускальные; связные – на плотные и мягкие; рыхлые – на сыпучие и разрушенные.

К **скальным** относят большую часть изверженных и метаморфических пород и некоторые породы осадочного происхождения. Они распространены на месторождениях рудных, строительного камня и реже на каменноугольных. Предел прочности скальных пород при одноосном сжатии составляет 50–350 МПа.

К **полускальным** относится часть изверженных и метаморфических пород (со сравнительно слабыми силами сцепления между частицами) и породы осадочного происхождения. Они имеют предел прочности при одноосном сжатии от 20 до 50 МПа при влажности $\approx 12\%$. К полускальным породам относятся, например, сланцы, слабые песчаники на глинистом и известковом цементе, мергели, слабо сцементированные конгломераты, слабые известняки и сланцы, разрушенный песчаник, гипс, каменная соль, крепкие каменные угли и др.

Характерная технологическая особенность скальных и полускальных пород в отличие от связных и рыхлых – необходимость их разрушения взрывом перед выемочно – погрузочными работами.

Для большинства скальных и полускальных пород характерна естественная трещиноватость в массиве, оказывающая значительное влияние на технологичность ведения горных работ.

По степени трещиноватости эти породы подразделяют на пять технологических категорий:

1. Практически монолитные, у которых средний размер отдельностей превышает 1,0 м, а видимые трещины отсутствуют. К этой категории относятся пироксениты, каменная соль и др.
2. Мало трещиноватые, у которых среднее расстояние между трещинами и размер отдельностей составляет около 0,7 м, а видимые трещины заполнены мелким материалом. К ним относятся граниты, плотные известняки ряда месторождений.
3. Средней трещиноватости, у которых среднее расстояние между трещинами и средний размер отдельностей составляет около 0,5 м. Имеют хорошо различимые, иногда заполненные мелким материалом трещины. В эту группу входят известняки, роговики и песчаники.
4. Сильно трещиноватые, с отдельностями в среднем около 0,3 – 0,4 м. Часто имеют место напластования и видимые сомкнутые трещины. К данной категории относятся алевролиты, бурый уголь и др.
5. Чрезвычайно трещиноватые, имеющие средний размер отдельностей в массиве около 0,2 м. Отсутствуют отдельности крупнее 1 м. К этим породам относятся некоторые гранодиорит–порфиры, бурые угли.

На одном и том же месторождении даже одинаковые по наименованию породы могут быть отнесены к разным категориям трещиноватости.

Свойства скальных пород при отрицательных температурах меняются незначительно. Силы сцепления при замерзании возрастают в большей мере у слабых и влажных полускальных пород, содержащих до 12 - 18% воды.

Под *физическим свойством породы* понимают ее специфическое поведение (ответную реакцию) при воздействии определенных физических полей или тел [24]. Численно каждое физическое свойство породы оценивается одним или несколькими параметрами (показателями, характеристиками), являющимися количественной мерой свойства.

Свойства пород, проявляющиеся при воздействии на них конкретных инструментов и механизмов, и соответствующие им характеристики называют *горнотехнологическими*.

Всю совокупность физических и технологических параметров пород, описывающих их поведение в процессах разработки, принято называть *физико-технологическими параметрами (свойствами) пород*.

Физико-технологические свойства пород подразделяют по виду вызвавших их внешних полей.

В физике горных пород под понятием «*Внешнее поле*» подразумевают тот вид энергии или вещества, под воздействием которого в данный момент находится порода. Исходя из этого выделяют *механическое поле* (давление) и соответствующие ему механические свойства пород, *тепловое поле* (температура) и тепловые свойства пород, *электрическое, магнитное и радиационное поля* и такие же свойства пород. Кроме того, существует еще *вещественное поле* (флюиды) и соответствующие ему гидравлические и газодинамические свойства пород.

Электромагнитные и акустические свойства пород связаны с воздействием на них волновых процессов – в первом случае электромагнитного поля, во втором – упругих колебаний. Поэтому многие из параметров, описывающих эти свойства, близки друг другу по своей физической сущности.

Механические свойства горных пород широко разветвлены. Все эти свойства оцениваются параметрами, связывающими механические напряжения и соответствующие им деформации в породах.

Радиационные (ядерные) свойства пород проявляются при воздействии на них потоков микрочастиц или электромагнитных волн значительной жесткости (рентгеновские гамма-лучи), а также при наличии в породах радиоактивных элементов.

Классификация физико-технологических свойств и параметров горных пород, наиболее часто применяемых в горном деле (**базовые характеристики горных пород**), приведена в табл. 1.2.1.

Таблица 1.2.1

Базовые характеристики горных пород

Группа свойств	Подгруппа свойств	Физические параметры
Плотностные	-	Плотность, объемная масса
		Вес (удельный, объемный) Пористость (общая, эффективная) Коэффициент пористости
Механические	Упругие	Модуль Юнга Коэффициент Пуассона
	Прочностные	Предел прочности при сжатии Предел прочности при растяжении Предел прочности при сдвиге Сцепление Угол внутреннего трения
Волновые	Акустические	Скорости распространения волн
Радиационные	Естественные	Естественная радиоактивность
Гидрогазодинамические	Проводимость	Коэффициент проницаемости Коэффициент фильтрации
		Показатель трудности разрушения Коэффициент крепости
Горнотехнологическое	Общие	Твердость Коэффициент абразивности Дробимость Коэффициент трения
	Частные	Взрываемость Удельное сопротивление копанью Показатель трудности бурения Эксплуатируемость

Горнотехнологические параметры пород подразделяются на несколько групп по принципу принадлежности к определенным процессам технологического воздействия:

1. Параметры, характеризующие общую разрушаемость пород механическим способом, например твердость, крепость, вязкость и дробимость.
2. Параметры, характеризующие разрушаемость пород определенными механизмами: буримость, сопротивляемость резанию, взрываемость, удельные усилия внедрения и т.д.
3. Параметры, оценивающие воздействие пород на инструмент, например, абразивность.
4. Параметры, оценивающие качество полезных ископаемых, например, содержание полезного компонента (для руды), морозостойкость и термостойкость (для строительного камня).

5. Параметры, устанавливающие производительность или эффективность иных процессов воздействия на горные породы (кроме разрушения), например обогатимость, флотуемость, экскавируемость, устойчивость в отвалах и т.д.

6. Параметры, определяющие особое поведение пород при разработке месторождений полезных ископаемых (выбросоопасность, метаноносность, самовозгораемость и др).

7. Параметры, оценивающие эффективность воздействия на горные породы различными немеханическими методами с целью их разрушения, упрочнения, плавления и т.д., например, термобурируемость, критерий эффективности нагрева токами высокой частоты, электротермомеханическая разрушаемость и др.

Последняя группа несколько отличается от предыдущих тем, что, как правило, данные параметры можно рассчитать по известным физическим свойствам пород.

1.3. Краткая геологическая характеристика сложноструктурных месторождений

Изменчивость горно-геологических характеристик скальных месторождений существенно влияет на эффективность добычи полезных ископаемых, значительно усложняя выбор технологических параметров буровзрывных, выемочно-погрузочных, транспортных и других процессов горного производства. Очевидно, что такая ситуация, сложившаяся на карьерах в 60-е годы, и обусловила появление термина "сложноструктурное месторождение", который в геологическом словаре (1973 г.), в "Горной энциклопедии" (1987 г.) отсутствует. Однако, судя по горно-технологической литературе, он прочно вошел в научный и инженерный обиход. В частности, термин «сложноструктурное месторождение» стал употребляться в работах Б.П. Юматова уже в начале 60-х годов. Наряду с этим в литературе до сих пор нет четкого определения данного термина. Понимается, что понятие «сложноструктурное месторождение» раскрывается через его геологическую характеристику.

В общем виде сложноструктурное в геологическом отношении месторождение характеризуется неравномерным распределением рудных тел [1]. Собственно, к ним прежде всего относятся все месторождения эндогенного происхождения (магматические, пегматитовые, карбонатитовые, скарновые и гидротермальные).

Несколько иной оттенок данному термину придается при его рассмотрении с горно-технологической точки зрения. Как правило, при разработке сложного в структурном отношении месторождения неизбежно возникают сложности технологического и технического порядка, связанные с организацией работ, выбором и управлением параметрами технологических процессов и т.д. Наряду с этим эффективность разработки аналогичных месторождений во многом зависит от того, какой способ выемки полезного ископаемого применяется в том или ином конкретном случае. Так, при селективной выемке рудных тел со сложной

морфологией залегания технологические трудности добычного процесса очевидны. Поэтому сложноструктурное месторождение считается сложным не только в силу его геологических особенностей, но и в силу технологических операций, в результате которых осуществляется добыча полезных ископаемых.

Таким образом, технологический аспект термина «сложноструктурное месторождение» определяется способом отработки месторождения - валовым или селективным. Сложноструктурное в геологическом отношении месторождение может быть простым с точки зрения ведения добычных работ, если применяется валовый способ выемки полезных ископаемых; если же ведется селективная выемка рудных тел, то месторождение является сложным не только в геологическом, но и горно-технологическом отношении.

Высокий уровень сложности открытой разработки месторождений урана, вольфрама, редких металлов, железа и меди становится особенно очевидным при сопоставлении таких параметров, как промышленное содержание металла в недрах и соответствующий ему коэффициент вариации.

Так, если принять промышленное содержание металла железорудных месторождений за 100%, то среднее промышленное содержание металла медно-рудных месторождений будет оцениваться величиной 0,5-0,7%, а редкометалльных месторождений - величиной $5 \cdot 10^{-4}\%$. Коэффициент вариации содержания металла редкометалльных месторождений, как правило, равняется 100% и более, тогда как для железорудных месторождений он колеблется в пределах 20-30%.

Весьма низкие средние промышленные содержания полезного компонента и высокие значения их коэффициентов вариации на месторождениях редких, цветных и радиоактивных металлов предъявляют более сложные и специфические требования к решению теоретических и практических задач технологии отработки таких месторождений. Сложность решения этих задач усугубляется и масштабами производства, особенно при выемке горной массы объемом в несколько десятков миллионов тонн в год. Все эти факторы определяют уникальность мощных и сверхмощных карьеров, обрабатывающих сложноструктурные месторождения.

Достаточно часто используемому в технической литературе термину «месторождения со сложными горно-геологическими условиями» в данной работе придается то же значение, что и термину «сложноструктурное месторождение».

Геологическая характеристика сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения рассматривается здесь на примере месторождений зольота (Мурунтау, Даугызтау, Кокпатас).

Месторождение Мурунтау представляет собой крупный по размерам штокверк, переходящий в восточном направлении в систему сближенных линейных зон с многочисленными мелкими рудными телами. Основные рудовещающие породы штокверка представлены метаморфизированными песчаниками и алевролитами углисто-кварцевого состава. Промышленные руды в основном сосредоточены в трех крупных залежах.

Первая рудная залежь расположена в западной и северо-западной частях месторождения и считается самой крупной по размерам. Промышленные руды

прослежены по простиранию на 1200-1300 м, ширина изменяется от 400 до 750 м, глубина 750 м.

Вторая рудная залежь расположена в северо-восточной частях месторождения. Мощность залежи по простиранию изменяется от 15 – 25 до 280 м. По простиранию залежь прослежена до 800 – 1000 м. Промышленные руды распространяются на глубину 750-1000 м.

Третья рудная залежь расположена в юго-восточной части месторождения. По простиранию она прослежена с небольшими перерывами на 1100-1300 м, по падению - на глубину до 350 м. Мощность залежи колеблется от 15 до 150 м.

Распределение оруденения внутри рудных залежей весьма неравномерное, прерывистое и представлено хаотично расположенными участками кондиционных и некондиционных руд или пустых пород.

Месторождение Даугыштау располагается на площади примерно в один квадратный километр, вытянутой в северо-восточном направлении.

С запада месторождение ограничивается крупным тектоническим нарушением, восточная его граница условно проводится в области затухания интенсивной мелкой складчатости рудовмещающих пород. В общем объеме толщ пород на долю песчаников приходится 30-35%, алевролитов - 40-50%.

На месторождении выделено 16 рудных зон, представленных вытянутыми в северо-восточном направлении крутопадающими линзовидными залежами, представляющими собой прожилково-вкрапленное оруденение.

Среди 16 залежей по своим размерам две характеризуются как крупные, две - как средние, остальные - мелкие. При этом в центральной части месторождения локализованы основные, наиболее мощные залежи. В северной части месторождения мощность основных рудных залежей уменьшается и появляются серии мелких залежей. Таким образом, наблюдается общая компактность рудных залежей в южной и центральной частях месторождения и их расчлененность на севере. В вертикальном разрезе для центральной части месторождения наблюдается та же картина: на нижних горизонтах компактность залежей возрастает, а число их уменьшается.

Месторождение Кокпатас пространственно приурочено к крупной ангишальной складке, осложненной тектоническими нарушениями разного порядка.

Большая часть площади рудного тела перекрыта чехлом четвертичных отложений мощностью до 15 м. Оруденение пространственно приурочено к вулканогенным осадочным отложениям, состоящим из кварц-хлоритовых, кварцальбит-хлоритовых и кварц-серицит-хлоритовых углистых сланцев, в которых сосредоточено около 70% разведанных запасов. При этом морфология рудных тел в большей степени определяется трещинной тектоникой, сопровождающей разрывы. Месторождение Кокпатас представляет собой не связанную в единое целое совокупность из 30 участков с промышленным содержанием золота.

В целом сложноструктурные месторождения золота характеризуются:

- неоднородностью физико-механических свойств горных пород и раз-

личной блочностью массива (табл. 1.3.1, 1.3.2);

- сложной конфигурацией рудных тел (табл.1.3.3) при отсутствии в ряде случаев естественных границ между рудой и породой;

- широким диапазоном изменений размеров рудных тел при отсутствии закономерности и неравномерном их распределении в горном массиве (табл. 1.3.4);

- крайне неравномерным распределением полезного компонента в рудных телах.

Таблица 1.3.1

Физико-механические свойства горных пород

Наименование пород	Плотность, кг/м ³			Временное сопротивление, 10 ⁸ Па					
				сжатие			растяжению		
	от	до	ср.	от	до	ср.	от	до	ср.
Алевролиты: слабокварцованные олинокварцованные	2570	2710	2680	615	975	865	215	445	330
	-.	-.	-.	1015	1805	1535	515	725	620
Сланцы: слабокварцованные олинокварцованные	2590	2780	26950	580	825	715	165	235	200
				815	1130	910	365	805	485
Брекчии	2690	2770	2740	740	1245	905	183	575	379

Таблица 1.3.2

Блочность пород в массиве

Размер отдельности, см	до 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100	более 100
Удельный вес, %	42,6	35,7	12,7	5,1	3,4	1,8

Таблица 1.3.3

Характеристика рудных тел по показателю сложности контуров на коренных месторождениях золота

Типы рудных тел	Показатель сложности контуров
Мощные выдержанные залежи, пласты	менее 0,04
Простые рудные залежи	0,04 - 0,1
Несложные рудные залежи и участки	0,1 - 0,15
Сложно-структурные рудные залежи и участки	0,15 - 0,2
Весьма сложные, изменчивые рудные залежи, участки и жилы	более 0,2

Таблица 1.3.4

Распределение запасов руды в рудных телах с контурами различной сложности на коренных месторождениях золота

Показатель сложности контуров рудных тел	Рудная мощность, м			Доля запасов руды, %		
	Мурунтау	Даугызтау	Кокпатас	Мурунтау	Даугызтау	Кокпатас
до 0,04	30 - 150	5 - 110	10 - 100	50 - 70	25 - 30	15 - 20
от 0,04 до 0,1	6 - 50	5 - 30	5 - 20	30 - 40	15 - 20	15 - 20
0,1 < K _{ср} < 0,15				10	25	20 - 30
0,15 < K _{ср} < 0,2				10 - 15	20 - 30	20 - 25
K _{ср} > 0,2	1,5 - 15	0,5 - 10	0,5 - 8	10 - 28	20 - 45	20 - 60

1.4. Основные тенденции развития карьеров и горно-транспортного оборудования при открытой разработке месторождений

Многолетний опыт эксплуатации рудных месторождений показал, что, несмотря на прогрессивную роль, которую играет способ открытой разработки в горнодобывающей промышленности, технико-экономическое обоснование решений, закладываемых в проектах и планах развития карьеров, зачастую бывает чрезмерно упрощенным. Это обстоятельство наряду с возрастающими потребностями в минеральном сырье и систематическим увеличением его стоимости определяют необходимость создания комплекса научно-технических методов, обеспечивающих возможность обоснованного выбора перспективных техники и технологии горных работ, опережающей оценки условий эксплуатации горного оборудования, определения путей повышения качества добываемой руды и эффективности использования недр.

Возможность научно-технического обоснования путей развития карьеров базируется на представлении о горнодобывающем предприятии как целостной сложной системе, состояние которой характеризуется множеством входных и выходных параметров, изменяющихся во времени и пространстве [6-8]. Эти параметры обусловлены действием геологических, горнотехнических, экономика-географических и социально-экономических факторов и в вероятностном смысле отражают общие закономерности изменения технических, технологических и других параметров реально существующих карьеров [23].

О расширении открытых горных работ свидетельствует, например, тот факт, что из общего количества золоторудных предприятий мира, введенных в действие за последние 20-25 лет, около 50% приходится на долю предприятий с открытым способом добычи. Если в начале 60-х годов крупные золоторудные карьеры имелись только в США (штат Невада), то уже к концу 60-х годов они появились в Доминиканской Республике (крупнейшее месторождение Пуэбло-

Вьехо), Австралии (месторождение Телфер), Канаде и Мексике. В США были вовлечены в эксплуатацию месторождения Кортез, Гоулд Акрис, Пинсон-Прелл и другие.

Разработка урановых месторождений открытым способом в основном осуществляется в США, Канаде, России, Узбекистане и Австралии.

Месторождения Мэри Кэтлин (Австралия), Гунар, Миднайт (Канада), Буа-Нуар (Франция), Вестер-Сити, Спор-Маунти, Сейтено (США), Тулукуй (Россия), Учкулук (Узбекистан), Меловое (Казахстан) и другие в основном имеют неглубокое залегание рудных тел и разрабатываются открытым способом [9].

По производственной мощности рудные карьеры классифицируются как мелкие, средние, крупные и сверхмощные с годовой производительностью соответственно 1-5, 5-10, 10-20 и более 20 млн.т горной массы. Средняя производительность в год железорудных карьеров в 1970 г. составляла 4,5 млн.т сырой руды и 14,3 млн.т горной массы, в 1980 г. соответственно 8,5 и 25,8 млн.т, в 1990 г. эти показатели были равны 11,3 и 31,4 млн.т [10].

Проектирование крупных и сверхмощных карьеров представляет собой уникальную научную и инженерно-техническую задачу, реализация которой осуществляется путем [7,8,12-14] повышения эффективности апробированных технологических схем за счет комплексной механизации технологических процессов и оптимизации параметров горных работ и оборудования; разработки и внедрения новых рациональных технологических схем; преимущественного использования дешевых взрывчатых веществ простейшего состава с регулируемой объемной концентрацией энергии взрыва; применения бестранспортной системы разработки на основе существующего и специально создаваемого оборудования; внедрения комбинированных схем транспорта с мощными грузопотоками горной массы и концентрационными горизонтами. Такой подход обусловлен тем, что современному этапу развития открытых горных работ присуще непрерывное увеличение глубины карьеров, происходящее на фоне постоянного снижения промышленного содержания полезного компонента в руде.

Исследованиями, проведенными институтами «Гипроруда» и ИГД МЧМ [14], установлено, что, в частности, для золоторудной промышленности среднее промышленное содержание золота в 1980 г. составило 7,5 г/т в интервале изменения 2,8-21,6 г/т, прогнозируемое же значение этой характеристики на 2000 г. оценивается величиной 6,4 г/т в интервале изменения 2,3-18,7 г/т.

В настоящее время глубина ряда карьеров черной и цветной металлургии превысила 300 м, горно-химического сырья - 100, угольных разрезов - 440 м. Проектная глубина железорудных карьеров составляет 330-650 м, руд цветных металлов - 290-600, горно-химического сырья - 100-150, угольных карьеров - 300-450, карьеров стройматериалов - 320-680 м [16].

Современная техника открытых горных работ представлена обширным набором машин и механизмов. При этом техническое обеспечение открытых разработок направлено на использование высокопроизводительных средств механизации при максимальном соответствии рабочих параметров оборудования природным и горнотехническим условиям месторождений и их рациональным

сочетанием при сопряженной работе, повышением единичной мощности и эксплуатационной надежности [7, 8, 17].

Наиболее распространенное буровое оборудование на карьерах - станки шарошечного бурения (до 85% объема буровых работ). Типоразмерный ряд буровых станков, выпускаемых в странах Содружества, обеспечивает бурение взрывных скважин диаметром от 125 до 400 мм в самых разнообразных горно-технических условиях. На карьерах малой производственной мощности (до 5,0 млн. т) наибольшее распространение получили станки шарошечного бурения 2СБШ-200 (диаметр скважин 190 и 214 мм), а на карьерах со средней и большой производительностью - станки СБШ-250 и СБШ-250МН (диаметр 243 и 269 мм) [18].

Наибольшее распространение на зарубежных карьерах получили станки шарошечного бурения фирмы Бюсайрус Эри (США) - от модели 31Р с диаметром бурения 159-200 мм до модели 60Р серии Ш с диаметром бурения 311 мм. На небольших рудных карьерах шарошечные станки в основном применяются на вскрышных работах; на добычных работах эксплуатируются станки пневмоударного бурения, которые на ряде карьеров вытесняются шарошечными станками небольших размеров.

В последние годы зарубежными фирмами созданы новые буровые шарошечные станки [19,20]: ВЕ-55Р серии П (фирма Бюсайрус-Эри), отличающиеся увеличенной на 67% мощностью двигателя и улучшенной маневренностью (диаметр скважин 171-311 мм, глубина бурения - 76 м); ЕСМ-450 (фирма Ингерсол-Рэнд) - гидравлический буровой станок на гусеничном ходу с дизельным приводом (диаметр скважин 130-200 мм, глубина бурения - 19,8 м за один проход).

Фирмой Марион начато производство шарошечного станка типа МЗ с осевым усилием 40,8 т для скважин диаметром 311 мм.

Резервы повышения производительности буровых работ еще не исчерпаны. При бурении твердых пород хорошие результаты дают комбинированные способы разрушения, позволяющие увеличить скорость проходки в 2-2,5 раза, при бурении же пород небольшой крепости производительность можно существенно увеличить только за счет экономии времени, затрачиваемого на вспомогательные операции. Для этого наряду с совершенствованием конструкций станков с целью повышения быстродействия и степени автоматизации наибольший эффект дает увеличение глубины бурения одной штангой (так называемый «single pass»), для чего большинство западных фирм предлагает модели с длинными (до 18-20 м) мачтами, которые поставляются по специальному заказу потребителя («option»). Это позволяет увеличить производительность станка на 25-30%, упростить его управление и повысить надежность.

Изучение опыта конструирования и эксплуатации буровых станков позволяет выявить основные тенденции в создании бурового оборудования для шарошечного бурения [21].

Ведущие мировые фирмы Бюсайрус-Эри, Ингерсол-Рэнд, Харнишфегер, Тамрок-Дрилтек, Дрессер-Марион и другие в условиях жесткой конкуренции

ведут интенсивную работу по обновлению номенклатуры станков, повышению потребительских свойств машин, созданию сети высокоэффективных сервисных центров. Современный буровой станок - это высокотехнологичное и дорогостоящее оборудование, включающее новейшие достижения в области механики и привода, систем управления и электроники. Необходимость применения различных электрических, пневматических и электронных систем и других специфических агрегатов и узлов вынудило большинство фирм пойти на широкое использование покупных изделий специализированных фирм. В первую очередь это относится к таким основным комплектующим изделиям, как компрессоры, насосы, двигатели, электро-, гидрооборудование и аппаратура. В последнее время станки оснащаются комплектами гусеничным ходом ведущих мировых фирм Катерпилер и Интертрак, отличающимся большой надежностью и долговечностью.

Принципиальная схема компоновки станка у всех фирм практически аналогична. Основные различия заключаются в выборе типа главных приводов и установке оборудования на платформе. Некоторые фирмы до сих пор сохраняли традиционные комбинированные системы приводов. Так, Харнишфегер и Дрессер-Марион используют электрический привод вращения бурового става и гидравлическую подачу, в то время как Бюсайрус-Эри применяет в основном электрический привод, а Ингерсол-Рэнд и Тамрок-Дрилтек - только гидравлический.

Тенденция к гидрофикации основных приводов вполне оправдана и очевидна - гидравлические станки имеют меньшую массу и неограниченные возможности регулирования параметров, удобны в управлении и сравнительно несложны в уходе (при наличии материалов и запчастей). Электрические приводы постоянного тока, используемые на буровых станках, достаточно громоздки, требуют сложных и дорогостоящих систем управления, а также высокой квалификации обслуживающего персонала [18].

Принятая у большинства фирм система гарантийного и сервисного обслуживания предусматривает быстрое и эффективное снабжение запасными частями и материалами, возможность поузлового ремонта без длительных остановок оборудования. Благодаря высокой надежности, применению систем централизованной смазки, диагностики и контроля удается обеспечить бесперебойную работу станков при круглосуточном режиме работы.

Как правило, зарубежные фирмы выпускают станки индивидуально, под конкретного потребителя. При этом в процессе заключения контракта оговариваются и вносятся любые возможные изменения в конструкции, включая выбор типа главного привода (дизель или электропривод), и рабочего органа (диаметр и длина штанги, мощность приводов вращения и подачи), а также тип и характеристики компрессора, гидронасосов, гусеничного хода и т.д.

В странах СНГ, где единственным производителем буровых станков является Россия, до недавнего времени доминировали другие подходы - станки выпускались большими сериями, практически в одном исполнении, и доводились до своего логического завершения, как правило, силами местных механических



служб. Постепенно, по мере переориентации рынка, российские производители также стали переходить на общепринятые в мире принципы работы с потребителями.

Характерной особенностью структур комплексной механизации на карьерах, разрабатывающих сложноструктурные месторождения, - использование на вскрышных и добычных работах крупных экскаваторов с одинаковой вместимостью ковша; на небольших и средних по производственной мощности карьерах на добычных работах обычно используются экскаваторы с вместимостью ковша меньшей, чем на вскрыше. Соотношение вместимости кузова автосамосвалов, работающих в сочетании с экскаваторами, и ковшей экскаваторов равно, 3+5.

На карьерах все более широкое применение находят гидравлические экскаваторы типа ЭГ, которые по сравнению с мехлопатами более мобильны, компактны и легче по весу. Универсальность навесного оборудования (ковши «прямая лопата», «обратная лопата», грейфер и др.) позволяет использовать эти экскаваторы при селективной выемке руд в сложных забоях при высотах добычного уступа 2-11 м, планировке подошвы уступов, проходке траншей и т.п. Фирма O&K выпустила самый мощный гидравлический экскаватор RH-400 вместимостью ковша 40 м³.

Проведенный анализ позволяет утверждать, что, рассматривая машины типа ЭГ в качестве альтернативы традиционным мехлопатам с канатным приводом (ЭКГ) и равной вместимостью ковшей, представляется возможным в 1,8-2,0 раза уменьшить рабочую массу экскаватора и повысить энерговооруженность рабочего процесса. За счет дополнительной степени свободы исполнительного механизма гидравлического экскаватора и повышенного удельного усилия: копания продолжительность единичного цикла машины типа ЭГ в среднем на 15-18% меньше по сравнению с ЭКГ с соизмеримой вместимостью ковша, что, в конечном счете, обеспечивает увеличение расчетной эксплуатационной производительности в среднем на 25% [21].

Гидравлические экскаваторы повышают возможность селективной выемки за счет поддержания заданной траектории резания и поворотности ковша, что обеспечивает оптимальные усилия резания, снижает объем работ по обогащению полезного ископаемого и улучшает показатели его качества. При этом необходимо учитывать, что срок службы основных узлов гидропривода на карьерных экскаваторах - насосных агрегатах - составляет 8000-10000 моточасов, т.е. гидропривод является периодически заменяемым оборудованием экскаватора, а его стоимость составляет 15-20% от стоимости всей машины.

Ведущими зарубежными фирмами в производстве гидравлических экскаваторов являются Демаг и Ориентштейн-Коппель (Германия), Хитачи (Япония), Поклейн (Франция), Либхерр и Катерпиллер (США). Осваивают выпуск гидравлических экскаваторов также фирмы Харнишфегер (США) и Дрессер (Дрессер-Марион, США).

Характерно, что в период 1992-1994 гг. объем реализации карьерных экскаваторов с канатным приводом сократился примерно на 60%. В этой связи даже фирма Харнишфегер, более 70 лет специализирующаяся на выпуске мехло-

пат традиционной конфигурации, приступила к созданию карьерных гидравлических экскаваторов. Общепризнанными лидерами в области производства карьерных гидравлических экскаваторов на мировом рынке являются фирмы Германия, Японии и США.

В табл. 1.4.1 представлены результаты маркетинговых исследований по гидравлическим экскаваторам, предлагаемым различными фирмами для поставки на рынки стран СНГ. Основной объем сбыта гидравлических экскаваторов приходится на машины с ковшами вместимостью до 10 м³ [18].

В практике зарубежных фирм-производителей карьерных гидравлических экскаваторов широко применяются такие методы работы с покупателями, когда под конкретные горнотехнические условия приспособляются основные технологические параметры машин: вместимость ковша ($\pm 15\%$ по отношению к базовому параметру), высота ($\pm 12\%$) и глубина ($\pm 20\%$) копания.

В России на рубеже 80-х годов была предпринята попытка организации производства карьерных гидравлических экскаваторов с ковшами вместимостью 12 и 20 м³, максимальным радиусом копания 15, 19 м и массой 260, 480 т. Опытно-промышленные образцы таких гидравлических экскаваторов прошли испытания на разрезе «Кедровский» в Кузбассе и подтвердили технологические и энергосиловые преимущества машин типа ЭГ в сравнении с традиционными мехлопатами.

Вместе с тем, отсутствие машиностроительной базы, (в первую очередь в области производства комплектующих изделий силового гидропривода), опыта производства и эксплуатации гидравлических экскаваторов и платежеспособного сбыта потенциальной продукции завода «Уралмаш», где были созданы опытные машины ЭГ-12А и ЭГ-20, по совокупности обстоятельств, привело к тому, что программа гидравлических экскаваторов была свернута.

Таблица 1.4.1

Укрупненные результаты маркетинговых исследований

Наименование фирмы (стран)	Удельные показатели (к 1 м ³ вместимости ковша)		Удельная стоимость (к 1 м ³ производительности в час)
	Рабочая масса, т/м ³	Стоимость, тыс. долл/м ³	
Демаг (Германия)	14,0	139,5	0,541
Хитачи (Япония)	20,5	183,7	0,691
Либхерр (США)	16,5	166,5	0,657
Катерпиллер (США)	19,7	203,6	0,831
В среднем	17,7	173,3	0,683

Для производства вскрышных работ, учитывая доминирующее значение автомобильного транспорта, а также для схем циклично-поточной технологии основной спрос прогнозируется на гидравлические машины с вместимостью ковша от 20 до 30 м³, что обеспечит наилучшее сочетание производительности выемочно-погрузочной техники и сопряженно работающего автомобильного и

конвейерного транспорта с нагрузкой от 5500 до 6500 м³/ч. Оснащение таких экскаваторов рабочим органом типа «обратная лопата» с вместимостью ковша 12-16 м³ позволяет обрабатывать уступы нижним черпанием с погрузкой в автосамосвалы, установленные на верхней или нижней площадке уступа. Последнее дает возможность значительно сократить угол поворота на разгрузку и длительность рабочего цикла. Использование в комбинации верхнего и нижнего черпания значительно увеличивает высоту обрабатываемого уступа [22].

Достаточно высокой остается роль карьерных экскаваторов с канатным приводом, особенно при разработке крупноблочных пород, не склонных к самобрушению после взрывного рыхления уступов высотой более 15 м. Зарубежная практика показывает, что такие ведущие экскаваторостроительные фирмы, как Харнипфегер, Дрессер, Дрессер-Марлон, Бюсайрус-Эри, в последние годы уделяют большое внимание развитию аналогичных машин. Этими фирмами, в частности Дрессер и Бюсайрус-Эри, ставка прежде всего делается на производство и сбыт карьерных одноковшовых экскаваторов с канатным приводом и ковшами вместимостью 27-40 м³.

Зарубежные модели оснащаются программируемыми логическими контроллерами для диагностики и управления, а экскаваторы фирмы Бюсайрус-Эри имеют более прогрессивную систему электропривода переменного тока (со звеном постоянного тока) ТПЧ-АД с полной цифровой системой управления (система «Акутрол» фирмы Сименс). При этом в качестве панели индикации используется дисплей, установленный в кабине машиниста.

Составив на карьерах конкуренцию канатным мехлопатам, гидравлические экскаваторы начинают вытеснять также одноковшовые погрузчики. При аналогичной производительности они имеют двигатели значительно меньшей мощности. Так, гидравлический экскаватор Н71 (фирма Демаг) с мощностью дизельного двигателя 225 кВт успешно заменяет погрузчик мощностью двигателя 368 кВт. Время рабочего цикла экскаватора (30 с) вдвое меньше, чем у погрузчика, поэтому производительность погрузчика с ковшом вместимостью 7,5 м³ меньше, чем экскаватора с ковшом вместимостью 5,5 м³.

Эффективное значение вместимости ковша экскаваторов, применяемых на карьерах, оценивается величиной $5,0 \pm 3,4$ м³. При этом с ростом производственной мощности карьеров наблюдается тенденция к применению экскаваторов с увеличенной вместимостью ковша. Однако, как и в случае с диаметрами буровых долот, эта тенденция по мере роста производительности карьеров постепенно ослабевает. Анализ показывает, что на маломощных карьерах в основном используются экскаваторы с вместимостью ковша 2-6 м³; на средних карьерах с годовой производительностью 5-10 млн.т горной массы применяются экскаваторы с вместимостью ковша 4-12 м³ (среднее эффективное значение 6,0 м³); на мощных и сверхмощных карьерах (10-20 и более млн.т горной массы в год) - экскаваторы с вместимостью ковша 4-15 м³ (среднее эффективное значение 10 м³).

Среди транспортных средств, обеспечивающих значительные объемы перевозок на карьерах, наибольшее распространение получили карьерные автоса-

мосвалы, грузоподъемность которых колеблется в пределах 20-350 т.

При этом наблюдается тенденция увеличения грузоподъемности автосамосвалов с увеличением производственной мощности карьеров. Однако эта тенденция с ростом производительности карьеров ослабевает. Анализ показывает, что для мелких карьеров рационально применение автосамосвалов грузоподъемностью не более 60 т, для средних - не более 120 (при среднем значении 80), для мощных и сверхмощных - 220-250 т. Так же, как и в предыдущих случаях (диаметр долота бурового станка, вместимость ковша экскаватора), здесь проявляются определенные статистические эффекты эволюционного характера, связанные, очевидно, с усложнением карьера как системы по мере роста его производственной мощности.

Список использованной литературы

1. Анистратов Ю.И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. М.: Недра, 1988. 430 с.
2. Голубев В.С., Шарапов В.Н. Динамика эндогенного рудообразования. М.: Недра, 1974. 279 с.
3. Дубов Р.Н. Оценка размеров геохимических ореолов и подвижности химических элементов // Математические методы геохимических исследований. М.: Наука, 1966. С. 5-21.
4. Каждан А.Б. Методологические основы разведки полезных ископаемых. М.: Недра, 1974. 272 с.
5. Богацкий В.В. Математический анализ разведочной сети. М.: Госгеолтехиздат, 1963. 212 с.
6. Ливенцев Л.Г. Кибернетика горных предприятий. М.: МГИ, 1976. 102 с.
7. Мельников Н.В. Задачи по проблеме разработки глубоких горизонтов карьеров // Разработка глубоких горизонтов карьеров. Киев: Наукова думка, 1977. С. 3-9.
8. Мельников Н.В., Симкин Б.А., Реентович Э.И. Тенденция мирового развития открытого способа добычи полезных ископаемых // Повышение эффективности открытых разработок. М.: Наука, 1976. С. 10-15.
9. Котенко Е.А., Чесноков И.М., Грязнов М.В. Уранодобывающая промышленность капиталистических стран. М.: Атомиздат, 1979. 143 с.
10. Оводенко Б.Н., Аршинов С.С. Временные нерабочие борты на карьерах. Л.: Наука, 1977. 114 с.
11. Ржевский В.В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды. М.: Углетехиздат, 1957. 200 с.
12. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых работ. М.: Недра, 1980. 631 с.
13. Симкин Б.А., Реентович Э.Н., Сидоренко И.А. Горное оборудование для открытых разработок. М.: Цветметинформация, 1975. 79 с.
14. Граур И.Ф. Проблема обеспечения эффективной работы крупных

конвейерного транспорта с нагрузкой от 5500 до 6500 м³/ч. Оснащение таких экскаваторов рабочим органом типа «обратная лопата» с вместимостью ковша 12-16 м³ позволяет обрабатывать уступы нижним черпанием с погрузкой в автосамосвалы, установленные на верхней или нижней площадке уступа. Последнее дает возможность значительно сократить угол поворота на разгрузку и длительнось рабочего цикла. Использование в комбинации верхнего и нижнего черпания значительно увеличивает высоту обрабатываемого уступа [22].

Достаточно высокой остается роль карьерных экскаваторов с канатным приводом, особенно при разработке крупноблочных пород, не склонных к самообрушению после взрывного рыхления уступов высотой более 15 м. Зарубежная практика показывает, что такие ведущие экскаваторостроительные фирмы, как Харнишфегер, Дрессер, Дрессер-Марион, Бюсайрус-Эри, в последние годы уделяют большое внимание развитию аналогичных машин. Этими фирмами, в частности Дрессер и Бюсайрус-Эри, ставка прежде всего делается на производство и сбыт карьерных одноковшовых экскаваторов с канатными приводом и ковшами вместимостью 27-40 м³.

Зарубежные модели оснащаются программируемыми логическими контроллерами для диагностики и управления, а экскаваторы фирмы Бюсайрус-Эри имеют более прогрессивную систему электропривода переменного тока (со звеном постоянного тока) ТПЧ-АД с полной цифровой системой управления (система «Акутрон» фирмы Сименс). При этом в качестве панели индикации используется дисплей, установленный в кабине машиниста.

Составив на карьерах конкуренцию канатным меклопатам, гидравлические экскаваторы начинают вытеснять также одноковшовые погрузчики. При аналогичной производительности они имеют двигатели значительно меньшей мощности. Так, гидравлический экскаватор Н71 (фирма Демаг) с мощностью дизельного двигателя 225 кВт успешно заменяет погрузчик мощностью двигателя 368 кВт. Время рабочего цикла экскаватора (30 с) вдвое меньше, чем у погрузчика, поэтому производительность погрузчика с ковшом вместимостью 7,5 м³ меньше, чем экскаватора с ковшом вместимостью 5,5 м³.

Эффективное значение вместимости ковша экскаваторов, применяемых на карьерах, оценивается величиной $5,0 \pm 3,4$ м³. При этом с ростом производственной мощности карьеров наблюдается тенденция к применению экскаваторов с увеличенной вместимостью ковша. Однако, как и в случае с диаметрами буровых долот, эта тенденция по мере роста производительности карьеров постепенно ослабевает. Анализ показывает, что на маломощных карьерах в основном используются экскаваторы с вместимостью ковша 2-6 м³; на средних карьерах с годовой производительностью 5-10 млн.т горной массы применяются экскаваторы с вместимостью ковша 4-12 м³ (среднее эффективное значение 6,0 м³); на мощных и сверхмощных карьерах (10-20 и более млн.т горной массы в год) - экскаваторы с вместимостью ковша 4-15 м³ (среднее эффективное значение 10 м³).

Среди транспортных средств, обеспечивающих значительные объемы перевозок на карьерах, наибольшее распространение получили карьерные автоса-

мосвалы, грузоподъемность которых колеблется в пределах 20-350 т.

При этом наблюдается тенденция увеличения грузоподъемности автосамосвалов с увеличением производственной мощности карьеров. Однако эта тенденция с ростом производительности карьеров ослабевает. Анализ показывает, что для мелких карьеров рационально применение автосамосвалов грузоподъемностью не более 60 т, для средних - не более 120 (при среднем значении 80), для мощных и сверхмощных - 220-250 т. Так же, как и в предыдущих случаях (диаметр долота бурового станка, вместимость ковша экскаватора), здесь проявляются определенные статистические эффекты эволюционного характера, связанные, очевидно, с усложнением карьера как системы по мере роста его производственной мощности.

Список использованной литературы

1. Анистратов Ю.И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. М.: Недра, 1988. 430 с.
2. Голубев В.С., Шарапов В.Н. Динамика эндогенного рудообразования. М.: Недра, 1974. 279 с.
3. Дубов Р.Н. Оценка размеров геохимических ореолов и подвижности химических элементов // Математические методы геохимических исследований. М. Наука, 1966. С. 5-21.
4. Каждан А.Б. Методологические основы разведки полезных ископаемых. М.: Недра, 1974. 272 с.
5. Богацкий В.В. Математический анализ разведочной сети. М.: Госгиттехиздат, 1963. 212 с.
6. Ливенцев Л.Г. Кибернетика горных предприятий. М.: МПИ, 1976. 102 с.
7. Мельников Н.В. Задачи по проблеме разработки глубоких горизонтов карьеров // Разработка глубоких горизонтов карьеров. Киев: Наукова думка, 1977. С. 3-9.
8. Мельников Н.В., Симкин Б.А., Реентович Э.И. Тенденция мирового развития открытого способа добычи полезных ископаемых // Повышение эффективности открытых разработок. М.: Наука, 1976. С. 10-15.
9. Котенко Е.А., Чесноков Н.М., Грязнов М.В. Уранодобывающая промышленность капиталистических стран М.: Атомиздат, 1979. 143 с.
10. Оволенко Б.Н., Аршинов С.С. Временные нерабочие борты в карьерах. Л.: Наука, 1977. 114 с.
11. Ржевский В.В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды. М.: Углетехиздат, 1957. 200 с.
12. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых работ. М.: Недра, 1980. 631 с.
13. Симкин Б.А., Реентович Э.Н., Сидоренко И.А. Горное оборудование для открытых разработок. М.: Цветметинформация, 1975. 79 с.
14. Граур И.Ф. Проблема обеспечения эффективной работы крупных

железнодорожных карьеров с высокими темпами углубления. Тез. докладов Всесоюзной научной конференции "Интенсификация открытых разработок месторождений полезных ископаемых". М.: МГИ, 1983. С. 12-16.

15. Машины и оборудование, применяемые на карьерах цветной металлургии за рубежом. Каталог. М.: Цветметинформация, 1976. 63 с.

16. Zi T.M., K e n n e d y B.A. Mining technology in 1981-equipment and trends // World Mining – 1982. 35, № 8. P. 73-83.

17. Addition to clrill rid range // Colleerd Quard. 1982. P 230. № 9.

18. Щ а д о в М.И. Избранные труды. М.: Изд. Московского горного университета, 1997. 294 с.

19. Ш у б о д е р о в В.Н., В о л ч к о в а Т.Г. О влиянии производственной мощности карьеров на основные параметры горного и транспортного оборудования // Проблемы совершенствования технологии разработки твердых полезных ископаемых. Вып. 7. М.: Сектор физико-технических проблем ИФЗ АН России, 1976.

20. Pew hydraulic shosel deroloped for mining // World Mining. 1982. 35, № 9. P. 19-20.

21. Б е л я к о в Ю.И., Г а л и м у л и н А.Т. Прогнозирование параметров экскавации в глубоких карьерах // Глубокие карьеры. Киев, 1975. С. 25-33.

22. А н и с т р а т о в К.Ю., Б о р щ - К о м п о н е ц Л.В. Карьерные гидравлические экскаваторы зарубежных фирм. Обзор. М.: НПК «Гемос-Лгд», 1995. 210 с.

23. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Монография. Кол. авторов. Ташкент: Фан, 1999. 254 с.

24. Р ж е в с к и й В.В., Н о в и к Г.Я. Основы физики горных пород. М.: Недра. 1978, 357 с.

25. А н и с т р а т о в Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ: Учеб. для вузов.-М.: Недра, 1995. 531 с.

Глава 2

ПРОЦЕССЫ ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

2.1. Буровые работы на карьерах со сложными горно-геологическими условиями

При открытой разработке скальных месторождений практически все горные работы ведутся с предварительным рыхлением пород взрывным способом, что требует применения высокопроизводительной буровой техники. На ее выбор влияют горно-геологические условия, масштаб месторождения, параметры системы разработки, физико-механические свойства горных пород.

В настоящее время на карьерах применяются станки различных моделей, однако около 85% взрывных скважин бурятся станками шарошечного бурения. Поэтому с целью выявления основных направлений совершенствования буровых работ на месторождениях со сложными горно-геологическими условиями проведен анализ работы таких станков на карьерах угольной, черной и цветной отраслей промышленности [1], что позволяет выделить следующие основные направления развития буровых работ:

1. Повышение производительности буровых станков на основе правильного выбора режимов бурения, диаметра бурового долота и его вооружения для пород различной крепости.
2. Интенсификация процессов разрушения горных пород за счет применения силовых режимов, повышенного расхода воздуха на продувку скважины, наддолотных стабилизаторов, маслоотделительных втулок и шламозащитных клапанов.
3. Выбор оптимального ассортимента шарошечных долот применительно к физико-механическим свойствам буримых пород.
4. Разработка мероприятий, повышающих коэффициент использования буровых станков во времени.

2.1.1. Буримость горных пород

Бурение скважин – трудоемкий и дорогостоящий процесс, особенно в скальных, трудноразрушаемых породах.

Эффективность бурения взрывных скважин определяется скоростью бурения, которая зависит от:

- способности породы разрушаться под действием бурового инструмента (основной фактор);

- вида и формы бурового инструмента, способа его воздействия на забой скважины (ударное, вращательное, ударно – вращательное и т.д.);
- усилий и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины;
- диаметра скважины и, в ряде случаев, ее глубины;
- способа, скорости и тщательности удаления из забоя скважины буровой мялочи, препятствующей разрушению породы.

Все перечисленные факторы определяют технологические параметры буровых станков, последние выбираются в соответствии, прежде всего, с *буримостью пород*.

Буримость – степень сопротивляемости породы разрушению буровым инструментом. Она включает в себя в скрытом виде такие механические характеристики пород, как упругие свойства, прочность, пластичность, а также технологические показатели твердость, вязкость и абразивность [38,41,50].

Буримость принято оценивать по длине шпура или скважины, пробуренной в исследуемой породе за 1 мин чистого времени бурения в стандартных условиях, или, наоборот, по количеству чистого времени бурения 1 м шпура или скважины при тех же условиях. Кроме свойств пород, буримость зависит также от конструктивных особенностей бурового оборудования и режима его работы. Поэтому при определении буримости требуется строгое соблюдение стандартных условий – применение определенного инструмента, армированного стандартными сплавами; сохранение определенного диаметра шпура и режима работы инструмента (давление в воздушной магистрали и т.д.).

В практике известен ряд специализированных классификаций (шкал) буримости для различных способов бурения и типоразмеров бурового инструмента. Они необходимы, главным образом, для нормирования буровых работ и могут быть использованы с этой целью совместно с единой классификацией горных пород Центрального бюро нормативов по труду (ЦБНТ), предназначенной для установки норм выработки (времени) и нормативов на бурение скважин станками шарошечного и вращательного бурения резанием на карьерах.

При оперативном нормировании буровзрывных работ (БВР) применяется классификация горных пород по СНиП-82.

Приближенная оценка производительности буровых станков может быть произведена по сопоставлению коэффициента крепости f и категорий пород единой классификации с удельной энергоемкостью бурения (табл. 2.1.1).

Очевидно, что использовать измеренную величину буримости можно лишь применительно к определенному буровому инструменту и определенному типу станка.

С целью расширения области применения показателя буримости пород вместо экспериментально определенной скорости бурения пользуются расчетным показателем трудности бурения P_6 .

Таблица 2.1.1

Сопоставление коэффициента крепости и категории породы по шкале ЦБНТ с удельной энергоемкостью бурения

Порода	Коэффициент крепости породы, f	Удельная энергоемкость бурения, МДж/м	Категория пород буримости по (шкале ЦБНТ)
Кальциты	4-6	1,08-3,24	VI
Аргиллиты	4-6	2,16-4,32	VI-IX
Карбонатные сланцы	5	2,16-6,84	VI-XII
Кремнистые фосфориты	10-12	4,32-5,76	IX-XI
Глубокакристаллические фосфатно-кремнистые сланцы	8-10	4,68-6,48	X-XII
Массивные мелкозернистые доломиты	8-10	5,4-6,84	XI-XII
Массивные стекловидные кремни	12-14	4,68-9,0	X-XIII
Кваццинизированные вторичные кварциты	4-7	1,8-2,52	VI
Кваццинизированные гранодиориты	4-5	2,16-3,24	VI
Вторичные кварциты по эффузивам	7-10	2,52-3,24	VI
Мрамор кристаллический	6-10	3,6-6,46	VIII-XI
Песчанки	9	3,6-4,32	VIII-IX
Кваццинизированный сиенитодiorит	8-12	3,6-4,68	IX-X
Вторичные кварциты по гранодиоритам	12	3,6-4,68	IX-X
Скарны гранатомые	10-12	5,04-6,46	X-XI
Вторичные кварциты по гранодиоритам, монолитные	14-15	6,48-7,2	XII-XIII
Вторичные кварциты монолитные	12-16	6,48-7,2	XII-XIII
Сиениты крупноблочные	12-14	7,2-8,28	XIII
Гранодиорит-порфиры	15-17	7,2-8,64	XIII
Гранодиориты	17	9,0-12,6	XIV-XV
Диоритовые порфиры	17-18	12,6-14,4	XV-XVI
Ороговичкованные песчанки	20	10,8-14,4	XV-XVI
Ороговичкованные туфоалевролиты	12-20	14,4-19,8	XVI-XVIII
Песчанки на известковом цементе	6-8	5,04-6,46	XI-XII
Аспидные сланцы	8-10	6,46-8,28	XII-XIII
Хлоритовые сланцы	8-10	5,04-6,46	XI-XII
Карбонатно-магнетитовые роговики	10-14	5,76-7,2	XI-XII
Песчанки крепкий	10-12	8,64-9,36	XIII
Магнито-гематитовые роговики	16-20	8,64-11,52	XIII-XV

В качестве физико-технической основы сопоставления пород по буримости (зависящей только от свойств пород) принимается *относительный показатель трудности бурения породы* P_6 , устанавливаемый из следующих предположений:

1. Решающее значение при разрушении породы в процессе бурения скважин имеют развиваемые усилия сжатия (при ударном бурении) и скола (при вращательном бурении). При относительной оценке пород по трудности бурения степень участия в разрушении сжимающих и скалывающих усилий можно принимать равной.

2. Трещиноватость пород первого и второго порядка можно не учитывать, если экспериментально установлены *пределы прочности породы в образце на сжатие* $\sigma_{сж}$ и сдвиг $\sigma_{сдв(ск)}$, которые учитывают эту трещиноватость.

3. Так как разрушение возможно только при постоянном перемещении буровой мелочи в забое скважины, необходимо учитывать при оценке буримости объемный вес породы γ .

При указанных предположениях величина P_6 может быть определена из эмпирического выражения

$$P_6 = 0,07 (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \gamma, \quad (2.1.1)$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$ выражены в кгс/см²; γ - в кгс/дм³.

Все горные породы в соответствии с величиной P_6 классифицируются на 25 категорий по буримости с подразделением их на пять классов:

- I класс - *легкобуримые* ($P_6 = 1 \div 5$); категории 1, 2, 3, 4, 5;
- II класс - *средней буримости* ($P_6 = 6 \div 10$); категории 6, 7, 8, 9, 10;
- III класс - *труднобуримые* ($P_6 = 11 \div 15$); категории 11, 12, 13, 14, 15;
- IV класс - *весьма труднобуримые* ($P_6 = 16 \div 20$); категории 16, 17, 18, 19, 20;
- V класс - *исключительно труднобуримые* ($P_6 = 21 \div 25$); категории 21, 22, 23, 24, 25.

Породы с показателем $P_6 > 25$ относятся к внекатегорийным.

Введение показателя P_6 упорядочивает и облегчает технологические расчеты буровых установок: их мощности, режима и технической скорости бурения в конкретных горно-геологических условиях.

2.1.2. Бурение взрывных скважин на карьерах

Одним из главных параметров, влияющих на интенсивность ведения буровых работ, является механическая скорость бурения взрывных скважин, которая определяется как *неуправляемыми* (физико-механические свойства горных пород), так и *управляемыми* (осевое усилие, частота вращения бурового става, количество воздуха для продувки скважины, параметры шарошечного долота) факторами.

При шарошечном бурении влияние осевого усилия на скорости бурения следует рассматривать в неразрывной связи с конструкцией вооружения шарошечных долот (шаг установки, диаметр, число и вылет зубков, перекрытие ими зубков и др.).

Скорость бурения в пределах изменения режимных параметров (рис.2.1.1) пропорциональна осевому усилию.

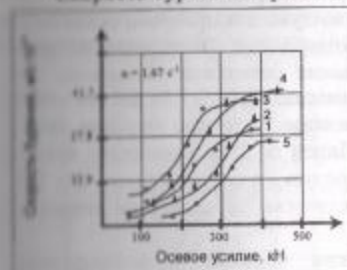


Рис. 2.1.1. Зависимость скорости бурения от величины осевого усилия при бурении:
 сабbero ($R_c = 3200$ МПа) долотами 8Н-114-ОК (1) и ОМ-29-11-ОК (2);
 серпентита ($R_c = 2200 - 2600$ МПа) долотами 8Н-214-ОК (3) и ОМ-29-11-ОК (4);
 железистого кварцита ($R_c = 4600-4600$ МПа) долотом ОМ-29-11-ОК (5);
 R_c - контактная прочность пород.

При этом в случае недостаточного контактного давления на штыри шарошечного долота имеет место процесс поверхностного разрушения, которое по мере увеличения осевого усилия переходит в усталостное, а затем при $175 \text{ кН} \leq P \leq 450 \text{ кН}$ наступает эффективное объемное разрушение. Функция $V=f(P)$ на этом участке носит степенный характер и скорость бурения V возрастает пропорционально осевому усилию P . С увеличением осевого усилия относительная разница в скорости бурения долотами диаметром $d_1 < d_2$ начинает уменьшаться и при $P=200-270 \text{ кН}$ она составляет 15-30%. При дальнейшем увеличении осевого усилия до $P=350-450 \text{ кН}$ скорости бурения V_1 и V_2 различаются уже только на 10-15%.

Падение реальной скорости бурения у шарошечных долот большого диаметра происходит, вероятно, за счет увеличения радиуса каждой шарошки. В этом случае при равном шаге и величине внедрения штырей в породу повышается суммарная контактная поверхность долота с забоем, что приводит к уменьшению удельной нагрузки на забой скважины.

Влияние величины вылета твердосплавных зубков на скорость бурения (рис. 2.1.2, а) устанавливалось при сравнении шарошечных долот равного диаметра. Так, скорость бурения долотом К-9-ОК (кривая 2) на 35-40% меньше, чем долотом 8Н-214-ОК (кривая 1), поскольку вылет зубков у долота К-9-ОК составляет 3-3,5 мм, а у долота 8Н8214-ОК - 4,5-5 мм. Аналогичная картина наблюдается и при бурении скважин долотами ОМ-22-11-ОК, 2269-ОК (диаметр 269 мм) и 295-ОКП (диаметр 295 мм). Долота 2Н-269-ОК и ОМ-29-11-ОК имеют сходную конструкцию и почти равное количество зубков (155-151), вылет которых на периферии соответственно равен 5-6 мм. Скорость же бурения долотом 2Н-269-ОК в диапазоне осевых нагрузок $P=320-450 \text{ кН}$ на 15-20% меньше, чем у долота ОМ-29-11-ОК (рис. 2.1.2, б), имеющего на периферии вылет зубков 5-6 мм. У долота 295-ОКП вылет зубков на периферии составляет 7 мм, что позволяет получить почти равные скорости с долотами 269 мм при нагрузках 450-500 кН [1].

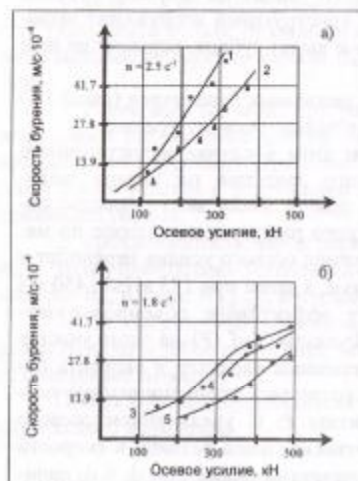


Рис. 2.1.2. Зависимость скорости бурения от осевой нагрузки при бурении слабого породистого $P_r=1800-2100$ МПа (а) и габбро $P_r=2600-3000$ МПа (б) долотами 8Н-214-ОК (1), К-9-ОК (2), ОМ-29-11-ОК (3), 2Н-269-ОК (4) и 295-ОК (5).

которая во многом определяет распределение площади контакта долота с забоем и является причиной замедления прироста скорости бурения. Это положение подтверждено на карьере Мурунтау при бурении скважин долотами 1В-243-ОКП (величина вылета зубков 5,5-6,5 мм) в породах с коэффициентом крепости $f=6-7$ и контактной прочностью $P_c=600-900$ МПа.

При изучении вопросов, связанных с изменением механической скорости бурения шарошечными станками в зависимости от частоты вращения бурового става, рассматривались не отдельные элементы, а целый их комплекс, включающий: породу, долото, буровой став, вращательно-подающий механизм и буровой станок в целом.

На рис. 2.1.4 приведены зависимости скорости бурения от частоты вращения става при прочных осевых нагрузках, характер которых практически не зависит от диаметра долот, крепости пород и величины нагрузок. Скорость бурения существенно изменяется при увеличении частоты вращения до $1,3-2,0$ c^{-1} , при дальнейшем увеличении частоты вращения до $2,5-2,7$ c^{-1} скорость изменяет-

ся незначительно. Помимо этого, установлено, что при высоких частотах вращения бурового става возникают сильные вибрации, вызывающие поломки узлов станка и в конечном счете снижающие его производительность. Поэтому превышение частоты вращения более чем на $3,3$ c^{-1} для станков СБШ-250МН и САН-250 нецелесообразно. Интенсивность вибраций на станке непосредственно зависит от крепости и трещиноватости пород.

В монолитных породах крепостью $f=8-14$ ($P_r=1300-2200$ МПа) сильные вибрации наступают при скорости вращения бурового става $n=3,0-3,3$ c^{-1} , а в более крепких породах $f=14-16$ ($P_r=2200-3000$ МПа) при $n=2,5-2,8$ c^{-1} . В сильно нарушенных и трещиноватых породах крепостью $f=12-16$ ($P_r=1800-3000$ МПа) вибрации возникают уже при $n=1,7-2,0$ c^{-1} [15].

Опытными-промышленными исследованиями режимных параметров бурения для станков СБШ-250МН с диаметром долота 243 мм на карьерах Мальшевский, Маныбай и Мурунтау установлено: для монолитных и трещиноватых пород небольшой крепости ($P_r=400-500$ МПа) рациональными являются соответственно $n=2,0-2,3$ c^{-1} и $n=1,7-2,0$ c^{-1} .

Для крепких монолитных и трещиноватых пород ($P_r=1500-2800$ МПа) соответственно $n=1,7-2,0$ c^{-1} и $n=1,0-1,7$ c^{-1} .

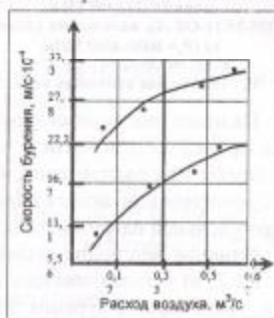


Рис. 2.1.3. Зависимость скорости бурения ($P=320$ кН, $n=1,67-1,83$ c^{-1}) от расхода воздуха на продувку скважин при бурении габбро ($f=14-16$, $P_r=2600-3000$ МПа) долотами ОМ-29-11-ОК (1) и 295-ОКП (2).

ся незначительно. Помимо этого, установлено, что при высоких частотах вращения бурового става возникают сильные вибрации, вызывающие поломки узлов станка и в конечном счете снижающие его производительность. Поэтому превышение частоты вращения более чем на $3,3$ c^{-1} для станков СБШ-250МН и САН-250 нецелесообразно. Интенсивность вибраций на станке непосредственно зависит от крепости и трещиноватости пород.

В монолитных породах крепостью $f=8-14$ ($P_r=1300-2200$ МПа) сильные вибрации наступают при скорости вращения бурового става $n=3,0-3,3$ c^{-1} , а в более крепких породах $f=14-16$ ($P_r=2200-3000$ МПа) при $n=2,5-2,8$ c^{-1} . В сильно нарушенных и трещиноватых породах крепостью $f=12-16$ ($P_r=1800-3000$ МПа) вибрации возникают уже при $n=1,7-2,0$ c^{-1} [15].

Опытными-промышленными исследованиями режимных параметров бурения для станков СБШ-250МН с диаметром долота 243 мм на карьерах Мальшевский, Маныбай и Мурунтау установлено: для монолитных и трещиноватых пород небольшой крепости ($P_r=400-500$ МПа) рациональными являются соответственно $n=2,0-2,3$ c^{-1} и $n=1,7-2,0$ c^{-1} ; для крепких монолитных и трещиноватых пород ($P_r=1500-2800$ МПа) соответственно $n=1,7-2,0$ c^{-1} и $n=1,0-1,7$ c^{-1} .

Взаимосвязь скорости бурения с физико-механическими свойствами пород прослеживается во всех экспериментах и в качестве примера в обобщенном виде приведена на рис. 2.1.5 Анализ полученных результатов показывает, что характер указанной взаимосвязи в целом не зависит от других режимных параметров бурения.

Основные результаты экспериментальных работ по интенсификации шарошечного бурения взрывных скважин заключаются в следующем:

1. Оптимизация осевой нагрузки, частоты вращения бурового става, расхода сжатого воздуха при бурении шарошечными долотами различного диаметра в породах разной крепости является основным направлением интенсификации производительности буровых станков на карьерах. При этом существенное влияние на скорость бурения, помимо режимных параметров, оказывают также конструктивные элементы долота: диаметр, число и вылет зубков, шаг установки зубков и величина перекрытия ими сечения скважин и др.

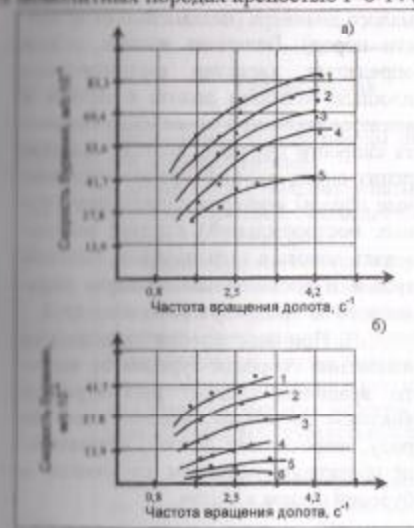


Рис. 2.1.4. Зависимость скорости бурения от частоты вращения долота в породах крепостью $f=10$ (а) и $f=16$ (б) при осевой нагрузке $P=360$ (1), 320 (2), 260 (3), 220 (4), 150 (5) и 75 кН (6) (6).

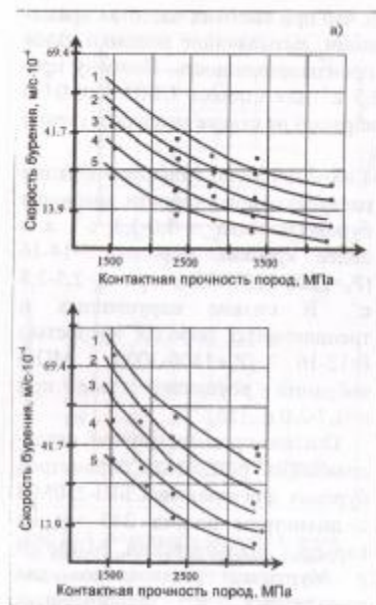


Рис. 2.1.5. Зависимость скорости бурения долотом ОМ-29-11-ОК от контактной прочности пород при осевом усилии 360 (1), 320 (2), 270 (3), 220 (4) и 170 кН (5) и частоте вращения бурового става $n=1.67 \text{ с}^{-1}$ (а) и $n=2.33 \text{ с}^{-1}$ (б).

2.1.3. Буровой инструмент для бурения взрывных скважин на карьерах

Шарошечные долота. В зависимости от назначения, определяемого физико-механическими свойствами горных пород, трехшарошечные долота для бурения скважин на карьерах заводами СНГ изготавливаются семи типов.

Вооружение шарошек долот М, С, Т представлено фрезерованными в теле шарошек зубьями; долот МЗ и ТЗ – твердосплавными зубками с клиновидной формой рабочей поверхности, долот ТК, К, ОК – зубками с полусферической рабочей головкой. Боковая поверхность долот М, С и Т для повышения долговечности наплавляется зерновым твердым сплавом «релит». Тыльные части шарошек, козырьки и спинки лап также армированы твердосплавными зубками с плоскими торцами.

Рациональные области применения долот указаны в табл. 2.1.2, а рекомендуемые параметры режимов бурения – в табл. 2.1.3., 2.1.4.

2. На изменение скорости бурения в большей степени оказывает влияние величина вылета зубка, что объясняет превышение скорости бурения долотами большого диаметра при определенных значениях осевых нагрузок относительно скорости бурения долотами малого диаметра (независимо от крепости пород). Величина вылета зубков определяет характер распределения площади контакта долота с забоем и является причиной замедления пророста скорости бурения, поэтому для бурения пород средней крепости (основные породы карьеров сложноструктурных месторождений) следует использовать долота с повышенным вылетом зубков и достаточным объемом подаваемого на продувку сжатого воздуха.

3. При определении зависимости изменения скорости бурения от частоты вращения следует рассматривать комплекс элементов, включающих: породу, шарошечное долото, вращательно-подающий механизм со ставом и буровой станок в целом.

Таблица 2.1.2

Рациональные области применения шарошечных долот (по данным ВНИИБТ)

Долото	Горная порода	Коэффициент крепости пород	Диаметр долот, мм
М, МЗ	Неабразивные горные породы ниже средней и средней крепости	6	190; 214; 243
С	Плотные глины, гипс, алевролиты, соли, мергели, углистые и глинистые сланцы, рыхлые известняки и т.п.	6	190; 214
Т	Не- и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчаные сланцы, твердые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т.п.	6-8	145; 190; 214; 243
ТК	Малоабразивные твердые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, мелкокристаллические известняки с пропластками доломитов и т.п.	8-10	190; 214; 243
ТЗ	Вязкие абразивные твердые горные породы: апатит-нефелиновые, доломитизированные известняки и плотные доломиты, разрушенные граниты, габбро и диориты, магнетиты	8-14	190; 214; 243
ТКЗ	Перемежающиеся абразивные твердые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т.п.	8-14	190; 214;
К и ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты; крепкие песчаники и т.п.	14-16	76; 97; 112; 145; 190; 214; 269; 320

Таблица 2.1.3

Рекомендуемые параметры режима бурения шарошечными долотами АО «Уралбурмаш»

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр буровых труб, мм	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, с ⁻¹		Расход продувочного агента	
		М,С,Т, ТК	МЗ,ТЗ,К, ОК	М,С,Т,Т К	МЗ,ТЗ,К, ОК	скатого воздуха, м ³ /с	технической воды, л/с
<i>Долота на подшипниках качения*</i>							
146	89-114	60-80	80-100	2,5-2	2-1	0,16-0,2	-
161	127	100-130	130-150	2,5-2	2-1	0,25	-
215,9	180	140-180	160-200	2,5-1,3	2-0,83	0,42	<0,02
244,5	203	180-220	180-250	2,5-1,3	2-0,83	0,42-0,53	<0,03
269,9	219	200-270	250-300	2,5-1,3	2-0,83	0,6-0,7	<0,05
320	273	<350	<500	2,5-1,3	2-0,83	0,83-1,0	<0,06
<i>Долота на подшипниках скольжения</i>							
76	63,5	<30	<40	<2,5	<2	0,15	<0,01
98,4	73	<40	<60	<2,5	<2	0,15	<0,02
112	89	<50	<80	2,5-1,7	2,5-1,0	0,15	<0,02
146	89-114	<80	<120	2,5-1,0	2,5-1,0	0,15	<0,03
161	127	120-140	130-150	2-1,0	1,7-1,0	0,25	<0,03
215,2	180	160-200	180-220	2-1,0	1,7-0,8	0,42	<0,05
244,5	203	200-250	220-270	2-1,0	1,7-0,83	0,42-0,53	<0,05
269,9	219	220-270	250-320	2-1,0	1,7-0,83	0,6-0,7	<0,06
320	<273	<400	500	2-1,0	1,7-0,83	0,8-1,0	<0,07

* Продувка воздушно-водной смесью

Примечания. 1. Верхние пределы осевых усилий на долото соответствуют нижним пределам частот вращения долот. 2. В высшей степени крепких абразивных или связнотрещиноватых породах частоту вращения рекомендуется уменьшать до 1 с⁻¹. 3. По мере изнашивания вооружения шарошек долот М, С, Т, ТК необходимо постепенно увеличивать осевое усилие на долото до верхнего предела.

Таблица 2.1.4

Рекомендуемые режимные параметры для трехшарошечных долот фирмы «Бейкер-Хьюс» (США)

Вид вооружения и тип долота	Тип буримой породы	Допустимые на долоте		
		нагрузка, кН/мм	частота вращения, мин	
Фрезерошлифовый тубок	S	Мягкая, слабоабразивная	0,18-0,54	120-70
	M	Средней крепости и абразивности	0,22-0,9	100-60
	H	Твердая, среднеабразивная	0,72-1,26	80-40
Твердосплавный тубок	BH 50	Довольно мягкая, слабоабразивная	0,18-0,72	150-50
	BH 60	Средней крепости и абразивности	0,36-0,9	120-50
	BH 70	Абразивная, средней крепости и крепкая	0,54-1,08	90-50
	BH 80	Очень крепкая и абразивная	0,90-1,44	80-50

В последние годы в карьере Мурунтау проводились испытания шарошечных долот различных модификаций и фирм-производителей: ПО «Востокмашзавод» (Казахстан), АО «Дрогобычский долотный завод» (Украина), ОАО «Уралбурмаш», Поваровского механического завода (Россия) и SMIT INTERNATIONAL (США). Результаты испытаний представлены в табл. 2.1.5 и 2.1.6.

В процессе испытаний полностью подтвердились рекомендации по соответствию типа долот категориям горных пород по буримости. Сравнение экономической эффективности использования долот велось по методике, учитывающей их основные технические и экономические показатели: стойкость, средняя механическая скорость и стоимость бурения 1 м скважины. Поэтому, несмотря на высокие показатели стойкости всех типов долот фирмы SMIT, они, тем не менее, не являются безусловным лидером на рынке бурового инструмента.

Наилучшие результаты при бурении горных пород IX-X категорий показали долота ТКЗ ОАО «Уралбурмаш» и Q4J фирмы SMIT, специально предназначенные для этого типа пород. Разница в стоимости бурения составила 12% в пользу Q4J. При бурении пород средней категории лучшие результаты показывают долота 244,5 ОК-ПВ ОАО «Уралбурмаш» и Q5J при меньшей стоимости (3%) у ОКПВ. При бурении пород высокой категории лучшие результаты имеют долота 244,5 ОК-ПВ ОАО «Уралбурмаш» и Поваровского механического завода. Разница в стоимости составляет 25% в пользу ОАО «Уралбурмаш».

В целом для карьера Мурунтау экономически выгоднее применять долота ОКПВ (40%) и ТКЗ (60%) производства ОАО «Уралбурмаш» для бурения соответственно пород XI-XIV и IX-X категорий. Для их эффективной работы должно

быть исключено бурение "на сухую" при частоте вращения бурового става более $1,8 \text{ с}^{-1}$ и токе нагрузки двигателя вращателя более 320 А.

Каждое долото обязательно должно прирабатываться в течение 20-25 мин при осевой нагрузке не более 50 кН и частоте вращения не более $0,4 \text{ с}^{-1}$.

В табл.2.1.6 представлены рациональные режимные параметры бурения и типы долот для каждой группы пород карьера Мурунтау, что и является основными результатами опытно-промышленных работ в рассматриваемых условиях.

Наддолотные стабилизаторы обеспечивают устойчивую работу долота на забое, улучшают динамические характеристики станка, а также повышают устойчивость стенок скважин.

Необходимый для нормальной работы проход сжатого воздуха через опоры шарошек должен быть обеспечен перепадом давления на долоте в пределах 0,15-0,2 МПа, достигаемым изменением проходного сечения установленных на долоте продувочных сопел как центральных, так и периферийных. Все горнорудные долота имеют унифицированные центральные сопла с верхним резьбовым концом, позволяющим при очистке скважины воздушно-водяной смесью закреплять в них дополнительные втулки с требуемым проходным сечением, а при очистке сжатым воздухом – маслоотделительную втулку, увеличивающую стойкость опор шарошек.

Маслоотделительные втулки изготавливаются заводом-изготовителем совместно с долотами из расчета одна втулка на 10 долот: М) - для долот диаметром 215,9 и 243 мм и МО- для долот диаметрами 244,5 и 250,8 мм.

Шламозащитные клапаны шарошечных долот. При бурении обводненных скважин применяют обратные клапаны, предотвращающие зашламовывание долот и полостей бурильных штанг.

Центральные обратные клапаны различаются значением перепада давления в зависимости от типа запорного устройства. Наиболее распространены тарельчатый, шаровой, золотниковый и лепестковый типы клапанов.

Минимальный перепад давления перед долотом имеет тарельчатый обратный клапан, максимальный – шаровой, работающий в режиме вибратора.

Обратные клапаны золотникового и тарельчатого типов увеличивают проходку на долото в обводненных породах на 20-30 %.

Центральные клапаны полностью не исключают проникновение шлама в каналы лап через опоры (а зазоры между цапфой, корпусом шарошки и телами качения).

Комбинированные клапаны для долот диаметром 214 мм и более лучше предохраняют долото от шлама, так как в процессе бурения 20-30 % продувочного агента поступает в продувочные каналы лап, предотвращая зашламовывание опор шарошек, одновременно охлаждая их и смазывая.

Режущие долота для бурения мягких пород требуют больших скоростей подачи инструмента на забой, а для бурения крепких пород – создания высокого удельного давления на забой.

Таблица 2.1.5

Результаты сравнительных испытаний шарошечных долот различных модификаций и фирм-изготовителей в условиях карьера Мурунтау

Фирма-изготовитель	Тип долота	Стойкость долота в зависимости от категории пород, м			Удельная стоимость долота, \$/м			Средняя механическая скорость бурения, м/час			Затраты на бурение 1 м скважины, \$/м		
		IX-X	XI-XII	XII-XIV	IX-X	XI-XII	XII-XIV	IX-X	XI-XII	XII-XIV	IX-X	XI-XII	XII-XIV
ОАО "Уралбурмаш" (Россия)	244,5-ОКПВ	502	321	280	1,85	2,89	3,31	26,6	23,8	22,4	7,82	9,55	10,04
	244,5-ТКЗПВ	650		194	1,28		4,28	26,0		19,7	8,96		12,33
	244,5-ОКПС	209	132	115	5,74	9,09	10,43	22,2	19,8	18,7	12,8	17,12	18,93
АО "Дрогобычский завод" (Украина)	244,5-ОКПВ			151			4,33			20,4			12,12
	244,5-ОКПВ			263			3,42			20,6			11,14
СМТ INTERNATIONAL (Россия)	251 QJ	1963	954	592	1,99	4,09	6,59	38,4	26,8	24,5	6,13	10,02	13,08

Ориентировочная стойкость режущих долот приведена в табл. 2.1.7.

Таблица 2.1.7

Ориентировочная стойкость (м) режущих долот

Долото	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова						
	4-6	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18
К 105	460	140	100	60	30	23	12
К 105К	1000	420	200	130	60	40	24
К 125	400	140	60	140	30	20	12
К 125	1000	420	200	120	30	40	36
К 155	400	200	126	93	60	36	25

Буровые штанги (табл. 2.1.8) служат для передачи крутящего момента от двигателя к долоту и одновременно для подачи сжатого воздуха к пневмоударнику и забоя скважины.

Таблица 2.1.8

Буровые штанги

Показатели	СБУ-100Г-35; СБУ-100П-35; СБУ-100П-35	СБУ-12А-32	СБУ-125-32
	Диаметр, мм	83	89
Длина, мм	950	4000	4250
Число штанг в комплекте	30-40	8	14
Масса, кг	10,8	53	90

Погружные пневмоударники (табл. 2.1.9) с бесклапанной системой воздушного распределения имеют поршень-ударник, который при рабочем движении в цилиндре, перемещаясь, саморегулирует подачу сжатого воздуха и обеспечивает продувку коронки при любом положении поршня в цилиндре через каналы поршня и буксы. Коронка вставляется в буксу и фиксируется от выпадания шариками с некоторой свободой хода. Пневмоударники (табл. 2.1.10) могут работать как на сжатом воздухе, так и на воздушно-водяной смеси.

Радиальные параметры бурения и типы долот для карьера Мурунтау

Литогеохимические разновидности пород	Коеф-фициент крепости	Группа пород по буримости	Категория пород по классификации ЦЕНТ	Контактная прочность пород, МПа	Основное усилие, кН	Частота вращения, мин ⁻¹	Скорость бурения, м/час	Тип долота
Породы тон гранула. Сланцы углето-слюдистые. Сланцы кварц-слюдистые, окисленные Сланцы кварц-слюдистые, с прослойками углето-к сланцев. Сланцы кварц-слюдистые, метасоматический комбинированные. Сланцы кварц-слюдистые	6-8	Легко-буримые	УШ-Х	650-800	150-220	130-100	32-40	ТКЗ
Алевролиты. Давки среднего и крупного состава. Сланцы кварц-слюдистые, легковесные метасоматически измененные. Сланцы кварц-слюдистые, метасоматический измененные до кварцитов. Жилы монолитно-стержневые кварцевые	8-10	Средне-буримые	ХI-ХII	800-1500	210-230	130-100	25-32	ТКЗ, К
Метасоматиты кварцево-полевошпатовые, окварцованные. Брекчии, замещение сульфидоносными. Кварциты. Метасоматиты кварцевые. Роговики. Алевролиты окварцованные. Переслаивание алевролитов и сланцев	10 и более	Трудно-буримые	ХIII-ХIV	1500-2000	230-270	120-90	18-25	К, ОК

Таблица 2.1.6

Таблица 2.1.9

Техническая характеристика погружных пневмударников фирмы «Атлас-Конко» (Швеция)

Показатели	SOP 32	SOP 42	SOP 52	SOP 62
Диаметр долота, мм	85	105	130	150
	90	110	140	155
	100	115	-	165
Длина без долота, мм	925	960	1150	1280
Наружный диаметр, мм	77	96	118	138
Диаметр поршня, мм	60	76	92	112
Ход поршня, мм	100	100	100	105
Рабочее давление, МПа	0,6-1,2	0,6-2,5	0,6-2,5	0,6-2,5
Частота ударов (мин ⁻¹) при давлении, МПа: 0,6	1300	1300	1080	1000
	1650	1650	1300	1290
	1,8	2100	1700	1600
Расход воздуха (м ³ /мин) при давлении, МПа: 0,6	2,4	3,72	3,9	6
	4,62	6,9	7,8	12
	1,8	12	13,2	21
Масса без долота, кг	23	35	66	93

Таблица 2.1.10

Техническая характеристика пневмударников стран СНГ

Показатели	П-105К	П-125	П-160А
Номинальный диаметр, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, с ⁻¹	27	21	21
Удельный расход сжатого воздуха, м ³ с ⁻¹ кВт ⁻¹	0,037	0,045	0,0253
Ударная мощность, кВт	2,6	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмударника, мм	94	116	142
Масса без коронки, кг	20	31	40

2.1.4 Оборудование для бурения взрывных скважин на карьерах

Бурение скважин и шпуров на карьерах производится специальными породоразрушающими (буровыми) машинами, разделяемыми на две группы по принципу:

1) механического воздействия на забой скважины (ударное, вращательное и ударно – вращательное бурение);

2) физических методов воздействия на забой скважины (термическое, гидравлическое, взрывное и др.).

Ударное бурение с помощью ударно – канатных буровых станков длительное время было единственным, а затем ведущим способом бурения скважин. Область применения способа из-за отсутствия резервов увеличения мощности и производительности этих станков постепенно сокращалась и сейчас занимает только ~ 1% общего объема бурения. Использование станков ударного бурения целесообразно только в закарстованных разнородных и разнопрочных породах ($P_6 = 10+20$) при диаметре скважин 150-350 мм и глубине их до 50 м.

Пневматические бурильные молотки (ручные и колонковые перфораторы) применяются для бурения шпуров диаметром 32-40 и 50-75 мм в скальных и метаскальных породах. При этом широко применяются различные установочные приспособления, в том числе самоходные каретки.

Станки шарошечного бурения в последнее десятилетие получили наибольшее распространение (более 80 % объема буровых работ) для бурения скважин диаметром 190-320 мм и глубиной до 35 м в породах с P_6 от 6 до 16. Основные их достоинства – высокая производительность (150-200 м/смену), непрерывность процесса бурения, возможность его автоматизации, а недостатки – большая масса станков и малая стойкость долот в труднобуримых породах.

Станки вибрационного бурения находятся в стадии испытаний; достоинства их – относительно небольшая масса, простой буровой инструмент, возможность бурения скважин разного направления, высокая производительность.

Вращательное бурение скважин осуществляется станками шнекового бурения.

Станки шнекового бурения широко применяются (до 16% объема буровых работ) для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 125-160 мм и глубиной до 25 м в породах P_6 от 1 до 6, главным образом на угольных карьерах (уголь, аргиллиты, мягкий известняк) и при разработке непрочных строительных пород (мергель и др.). Производительность их 100-150 м/смену. Станки характеризуются простотой эксплуатации, при их работе обеспечиваются благоприятные санитарно-гигиенические условия.

Ударно-вращательное бурение посредством станков с погружными пневмударниками применяется (до 5% всего объема буровых работ) для бурения скважин диаметром 100-200 мм и глубиной до 50 м в породах с P_6 от 5 до 20.

Эти станки эффективны при высокоабразивных весьма и исключительно труднобуримых породах. Затраты при ударно-вращательном бурении в 1,5 – 2,5 раза выше, чем при шарошечном бурении ($P_6 < 12$).

Общими техническими требованиями предусмотрено три подгруппы станков для бурения взрывных скважин на открытых горных работах:

1. СВШ- станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом (шарошечного бурения) пяти типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины от 160 до 400 мм при крепости пород $f=6+18$;

2. СБУ – станки ударно-вращательного бурения погружными пневмодарниками с очисткой скважины воздухом (пневмо-ударного бурения) трех типоразмеров с условными диаметрами скважины 100, 125, 160 мм при $f=10+20$;

3. СБР – станки вращательного бурения резовыми коронками с очисткой скважины шнеком (шнекового бурения) двух типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины 160 и 200 мм при $f=1+6$.

Типоразмеры станков, определяемые условным диаметром пробуриваемой скважины, предусматриваются для бурения скважин диаметрами 100, 125, 160, 200, 250, 320 и 400 мм.

В условное обозначение станка входят тип станка и условный диаметр пробуриваемой скважины в миллиметрах, например СБШ-320-36, диаметр скважины – 320 мм, глубина скважины – 36 м. Угол наклона скважины к вертикали устанавливается для всех станков $0,15 \text{ } 30^\circ$, допускаются и дополнительные углы наклона.

Изготавливаются станки и с различными комбинациями способов бурения. Типоразмер комбинированного станка устанавливается по преобладающему способу бурения.

Буровая мелочь из скважины при всех способах бурения удаляется, как правило, продувкой ее сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью. При вращательном способе бурения резанием для удаления породы из скважины часто используют витые штанги – шнеки (шнековое бурение). Наряду со шнеком иногда применяют и одновременную продувку скважины сжатым воздухом.

Станки вращательного бурения типа СБШ (табл. 2.1.11) предназначены для бурения взрывных скважин на открытых горных разработках в сухих и обводненных, монолитных и трещиноватых породах и состоят из следующих основных узлов: гусеничного хода с индивидуальным приводом на каждую гусеницу; машинного отделения с маслостанцией, компрессорной установкой и электрооборудованием; мачты; рабочего органа; механизма вращения и подачи бурового става; механизма свинчивания-развинчивания штанг; сепаратора; пылеулавливающей установки или емкости для воды; кабины машиниста; гидро- и пневмосистем. Подъем и опускание мачты осуществляется с помощью двух гидроцилиндров, горизонтирование станка – с помощью трех или четырех гидродомкратов.

Станок 5 СБШ-200-36 является модернизированным вариантом станка 2СБШ-200Н и состоит из ходовой части типа УГ-60, платформы с двумя передними и одним задним гидродомкратами, машинного отделения кабины, рабочего органа, гидро- и пневмосистем, пылеподавляющей или пылеулавливающей установки, мачты. Кассетирующее устройство крепится впереди мачты.

Станок 3СБШ-200-60 также создан на базе 2СБШ-200Н, имеет патронный привод подачи, аналогичный приводу станка 5СБШ-200-36, однако в последних экземплярах гидротрактон заменен тремя выносными гидроцилиндрами; измененную конструкцию мачты, причем кассета располагается внутри мачты.

Техническая характеристика буровых шарошечных станков

Показатели	2СБШ-200-32 (2СБШ-200Н)	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60 (3СБШ-200Н)	СБШ-250МНА 32 (СБШ 250МН)	СБШ-250-55	СБШ-420-36
Диаметр долота, мм	215,9	215,9	215,9	244,5	244,5	320
Глубина скважины, м	до 32	до 36	до 60	до 32	до 55	до 36
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/1	9,6/1	12/1	8/8	10/10	17,5/17,5
Осевое усилие, кН	до 250	до 300	до 300	до 300	до 350	до 600
Скорость подачи/подъема бурового става, м/с	0,025/0,48	0,025/0,516	0,033/0,5	0,017/0,12	0,025/0,63	0,014/0,22
Частота вращения долота, с ⁻¹	0,2-4,0	0,25-2,5	0,2-2,16	0,2-2,5	0,2-2,5	0-2,1
Крутящий момент на вращателе, кН м	6,65-2,12	3,2-5,2	6,0	4,2	4,2	8,7
Производительность компрессора, м ³ /с	0,417	0,417	0,417-0,53	0,417-0,53	0,53	0,834
Мощность электродвигателей, кВт, установленная	350 60	410 52	400 68	400 68	400 68	712 100
Скорость передвижения, км/ч	0,6	0,77	1,0	0,737	0,84	0,33
Давление на грунт, МПа	0,1	0,1	0,1	0,12	0,12	0,11
Габариты, м	9,2x4,6x 13,8	10,2x5,0x 14,3	10,1x5,3x 18,4	9,2x5,5x15,4	11,2x5,2x 17,7	12,5x5,5 x25,2
Масса станка, т	55	66	65	71,5	85	140

Конструкция ходовой части – малоопорная, экскаваторного типа с литой рамой и встроенными редукторами. Управлением двигателем вращения – от тиристорного привода, имеется тиристорное управление пуском асинхронных двигателей хода.

Станок оснащен оригинальной трехступенчатой системой пылеулавливания с полным удалением штыба от устья скважины, состоящей из вентилятора, пылесадительной камеры, циклонов и камеры рукавных фильтров. На станке предусмотрены система автоматизированного управления режимами бурения и кабельные барабаны. Ведутся работы по модернизации станка в высоковольтном исполнении.

Станок СБШ-250МН-32 имеет торцевую схему вращательно-подающего механизма и предназначен для бурения скважин диаметром 250 мм с осевым усилием 300 кН глубиной до 32 м в породах $f=8+14$. Станок имеет тиристорный привод вращения, горизонтируется тремя домкратами. К основным конструктивным особенностям станка относятся: наличие верхнего привода вращения бурового става; непрерывная подача бурового става на длину 8 м; воздушно-водяная система пылеподавления; высокий уровень механизации вспомогательных операций при сборке-разборке бурового става. Основные недостатки: низкая скорость спуско-подъемных операций и передвижения, недостаточная надежность, отсутствие сухого пылеподавления.

На базе СБШ-250МН-32 созданы буровые станки: СБШ-250-МНА-32, СБШ-250-55 и СБШ-250МНР.

Станок СБШ-250-МНА-32 отличается наличием системы автоматического регулирования подачи компрессора и механизма свинчивания-развинчивания буровых штанг, позволяющего наращивать буровой став из кабины машиниста без применения ручного труда.

Станок СБШ-250-55 характеризуется следующими особенностями: наличием мачты с двумя сепараторами, что позволяет бурить скважины глубиной до 55 м; трехкратной канатно-полиспастной системой – двухлебедочной с приводами постоянного тока и тиристорным управлением; применением штанг диаметром 219 мм вместо 203 мм, что увеличивает скорость потока воздуха в затрубном пространстве с 25 до 45 м/с и позволяет бурить скважины диаметром до 270 мм; автоматизацией режима бурения и полной механизацией вспомогательных операций по наращиванию бурового става; усиленной конструкцией гусеничного хода с двумя вариантами исполнения: с асинхронными двигателями и двигателями постоянного тока.

Станок СБШ-250МНР предназначен для шарошечного бурения вертикальных взрывных скважин и последующего термического расширения их заряжаемой части в породах и рудах ($f > 12$). В качестве рабочего органа используют терморасширитель с огнеструйной горелкой воздушно-керосинового типа. Удлиненная мачта позволяет бурить скважины без наращивания штанг на уступах высотой до 17 м.

Техническая характеристика станка СБШ-250МНР

Диаметр расширяемой части скважин, мм	400
Глубина скважин, м	19
Угол наклона скважины к вертикали, градус	0
Верхний предел частоты вращения става, c^{-1}	2,5
Габариты станка, м:	
высота с поднятой мачтой	23,06
длина с поднятой мачтой	10,11
длина с опущенной мачтой	22,7
высота с опущенной мачтой	7,41
ширина	5,8

Станок СБШ-320-36 предназначен для бурения скважин диаметром 320 мм глубиной до 36 м в породах с $f > 18$. Ходовое оборудование – двухгусеничное с индивидуальным приводом. На раме расположено машинное отделение, в передней части которого размещены электрические шкафы управления, масляная станция, блоки гидроаппаратуры, водяные насосы и другое вспомогательное оборудование, в задней части – два винтовых компрессора, а в нише ходовой части станка – два кабельных барабана.

Усилие подачи создается лебедками и передается на опорный узел через канат, огибающий последовательно несколько раз приводные барабаны лебедок. Свободные ветви каната при бурении натягиваются весом буровой головки, а при подъеме става – натяжным устройством за счет веса рычагов и усилия пружины. Подача выполняется одним канатом, концы которого закреплены на правой и левой блочных обоймах опорного узла. Привод лебедки осуществляется от электродвигателя при бурении или извлечения прихваченного в скважине бурового инструмента или от электродвигателя при спуско-подъемных операциях. В 1992 г. изготовлена опытная партия модернизированных станков СБШ-320В-36 для угольного разреза Нерюнгринский.

Изготовители станков: ЗСБШ-200-60 – Бузулукский завод тяжелого машиностроения, ССБШ-200-36 – Барвенковский машзавод (Украина), СБШ-250 и СБШ-320 – Воронежский завод горно-обогатительного оборудования.

Станки вращательного бурения резцовыми коронками (табл. 2.1.12) предназначены для бурения вертикальных и наклонных скважин по углу и породам с коэффициентом крепости $f 2+8$ на угольных разрезах, карьерах стройматериалов, горнохимического сырья, черной и цветной металлургии.

Машины состоят из следующих основных узлов и систем: гусеничного хода; рамы с кузовом и кабины машиниста; мачты с направляющими для передвижения бурового става и вращателя; кассеты для хранения шнеков; механизма свинчивания – развинчивания; механизма подачи бурового става; гидрциклонов выравнивания станка и подъема мачты; компрессорной станции; гидро-и пневмосистем; электрической части.

Станок СБВ-2М выпускался в 70-х годах и получил широкое распространение. Эта машина на гусеничном ходу с электрическим приводом. Передвижение

Т а б л и ц а 2.1.12

Техническая характеристика станков вращательного бурения
резовыми коронками

Показатели	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-160-24	СБР-200-32 (48) (проект)
Диаметр скважины, мм	160	160;200	160	160 (шарошечным долотом) 200 (резиновой коронкой)
Глубина скважины, м	24	32	24	48
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Частота вращения бурового инструмента, с ⁻¹	1,7; 2,2; 3,3	1,7; 2,2; 3,3	0,7; 1,4; 2,1; 3,0	2,8
Установленная мощность, кВт	184	184	1122	150
Мощность вращателя, кВт	36/40/5	36/40/50	-	-
Крутящий момент, кНм	12	12	-	-
Усилие подачи, кН	80	80	70	120
Скорость бурового инструмента, м/с:				
подачи	0-0,05	0-0,05	0-0,09	0-0,09
подъема	0,5	0,5	0,37-0,53	0,37-0,53
Ходовая часть:				
мощность привода, кВт	15x2	18x2	15x2	-
скорость передвижения, км/ч	0,9	0,9	1,0	1,0
преодолеваемый уклон, градус	15	15	18	15
давление на грунт, МПа	0,01	0,01	0,008	0,01
Габариты, м	7,5x4,9x13,0	8,1x4,9x13,0	7,7x3,8x9,2	
Масса, т	25	35	18	33

станка и подъем рабочего органа осуществляются одним приводом, состоящим из электродвигателя, редуктора и системы зубчатых и цепных передач. По трубчатому направляющим мачты передвигается вращатель. Для наклона мачты в транспортное положение используют подъемную лебедку.

Станок СБР-160А-24 имеет мачту высотой 12 м, что позволяет использовать шнеки длиной 8,4 м, подача штанг и разборка става механизированы, предусмотрены гидравлическая подача бурового става, гидроциклоны подъема и опускания мачты.

Станок имеет ходовую часть ХГ-30, гусеничного типа с электроприводом, буровой став вращается от трехскоростного асинхронного двигателя через редуктор. На станке устанавливается компрессор для комбинированной шнеково-воздушной очистки скважины. Управление станком – из кабины, размещенной в передней части станка.

Станок СБР-160Б-32 создан на базе станка СБР-160А-24, налажен его серийный выпуск. Эта модель отличается большей глубиной бурения, для чего предусмотрена кассета, установленная снаружи мачты. Станок имеет кабельный барабан.

Гидрофицированный буровой станок 2СБР-160-24 создан взамен СБР-160А-24. На станке используются укороченные шнековые штанги длиной 4 м с резьбовыми соединениями, что позволяет полностью механизировать процесс сборки-разборки става. Подача и вращение става осуществляются от гидравлических двигателей. Гусеничный ход типа ХГ-18 приводится асинхронными электродвигателями.

Создаваемый станок СБР-200-32 (48) имеет аналогичную 2СБР-160-24 конструкцию, оснащен кабельным барабаном, системами автоматизации и диагностики. Станок может бурить долотами резания и шарошечными, для этого предусмотрено подключение прицепного компрессора.

Изготовитель станков СБР-160А-24 и СБР-160Б-32 – Карпинский машиностроительный завод 2СБР-160-24 и СБР-200-32 (48) – Кыштымский машиностроительный завод.

Станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками типа СБУ (табл.2.1.13) предназначены для проходки (проведения) вертикальных и наклонных скважин в породах с коэффициентом крепости $f=10+16$.

Кыштымским машиностроительным заводом изготавливаются типоразмеры буровых станков с погружными пневмоударниками СБУ-100 и СБУ-125. Станки типоразмера СБУ-100 выпускаются трех модификаций: СБУ-100Г-35 на гусеничном ходу, СБУ-100 П-35 на пневмоколесном ходу и СБУ-100Н-35 на раме-салазках. Машины имеют рабочий орган, состоящий из вращателя, цилиндра подачи, траверсы и направляющих, лонета, штанги и пневмоударника с коронкой (СБУ-100Н-35, СБУ-100Г-35, СБУ-100П-35); ходовую часть; сухую пылеулавливающую установку; маслостанцию; гидродомкраты горизонтирования; шкафы с электроаппаратурой (СБУ-100Г-35, СБУ-100П-35).

Станок СБУ-100Г-35 состоит из следующих узлов: рабочего органа, включающего в себя пневмоцилиндр подачи, оснащенного направляющими, вдоль которых перемещается вращатель. Механизм подачи пневмопоршневой – неинтегрированный цилиндр, относительно которого перемещается поршень со штоком, связанный через плиту с вращателем. Гусеничный ход – с индивидуальным приводом на каждую гусеницу. Привод ходовой части – асинхронный электродвигатель и червячный редуктор с тормозным устройством. Управление ходом – от дистанционного переносного пульта. Сухая пылеулавливающая установка состоит из пылесоса, циклона, фильтра тонкой очистки и вентилятора.

Станок СБУ-100П-35 является модификацией СБУ-35. Он может транспортироваться с помощью любого транспортного средства и жесткой сцепки.

Станок СБУ-100Н-35 отличается небольшими габаритами и массой, рабочий орган по компоновке и принципу действия аналогичен СБУ-100Г. Источник питания станков – смешанный вид энергии: сжатый воздух от передвижных или

Таблица 2.1.13

Техническая характеристика станков типа СБУ

Показатели	СБУ-100Г-35	СБУ-100П-35	СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32	СБУ-125А-32
Диаметр скважины, мм	105; 125	105; 125	105	100; 125	125; 160
Глубина скважины, м, не менее	35	35	35	32	52
Диаметр штанги, мм	83	83	83	89	108
Длина штанги, мм	950	950	950	2930	4250
Масса штанги, кг	10	10	10	32,5	42,5
Число штанг в комплекте или кассете	30	30	30	8	14
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0-45
Пневмоударник	П-105С; П-125	П-105С; П-125	П-105С	П-125	П-125
Установленная мощность, кВт	24	24	4	40	90
Частота вращения бурового става, мин ⁻¹	46	46	46	22,5; 45	31-62; 62-90; 90-135
Номинальный крутящий момент, Нм	830	830	830	2500	3000
Предел усилия подачи, кН, не менее (при P+0,5 МПа):					
вверх/вниз	6/8,5	6/8,5	6/8,5	25/25	50/70
Тип ходовой части	Гусеничный	Пневмоколесный	Салазки	Гусеничный	Гусеничный
База, мм	1520	1320	2175	1800	2170
Габариты станка в транспортном положении, м	4,0x2,3x x2,4	4,0x2,3x x2,4	2,6x1,0x x1,1	4,2x3,0x x7,1	5,5x3,2x x2,1
Масса станка, т	5	4	0,5	9	13,5

стационарных компрессорных станций и электроэнергия от промышленной сети или передвижных дизель-генераторных станций.

Созданы новые образцы буровых станков 2СБУ-100Н-32 на базе СБУ-100Н-35 и СБУ-100ГА-50 на базе СБУ-100Г-35 и СБУ-125А-32. Конструктивные особенности 2СБУ-100Н-32 – диаметр скважины 105 мм; масса станка уменьшена до 0,35 т. Конструктивные особенности СБУ-100ГА-50 – глубина скважины 50 м; усилие подачи на забой 12 кН; длина штанги и ход непрерывной подачи 2,19 м; частично механизированы операции по сборке-разборке бурового става.

Станок СБУ-125А-32 состоит из рабочего органа, включающего в себя мачту, вращатель, цепную систему подачи и кассетирующее устройство для механизированной сборки-разборки бурового става. Вращатель состоит из двухскоростного электродвигателя и планетарного редуктора. Подача инструмента на забой и спуско-подъемные операции осуществляются с помощью цепного податчика с приводом от пневмодвигателя и червячного редуктора. Гусеничный ход с индивидуальным приводом на каждую гусеницу.

Станок СБУ-125А-55 предназначен для бурения взрывных скважин для затокоски уступов на карьерах. Особенности станка – гидравлический привод вращателя; надвигание мачты станка вдоль ее продольной оси до упора в почву, что облегчает процесс забуривания и бурения наклонных скважин; полная механизация вспомогательных операций. Питание станка сжатым воздухом осуществляется от передвижных компрессорных станций производительностью 10 или 25 м³/мин.

Обзор конструктивных характеристик шарошечных буровых станков наиболее удобно производить, сравнивая их по типоразмерам.

Легкие шарошечные буровые станки (типоразмер СБШ-160) в России не выпускаются, хотя потребность в них ощущается для небольших карьеров и разрезов, участков с крупноблочным строением труднообрушаемых пород, на работах по затокоске бортов и контурному взрыванию, при освоении новых технологических приемов безвзрывного разрушения пород на основе ПАВ и др.

Недостатки этого оборудования частично компенсируются станками, использующими иные принципы бурения: шнековыми и пневмоударными, которые имеют весьма ограниченную область применения. Из серийного оборудования, используемого в России и странах СНГ, можно отметить шнековый станок СБР-160А-24 и пневмоударный станок СБУ-125 и его модификации. Строительные буровые станки типа БТС-150Б используются в карьерах на отдельных вспомогательных работах.

Большое распространение за рубежом получили универсальные буровые станки легкого класса. Наиболее их конкурентноспособные модели выпускаются известными американскими и транснациональными компаниями. Характеристики некоторых из этих станков приведены в табл. 2.1.14.

Основные усилия в конструировании буровых станков направлены на полную гидрофикацию приводов, максимальную простоту обслуживания и эксплуатации, автономность (большинство машин имеет дизельный главный привод), высокую маневренность и надежность гусеничного хода, открытое расположение оборудования на несущей платформе.

Таблица 2.1.14

Характеристика шарошечных буровых станков легкого класса

Показатель	БТС-150Б, Можайский завод (Россия)	DM-35SP, Ингер- сола-Рэнд (США)	DM-45E Ингер-сола- Рэнд (США)	D-45KS, Тамрок- Дригтек (США)	СБШ- 160, проект (Россия)
Диапазон диаметров бурения, мм	150-160	125-200	132-225	152-229	125-190
Максимальная глубина бурения, м	32	19,8	38,5	53,2	48,55
Угол наклона скважин, градус вдоль оси станка	0-30	0-20	0-20	0-30	0-40
поперек оси	Нет	Нет	Нет	Нет	0-20
Масса базового станка, т	26 (без компрессора)	29,5	32	41	*
Осевое усилие, кН	150	159	204	204	200
Мощность двигателя вращателя, кВт	60	*	65	*	60
Скорость хода, км/ч	4,0	3,2	3,4	3,5	2,8
Установленная мощность, кВт	96 (без компрессора)	350	373	337	300
Тип главного привода	Дизель	Дизель	Дизель электро- двигатель	Дизель	Дизель электро- двигатель

* Нет данных.

Шарошечные буровые станки среднего класса (СБШ-200/270) широко используются на горных предприятиях стран СНГ. Так, в угольной промышленности они составляют более 50% парка буровой техники, а в черной и цветной металлургии - более 80%. В России осуществляется серийный выпуск двух моделей на Бузулукском заводе (ЗСБШ-200-60 и 6СБШ-200-36) и двух - на Воронежском (СБШ-250МНА-32 и его модификации, а также новый станок СБШ-250/270 «РД-10»).

Несмотря на значительный опыт производства и эксплуатации машин данного типоразмера, российские станки существенно отстают от мирового уровня развития буровой техники. Основные их недостатки - низкая надежность, невысокая производительность, неудовлетворительная ремонтпригодность. Практически отсутствуют сервисные службы, до последнего времени существовал дефицит запасных частей, особенно на модели прошлых лет выпуска.

Главным преимуществом российских станков остается их доступность потребителям благодаря относительно невысокой стоимости.

Зарубежные фирмы предлагают более 20 моделей станков среднего класса, характеристики наиболее популярных из них приведены в табл.2.1.15.

Основные тенденции в развитии станков данного класса: универсальность главного привода (станки оснащаются дизелем, высоковольтным электродвигателем или трансформатором, питающим остальные приводы), высокая степень механизации основных и вспомогательных операций (станки управляются одним оператором), широкий выбор вариантов комплектации по длине и диаметру штифта, мощности приводов, компрессорным установкам и др.

Из новых разработок станков среднего класса можно отметить перспективную модель Воронежского завода СБШ-250/270, однако она сохранила ряд недостатков прошлых моделей (ненадежные компрессор и гусеничный ход, сложное электрооборудование, закрытая мачта с затрудненным доступом для обслуживания и т.д.) и ныне находится в процессе доработки. Разрабатываются несколько вариантов исполнения этого станка для различных условий эксплуатации.

Бузулукский завод совместно с ИГД им. А.А. Скочинского при финансовой поддержке компании Росуголь ведут работы по модернизации базового станка ЗСБШ-200-60. Он переводится на высокое напряжение, практически полностью заменяются электрооборудование и системы управления, расширяется диапазон реализуемых диаметров бурения скважин (табл.2.1.15).

Тяжелые шарошечные станки, способные бурить скважины диаметром 270-350 мм и более, - наиболее совершенные в техническом отношении высокопроизводительные машины хорошо энерговооруженные, оснащаемые самыми современными устройствами автоматизации и программного управления. Они в основном находят применение на крупных горнодобывающих предприятиях угольной промышленности, цветной и черной металлургии. Широко распространены на карьерах в Южной Америке, США, Канаде, Южной Африке, Китае, Индии и др. На территории СНГ тяжелые станки эксплуатировались на крупных железорудных карьерах (Лебединский и Ингулецкий ГОКи), предприятиях цветной металлургии (Кольский полуостров, Норильский ГМК) и ряде угольных разрезов (Кузбасс, Якутия). В настоящее время в России и странах СНГ они не выпускаются, а в 80-х годах закупались по импорту (станки фирм Марион-Сумитомо и Бюсайрус-Эри). В связи со спадом производства и весьма высокой стоимостью этих машин (до 2,5-2,8 млн. долл. США) спрос на них упал, чему также способствовали неудачные попытки наладить в России производство станков типа СБШ-320.

Характерные особенности современных машин данного класса - постепенная гидрофикация приводов, в первую очередь ходовой части, применение открытых конструкций мачт, достигающих длины свыше 20 м, оснащение станков кабельными барабанами большой емкости, эффективными и надежными системами управления, диагностики, пожаротушения, устройствами для борьбы с пылью и вибрациями, централизованной смазки, вспомогательными дизель-

тераторами и т.д. Несмотря на большие размеры и массу, станки достаточно маневренны, легки в управлении и эксплуатации (одним оператором из кабины).

Характеристики наиболее распространенных моделей тяжелых шарошечных станков приведены в табл.2.1.16.

Несмотря на имеющийся отрицательный опыт, вопрос о производстве российских тяжелых станков не потерял актуальности как с точки зрения их потребности на предприятиях, так и возможностей изготовителей. Этому способствует вероятность комплектации станков импортными изделиями, хорошо накопленный опыт эксплуатации импортной техники, а также изменившееся отношение к запросам потребителей.

Учитывая высокую стоимость закупки импортной тяжелой техники и невысокую покупательскую способность горных предприятий стран СНГ, российские станки могут конкурировать с продукцией западных фирм, но только при условии доведения уровня этих машин до среднемирового по таким важнейшим показателям, как производительность, надежность и ремонтпригодность.

Сегодня российская промышленность, используя собственные ресурсы и мировой опыт, может самостоятельно решить эту задачу, однако создание конкурентоспособных моделей потребует много времени и существенных инвестиционных вложений. Другой путь, кажущийся многим потребителям наиболее быстрым и простым, - ориентация на закупки лучших образцов зарубежных фирм. Однако тщательный экономический анализ показывает, что из-за высоких капитальных и эксплуатационных затрат он далеко не самый эффективный.

Более рациональным представляется объединение научных, технических и финансовых потенциалов российских и зарубежных производителей и потребителей буровой техники, в том числе создание совместных предприятий, применение импортных комплектующих изделий и узлов в конструкциях отечественных машин. Известно, что основные недостатки российских станков заключаются в низком качестве компрессоров, ходовых частей, гидроаппаратуры и др. На долю этих комплектующих, как правило, приходится до 80% всех отказов. В то же время острая конкурентная борьба на мировом рынке, международная специализация ведущих фирм обусловили создание изделий, превосходящих отечественные по надежности и долговечности в 7-10 раз. Так, американские станки 44-45S и 60-R, эксплуатировавшиеся в условиях Якутии и Кузбасса более 10 лет, почти не требовали ремонта компрессоров, электро-, гидросистем, ходовых частей и т.д.

Характеристики шарошечных буровых станков среднего класса

Показатель	6СБШ-200-32, Бузулукский завод (Россия)	ЭСБШ-200/250-55, Бузулукский завод (Россия)	ВШ-250/МНД-32, Воронежский завод (Россия)	ВШ-250/270, Воронежский завод (Россия)	М-М2 Ингресолт-Рязань (СПИА)	45-R, Бюсайрвоу-Эри (СПИА)	РН-70А, Харвишфелтер (СПИА)
Диаметр и диаметр бурения, мм	216	216-250 (270)	245	245-270	200-270	229-279	229-331
Глубина бурения, м: одной штангой с циркуляцией	8 32	12 55-60	8 32	12,5-16,0 36	10,7 42,7-53,7	8,4; 16,8; 18,3 50,67	9,9-16,8 59,4
Осевое усилие, кН	300	300	300	350	340	362	408
Мощность вращения, кВт	68	68	68	68; 90	130	37,3	130
Продуктивность компрессора, м ³ /мин	25,0	332,0	25,0-32,0	32,0	45,3	41,1; 60,9	67,71
Скорость передвижения станка, мм/ч	0,85	0,84	0,74	0,85	2,7	1,6	1,51
Установка на мощность, кВт	350	400	400	430	450	370	420
Тип привода	Низковольтный электропривод	Высоковольтный электропривод	Низковольтный электропривод	Высоковольтный электропривод	Двигель или высоковольтный электропривод	Высоковольтный электропривод	Двигель или высоковольтный электропривод
Масса станка	53,0	70,6	71,5	90	52,2	88,0	90,7

Таблица 2.1.15

Характеристики буровых станков тяжелого класса

Показатель	М-4В-15, Дресер-Майрон (США)	DM-11, Нипероал-Рива (США)	49-RI-120, Восайерс-Эри (США)	50-R-140 (130), Восайерс-Эри (США)	PH-70A, Харвишфелер (США)	СЭПН-270/320 проект, АО Рудгормаш (Россия)
Диаметр диаметров бурения, мм	251-381	229-381	251-381	273-444	251-444	270-320
Глубина бурения, м одной штатной с перемещением	16,8-19,6 39,6-54,9	13,7-19,8 28,0-73,2	18,3-21,3 54,0-73,2	18,3-19,8 36,6-73,2	15,2-16,8 59,4-79,2	12,0-20,0 36,0-55,0
Осевое усилие, кН	590	499	544	590; 635	590	400-500
Мощность привода двигателя, кВт	153 (электродвигатель)	462 (гидравлический привод)	145 (электродвигатель)	151 (электродвигатель)	99-120 (электродвигатель)	120-180 (электродвигатель)
Продолжительность работы компрессора, мин	37,1-82,6	39,6-73,6	41,1-84,9	до 113,3	71,0-83,0	50,0-64,0
Скорость передвижения станины, км/ч	1,04-2,08	3,2	1,76	1,44	1,6	1,6
Установленная мощность, кВт	715	600	570	1000	1400	1000
Тип привода	Высоковольтный электродвигатель или дизель	Высоковольтный электродвигатель или дизель	Высоковольтный электродвигатель или дизель	Высоковольтный электродвигатель или дизель	Высоковольтный электродвигатель постоянного тока	Высоковольтный электродвигатель постоянного тока
Масса станка	138	127	145,1	183,7	143,9	140

Применение высокотехнологических комплектующих изделий импортного производства (в первую очередь компрессоров и элементов гидропривода) в новых российских станках несомненно увеличит их надежность и производительность. При этом основные металлоконструкции, часть узлов и систем российского производства, по качеству не уступающие импортным, вполне могут быть использованы в новых машинах.

Такие станки, безусловно, будут стоить в 1,5-1,8 раза дороже ныне выпускаемых в России и на Украине, но и при таком раскладе их стоимость будет намного ниже мирового уровня цен. Удачные контакты известных мировых фирм с российскими производителями буровой техники, первые шаги по созданию совместных предприятий на АО «Уралмашзавод» и «Рудгормаш» вселяют надежду на скорейшее решение проблемы переоснащения парка буровой техники.

В статистическом отношении на рудных карьерах наиболее вероятно применение долот диаметром 150-250 мм [22]. На малых карьерах возможно использование долот диаметром 40-100 мм на средних, мощных и сверхмощных карьерах следует ожидать применения долот диаметром 173,0±67,0 мм и лишь в отдельных случаях - долот диаметром 250-380 мм, что, очевидно, является следствием малой вероятности появления мощных и сверхмощных карьеров. Можно предположить, что эволюция типоразмеров долот станков шарошечного бурения заканчивается на долотах, диаметр которых не превышает 420 мм.

2.1.5. Расчет производительности бурового станка

При выборе типа бурового станка учитывается в первую очередь крепость пород, трещиноватость, обводненность и диаметр скважины. Область применения каждого типа буровых станков и их техническая характеристика были приведены при описании их работы.

Производительность станка зависит от свойств буримого массива, состояния бурового инструмента, режима бурения и организации буровых работ.

Из-за разнообразия свойств массива и постоянного изменения состояния бурового инструмента принимается средняя скорость бурения. В этих условиях скорость бурения целесообразно определять исходя из паспортных данных станка с помощью хронометража.

Сменная производительность (м/смену) определяется с учетом скорости бурения, времени на замену рабочего инструмента, времени на перемещение станка от скважины к скважине и его установку:

$$Q_{см} = \Pi_n T k_n k_u, \quad (2.1.5.1)$$

где Π_n - техническая производительность бурового станка, согласно паспортной характеристики; м/ч

T - продолжительность смены, ч;

k_n - коэффициент, учитывающий вспомогательные операции (0,85 + 0,80);

k_u - коэффициент использования станка в течение смены (0,6 + 0,80).

Число буровых станков определяется в целом для карьера или для каждого экскаватора. Последнее целесообразнее, так как производительность комплекта оборудования технологического потока зависит от выемочно-погрузочной машины и для обеспечения ее бесперебойной работы необходима строгая увязка работы с ней буровых станков. К тому же на больших карьерах выбор и расчет числа буровых станков для каждого экскаватора позволит более полно учесть свойства массива разрабатываемой экскаватором зоны.

Необходимое число буровых станков в целом для карьера может быть определено по формуле [38]:

$$N = \frac{\Pi \cdot k}{Q_{см} \cdot n_{сут} \cdot n_{год} \cdot j}, \quad (2.1.5.2)$$

где Π – производительность карьера по горной массе, м³/год;

$k = 1,2+1,25$ – коэффициент резерва станков;

$Q_{см}$ – производительность бурового станка, м³/смену;

$n_{сут}$ – число смен работы станков в сутки;

$n_{год}$ – число рабочих дней бурового станка в году;

j – выход горной массы с 1 м скважины, м³/м;

$$j = \frac{[W + b(n-1)]ha}{l_{сск} n},$$

где a, b – расстояние соответственно между скважинами в ряду и между рядами, м;

h – высота уступа, м;

W – линия сопротивления по подошве, м;

n – число рядов скважин;

$l_{сск}$ – глубина скважины, м.

Необходимое число станков для одной выемочно-погрузочной машины определяется с учетом месячной производительности экскаватора и числа рабочих дней бурового станка в месяц. Коэффициент резерва в этом случае следует принимать в размере $k=1,0+1,15$.

Цель организации буровых работ – обеспечение качественного выполнения паспорта буровых работ в расчетный период с минимальными затратами.

Помимо собственно бурения в программу буровых работ входит подготовка блока к бурению (перенос транспортных и электрических коммуникаций, подвод энергии, планировка поверхности), маркшейдерская съемка блока и разметка устьев скважин с указанием их глубины. Фактическая глубина скважины во время бурения определяется машинистом бурового станка.

Обслуживание буровых станков на карьерах осуществляет ремонтная служба, оснащенная передвижными мастерскими для аварийного и текущего ремонтов и систематического контроля за состоянием станков.

Профилактические и капитальные ремонты буровых станков, а также заточку буровых коронок выполняют в ремонтно-механических мастерских по графику планово-предупредительных ремонтов в службе главного механика

карьера.

В формуле (2.1.5.1) скорость бурения является величиной, которую трудно привести в соответствие с физико-механическими свойствами пород конкретного месторождения. Поэтому для оценки производительности бурового станка целесообразно использовать энергоемкость бурения и установленную мощность привода вращателя [23]. Полагая, что привод вращателя работает в номинальном режиме, техническую производительность станка можно определить по формуле

$$Q_{ст.ч} = \frac{N_{пр} K_{з.дв}}{F_б}, \quad (2.1.5.3)$$

где $Q_{ст.ч}$ – техническая производительность бурового станка, м³/ч;

$N_{пр}$ – мощность привода вращателя, кВт;

$F_б$ – удельные энергозатраты на бурение скважин, кВт.ч/м;

$K_{з.дв}$ – коэффициент загрузки двигателя вращателя, $K_{з.дв} = 0,8+0,9$.

Удельные энергозатраты на бурение скважин диаметром $D = 0,25$ м шарошечным станком СБШ-250МН определяются по формуле

$$F_б = 0,6e^{0,017\sigma_{сж}}, \quad \text{кВт.ч/м}, \quad (2.1.5.4)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа;

e – основание натурального логарифма, $e = 2,73$.

При изменении диаметра скважины удельные энергозатраты изменяются пропорционально квадрату диаметра скважины:

$$\frac{F_{бi}}{F_{бi}} = \frac{D^2}{D_i^2}; \quad \text{тогда} \quad F_{бi} = \frac{F_б D_i^2}{D^2}.$$

где $F_{бi}$ – удельные энергозатраты на бурение скважин i -го диаметра, кВт.ч/м;

D – i -й диаметр скважины, м.

После подстановки известных значений в формулу (2.1.5.3) и соответствующих преобразований получаем

$$Q_{ст.ч} = \frac{0,1 N_{пр} K_{з.дв}}{e^{0,017\sigma_{сж}} D_i^2}. \quad (2.1.5.5)$$

Выражение (2.1.5.5) справедливо при бурении скважин диаметром $D=0,16+0,32$ шарошечными станками типа СБШ в породах $\sigma_{сж} = 50+200$ МПа.

Эксплуатационная производительность бурового станка (выработка) $Q_{ст.см}$ (с/смену) может быть определена по формуле

$$Q_{ст.см} = K_{исп} T_{см} Q_{ст.ч} = \frac{0,1 K_{исп} T_{см} N_{пр} K_{з.дв}}{e^{0,017\sigma_{сж}} D_i^2}, \quad (2.1.5.6)$$

где $K_{исп}$ – коэффициент исполнения бурового станка в течение смены,

$K_{исп} = 0,6+0,8$;

$T_{см}$ – продолжительность смены, ч.

Пример 1. Определить производительность бурового станка СБШ-250 МН при бурении скважин диаметром $D=0,25$ м в породах с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж}=120$ МПа. Коэффициент использования станка во времени $K_{и.ст.}=0,6$. Коэффициент загрузки двигателя вращателя $K_{з.дв.}=0,9$, продолжительность смены $T_{см}=8$ ч.

Решение. Находим мощность привода бурового станка СБШ-250 МН (табл. 2.1.14):

$$N_{пр} = 68 \text{ кВт.}$$

После подстановки известных значений в формулу (2.1.5.6) получаем

$$Q_{ст.см} = \frac{0,1 \cdot 0,6 \cdot 8 \cdot 68 \cdot 0,9}{2,73^{0,017 \cdot 120} \cdot 0,25^2} = 135 \text{ м/смену.}$$

Пример 2. Определить производительность бурового станка СБШ-250 МН при бурении скважин диаметром $D_i = 0,215$ м в породах с коэффициентом крепости $f=10$ (по шкале М.М. Протодяконова). Остальные исходные данные те же, что и в примере 1.

Решение. Коэффициент крепости пород связан с их пределом прочности на сжатие зависимостью [42]

$$\sigma_{сж} \approx 10f = 10 \cdot 10 = 100 \text{ МПа.}$$

Тогда после подстановки известных значений в формулу (2.1.5.6) получаем

$$Q_{ст.см} = \frac{0,1 \cdot 0,6 \cdot 8 \cdot 68 \cdot 0,9}{2,73^{0,017 \cdot 100} \cdot 0,215^2} = 205 \text{ м/смену.}$$

2.2. Взрывные работы при открытой разработке месторождений в скальных массивах

Существенной проблемой технологии взрывных работ на сложноструктурных месторождениях является управление взрывным воздействием на горный массив, что связано с необходимостью обеспечения высокой производительности погрузочно-доставочного оборудования и полнотой извлечения полезного ископаемого из недр при допустимом сейсмическом воздействии на инженерные сооружения. Все это определяет особые требования к дробящему и сейсмическому действию промышленных взрывов при открытой разработке сложноструктурных месторождений.

Особенности ведения основных технологических процессов при открытой разработке сложноструктурных месторождений обусловили специфическую целенаправленность методов и средств взрывных работ.

Так, проблема снижения потерь и разубоживания полезных ископаемых при разработке месторождений, по своей экономической значимости в десятки раз превышающая эффективность повышения производительности, предопределила разработку и внедрение таких методических приемов ведения взрывных работ, которые позволили существенно снизить коэффициент разрыхления и

величину смещения взорванной рудной массы, т.е. создание технологии взрывания с сохранением геологической структуры массива.

Целенаправленность методов взрывных работ для поточной и циклично-поточной технологии определила необходимость решения проблемы взрывания высоких уступов в разнопрочных горных породах и глубоко зажатой среде.

По результатам действия заряды ВВ классифицируются следующим образом:

1. Заряд нормального действия
 $p = r/\omega = 1,0$;
2. Заряд усиленного действия
 $p = r/\omega > 1,0$;
3. Заряд уменьшенного действия
 $p = r/\omega < 1,0$,

где p – показатель действия взрыва; r – радиус воронки взрыва; ω – линия наименьшего сопротивления (ЛНС).

При открытой разработке сложноструктурных месторождений применяются в основном заряды уменьшенного действия.

2.2.1. Характеристика взрывчатых веществ

Для взрывания пород в карьерах используется широкий ассортимент ВВ: порошкообразные аммониты; сыпучие гранулированные ВВ (гранулиты, зерно-гранулиты, алюмотол, игданиты, гранулотол); водонаполненные ВВ (акватолы, акваниты, ифзаниты и др.) (табл.2.2.1).

Аммониты в настоящее время используются для шпуровых, накладных и скважинных зарядов на карьерах небольшой производственной мощности, а также в качестве боевиков для широко применяемых зарядов гранулированных ВВ, изготавливаемых как в заводских условиях, так и непосредственно в карьере.

Технологические качества ВВ определяются работоспособностью, плотностью, водоустойчивостью, возможностью механизации заряжания. Сравнение действия ВВ производится по переводному коэффициенту ВВ, равному отношению удельных расходов эталонного (аммонит № 6-ЖВ) и сравниваемого ВВ при одинаковых результатах взрывов в аналогичных условиях (табл. 2.2.1). Эффект использования различных ВВ зависит от прочности, вязкости и обводнения пород, трещиноватости массива, наличия мерзлоты и т.п. С увеличением прочности и вязкости пород необходимы более мощные ВВ для их разрушения.

Все порошкообразные ВВ плохо потопляются в обводненной скважине, растворяются в воде и легко вымываются по трещинам. Поэтому в сильно обводненных породах используются в качестве ВВ гранулированный тротил (гранулотол), его сплавы (алюмотол), а также ВВ в патронах большого диаметра, например акватол – 65/35-АВ в полиэтиленовых мешках. Недостатками патронированных ВВ являются малая заполняемость объема скважины, высокие трудоемкость заряжания и стоимость.

При выборе типа ВВ учитываются (табл. 2.2.2) как технологические, так и экономические факторы. Многие простейшие ВВ, не обладающие высокими взрывчатыми свойствами, более дешевы, легко поддаются механизированному заряданию и поэтому их часто предпочитают при массовом производстве взрывных работ, особенно в легковзрываемых породах.

Т а б л и ц а 2.2.2

Рекомендуемые области применения взрывчатых веществ

Условия размещения в скважинах	Породы		
	слабые	средней крепости	крепкие и весьма крепкие
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводненных скважин	Гранулит М Игданит Граммонит 70/21 Акватолы Ифзаниты Карботол 15Т Гранулиты УП	Акватолы Ифзаниты Карботол 15Т Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4 Игданит Гранулиты УП	Акватолы Карботол ГЛ-10В Гранулит 79/21 Гранулит АС-4
Обводненная часть скважин с непроточной водой	Граммониты 50/50, 30/70 Ифзаниты Карботол 15Т Гранулотол Порэмзиты Сибириты	Акватолы Ифзаниты Карботол 15Т Граммониты 50/50, 30/70 Гранулотол Порэмзиты Сибириты	Акватолы Ифзаниты Карботол ГЛ-10В Граммониты 50/50, 30/70 Гранулотол Алломотол Порэмзиты и сибириты Металлизированные
Обводненная часть скважин с проточной водой	Акватолы Граммонит 30/70 Гранулотол Порэмзиты Сибириты	Акватолы Алломотол Гранулотол Ифзаниты Граммонит 30/70 Порэмзиты Сибириты	Акватолы Алломотол Гранулотол Граммонит 30/70 Порэмзиты и сибириты металлизированные
Котлы сухие и осушенные	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21 Гранулиты УП	Гранулит М Игданит Гранулит АС-4 Граммонит 79/21 Гранулиты УП	Гранулит АС-4 Граммонит 79/21 Гранулит М
Штупы в сухих забоях	Игданит Гранулит М Гранулит АС-4	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4М Игданит	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит
Штупы в обводненных забоях	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6Ж В (патронированный)

Характеристики основных ВВ для открытых горных работ

Наименование ВВ	Состав и агрегатное состояние ВВ	Основные ВВ для скважинных зарядов			Область применения по степени обводненности скважин
		Теплота взрыва, ккал/кг	Переводной коэффициент ВВ	Работоспособность, см ³	
Акватол М	Водопоглощенная смесь гранулированной селитры с алломотолом и заусульфатом	1205	0,86	400-430	Для сухих, влажных и малообводненных скважин
Акватол 65/35	Водопоглощенная смесь гранулированной селитры с тротилом и заусульфатом	920	1,10	330-350	
Зерногранулит 30/70	Смесь гранулированной селитры и тротила	870	1,13	330-340	Для влажных и малообводненных скважин
Зерногранулит 79/21	Смесь гранулированной селитры с чешуьблатным тротилом	1030	1,0	360-370	
Гранулит АС-8	Омасленная гранулированная селитра с алломиниевой двойной селитрой	1242	0,89	410-430	Для сухих скважин
Игданит	Омасленная гранулированная селитра местного приготовления	920	1,13	320-330	
Гранулит М	То же, заводского изготовления	920	1,13	320-330	Для обводненных скважин при неограниченном по времени пребывании ВВ в воде
Гранулотол	Гранулированная смесь тротила с алломиниевым порошком	825	1,0	285-295	
Алломотол	Гранулированная смесь тротила с алломиниевым порошком	1260	0,83	420-440	

Примечание: Водопоглощение ВВ имеют плотность заряда 1,2 - 1,4 г/см³; гранулированные 0,9 - 0,95 г/см³; порохоборудание - 0,85 - 0,9 г/см³.

Т а б л и ц а 2.2.1

Основную часть промышленных ВВ в странах СНГ составляют смешевые тротилосодержащие граммониты и аммониты заводского изготовления. При организации их производства и применения неизбежны встречные перевозки железнодорожным транспортом аммиачной селитры (АС) и тротила: на заводы и после их смешивания - на предприятия, выполняющие взрывные работы.

Из-за низкого уровня механизации работ с тротилосодержащими ВВ в виду их опасности у горнорабочих, подвергающихся неблагоприятному влиянию этих ВВ, регистрируются профессиональные заболевания. Поэтому принципиальное значение для улучшения условий труда имеет замена тротила в составе взрывчатых смесей [20].

Прогрессивной тенденцией в формировании ассортимента ВВ на открытых разработках является максимальное применение простейших бестротилового взрывчатых составов двух основных классов: взрывчатые смеси аммиачной селитры с жидкими нефтепродуктами (АС+ДТ) и водосодержащие эмульсионные ВВ (ЭВВ). За рубежом широкое распространение получили более безопасные простейшие бестротилового ВВ, не содержащие в своем составе индивидуальных взрывчатых компонентов и изготавливаемые в непосредственной близости от мест применения. При этом достигаются высокая экономическая эффективность и безопасность при взрывных работах. На горных предприятиях США и Канады до 80-90% от общего объема потребляемых ВВ приходится на долю простейших составов (аналогов игданита, гранулитов и т.п.), в то время как на карьерах СНГ потребление простейших ВВ не превышает 10-15% [21, 22].

Районирование сложноструктурных месторождений по блочности и трещиноватости показало, что до 60 % пород в контурах карьеров представлены легко- и средневзрываемыми породами со средним размером отдельности в массиве $d_0 \leq 0.3$ м, для рыхления которых целесообразно использовать бестротилосые ВВ типа гранулитов и игданитов [28].

Взрывчатые вещества на основе АС в качестве окислителя и основного энергоносителя являются наиболее прогрессивными с точки зрения возможности регулирования объемной концентрации энергии.

Поскольку АС определяет основные характеристики современных ВВ, весьма важно соответствие свойств АС, выпускаемой различными заводами, требованиям надежности ВВ на ее основе. Один из главных критериев надежности гранулированных простейших ВВ - стабильность смесей АС с жидким горючим (ДТ). Для водосодержащих смесей на основе АС наиболее важная задача - придание таким составам высокой водоустойчивости с перспективой замены ими гранулола (тротила) в скважинах с проточной водой.

Под стабильностью простейшего взрывчатого состава игданита, соответствующего нулевому кислородному балансу и максимальной энергии взрыва, понимается однородная смесь (94.5 % гранулированной АС и 5.5 % ДТ) и ее постоянство в течение всего времени от момента изготовления, включая зарядание, до момента детонации.

Как показали исследования [25], содержание в смеси 5-6 % ДТ обеспечивает максимальную теплоту взрыва, тогда как его уменьшение до 2 % вызывает снижение энергии взрыва в 1,6-1,7 раза (рис.2.2.1).

Для приготовления игданита стабильного состава требуется пористая АС, на основе которой изготавливаются и успешно применяются взрывчатые смеси АС+ДТ за рубежом. В СНГ производство пористой АС для простейших ВВ по разработанной технологии в настоящее время начинает налаживаться на ряде заводов, но пока не получило широкого промышленного распространения.

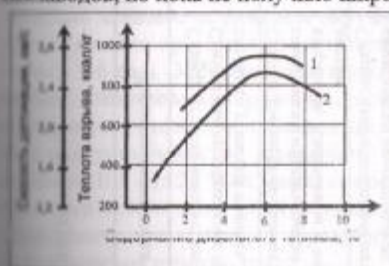


Рис. 2.2.1. Зависимость скорости детонации (1) и теплоты взрыва (2) игданита от содержания в нем дизельного топлива.

Ныне разработаны и опробованы в промышленных условиях технологичные способы стабилизации зарядов игданита на основе непористой гранулированной АС сельскохозяйственного сорта. Эти способы основаны на измельчении АС в составе простейшего ВВ, что позволяет стабилизировать не только физическую устойчивость ВВ двухкомпонентного состава (АС+ДТ), но и способствует повышению детонационных свойств, а также плотности заряжения скважин. По такой технологии выпускается промышленное двухкомпонентное простейшее ВВ - гранулит С-4М (заводской аналог игданита). В случае использования в технологической цепочке приготовления гранулитов пористой АС не исключается целесообразность частичного дробления АС с целью повышения объемной плотности энергии ВВ.

Такой эффект достигается в результате заполнения межгранульного пространства порошкообразной АС определенной степени измельчения, в результате чего средняя плотность упаковки возрастает на 15-20 %.

Установлено, что область оптимума плотности смесей располагается в интервале 25-30 % содержания порошкообразной АС в смеси.

Основываясь на результатах опытно-промышленных взрывов и исходя из «Взвешивания рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов», предложен ассортимент ВВ для карьера Мурунтау (табл.2.2.3).

Наиболее рациональное решение проблемы внедрения простейших ВВ в карьере Мурунтау - изготовление таких взрывчатых составов в непосредственной близости от места ведения работ. Близость карьера Мурунтау от производственного объединения «Навогазот» позволяет реализовать простую и эффективную старшую систему доставки и переработки АС, что обуславливает резкое сокращение доли ручного труда на всех стадиях переработки ВВ.

Один из перспективных видов бестротилового ВВ – эмульсионные ВВ: эмульсии, гранулиты, эмульгиты, представляющие собой смесь простейших ВВ (АС+ДТ) с эмульсией. Такие смеси за счет более высокой плотности заряжения и высокой энергии приближаются к промышленным ВВ граммонитам, гранулитам АС-4 (8), но по стоимости на 20-30% дешевле, обеспечивают физическую

стабильность колонки заряда и пригодны для заряжания сухих и обводненных скважин. Эмульсионные ВВ, содержащие в своем составе более 70% эмульсии и порядка 30% игданита, обладают хорошей водоустойчивостью и по удельной мощности превосходят граммонит 82/18. Производство ЭВВ на местах выполнения взрывных работ является безотходной и экологически чистой технологией. В свете изложенного также очевидна целесообразность организации производства ЭВВ на основе Навойской аммиачной селитры.

Экспериментально установлено, что при взрывании ЭВВ происходит значительно меньшее загрязнение окружающей среды (атмосферного воздуха), чем при взрывании промышленных штатных тротилосодержащих ВВ (по ядовитым газам в 3-6 раз). ЭВВ возможно использовать для выполнения взрывных работ в любых климатических условиях, при любой крепости разрушаемых взрывом пород, в том числе водонасыщенных. Эти ВВ отличаются также высокой степенью водоустойчивости - вымывание селитры из ЭВВ составляет до 0,05 %, по штатным ВВ - до 25 % от массы скважинного заряда.

Практика применения ЭВВ показала возможность комплексной механизации технологических процессов заряжания взрывных скважин и практически полного исключения ручного труда.

2.2.2. Взрываемость горных пород

Распределение полной энергии взрыва в разных случаях неодинаково и зависит от назначения взрыва (простреливание, создание воронки выброса, дробление части массива или отдельных породных кусков и т.д.), характеристик пород в образце и массиве, числа свободных поверхностей, расположения, конструкции и массы зарядов и ВВ, порядка взрывания и других условий.

При взрыве заряда ВВ вокруг него образуется зона сжатия (зона пластических деформаций) в которой порода переизмельчается (скальные и полускальные породы) или уплотняется (часть плотных и мягкие глинистые породы). При этом преодолевается сопротивление породы сжатию и сдвигу или только сжатию. При взрывах дробления скважинными зарядами радиус зоны сжатия составляет $(1 \div 7,5)d_z$, где d_z - диаметр заряда (рис.2.2.2.) [50].

За зоной сжатия расположена зона трещинообразования; радиус ее при скважинах зарядах составляет $(20 \div 50) d_z$. Здесь энергия взрыва затрачивается на преодоление сопротивления породы сдвигу, растяжению и, частично, сжатию.

За зоной трещинообразования следует зона сотрясения. При большом удалении заряда от свободных поверхностей эта зона характеризуется только упругими деформациями.

Совместно зоны сжатия и трещинообразования образуют зону регулируемого дробления. В зоне сотрясения также частично происходит разрушение пород по естественным трещинам (без дробления отдельностей массива) - это зона нерегулируемого дробления. При взрывных работах, естественно, стремятся

Рекомендуемый ассортимент ВВ для пород карьера Мурунтау

Категория пород	Характеристика пород	Трещиноватость	Коэффициент крепости по М.М.Протогалакочоу	Типы применяемых ВВ
Легковзрываемые	Сланцы углисто-слюдистые. Сланцы кварцслюдистые с прослойками углистых сланцев	Весьма сильно трещиноватые	6-8	Игданит, Гранулит С-6М
Средневзрываемые	Сланцы кварцслюдистые метасоматически измененные до кварцитов. Алевролиты углеродистые	Сильнотрещиноватые	8-10	Игданит, Гранулит С-6М, эмульгент 15/85, Гранулит АС-4, маифо-4
Трудновзрываемые	Сланцы кварцслюдистые метасоматически измененные до кварцитов. Алевролиты углеродистые	Среднетрещиноватые	10-12	Гранулит АС-4, маифо-4, эмульгент 20/80
Весьма трудно-взрываемые	Кварциты. Роговики. Алевролиты окварцованные. Переслаивание алевролитов углисто-слюдистых и слюдисто-кварцевых	Малотрещиноватые	>12	Граммонит 79/21, 82/18, Гранулит АС-4, маифо-4 (8), эмульгент 25/75
Обводненные породы				Гранутол, Граниторд, ЭВВ типа эмулит

*Эмульгент 15/85-эмульсионный взрывчатый состав с массовой долей эмульсии 15%, игданита - 85%.

максимально увеличить долю зоны регулируемого дробления путем управления действием взрыва.

Степень дробления породы взрывом зависит прежде всего от ее сопротивления действию взрыва, что характеризуется удельным расходом ВВ, необходимым для достижения заданного эффекта дробления.

Аналитический расчет удельного расхода ВВ в настоящее время невозможен, так как крайне сложно математическое описание

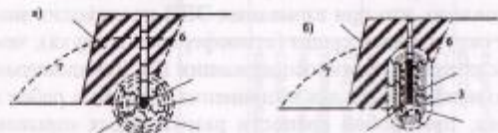


Рис. 2.2.2. Зоны деформаций приоткосного породного массива при взрывании сосредоточенного (а) и удлиненного (б) зарядов ВВ: 1-заряд ВВ; 2-газовая полость; 3-зона сжатия; 4-зона трещинообразования; 5-зона смещения; 6-зона упругих деформаций; 7-контур развала

анизотропных физико-технических характеристик породы в образце и массиве, влияющих на ее сопротивление взрыву. Вместе с тем многочисленные наблюдения и производственный опыт указывают на возможность относительной оценки сопротивления пород взрыванию и составления

шкалы взрываемости горных пород (табл. 2.2.4).

Отправными для относительного расчета удельного расхода ВВ и составления шкалы взрываемости пород являются следующие условия:

1. Энергия ВВ (а, следовательно, и его расход) при дроблении породы затрачивается на создание новых поверхностей с преодолением пределов прочности породы на сжатие $\sigma_{сж}$, сдвиг $\sigma_{сдв}$ и растяжение $\sigma_{рст}$. Эти пределы устанавливаются механическими испытаниями образцов пород. Долю участия сжимающих, сдвигающих и растягивающих напряжений в дроблении при различных видах и условиях взрывания допустимо принять одинаковой.

2. Для сопоставимости результатов взрывов и исключения влияния дополнительных факторов на показатель трудности взрывания данной породы необходимы эталонные условия взрывания. В качестве эталонного принят взрыв на дробление 1 м³ породы при наличии шести свободных поверхностей (рис 2.2.3.), свободно подвешенный куб с расположением заряда в центре куба и степень дробления породы $n = 2$.

Такому взрыву соответствует эталонный удельный расход эталонного ВВ (аммонита № 6-ЖВ). Размер граней 1-метрового эталонного куба гарантирует получение достаточно представительной зоны регулируемого дробления. При соблюдении указанных условий эталонный удельный расход g_0 эталонного ВВ определяется из эмпирического выражения

$$g_0 = 0,1K_r (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{рст}) + 40\gamma, \text{ г/м}^3, \quad (2.2.1)$$

где γ выражено в кгс/дм³;

K_r – коэффициент, учитывающий трещиноватость пород, $K_r \approx 1,2$.

Классификация массивов горных пород по взрываемости

Категория (классы по взрываемости)	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	Расстояние между трещинами всех систем в массиве, м	Предел прочности пород на сжатие, Па 10 ⁷	Плотность пород, г/см ³	Примерные категории (группы) пород	
					по М.М. Протодаконову №8	по Единой шкале бурности
I	0,12-0,18	≤ 0,10	100-300	1,40-2,00	VI- VI	V- VIII
II	0,18-0,27	0,05-0,25	200-450	1,75-2,35	V1- V	VI-X
III	0,27-0,38	0,20-0,5	300-650	2,25-2,55	V-1 V	IX-XI
IV	0,38-0,52	0,45-0,75	500-800	2,50-2,80	IV-III	XI-XIII
V	0,52-0,68	0,70-1,0	700-1200	2,75-2,9	III	XIII-XV
VI	0,68-0,88	0,95-1,25	110-1600	2,85-3,0	III-II	XIV-XVI
VII	0,88-1,1	1,20-1,5	1450-2050	2,95-3,2	II-1	XXV-XXVIII
VIII	1,10-1,37	1,45-1,7	1950-2500	3,15-3,40	1	XV-XX
IX	1,37-1,68	1,65-1,9	2350-3000	3,35-3,6	1	XIX-XX
X	1,68-2,03	> 1,85	2850 и более	> 3,5	1	XX

Рассчитанный по данной формуле эталонный удельный расход ВВ для большинства взрывааемых горных пород изменяется от 40 до 1000 г/м³, достигая в особых случаях для внекато- горных пород 1,5 – 2 кг/м³.

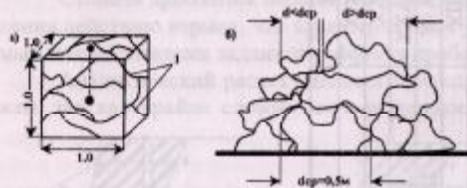


Рис. 2.2.3. Схемы эталонного взрыва: а, б – эталонный породный куб соответственно до и после взрыва; 1 – трещины третьего порядка.

В соответствии с изложенным все горные породы по трудности дробления взрывом (по величине эталонного удельного расхода ВВ) могут быть разделены на пять классов и 25 категорий:

I класс – легко взрывае- мые породы; $g_0 \leq 200$ г/м³; категории 1, 2, 3, 4, 5;

II класс – породы сред- ней трудности взрываия; $g_0 = 201 + 400$ г/м³; категории 6, 7, 8, 9, 10;

III класс – трудно взрывае- мые породы; $g_0 = 401 + 600$ г/м³; категории 11, 12, 13, 14, 15;

IV класс – весьма трудно взрывае- мые породы; $g_0 = 601 + 800$ г/м³; катего- рии 16, 17, 18, 19, 20;

V класс – исключительно трудно взрывае- мые породы; $g_0 = 801 + 1000$ г/м³; категории 21, 22, 23, 24, 25.

Приведенный теоретический расчет эталонного удельного расхода ВВ ба- зируется на объективных характеристиках породы ($\gamma, \sigma_{сж}, \sigma_{сдв}, \sigma_{раст}$), подлежащих экспериментальному определению (табл. 2.2.5). Они могут быть получены для вновь практикуемых предприятий по данным геологической разведки, а на дей- ствующих карьерах – путем испытаний конкретных пород.

Эталонный удельный расход ВВ используется не только для классифика- ции горных пород по степени трудности их дробления взрывом. Он также явля- ется основой для предварительного расчета технологии взрываия и действи- тельного расхода ВВ при взрываии.

В действительности размещение зарядов ВВ в массиве является неравно- мерным и не соответствует схеме эталонного взрыва. При прохождении взрыв- ной волны от заряда к удаленным от него отдельностям возникают потери энер- гии ВВ. Степень дробления породы в различных частях взрывааемого массива также неравномерна. Число направлений перемещения кусков породы при взры- ве ограничено. Оно определяется числом свободных поверхностей и расположе- нием их относительно зарядов ВВ, что, в свою очередь, определяется технологи- ей горных работ.

Таблица 2.2.5

Классификация пород по трудности дробления взрывом

Класс пород по взрывае- мости	Характеристика пород		Эталонный расход ВВ, г/м ³	Категория пород по взрывае- мости
	$\sigma_{сж} + \sigma_{раст} + \sigma_{сдв}$ кг/см ²	Категория по трещиноватости		
I	До 2300	I	До 200	Легковзрывае- мые
	До 1200	II		
	До 700	III		
	До 500	IV		
II	1200-3300	II	200-400	Средней труд- ности взрыва- ния
	700-2200	III		
	500-1600	IV		
	До 1100	V		
	2200-3300	III		
III	1600-2700	IV	400-600	Трудновзры- вае- мые
	1100-1700	V		
	2700-3300	IV		
IV	1700-2300	V	600-800	Весьма труд- новзрывае- мые
	2700-3300	IV		
V	Более 2300	V	800-1000	Исклю- чительно трудно- взрывае- мые

На каждом уступе в зависимости от условий выемки, транспортирования, складирования и механического дробления породы могут предъявляться раз- личные требования к степени ее дробления и кусковатости после взрыва. Следую- щие учитывать также тип применяемого ВВ, возможные в конкретных условиях форму и размер сетки скважин, масштаб взрыва и многие другие факторы.

2.2.3. Технология взрывных работ с сохранением геологической структуры рудных тел

Основные современные требования к эффективной подготовке горной массы на карьерах следующие: более легкая экскавация хорошо раздробленной взрывом горной массы, увеличение объемов взрывааемых блоков и уменьшение выхода крупных и негабаритных фракций, требующих вторичного взрываия. Существующая технология и параметры взрываия рудных зон на карьерах соз- дают значительные деформации массивов, характеризующихся высоким коэф-

коэффициентом разрыхления (1.2-1.4 и более), величинами горизонтальных сдвижений верхней части развала до 2-6 м и поднятием кровли уступа на 2+5 м. В то же время при открытой разработке сложноструктурных месторождений для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого взрывное рыхление требуется вести без значительных нарушений геологической структуры горного массива. Эта задача должна быть решена не только при раздельном взрывании рудных и породных блоков, но и при взрывании смешанных рудно-породных массивов, что позволит вести их разработку в тех же условиях, что и при раздельном взрывании, не повышая значений потерь и разубоживания полезных ископаемых.

Вопросам физического действия взрыва в горных породах, расчету и выбору рациональных параметров взрывных работ посвящено значительное количество исследований. В трудах ученых Ф.А.Баума, О.Е.Власова, Г.П.Демидюка, М.Ф. Друкованного, Э.И.Ефремова, Г.М.Ляхова, Л.Н.Марченко, Н.В.Мельникова, В.Н.Мосинца, В.Н.Родионова, М.А.Садовского, А.Н.Ханукаева, Е.П.Шемякина, С.К. Рубцова и других [2 - 17] освещены основные теоретические положения механизма дробления горных пород взрывом, определившие современное представление о взрыве, а также практические рекомендации, позволяющие значительно повысить производительность горных работ и снизить их себестоимость.

Качественная подготовка горной массы в основном достигается рациональным распределением ВВ во взрываемом массиве, что требует соответствующего выбора расстояний между скважинами, их рядами и диаметра скважин, удельного расхода ВВ, конструкции зарядов, величины и состава забойки для соответствующих физико-механических и горно-геологических характеристик взрывааемых массивов. Важное значение при этом имеют такие факторы, как количество обнаженных плоскостей взрывааемого блока, высота уступа, число скважин в ряду и направление отбойки, а также схема и интервалы замедлений.

Исследованию степени дробления пород при взрыве посвящено значительное количество работ [6- 17 и др], анализ которых позволяет сделать следующие выводы:

1. Степень дробления пород зависит от параметров расположения и конструкции зарядов, типа и удельного расхода ВВ, схем взрывания, интервалов замедления и степени зажима взрывааемого массива.
2. В трудно взрывааемых породах соответствующим подбором указанных параметров разрушающей нагрузки можно получить значительные изменения гранулометрического состава взорванной массы.
3. В легко- и средневзрывааемых породах гранулометрический состав взорванной горной массы в основном определяется естественной трещиноватостью массива.

При добыче полезного ископаемого механическими лопатами потери и разубоживание руды возникают, главным образом, на контактах руды и породы из-за их перемешивания взрывом. В условиях разработки мощных тел полезного ископаемого на карьерах угольной, черной и ряда месторождений цветной промышленности значения потерь и разубоживания невелики, а при разработке сложноструктурных месторождений, характеризующихся перемежаемостью границ рудных и нерудных массивов малых размеров, значительны. Вот почему подобные условия ограничивали многорядное валовое (массовое) взрывание, вследствие чего ранее на карьерах применялся раздельный метод взрывания рудных и породных блоков. Этот метод имеет ряд недостатков, снижающих эффективность взрывных горных работ в карьере. Так, раздельное взрывание требует тщательной механической, а в ряде случаев ручной зачистки полезного ископаемого от пустых пород; короткозамедленное взрывание осуществляется при размещении ВВ в двух-трех рядах скважин при малом числе скважин в ряду, при этом в результате взрыва образуется развал большой ширины с коэффициентом разрыхления 1.4+1.8, что снижает производительность экскаватора, повышает удельный расход ВВ, а сами взрывные работы ведутся с большой частотой, нарушая ритмичность работы карьера.

Для внедрения валового взрывания на сложноструктурных месторождениях был предложен метод взрывания с сохранением геологической структуры массива, разработанный В. Н. Мосинцом [8, 9, 10] (рис.2.2.4).

Теоретические основы взрывания с сохранением геологической структуры базируются на [2, 18, 19]:

- ограничении смещений разрушаемого массива с помощью подпорной стенки из необработанной массы (взрыв в «зажатой среде»);

- короткозамедленном взрывании при многорядном расположении скважин - не менее 7-9 в ряду и не более 6-8 по ширине взрывааемого блока;

- экранировании энергии волн напряжений при дифференцированном удельном расходе ВВ;

- применении качественной забойки;

- рассредоточении колонки и скважинного заряда (80% ВВ в нижней и 20% в верхней части);

(2.2.11)

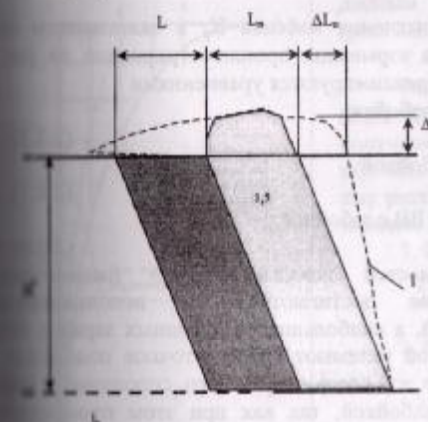


Рис. 2.2.4. Схематический разрез уступа при взрывании с подпорной стенкой: где, 1 - контур разрыхленного массива.

- управлении деформациями массива.

В процессе выполнения опытно-промышленных работ на карьерах решены следующие задачи:

- исследованы основные закономерности деформации массива при взрыве;
- выявлены главные элементы, определяющие степень деформации массива.

Опытно-промышленные работы проведены на строящихся и действующих карьерах (Маньбай, Мурунтау, Даутызтау, Кокпатас) при высоте уступов 5, 10, 15, 20 и 30 м.

Деформации взрываемого массива оценивались маркшейдерской съемкой профилей и данными о перемещении реперов, установленных в скважинах и в непосредственной близости от их устьев. Оценка качества дробления при различных параметрах взрывания проводилась на основе замеров гранулометрического состава взорванной массы и производительности экскаваторного оборудования.

Результаты работ оценивались по коэффициенту разрыхления массива и удельному расходу ВВ как основному регулируемому и управляемому параметру.

Изменение коэффициента разрыхления массива K_p в зависимости от удельного расхода ВВ и параметров взрывания проиллюстрировано на рис. 2.2.5, полученные же зависимости аппроксимируются уравнениями

$$K_p = 1.53 q^{0.32}; \quad (2.2.2)$$

$$K_p = 1.36 q^{0.18}; \quad (2.2.3)$$

$$K_p = 1.18 q^{0.07}. \quad (2.2.4)$$

Анализ полученных зависимостей показывает, что наименьшие деформации массива при взрыве достигаются при использовании рассредоточенных зарядов с забойкой, а наибольшие – сплошных зарядов без забойки. Сплошные заряды с забойкой занимают промежуточное положение. Таким образом, для взрывания рудных зон следует применять сплошные, а еще лучше рассредоточенные заряды с забойкой, так как при этом происходит наименьшая деформация взрываемого массива.

Математическая обработка экспериментальных данных позволила установить взаимосвязь коэффициента разрыхления от величины заряда и расстояния между скважинами.

$$K_p = 1.22 \left(\frac{\sqrt{Q}}{W} \right)^{0.73} \quad (2.2.5)$$

где Q – вес скважинного заряда; кг

W – расстояние между скважинами, м.

Анализ зависимости (2.2.5) показывает, что с увеличением W коэффициент разрыхления снижается, а с возрастанием массы заряда в скважине повышается, что подтверждает целесообразность ведения взрывных работ с оптимальными параметрами – максимально возможными W и минимально допустимыми

Q в соответствии с энергетическими эталонами дробления. Для более точного выявления величин удельных расходов, позволяющих сохранять структуру массива при взрыве, потребовалось проведение экспериментальных работ по оценке степени дробления и перемещений взорванного массива как в горизонтальном, так и вертикальном направлениях при ведении взрывных работ на подобранный забой и подпорную стенку.

Полученная зависимость горизонтального смещения от вертикального, построенная по данным о смещении поверхностных реперов (рис. 2.2.5, а), имеет вид

$$\ell = 1.2 \Delta. \quad (2.2.6)$$

Решая уравнение (2.2.6) совместно с (2.2.2+2.2.4) и учитывая, что $\Delta h = (K_p - 1) H_p$, получаем зависимости, позволяющие прогнозировать горизонтальное смещение от удельных расходов ВВ при различных конструкциях зарядов:

$$1. \text{ Сплошной заряд без забойки} \\ \ell = 1.2 H_p (1.53 q^{0.32} - 1) \quad (2.2.7)$$

$$2. \text{ Сплошной заряд с забойкой} \\ \ell = 1.2 H_p (1.36 q^{0.18} - 1) \quad (2.2.8)$$

$$3. \text{ Рассредоточенный заряд с забойкой} \\ \ell = 1.2 H_p (1.18 q^{0.07} - 1) \quad (2.2.9)$$

По данным экспериментальных работ зависимость коэффициента разрыхления от высоты уступа описывается уравнением

$$K_p = 1.01 e^{0.014 H_p}. \quad (2.2.10)$$

Учитывая, что $\ell = 1.2(K_p - 1)H_p$, после подстановки значения K_p из (2.2.10)

$$\ell = 1.2 (1.01 e^{0.014 H_p} - 1) H_p \quad (2.2.11)$$



Рис. 2.2.5. Графики зависимостей горизонтального смещения на поверхности развала от вертикального смещения (а), и высоты уступа б)

На графике (рис.2.2.5,б) показано изменение величины горизонтального смещения контуров в зависимости от высоты уступа при ведении взрывных работ на подобранный забой и в "зажатой" среде с подпорной стенкой из разрушенной горной массы.

По результатам обработки экспериментальных данных установлено, что смещение массива при взрывании в "зажатой" среде существенным образом зависит от мощности подпорной стенки, которую можно определить, используя формулу [9,10]:

$$L_m = \frac{WK_p}{2} \left(1 + \frac{C_{p1} \cdot \rho_1}{C_{p2} \cdot \rho_2} \right), \quad (2.2.12)$$

где L_m - мощность подпорной стенки, м;
 W - сопротивление по подошве уступа, м;
 $C_{p1}\rho_1$ - акустическая жесткость взрываеваемых пород;
 $C_{p2}\rho_2$ - акустическая жесткость неубранной горной массы.

Отношение $k_c = \frac{C_{p1} \rho_1}{C_{p2} \rho_2}$ на практике изменяется в пределах $k_c = 0,2-0,3$ и

в среднем составляет $K_c=0,25$. Тогда

$$L_m = 0,625 WK_p \quad (2.2.13)$$



Рис. 2.2.6. Зависимость коэффициента разрыхления от количества рядов скважин.

ции во взрываеваемой блоке более 5+6 рядов скважин остается практически постоянным (рис. 2.2.6). Причем при взрывании на подпорную стенку стабилизация коэффициента разрыхления в зависимости от числа рядов скважин наступает при меньших его значениях.

Таким образом, в результате проведенных исследований разработана технология взрывных работ с сохранением геологической структуры рудных тел и определены ее рациональные параметры при открытой разработке сложноструктурных месторождений.

2.2.4. Щадящая технология взрывных работ на карьерах

Повышение эффективности горного производства непосредственно связано с уменьшением сейсмического воздействия промышленных взрывов на борта карьера.

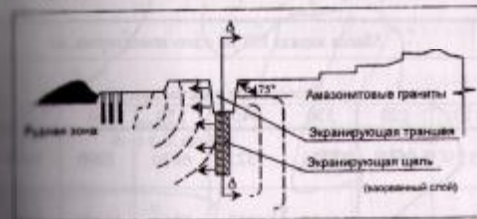


Рис. 2.2.7. Схема размещения экранирующих выработок при совместной разработке рудного сырья и декоративных гранитов.

Поставленная задача решается путем создания между зоной действия взрывов и защищаемыми участками (рис. 2.2.7) экранирующих преград [18].

Аналогичная задача может возникать и при попутной добыче декоративных и облицовочных камней.

Количественные параметры действия взрыва в конкретных горно-геологических условиях определяются в общем случае на основании решения равенства ($U_{доп} = U$) между допустимой скоростью колебаний среды для охраняемого участка карьера и скоростью колебаний, которая формируется в среде при взрыве заряда массой Q на R расстоянии от него.

В качестве искусственных экранирующих преград могут использоваться разрушенные слои пород от взрыва одного и двух рядов скважинных зарядов диаметром 250 мм; экранирующая щель, образованная взрывом сближенных до 1,3 м скважинных зарядов шланговых ВВ с линейной плотностью заряжения 1 кг/м; совместно слой взорванной горной массы и экранирующая щель.

Сравнительный анализ данных, представленных в табл.2.2.6 и т.п. показал, что величина ограничивающей зоны для ведения взрывных работ при совместной добыче основного рудного сырья и амazonитовых гранитов снижается вдвое ($R \leq 50$ м против $R \leq 100$ м) при использовании экранирующего слоя взорванной породы от одного ряда скважинных зарядов, по своим акустическим свойствам значительно отличающегося (в сторону снижения) от исходной породы. При этом безопасная для охраняемого массива масса заряда ВВ на одно замедление возрастает в пределах эффекта экранирования в среднем в 7,5 раз. Величина опасной зоны в этом случае практически не уменьшается и составляет $R \leq 50$ м. Одним из недостатков, зафиксированных при формировании экранирующих слоев из взорванной горной массы, является образование после взрыва заколов, распространяющихся по поверхности массива на расстояние до 10-15 м и более.

Оценка способа экранирования взрывных волн полой щелью показала, что величина опасной зоны для амazonитовых гранитов снизилась в 1,25 раза по сравнению с взрывами, выполненными без применения экранов ($R \leq 80$ м против $R \leq 100$ м). Допустимая безопасная масса ВВ на одно замедление увеличивается при этом в среднем в два раза.

Таблица 2.2.6

Безопасное расстояние и масса ВВ на одно замедление при выполнении взрывов с экранами различной конструкции

Конструкция экрана	Масса заряда ВВ на одно замедление, кг					
	Безопасное расстояние, м					
	110	220	330	440	550	70
Слой разрушенной горной массы от одного ряда скважин	55	441	1136	3322	6630	1090
Слой разрушенной горной массы от двух рядов скважин	77	555	1185	4439	8854	1470
Экранирующая щель	11,5	112	442	998	1140	191
Слой разрушенной горной массы от двух рядов скважин + экранирующая щель	77	554	1183	4432	8842	1450

При совместном использовании в качестве экранирующей преграды двухрядного слоя взорванной горной массы и щелевого экрана величина опасной зоны, затрудняющей выполнение промышленных короткозамедленных взрывов вблизи защищаемых участков амфиболитовых гранитов, ограничена расстоянием $R \leq 50$ м. Допустимая безопасная масса ВВ на одно замедление увеличилась в 10 раз по сравнению с взрыванием без экранирования, а сравнение эффективности экранирования сейсмозрывных волн показывает, что совместное действие экранной зоны и щели равноценно эффекту экранирования двухрядным слоем взорванной породы.

На основании изложенного можно сделать вывод о том, что в случае необходимости применения на пути распространения взрывных волн экранирующих преград наиболее рациональной и эффективной является взорванный слой горной массы.

2.2.5. Подготовка горной массы для циклично-поточной технологии

Применение циклично-поточной технологии (ЦПТ) с использованием конвейерного транспорта обуславливает дополнительные ограничения крупности кусков взорванной горной массы. Это объясняется возможностью транспортирования ленточными конвейерами кусков с максимальным размером не более $d_k=500$ мм. Размер кондиционного куска горной массы, подаваемого на дробилку, равен $d_k=1000$ мм.

Выполненные в условиях карьера Мурунтау экспериментальные исследования [28, 33] показали, что ЦПТ с использованием стационарных дробильно-перегрузочных пунктов эффективна при наличии во взорванной горной массе кусков +500 мм не более 15-20%.

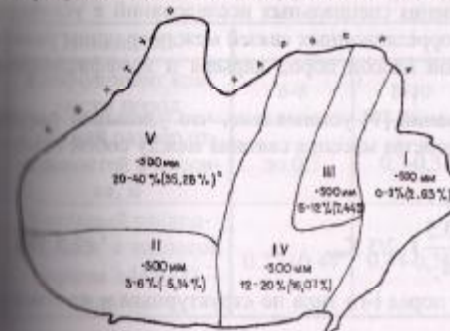


Рис. 2.2.8. Карта кусковатости взорванной горной массы для карьера «Мурунтау» (*) в скобках приведены средневзвешенные значения выхода кусков +500 мм по зонам.

С увеличением крупности горной массы, поступающей в дробилку, и при наличии кусков +500 мм и более 20% производительность дробилки значительно снижается, возрастают износ футеровки, затраты на ремонт и, как следствие, технологическая схема становится малоэффективной. Экспериментальные работы по определению влияния кусковатости горной массы на производительность впускной дробилки КВКД-1200/200 в дробильно-перегрузочном пункте показали, что содержание класса +500 +1000 мм в пределах 0,25 + 1,1% на производительность дробилки не влияет, а в случае появления фракции 1200+1500 мм в исходном продукте в пределах 0,004+0,005% ее производительность снижается на 3-5%.

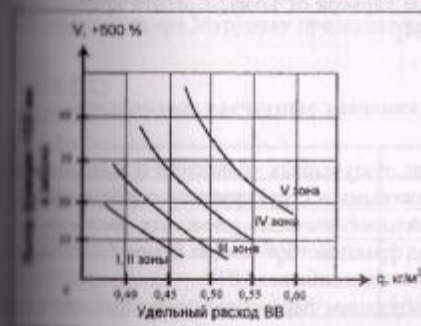


Рис. 2.2.9. Изменение выхода фракции +500 мм в зависимости от величины удельного расхода ВВ.

С учетом изложенного одним из основных технологических решений, направленных на оптимизацию режима работы комплекса ЦПТ, является построение карты кусковатости, характеризующей районирование карьера Мурунтау по гранулометрическому составу взорванной горной массы классом +500 мм, что позволяет в свою очередь формировать рациональные грузопотоки в зависимости от типа перегрузочного пункта и избежать простоев комплекса из-за попадания негабарита. С этой целью в экскаваторных забоях были проведены замеры кусковатости взорванной горной массы методом фотопланиметрии. Анализ и обработка выполненных замеров позволили выделить пять характерных зон карьера, различающихся по выходу фракции +500 мм при существующих параметрах буровзрывных работ (БВР) и горно-геологических условиях разработки (рис. 2.2.8).

На рис.2.2.9 представлены графики изменения выхода фракций +500 мм по каждой зоне в зависимости от величины удельного расхода ВВ.

Широкий диапазон изменения грансостава взорванной горной массы предопределил необходимость выполнения специальных исследований в условиях карьера Мурунтау по выявлению корреляционных связей между средним размером отдельности массива, объемной массой пород карьера и коэффициентом крепости пород.

В результате таких исследований [9] установлено, что удельный расход ВВ, структурные и прочностные свойства массива связаны между собой известной зависимостью в виде

$$q_i = 0.13\gamma \cdot \sqrt[4]{f} (0.6 + 3.3 d_0 \cdot d_3) - \left(\frac{0.5}{d_k}\right) \cdot 2/5 K_{вв} \quad (2.2.14)$$

где q_i - удельный расход ВВ для пород i -го типа по структурным и прочностным свойствам, кг/м³;

γ - плотность (объемная масса) породы, т/м³;

f - коэффициент крепости по М.М. Протодяконову;

d_0 - средний размер естественной отдельности в массиве;

d_3 - диаметр скважинного заряда, м;

d_k - размер кондиционного куска, м;

$K_{вв}$ - коэффициент перехода от эталонного ВВ к конкретному типу ВВ по теплоте взрыва (в качестве эталонного ВВ рассматривается граммонит 79/21 с теплотой взрыва 4300 кДж/кг).

Исследованиями также установлена зависимость объемной массы γ и среднего размера отдельности d_0 пород карьера от коэффициента крепости пород f , характеризующая уравнениями [34]

$$\gamma = 2.19 + 0.03 f, \quad (2.2.15)$$

$$d_0 = 0.075f - 0.49. \quad (2.2.16)$$

С помощью совместного решения полученных уравнений и зависимости между удельным расходом ВВ, прочностными и структурными свойствами массива определены (табл. 2.2.6) рациональные значения удельных расходов ВВ, обуславливающие минимальный выход фракций +500 мм (не более 2,0 %) и, как следствие, эффективное функционирование комплекса ЦПТ.

Основным элементом, характеризующим параметры расположения скважинных зарядов на уступе, является величина линии сопротивления по подошве уступа (ЛСПП), обеспечивающая хорошую ее проработку и заданную степень дробления пород. Предельная величина линии сопротивления по подошве уступа (ЛСПП) определяется по формуле, учитывающей взаимодействие вертикальных скважинных зарядов [36]:

Таблица 2.2.6

Расчетные значения удельного расхода ВВ при рыхлении пород для комплекса ЦПТ

Показатель	Значение				
	6-8	8-10	10-12	12-14	> 14
Коэффициент крепости пород	6-8	8-10	10-12	12-14	> 14
Средний размер отдельностей в массиве, м	до 0,3	0,3-0,5	0,5-0,6	0,6-0,7	> 0,7
Удельный расход ВВ, кг/м ³ с теплотой взрыва ≥ 443000 кДж/кг	0,37±0,44	0,44-0,50	0,50±0,55	0,55±0,60	0,60-0,7

$$W_0 = 53k_r \cdot d_3 \sqrt{\Delta/V \cdot K_{вв}} \quad (1.6 - 0.5 \text{ м}), \quad (2.2.17)$$

где W_0 - предельная линия сопротивления по подошве уступа, м;

k_r - коэффициент местных геологических условий (для условий карьера $k_r = 0.9 - 1.1$);

Δ - насыпная плотность ВВ, т/м³;

m - коэффициент сближения скважин.

При квадратной сетке расположения скважин, используемой в карьере, коэффициент сближения скважин $m=1$; насыпная плотность заряжения для ВВ типа граммонитов $\Delta=0.9$ т/м³; $K_{вв} = 1$. Расчетные значения предельных ЛСПП для пород карьера Мурунтау представлены в табл. 2.2.7.

Таблица 2.2.7

Предельные расчетные значения ЛСПП для пород карьера Мурунтау

Показатель	Значение					
	до 8	8-10	10-12	12-14	14-15	> 16
Коэффициент крепости пород f	до 8	8-10	10-12	12-14	14-15	> 16
Классификация пород по классификации МВК*	I	II	II	III	III	IV
Коэффициент местных геологических условий	1.0	1.05	1.05	1.00	1.00	0.95
Предельная ЛСПП W_0 (для $d_3 = 250$ мм)	8.9-8.3	8.3-8.2	8.2-8.1	8.1-7.8	7.8-7.7	7.2

* МВК - междуведомственная комиссия по взрывному делу.

Установление рациональных параметров взрывных работ в условиях карьера Мурунтау позволило оптимизировать работу комплекса ЦПТ за счет реализации прогрессивных тенденций в развитии буровзрывных работ и использования, в частности, многорядного короткозамедленного взрывания с сохранением литологической структуры массива.

2.2.6. Оптимизация параметров буровзрывных работ в системе "карьер - перерабатывающее производство"

С позиций конечной цели добычи полезного ископаемого взрывное рыхление руды рассматривается не только как процесс подготовки пород к выемочно-погрузочным работам, но и как первоначальный этап процесса переработки руды, предшествующий механическому дроблению и измельчению. При этом рудоподготовка как последовательность операций "взрывное дробление → механическое дробление → измельчение руды" характеризуется крайне неравномерным распределением энергетических затрат. Известно [35], что на процессы механического дробления и измельчения руды приходится 98,8% всех энергетических затрат, а взрывное дробление руды составляет лишь 1,2%. В то же время взрывной способ обладает потенциальной возможностью для более высокой деинтеграции руды, что является предпосылкой к перераспределению энергозатрат между взрывным и механическим дроблением и измельчением.

Анализом результатов исследований интенсификации взрывного воздействия на дробление пород установлено, что с увеличением выхода мелких классов удельная энергоёмкость механического дробления пропорционально снижается, а с ростом крупных – возрастает. Это физическое явление объясняется тем [36, 37], что наряду с уменьшением размеров кусков во взорванной горной массе уменьшается также прочность разрушаемой среды за счет микротрещин, образующихся при многократном прохождении через породу циклических взрывных нагрузок высокой интенсивности, возникающих в результате применения метода короткозамедленного инициирования скважинных зарядов.

Поэтому с повышением таких нагрузок затраты энергии, необходимой для механического дробления и измельчения рудной массы, уменьшаются, а задача в этом случае заключается в установлении оптимального соотношения энергозатрат между взрывным и механическим способами разрушения пород при подготовке руды к переработке.

Определение параметров взрывного рыхления горного массива на основе энергозатрат [35, 38] удовлетворяет требованиям критерия для сравнительной оценки эффективности принимаемых решений. Однако существующие методы, базирующиеся на теоретических формулах механики и физики горных пород, в условиях горного производства имеют низкую сходимость с практическими результатами [39]. Поэтому для получения наиболее достоверных значений были проведены экспериментальные исследования, а полученные данные использованы для оптимизации параметров буровзрывных работ (БВР) как неотъемлемой части рудоподготовки. В ходе проведения экспериментальных исследований были изучены взаимосвязи энергозатрат на:

- бурение взрывных скважин с физико-механическими свойствами пород;
- взрывное разрушение горного массива с физико-механическими свойствами пород и качеством их подготовки к выемочно-погрузочным работам;
- выемочно-погрузочные работы электрическими мехлопатами с качеством рыхления горного массива посредством взрыва.

Изучено также влияние степени взрывного разрушения рудной массы на эффективность ее механического измельчения в мельницах ММС на перерабатывающем заводе.

При оптимизации параметров БВР главным управляемым параметром в рассматриваемом случае является размер среднего куска разрыхленного рудного массива. Известно, что с увеличением размера среднего куска при прочих равных условиях энергозатраты на БВР уменьшаются, на выемочно-погрузочные работы и измельчение – возрастают, а суммарные энергозатраты в этом случае являются наиболее приемлемым критерием оценки:

$$F_{\text{общ}} = F_{\text{б}} + F_{\text{в}} + F_{\text{вп}} + F_{\text{изм}} \rightarrow \min, \quad (2.2.18)$$

где $F_{\text{б}}$, $F_{\text{в}}$, $F_{\text{вп}}$, $F_{\text{изм}}$ – соответственно энергозатраты на бурение, взрывание, выемочно-погрузочные работы и измельчение при i -м размере среднего куска горной массы.

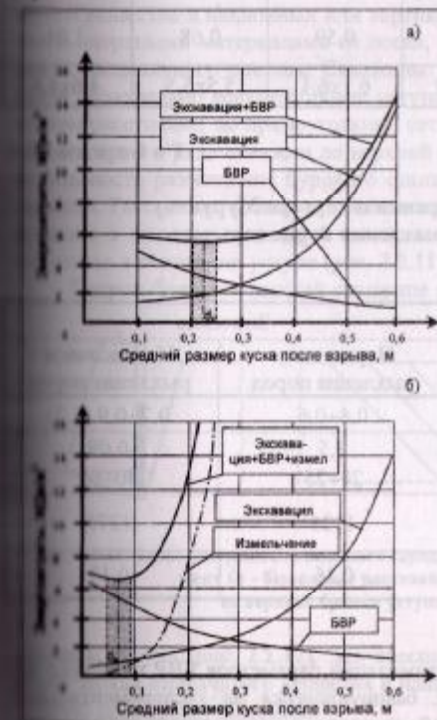


Рис. 2.2.10. Зависимость энергозатрат по процессам от размера среднего куска разрыхленной горной массы: для породной (а) и рудной (б).

Результаты определения оптимального с точки зрения энергозатрат среднего размера куска взорванной горной массы для карьера Мурунтау представлены на рис.2.2.10 [43].

Анализ полученных данных показывает:

- в породной зоне карьера средний размер куска разрыхленного массива должен составлять 0,22-0,25 м, а удельный расход ВВ - 0,4-0,6 кг/м³, что в целом соответствует проектным данным;

- в рудной зоне карьера средний размер куска разрыхленного массива должен составлять 0,05-0,08 м, а удельный расход ВВ - 0,7-0,9 кг/м³, достигая при дроблении трудновзрываемых пород 1,2 кг/м³, что требует пересмотра действующего проекта;

- с увеличением прочности пород на сжатие оптимальный размер среднего куска разрыхленного массива также несколько увеличивается.

Результаты оптимизации параметров БВР приведены в табл.2.2.8., 2.2.9 [43].

Таблица 2.2.8

Результаты оптимизации параметров БВР для карьера Мурунтау

Параметры	Значение			
	Породная зона		Рудная зона	
Предел прочности пород на сжатие, МПа	80	120	80	120
Высота уступа, м	15	15	15	15
Диаметр скважины, м	0,184	0,189	0,184	0,189
Оптимальный размер среднего куска разрыхленной горной массы, м	0,23	0,23	0,08	0,08
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,40	0,59	0,68	1,01
Сетка скважин, м	7,2x7,2	6,1x6,1	5,5x5,5	4,6x4,6

Таблица 2.2.9

Результаты внедрения в карьере Мурунтау интенсивного рыхления пород взрывом

Параметры	Значение	
	Нормальное рыхление пород	Интенсивное рыхление пород
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,4+0,6	0,7+0,9 (1,2)
Выход фракции, % +500 мм, -20 мм	1,5 20±25	0,09 40+60
Производительность экскаватора ЭКГ-15, м ³ /ч	1125	1275
Удельный расход зубьев, шт/1000 м ³	0,16	0,13

Таким образом, в результате оптимизации параметров БВР на основе использования энергетического метода, базирующегося на экспериментальных взаимосвязях физико-технических свойств пород с параметрами технологических процессов, обоснована целесообразность увеличения удельного расхода ВВ в рудной зоне карьера на 40-50%.

2.2.7. Методики расчета параметров буровзрывных работ

Расчет параметров взрывного рыхления базируется на пропорциональной зависимости разрушенного объема определенной горной породы от массы заряда взрывчатого вещества. Свойства массива в этом расчете учитываются через удельный расход взрывчатого вещества. Его величина устанавливается экспериментально. Сам расчет не предусматривает количественную оценку степени дробления массива. Однако накопленный опыт, а также проводимые в каждом конкретном случае предварительные экспериментальные взрывы с различными параметрами буровзрывных работ позволяют получить желаемый результат по дроблению массива.

Наиболее часто для рыхления скального массива применяется метод скважинных зарядов [38].

Сущность метода скважинных зарядов заключается в размещении взрывчатого вещества в наклонных или вертикальных скважинах с забойкой верхней части инертными материалами из песка, буровой мелочи или забоечного мариша специального состава. Скважины располагаются в один или несколько рядов параллельно верхней бровке уступа и размещаются друг от друга на расчетном расстоянии по прямоугольной сетке или в шахматном порядке. Расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа s должно обеспечивать безопасность размещения бурового станка на уступе и рабочих по заряженным скважинам. Расстояние между скважинами выбирается таким образом, чтобы рыхления в массиве от каждой скважины перекрывали друг друга, не образуя «мертвых» в основании уступа (рис. 2.2.11).

Патрон-боевик в каждой скважине располагается, как правило, на уровне

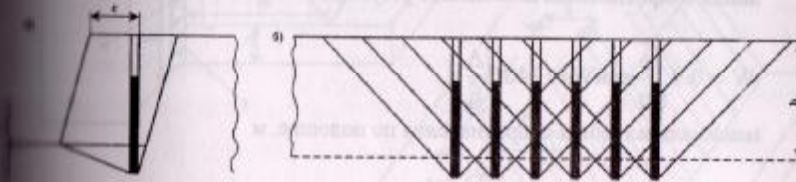


Рис. 2.2.11. Зоны действия скважинного заряда в поперечном (а) и продольном (б) сечениях: s - безопасное расстояние первого ряда скважин от верхней бровки уступа; h - высота уступа.

нижней части уступа (рис. 2.2.12). Это обеспечивает совпадение направления действия заряда взрывчатого вещества и направления разрушения массива, а также лучшую проработку подошвы.

Заряд в скважине может быть сплошным (рис. 2.2.13) и рассредоточенным на высоте воздушным промежутком или инертным материалом. Рассредоточенный заряд позволяет увеличить эффективность использования взрывчатого вещества для дробления за счет более равномерного распределения взрывчатого

вещества в массиве и интерференции взрывных волн от отдельных частей заряда.

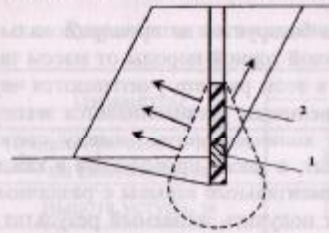


Рис. 2.2.12. Расположение патрона-боевика в ряду скважины; 1-патрон-боевик; 2-заряд взрывчатого вещества.

Взрывной блок при однородном расположении скважин взрывается мгновенно или с интервалом через скважину, при многорядном – с интервалом между сериями, которые конструируются в зависимости от выбираемого способа формирования развала. Объем одновременно взрывающегося блока принимается в зависимости от режима взрывных работ на карьере (один раз в смену, сутки, неделю и месяц) и про-

изводительности экскаватора в забое.

Основные параметры взрывных работ (рис. 2.2.14) и метод расчета скважинного метода разрушения массива по «Союзвзрывпрому» следующий.

Вертикальные скважины:

диаметр скважины, мм

$$d = 28h \sqrt{\frac{q_p}{\Delta}};$$

линия сопротивления по подошве уступа, м

$$W = 0.9 \sqrt{\frac{c}{q}} \text{ или } W = 24d \sqrt{\frac{\Delta}{q}};$$

минимальная линия сопротивления по подошве, м

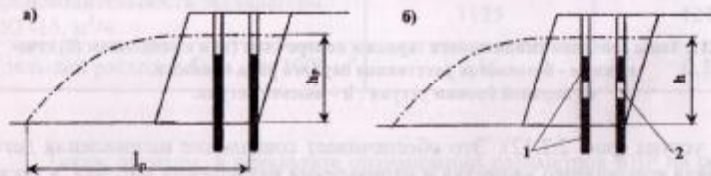


Рис. 2.2.13. Конструкция скважинных зарядов: а – сплошного; б – рассредоточенного; 1 – заряд взрывчатого вещества; 2 – промежуток воздушный или из инертного материала; h – высота уступа; h_р – высота развала; l_р – ширина развала.

$$W_{\min} = hctg\alpha + c;$$

$$W_{\max} = 0.8h;$$

глубина перебура, м

$$\ell_n = 0.5q_p W;$$

длина забойки, (м)

$$\ell_3 = (0,6 + 0,8)W \text{ или } \ell_3 = 1/3\ell_{\text{зар}};$$

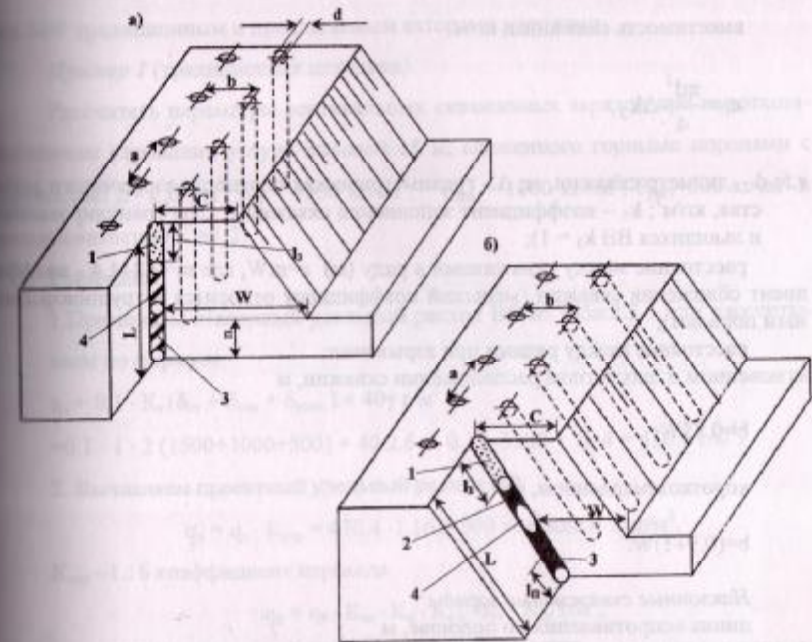


Рис. 2.2.14. Схемы расположения зарядов в вертикальных (а) и наклонных (б) скважинах: 1 – забойка; 2 – верхняя часть заряда; 3 – нижняя часть заряда; 4 – промежуток.

длина сплошного заряда (если длина сплошного заряда больше 1,2 W, то применяются рассредоточенные заряды), м

$$\ell_{\text{зпр}} = (\ell - \ell_3) \cdot 1,2W;$$

длина основного (нижнего) заряда при его рассредоточении, м

$$\ell_{\text{осн.з}} = 1,2W;$$

суммарная длина воздушных промежутков (меньшее значение коэффициента относится к крепким породам)

$$\Sigma \ell_{\text{в.пр}} = (0,17 + 0,35)\ell;$$

масса заряда, кг

$$P = e\ell \text{ или } P = qWah;$$

емстимость скважины, кг/м

$$e = \frac{\pi d^2}{4} \Delta k_3,$$

где d – диаметр скважин, м; Δ – гравиметрическая плотность взрывчатого вещества, кг/м³; k_3 – коэффициент заполнения скважины (для гранулированных и льющихся ВВ $k_3 = 1$);

расстояние между скважинами в ряду (м) $a = mW$, где $m = 0,8 \div 1,4$ – коэффициент сближения скважин (меньший коэффициент относится к трудно взрываемым породам);

расстояние между рядами при взрывании:

мгновенном и шахматном расположении скважин, м

$$b = 0,85W;$$

короткозамедленном, м

$$b = (0,9 + 1)W.$$

Наклонные скважинные заряды:

линия сопротивления по подошве, м

$$W = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{\frac{e}{q_p}},$$

где α – угол наклона скважины, градус;

глубина скважины, м

$$\ell_{\text{св}} = \frac{h}{\sin \alpha} + \ell_n,$$

глубина перебура, м

$$\ell_n = 0,5q_p W_{\text{н.с.}}$$

линия наименьшего сопротивления, м

$$W_{\text{н.с.}} = \sqrt{e/q_p}.$$

Ниже для одних и тех же условий приведены примеры расчетов параметров БВР традиционным и предлагаемым авторами методами.

Пример 1 (традиционная методика).

Рассчитать параметры вертикальных скважинных зарядов при короткозамедленном взрывании уступа высотой 15 м, сложенного горными породами с плотностью $\rho = 2,6 \text{ т/м}^3$, $\delta_{\text{ст}} = 1500 \text{ кг/см}^2$, $\delta_{\text{св}} = 1000 \text{ кг/см}^2$, $\delta_{\text{расг}} = 500 \text{ кг/см}^2$ и трещиноватостью $K_t = 1,2$.

Решение.

1. Принимаем эталонный удельный расход ВВ из табл. 2.2.5 или рассчитываем по формуле

$$q_3 = 0,1 \cdot K_t (\delta_{\text{ст}} + \delta_{\text{св}} + \delta_{\text{расг}}) + 40 \gamma \text{ г/м}^3 = \\ = 0,1 \cdot 1,2 (1500 + 1000 + 500) + 40 \cdot 2,6 = 0,12 \cdot 3500 + 104 = 430,4 \text{ г/м}^3.$$

2. Вычисляем проектный удельный расход ВВ

$$q_n = q_3 \cdot K_{\text{пер}} = 430,4 \cdot 1,16 = 500 \text{ г/м}^3 \text{ или } 0,5 \text{ кг/м}^3,$$

$K_{\text{пер}} = 1,16$ коэффициент перехода

$$q_n = q_3 \cdot K_{\text{м}} \cdot K_q \cdot K_{0,3} \cdot K_v \cdot K_{\text{ст}} \text{ г/м}^3,$$

$K_{\text{м}}$ – переводной коэффициент от аммонита №6 ЖВ к практически используемому ВВ;

K_q – коэффициент, учитывающий действительно потребную в данных условиях степень дробления $n=2$, $K_q = 0,5/d_{\text{ср}}$;

$K_{сз}$ – коэффициент, учитывающий фактически принимаемую степень сосредоточения зарядов ВВ; $K_{сз} = 0.95-1.4$;

K_v – коэффициент, учитывающий влияние объема взрываеваемой породы;

$K_{сн}$ – коэффициент, учитывающий число свободных плоскостей.

3. Принимаем тип ВВ – гранулит АС-8.

4. Устанавливаем плотность заряжения гранулитом АС-8, $\square = 0.9 \text{ кг/дм}^3$.

5. Определяем вместимость 1 м скважины $P = 7.85 \cdot d_c^2 \cdot \square = 45 \text{ кг/м}$.

6. Принимаем коэффициент сближения скважин $m=0.9$

7. Вычисляем диаметр скважины

$$d = 28 h \sqrt{\frac{q}{\Delta}} = 28 \cdot 15 \sqrt{\frac{0.5}{0.9}} = 28 \cdot 15 \cdot 0.55 = 231 \text{ мм}.$$

8. Принимаем буровой станок СБШ-250 МН для бурения скважин диаметром $d_{св} = 243 \text{ мм}$.

9. Вычисляем линию сопротивления по подошве

$$W = 24d \sqrt{\frac{\Delta}{q}} = 24 \cdot 0.24 \sqrt{\frac{0.9}{0.5}} = 7.7 \text{ м}.$$

10. Определяем глубину перебура

$$l_n = 0.5 q \cdot W = 0.5 \cdot 0.5 \cdot 7.7 = 1.9 \text{ м}.$$

11. Вычисляем длину забойки

$$l_1 = 0.6 W = 0.6 \cdot 7.7 = 4.6 \text{ м}.$$

12. Определяем длину заряда

$$l_{зар} = h + l_n - l_1 = 15 + 1.9 - 4.6 = 12.3 \text{ м}.$$

13. Вычисляем расстояние между скважинами в ряду

$$a = m \cdot W = 0.9 \cdot 7.7 = 6.9 \text{ м}.$$

14. Определяем величину заряда

$$Q = q \cdot W \cdot h \cdot a = 0.5 \cdot 7.7 \cdot 15 \cdot 6.9 = 398.5 \text{ кг}$$

15. Выполняем проверку величины заряда ВВ по вместимости в скважине

$Q_{ср}$

$$Q_{ср} = p \cdot l_{зар} = 45 \cdot 12.3 = 553.5 \text{ кг},$$

так как $Q_{ср} > Q$, $553.5 > 398.5$, то есть необходимый заряд полностью размещается в скважине.

16. Находим расстояние между рядами при КЗВ

$$v = 1.0 W = 1 \cdot 7.7 = 7.7 \text{ м}.$$

Пример 2. В данном примере для исходных данных примера 1 показан предлагаемый авторами подход к обоснованию параметров буровзрывных работ исходя из минимального набора физико-механических характеристик горных пород и параметров выемочно-погрузочного оборудования, что позволяет обеспечить заданный средний кусок взорванной горной массы. Расчетные формулы получены в результате исследований по оптимизации энергозатрат в технологических потоках карьеров [43,44].

Решение.

1. Вычисляем оптимальный (с точки зрения энергозатрат) размер среднего куска взорванной горной массы по эмпирической формуле, полученной на основе обработки экспериментальных данных:

$$d_{ср.опт} = 0.08 + 0.75 \cdot 10^{-3} \delta_{сж} + 2 \cdot 10^{-3} V_k, \text{ м}$$

$\delta_{сж}$ - предел прочности пород на сжатие, МПа;

V_k - вместимость ковша, м³.

Тогда для условий примера будем иметь

$$d_{ср.опт} = 0.08 + 0.75 \cdot 0.001 \cdot 150 + 2 \cdot 0.001 \cdot 8 = 0.206 \approx 0.21 \text{ м}.$$

2. Проверяем полученный размер среднего куска взорванной горной массы на соответствие ковшу экскаватора

$$d_{ср.доп} \leq \frac{1.2 \sqrt[3]{V_k}}{6} \leq 0.2 \sqrt[3]{V_k} = 0.2 \cdot \sqrt[3]{8} = 0.4, \text{ т.е. } d_{ср.доп} > d_{ср.опт}$$

3. Определяем требуемый удельный расход ВВ для дробления массива с целью получения среднего куска заданного размера

$$K_{ав} = (3.3 \cdot 10^{-3} \delta_{сж} \cdot \ln d_{ср.опт}) \cdot K_{ав} = (3.3 \cdot 0.001 \cdot 150 \cdot \ln 0.21) \cdot 1.0 = 0.51 \text{ кг/м}^3$$

$K_{ав}$ – коэффициент перевода от аммонита №6 – ЖВ к практически используемому (см. табл. 2.2.1) зерногранулисту 79/21, $K_{пер} = 1.0$

4. Вычисляем диаметр скважины для заданной высоты уступа

$$D_{св} = 0.0078 h \sqrt{0.0036 \delta_{сж} + 2.19} = 0.0078 \cdot 15 \cdot \sqrt{0.0036 \cdot 150 + 2.19} = 0.2 \text{ м}$$

5. Принимаем буровой станок 2СБШ –200 с диаметром буровой коронки (шарошки) $D_{\text{сск}} = 0.2\text{ м}$

6. Рассчитываем вес заряда в скважине

$$P_{\text{зар}} = 530 \cdot (D_{\text{сск}})^2 \cdot L_{\text{сск}} = 530 \cdot 0.2^2 \cdot 16.9 = 358\text{ кг.}$$

где $L_{\text{сск}} = h + \ell_n = 15.0 + 1.9 = 16.9\text{ м}$ (ℓ_n - величина перебура, м).

7. Вычисляем расстояние между скважинами при коэффициенте их сближения $m = 1.0$

$$a = \sqrt{\frac{530 \cdot D_{\text{сск}}^2 \cdot L_{\text{сск}}}{q_1 \cdot h}} = \sqrt{\frac{530 \cdot (0.2)^2 \cdot 16.9}{0.51 \cdot 15}} = 6.85\text{ м.}$$

8. Определяем выход горной массы с 1.0м скважины

$$V_{\text{уд}} = \frac{a^2 \cdot h}{L_{\text{сск}}} = \frac{530 \cdot D_{\text{сск}}^2}{q_1} = 42.4\text{ м}^3/\text{м.}$$

Таким образом, предлагаемые для расчетов в примере 2 формулы позволяют рассчитывать параметры БВР для конкретных условий, а не принимать их усредненные значения по таблицам с использованием значительного количества поправочных коэффициентов

Список использованной литературы

1. Кучерский Н.И., Мосинец В.Н., Лукьянов А.Н., Рубцов С.К. Научно-технические проблемы технологических процессов горных работ // Горный журнал. 1992. № 2. С. 3-9.
2. Демидюк Г.П. К вопросу о критериях оценки взрывных свойств ВВ для горных работ. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1967. № 1. С. 28-31.
3. Друкованный М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах. М.: Недра, 1973. 401 с.
4. Ефремов Э.И. Подготовка горной массы на карьерах. М.: Недра, 1980. 280 с.
5. Ляхов Г.М. Основы динамики взрыва в грунтах и горных породах. М.: Недра, 1974. 192 с.
6. Марченко Л.Н. Увеличение эффективности взрыва при добычании полезного ископаемого. М.: Наука, 1965. 222 с.
7. Мельников Н.В. Справочник инженера и техника по открытым горным работам. М.: Госгортехиздат, 1961. 799 с.
8. Мельников Н.В. Теория проектирования горных предприятий // Научные основы проектирования горных предприятий. М.: Наука, 1968. С. 5-11.

10. Мосинец В.Н. Деформация горных пород взрывом. Фрунзе, 1981. 148 с.

11. Мосинец В.Н. Оценка условий применения погрузочно-транспортного оборудования непрерывного действия на основе теории надежности // Взрывное дело. М.: Недра. 1967. № 62/19. С. 7-24.

12. Родионов В.Н. К вопросу повышения эффективности взрыва в твердой среде. // Взрывное дело. М.: Гортехиздат. 1963. № 51/8. С. 50-60.

13. Власов О.Е. Основы теории действия взрыва. М.: Изд-во ВИА, 1957. 408 с.

14. Косачев Е.М. Исследование технологии БВР при разработке сложноструктурных месторождений открытым способом. Автореф. дис.... канд.техн. наук. М.: 1971. 152 с.

15. Кутузов Б.Н. Теория, техника и технология буровых работ. М.: Недра, 1972. 310 с.

16. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М.: Промстройиздат, 1957. 276 с.

17. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжения при разрушении пород карьером. М.: Госгортехиздат, 1962. 200 с.

18. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. /Под ред. Н.И. Кучерского. Ташкент: Фан, 1998. 254 с.

19. Кольский Г.А. Исследование механических свойств материалов при больших скоростях нагружения // Механика. 1950. №4. С. 108-128.

20. Мяскур А.П., Дребница А.В., Высотин В.И. Профилактика поражений тринитролуолем у горнорабочих железнорудных шахт // Горный журнал. № 12. 1989. С.50-51.

21. Барон В.Л., Кантор В.Х. Техника и технология взрывных работ в США. М.: Недра, 1989. 376 с.

22. Скоробогатов В.М., Малинин В.В., Петрова Т.Н. Проблемы развития производства и применения простейших и водосодержащих ВВ// Безопасность труда и промышленности. 1989. № 10. С. 74-77.

23. Косачев Е.М. Исследование технологии БВР при разработке сложноструктурных месторождений открытым способом. Автореф. дис.... канд. техн. наук. М.: 1971. 152 с.

24. Кутузов Б.Н. Теория, техника и технология буровзрывных работ. М.: Недра, 1972. 310 с.

25. Демидюк Г.П. Взрывные работы // Теория и практика открытых разработок / Под ред. Мельникова Н.П.. М.: Недра, 1979. С. 397.

26. Черный Г.Н., Плужник В.И. Применение высокодисперсных кремнеземов для стабилизации составов игданита // Применение простейших и водосодержащих ВВ в обводненных массивах горных пород. Тезисы докладов. М.: Изд-во Центра физико-технических горных проблем ИФЗ АН России, 1976.

27. Егупов А.А. Создание ресурсосберегающих технологий взрывной обработки многолетнемерзлых россыпей. Автореф. дис.... докт. техн. наук. М.: ИШКОН РАН, 1989. 16 с.

28. Рубцов С.К., Мальгин О.Н., Шеметов П.А. Оптимизация параметров взрывных работ на карьере // Горный журнал. 1992. № 2. С.30-34.

29. Шаруда В.Т. Совершенствование взрывных работ на горных предприятиях Северо-Востока на основе механизированного применения игдапита. Автореф. дис.... канд. техн. наук. Магадан, 1985.

30. Применение ВВ и средств инициирования на открытых работах за рубежом. Экспресс-информация ЦНИЭИуголь. Вып 6. М., 1987, - 27 с.

31... Б удьков А.В., Закалинский В.М., Рубцов С.К. и др. Совершенствование скважинной отбойки М.: Недра, 1981. 199 с.

32. Ракисев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взрывных горных пород на карьерах. Алма-Ата:Наука, 1983.

33. Демич Л.М., Рубцов С.К., Шеметов П.А. Интенсификация взрывного дробления руды и пород в карьере Мурунтау // Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом» Ташкент. Фан, 1997. С. 70-75.

34. Сытенков Д.В. Взаимосвязи геологических характеристик месторождений с параметрами технологических процессов // Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С. 110-117.

35. Гангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 231 с.

36. Мещ Ю.С. Исследование влияния взрывных нагрузок различной интенсивности на сопротивляемость механическому разрушению магнетитовых кварцитов. //ФТПРПИ. 1982. № 3. С. 50-58.

37. Мещ Ю.С. Исследование взрывной усталости горных пород // ФТПРПИ. 1983. № 1. С. 42-47.

38. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1955. 351 с.

39. Гангаев И.А. Энергетическая концепция оптимального управления открытыми горными работами // Труды Международного симпозиума «Мирный-91». Проблемы открытой разработки глубоких карьеров. г.Удачный: НИЦ Мастер, 1991. С. 26-31.

40. Беляков Ю.И. Проектирование экскаваторных работ. М.: Недра, 1983. 349 с.

41. Гангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. М.: Недра, 1978. 184 с.

42. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, 1978. 390 с.

43. Сытенков Д.В. Метод формирования комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями. Автореф. дис.... канд. техн. наук. М.: МГГА, 1998.

44. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Под ред. Н.И.Кучерского. Ташкент: «Фан», 1998. 254 с.

45. Владиславлев В.С. Разрушение пород при бурении скважин М.: Гостехиздат, 1958. 241 с.

46. Барон Л.И., Глатман А.Б., Загорский С.Л. Разрушение горных пород проходческими комбайнами. М.: Наука, 1969. 151 с.

47. Гольд М.А., Гордеев В.П., Лукьянов А.Н. Оптимизация параметров режима и контактной прочности горных пород на показатели шаровидного бурения. Вып. 43. Л.: Гирионикель, 1969. С. 26-33.

48. Буткин В.Д. Научные основы технологии высокопроизводительного бурения на открытых разработках угольной промышленности. Автореф. дис.... докт. техн. наук. М., 1979.

49. Справочник «Открытые горные работы». М.: Горное бюро, 1994. 600 с.

50. Ржевский В.В. «Процессы открытых горных работ». М.: Недра, 1974. 520 с.

ПРОЦЕССЫ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СКАЛЬНЫХ МАССИВАХ

3.1. Экскавируемость горных пород

Связные и рыхлые, а также твердые (предварительно ослабленные) породы, отделяют от массива рабочими органами выемочных агрегатов: скреперов, бульдозеров, экскаваторов, врубовых машин, комбайнов и струговых установок.

Режущая кромка или зуб рабочего органа под действием либо статических, либо динамических усилий внедряется в массив и откалывает относительно небольшие куски (или снимает стружку) породы. Этому процессу соответствуют особые горнотехнологические параметры, характеризующие породу, — удельные усилия резания, откола, внедрения и т. д. Основные разрушающие напряжения при этом — сжимающие идвигающие. Поэтому в процессе резания основную роль играют прочностные и упругие свойства горных пород.

При работе экскаваторов выемка (копание) породы производится последовательным отделением стружек. Процесс выемки включает резание (скол) породной стружки и перемещение срезанной породы по поверхности исполнительного органа (ковша, ножа и др.). Расчетная площадь поперечного сечения стружки $S = db$, (где d — толщина стружки (глубина внедрения исполнительного органа); b — ширина стружки понизу).

Форма поперечного сечения стружек (тел выкола) и их фактические размеры зависят от схемы выемки, типа и структуры пород [1,2,6].

Процесс выемки принято характеризовать величиной *удельного сопротивления пород (горного массива) копанию* K_F :

$$K_F \approx \frac{F_x}{S}, \quad (3.1.1)$$

где F_x — касательная сила сопротивления породы копанию, Н;

S — площадь поверхности отрыва стружки, m^2 .

Удельное сопротивление копанию зависит в первую очередь от прочности и плотности породы.

При выемке механической лопатой рыхлых сухих песков $K_F = (0,16 + 0,25)10^5$ Па, для тяжелых влажных глин $K_F = (2 + 3) 10^5$ Па, для полускальных пород в пределах одного структурного блока K_F достигает 10^6 Па.

Величина K_F зависит не только от прочности породы в куске, но и от рвановатости массива, характеризуемой коэффициентом его структурного ослабления $k_{с.о}$.

На величину K_F влияют тип применяемой выемочной машины и геометрия исполнительного органа. Например, при выемке суглинков и легких глин мехлопатой $K_F = (0,6 + 1,3) 10^5$ Па, а при выемке роторными экскаваторами $K_F = (1,8 + 4,0) 10^5$ Па.

Для сопоставления пород по экскавируемости рекомендуется относительный показатель *трудности экскавации породы* Π , [28]. Показатель Π , мягких и полускальных пород определяется по эмпирической формуле

$$\Pi_{мб} = [3 k_{с.о} (0,2\sigma_{сж} + \tau_{сж} + \sigma_p) + 30\gamma]10^{-6}, \quad (3.1.2)$$

где $k_{с.о}$ — коэффициент структурного ослабления пород массива в направлении копания.

Горные породы, экскавация которых возможна существующими и перспективными выемочными машинами без предварительного рыхления, по величине Π , подразделяются на 10 классов.

К первому классу относят породы, у которых Π , находится в пределах 0-3, ко второму — $\Pi = 3 + 6$ и т.д. Породы, у которых Π , более 30, относятся к внекатегорийным.

Наибольший объем вскрышных работ на карьерах приходится на выемку взорванных пород. Копание последних осуществляется обычно в нижней части забоя. Касательные усилия и, следовательно, требуемые усилия экскаватора зависят в первую очередь от степени связанности и кусковатости взорванной породы, а также от объемного веса γ породы. С уменьшением коэффициента разрыхления разрушенной породы k_p от 1,4 — 1,5 до 1,05 K_F увеличивается с $(0,5+1)10^5$ Па до $(7-9)10^5$ Па. С увеличением γ и среднего размера куска d_{cp} разрушенной породы и развале (при $k_p = const$) пропорционально возрастает и K_F .

Относительный показатель *трудности экскавации разрушенных пород* Π^p , определяется по эмпирической формуле

$$\Pi^p = 2,2 \cdot A \left(1 + \frac{10}{k_p}\right), \quad (3.1.3)$$

где $A = 10^{-6} (\gamma d_{cp} + 10^{-2} \tau_{сж})$.

d_{cp} — средний размер кусков разрушенной породы в развале, см;

γ — объемный вес, $кг/дм^3$.

Аналогично горным породам в массиве по величине Π^p , разрушенные породы разделяются на 10 классов (табл. 3.1.1).

Таблица 3.1.1

Классификация разрушенных пород по экскавируемости

Классы	Коэффициент разрыхления K_p при кусковатости (по d_{90})					Показатель P_p
	0,05 <	0,05-0,15	0,15-0,35	0,35-0,55	>0,55	
II	1,05-1,40	1,2-1,45	1,3-1,50	1,5-1,60	-	До 3
	1,10-1,15	1,25-1,30	1,35-1,40	-	-	
	и более	и более	и более	-	-	
	1,2-1,25 и более	1,35-1,50	1,5-1,60	-	-	
III	1,01-1,03	1,10-1,05	1,15-1,25	1,25-1,40	1,35-1,60	От 3 до 6
	1,01-1,10	1,10-1,25	1,2-1,35	1,3-1,60	1,5-1,60	
	1,10-1,20	1,40	1,25-1,60	1,35-1,60	-	
III	-	1,02-1,05	1,10-1,15	1,15-1,20	1,25-1,30	От 6 до 9
	1,01-1,03	1,05-1,15	1,10-1,20	1,2-1,30	1,3-1,50	
	1,02-1,10	1,10-1,20	1,15-1,25	1,25-1,40	1,35-1,60	
IV	-	1,01-1,02	1,03-1,05	1,10-1,15	1,2-1,25	От 9 до 12
	-	1,02-1,05	1,05-1,10	1,15-1,20	1,25-1,30	
	1,01-1,05	1,05-1,10	1,10-1,15	1,2-1,25	1,3-1,40	
V	-	-	1,01-1,03	1,05-1,10	1,10-1,20	От 12 до 15
	-	1,0-1,03	1,02-1,05	1,10-1,15	1,15-1,25	
	1,01-1,02	1,03-1,05	1,05-1,10	1,15-1,20	1,25-1,30	
VI	-	-	-	1,03-1,05	1,05-1,15	От 15 до 18
	-	-	1,01-1,03	1,05-1,12	1,15-1,20	
	1,0-1,01	1,01-1,05	1,03-1,10	1,10-1,15	1,2-1,25	
VII	-	-	-	1,02-1,03	1,03-1,08	От 18 до 21
	-	-	1,0-1,02	1,03-1,10	1,05-1,15	
	-	1,0-1,03	1,02-1,08	1,08-1,15	1,15-1,20	
VIII	-	-	-	1,01-1,02	1,02-1,05	От 21 до 24
	-	-	-	1,02-1,08	1,03-1,10	
	-	-	1,0-1,05	1,05-1,12	1,08-1,15	
IX	-	-	-	1,01-1,05	1,01-1,08	От 24 до 27
	-	-	-	1,02-1,08	1,05-1,12	
	-	-	1,0-1,02	-	-	
X	-	-	-	-	-	От 27 до 30
	-	-	-	1,01-1,02	1,01-1,03	
	-	-	-	1,01-1,05	1,02-1,10	

Примечание. В каждом классе в первой строке указаны значения K_p для разрушенных плотных пород, во второй строке – для разрушенных полускальных, в третьей – для разрушенных скальных пород.

В целом глубина внедрения ковша (черпания) z , скорость черпания v_c и интенсивность черпания i ($i = b_c \cdot z v_c$, где b_c – ширина ковша) зависят от удельного сопротивления взорванных пород копанью.

Особенно мала скорость черпания крупновзорванных скальных пород.

От глубины внедрения ковша зависит и высота черпания h_{ch} , необходимая для наполнения ковша. При этом минимальная высота черпания равна $h_{ch} = 3b_c$.

Таким образом, параметры черпания для принятых вида и модели выемочных машин определяются классом экскавируемости взорванных пород. Фактическая высота черпания мехлопаты сыпучих и связно – сыпучих пород меньше высоты расположения ее напорного вала.

3.2. Выбор выемочно-погрузочного оборудования при открытой разработке сложноструктурных месторождений

Выемка и погрузка, как правило, производятся одной машиной или одним комплексом машин. В практике открытых горных работ используют различные виды выемочно-погрузочного оборудования циклического и непрерывного действия с широким диапазоном технологических характеристик.

Техническая возможность и эффективность использования того или иного вида выемочного оборудования зависит в первую очередь от экскавируемости пород, а также от типа разрабатываемых месторождений, требуемой производительности одной машины и карьера в целом, способа выемки (валовой или раздельный), механизации смежных процессов (подготовки пород к выемке и транспортирования), размера карьера и его элементов, климатических условий и других факторов (табл. 3.2.1).

Колесные скреперы экономичны при выемке мягких ($P^m, \leq 4$) и механически разрыхленных плотных и полускальных пород ($P^p, \leq 3$) при дальности транспортирования L до 1 – 1,5 км. В настоящее время они применяются при разработке строительных горных пород и россыпей, а также на вспомогательных работах. Большегрузные скреперы могут успешно применяться на вскрышных работах и в мощных карьерах, особенно в период строительства.

Недостатки скреперов: сезонность выемки мягких пород, сравнительно небольшой срок службы, резкое снижение производительности с увеличением длины транспортирования, кусковатости (более 40 см) и обводненности (более 10-15%) экскавируемых пород.

Бульдозеры характеризуются мобильностью, маневренностью, высокой проходимостью и простотой конструкции, широко используются на вспомогательных работах. В качестве выемочных машин применяются при разработке россыпей, строительных горных пород и сложноструктурных залежей. Эффективность бульдозерной выемки ограничивается экскавируемостью пород ($P, \leq 6$, $P_s, \leq 5$ при мощности бульдозеров до 250 л.с.) и расстоянием перемещения 100 – 200 м.

Таблица 3.2.1

Допустимые условия работы выемочно-погрузочного оборудования

Оборудование	Емкость ковша, м ³	Высота уступа, м	Показатели трудности экскавации пород		Допустимый размер куска, м	Дальность перемещения породы, м	Паспортная производительность, м ³ /ч
			П ^м , мягкие породы	П ^р , скальные разрушенные породы			
<i>Погрузочно-транспортные машины</i>							
Колесные скреперы	40	0,5 ^{*1}	5	4	0,5	1500	500
Бульдозеры:							
гусеничные	15 ^{*2}	0,7 ^{*1}	8	7	1,5	70	1000 ^{*1}
колесные	15 ^{*2}	0,7 ^{*1}	6	5	1,0	100	800 ^{*3}
Одноковшовые погрузчики	33	15	6	7	2,0	1500	1200 ^{*1}
<i>Выемочно-погрузочные машины с жестким закреплением рабочего органа</i>							
Прямые мехлопаты	153	57	12	16	4,0	123	8200
Обратные лопаты	4	8	7	8	0,8	15	350
Струги	6 ^{*2}	10	8	-	0,8	10	600
Цепные экскаваторы	4,5	66	9	-	0,4	190	9300
Роторные экскаваторы	6,3	75	16	-	0,5	180	10000
Роторно-гребковые машины	-	30	-	12	1,0	50	1000
Обвало-погрузочные машины	-	30	7	-	0,8	30	500
Шнеко-буровые машины	1,6 ^{*4}	-	3 ^{*5}	-	-	85	250
Буровые комбайны	3,0 ^{*4}	-	3 ^{*5}	-	-	250	300
<i>Выемочно-погрузочные машины с гибкой подвеской рабочего органа</i>							
Драглайны	170	85	8	10	3,0	160	7600
Канатные скреперы	12	30	3	2	0,4	300	150
Башенные экскаваторы	14	100	4	3	0,7	500	250
Грейферы	3	10	3	2	0,7	40	250

*¹ - толщина стружки; *² - объем призмы волочения; *³ - при дальности перемещения 5-7 м; *⁴ - диаметр скважин, м; *⁵ - показатель трудности бурения породы П_б.

Копание связанных крупнозрванных скальных пород (K_p = 1,05; d_{ср} > 50см; γ ≥ 3 кг/дм³ механической лопатой с ковшом вместимостью 3-5 м³ происходит в режиме, близком к стопорному. При выемке связноспущучих и сыпучих взорванных пород предотвращение стопорения ковша достигается уменьшением глубины его внедрения в забой.

Одноковшовые погрузчики имеют высокую мобильность, небольшие размеры, меньшую металлоемкость на 1 м³ емкости ковша и меньшую стоимость по сравнению с экскаваторами той же производительности. Погрузчики с грузоподъемностью ковша до 40 т эффективны при выемке мягких и разрушенных пород (П^м, ≤ 6, П^р, ≤ 7) с перемещением на расстояние до 80 - 700 м на карьерах производственной мощностью 1 - 5 млн. т/год. Такие условия характерны для карьеров, на которых разрабатываются строительные материалы, руды цветных металлов.

Прямые механические лопаты верхнего черпания характеризуются высоким усилием копания 3-5 кг/см² (0,3+0,5 МПа), большим числом типоразмеров (P=0,25+100 м³ и более). Это обуславливает возможность эффективного применения их для выемки мягких, плотных и разрушенных пород (П^м, ≤ 8, П^р, ≤ 10) с последующей погрузкой в транспортные средства или перевалкой в выработанное пространство в различных горных, климатических и гидрогеологических условиях. В стопорном режиме прямыми мехлопатами можно вести выемку пород практически любой экскавируемости. Основным недостатком мехлопат - прерывность (цикличность) рабочего процесса: на собственно экскавацию (черпание) затрачивается лишь 20 - 30% общего времени цикла. Увеличение же мощности экскаватора ведет к резкому росту его массы.

Драглайны благодаря гибкой подвеске рабочего органа обеспечивают большую дальность перемещения породы. Это позволяет эффективно использовать мощные драглайны для выемки и перевалки мягких и разрушенных пород (П^м, ≤ 6, П^р, ≤ 8) в выработанное пространство, возведения насыпей, проведения траншей. Нижнее черпание позволяет разрабатывать драглайнами обводненные породы и подводные участки. Широко применяются драглайны для вторичной перевалки пород на отвалах, а также на вспомогательных работах (зачистка, проведение канав и др.). Поскольку напорное усилие у драглайнов отсутствует, эффективность выемки разрушенных пород (по кусковатости и связности) зависит от массы и емкости их ковшей. При увеличении емкости ковша с 4 до 15 м³ область применения драглайнов по экскавируемости пород расширяется с П^м = 4, до П^м = 8.

Цепные многочерпаковые экскаваторы используют для выемки мягких и плотных пород (П^м, < 6, П^р, ≤ 7). Вследствие этого выемка сезонная даже в районах с мягким климатом. Достоинства: высокая удельная производительность на 1 т массы экскаватора (на 20 - 30 % выше, чем у одноковшовых экскаваторов); большая высота уступа; непрерывность и безударность загрузки транспортных средств, что позволяет снизить коэффициент тары вагонов, а также широко применить высокопроизводительные ленточные конвейеры. Недостатки: использование рабочего органа для перемещения породы по забою до пункта разгрузки, что обуславливает большой износ направляющих устройств и черпаковой цепи, увеличивает энергоемкость процесса и снижает развиваемое усилие черпания.

У роторных экскаваторов разделение функций выемки и транспортирования породы снижает по сравнению с цепными массу экскаватора на единицу производительности, позволяет увеличить усилие черпания до 10 - 14 кг/см².

(1,0 ÷ 1,4 МПа) и уменьшить расход электроэнергии. Повышенные усилия копания и широкий диапазон регулирования толщины стружки позволяют экскавировать плотные и мерзлые породы ($P^M, < 12 \div 14$). Эффективно осуществляется роторными экскаваторами раздельная выемка. Процесс черпания сравнительно легко поддается автоматизации. Недостатки: сезонность работы при нормальных усилиях черпания, большие динамические колебания роторной стрелы у крупных моделей, затрудненность борьбы с налипанием на рабочий орган и конвейерные ленты экскавируемых влажных и вязких клин.

Многообразие природных и горнотехнических условий предопределяет применение различных вариантов использования горнотранспортной техники. Инженерной задачей в этом случае является выбор оборудования, наиболее соответствующего условиям конкретного карьера [1]. При этом он должен быть осуществлен как для технологического потока в целом так и для каждого технологического процесса в частности. Поэтому решение указанной задачи начинается с определения общей структуры элементарных технологических потоков, а основой для их формирования служит объединение отдельных процессов горного производства в единую технологическую схему с учетом [1-3]:

- физико-механических свойств горных пород (влияют на необходимость проведения и способы предварительной подготовки пород к выемке);
- морфологических особенностей строения месторождения (влияют на выбор способов предварительной подготовки пород к выемке и собственно выемки полезных ископаемых);
- потребительских свойств горной массы (влияют на выбор способов предварительной подготовки пород к выемке, технологию ведения выемочно-погрузочных и транспортных работ и складирования горной массы);
- параметров месторождения (влияют на выбор системы разработки, типов и типоразмеров горнотранспортного оборудования).

Таким образом, прослеживается очевидная взаимосвязь структуры технологического потока с горно-геологическими характеристиками месторождения. При этом на сложноструктурных месторождениях участки карьеров со сходными признаками и одинаковой технологией горнотранспортных работ предложено объединять в природно-технологические зоны карьеров [1,2,3], что положено в основу формирования структуры технологических потоков. Порядок формирования таких зон включает в себя:

1. Районирование карьера по природно-технологическим признакам с выделением характерных зон на основе изучения контролируемых параметров месторождения.
2. Определение требований к параметрам отдельных процессов, являющихся следствием горно-геологических характеристик месторождения и условий, предъявляемых потребителями к минеральному сырью или вытекающих из интересов рационального использования недр и охраны окружающей среды в обуславливающих особенности формирования технологического потока в каждой природно-технологической зоне.

Районирование карьера по природно-технологическим признакам с выделением характерных зон осуществляется на основе изучения таких контроли-

руемых параметров месторождения, как распределение полезного компонента в горном массиве, минералогический состав руды, параметры и строение рудных тел, физико-механические свойства и блочность горных пород. При этом определяющими являются факторы, обуславливающие потребительские свойства горной массы и преобладающие при выделении природно-технологических зон карьера.

В частности, при открытой разработке месторождений Мурунтау, Кокпактае и Даугтызтау выделяют рудную, руднопородную и породную зоны, отличающиеся друг от друга по размерам, строению и степени насыщенности массива рудными телами.

Так, в рудной зоне более 50% горной массы составляет товарная руда, сосредоточенная в массивных мощных рудных телах и участках простого строения. Остальная горная масса представлена главным образом забалансовой рудой (более 40%) и лишь незначительная часть (менее 10%) - породой. Рудно-породная зона лишь на 20% состоит из товарной руды, сосредоточенной в маломощных рудных телах и участках сложного и весьма сложного строения. Остальную горную массу в этой зоне составляют забалансовая руда и пустая порода (по 30-40%). В породной зоне товарная руда практически отсутствует.

Требования к параметрам отдельных процессов технологического потока формируются на основе анализа горно-геологических характеристик месторождения, технических условий на поставляемое минеральное сырье, экономически целесообразного уровня потерь и разубоживания полезного ископаемого, а также ограничений на уровень воздействия горного производства на окружающую среду. Например, при подготовке рудной массы к выемке параметры буровзрывных работ определяются с учетом требований потребителей к кусковатости и качеству поставляемой руды, что накладывает определенные ограничения на удельный расход ВВ и степень нарушения геологической структуры массива при взрыве с целью уменьшения перемешивания руды и вмещающих пород. При ведении выемочно-погрузочных работ должны быть выдержаны такие параметры уступов и выемочно-погрузочного оборудования, которые обеспечивают максимальный выход товарной руды требуемого качества.

Формирование элементарных грузопотоков для каждой природно-технологической зоны и общих грузопотоков карьера осуществляется на основе анализа геологической характеристики этой зоны, а определение их параметров - на основе проектного режима горных работ. При этом следует иметь в виду, что если для рудной и породной зон параметры таких потоков относительно постоянны во времени, а их колебания главным образом определяются надежностью транспортного и выемочно-погрузочного звеньев, то для рудно-породной зоны главенствующее значение приобретает сложность строения забоев, в которых сорт горной массы так же, как и адрес разгрузки, может изменяться по несколько раз в смену. Поэтому на месторождениях со сложными природными условиями общекатьерные грузопотоки руды (товарной и забалансовой) относятся к типу сложных [2] и формируются из разнородных элементарных грузопотоков, характеризующихся к тому же переменной интенсивностью. Однако на определенном этапе формирования общекатьерных грузопотоков происходит

стабилизация их параметров, что в конкретных условиях позволяет применять вместо простых их комбинированные разновидности. К таким условиям прежде всего относятся глубина и линейные размеры карьера, когда экономически целесообразным становится применение автомобильно-конвейерного транспорта.

Практика проектирования и разработки месторождений полезных ископаемых показывает, что один и тот же объем горных работ может быть выполнен с использованием различных вариантов комплексной механизации технологических потоков. При этом выбор варианта производят на основе математического моделирования, конечная же цель такого выбора заключается в определении такой ее структуры, которая бы обеспечила получение минерального сырья заданного качества и в требуемом количестве с наименьшими затратами.

Варианты могут отличаться себестоимостью и качеством продукции, энерго- и трудоемкостью процессов, величиной экологического ущерба и т.п. Первым важным шагом на пути выбора комплексной механизации технологических потоков на карьерах является выбор оптимизируемой величины - критерия оценки решаемых задач.

Составление математических моделей горного производства представляет собой сложную задачу в связи с его динамичным характером, множественностью взаимозависимых процессов, стохастическим характером их протекания, неоднородностью физико-механических параметров объекта разработки, недостаточностью как количества, так и качества информации о свойствах объекта разработки и их взаимосвязях с параметрами технологических процессов и т.п. При составлении математических моделей основной задачей является выражение количественных зависимостей реальных процессов в математической форме при условии учета его специфических качественных особенностей, а выбор и принятие критерия эффективности решения задач представляется важным моментом математического моделирования. При этом критерий эффективности должен характеризовать соответствие между поставленной целью и результатом исследования операции и удовлетворять следующим условиям: допускать количественное выражение, быть чувствительным к изменению параметров исследуемой системы, обладать небольшой дисперсией, быть достаточно простым.

Совокупность этих условий определяет информативность критерия, а информация о реальном процессе и состоянии анализируемой системы является первоосновой математической модели. Получение информации о взаимосвязях характеристик объекта с параметрами изучаемой системы представляет основную трудность в построении математической модели.

Практика показывает, что в настоящее время снижается эффективность упрощенных технико-экономических расчетов, основанных на традиционных качественных оценках и представлениях о взаимодействии факторов горного производства и их влиянии на конечный результат. Достоверная количественная оценка такого воздействия возможна при использовании вариантного метода представления исходной и расчетной информации, определении в каждой группе взаимодействующих факторов управляемых параметров, установлении критериев их эффективности и взаимосвязи с конечным результатом.

Взаимодействие указанных факторов целесообразно исследовать на осно-

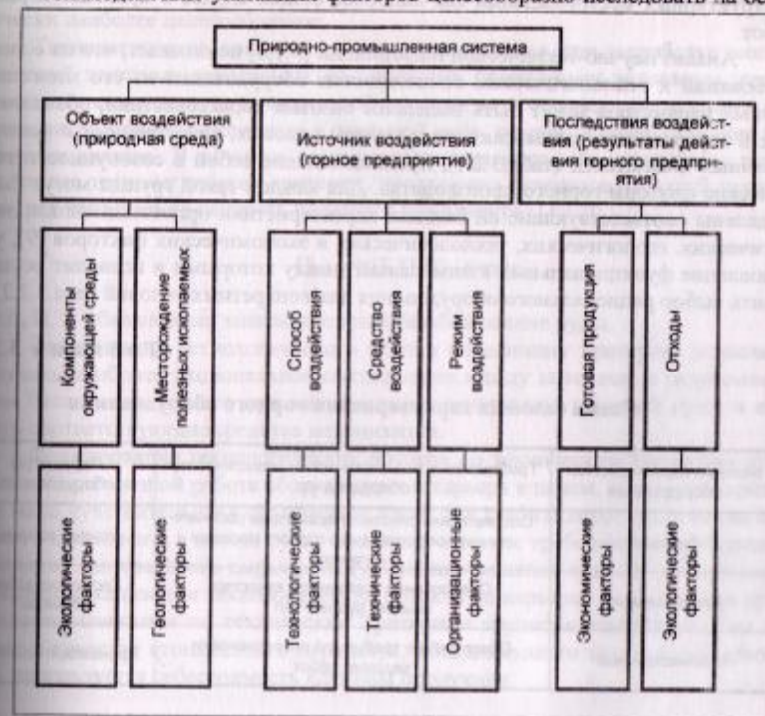


Рис. 3.2.1. Функциональная структура горного производства.

ве функциональной структуры горного производства [4], рассматривая его как природно-промышленную систему. Анализ такой структуры (рис.3.2.1) показывает, что ее компоненты тесно взаимодействуют друг с другом. Следовательно, в таком же взаимодействии находятся и факторы горного производства, являющиеся элементами указанной функциональной структуры. На основании этого можно сделать вывод о том, что факторы горного производства (геологические, технологические, технические, организационные, экологические и экономические) целесообразно рассматривать как единую совокупность. При этом следует иметь в виду, что, как правило, факторы, принадлежащие такой совокупности, в пределах одного месторождения остаются постоянными, изменяются по известной закономерности или являются независимыми переменными [5], а выводы, сделанные на основе их анализа, носят сугубо индивидуальный, присущий лишь конкретному месторождению характер [6].

Рассмотрим взаимодействие факторов горного производства на примере их влияния на выбор выемочно-погрузочного оборудования карьеров для слож-

ноструктурных месторождений как наиболее общем случае в практике горных работ.

Анализ научно-технической информации [3,7,8] показывает, что на основе требований к технологическим возможностям оборудования из его многочисленных параметров могут быть выделены базовые характеристики, объединенные в иерархически взаимосвязанные группы силовых, качественных и количественных показателей (табл.3.2.1), представляющие собой в совокупности технические факторы горного производства. Для каждой такой группы могут быть выделены соответствующие ей базовые характеристики организационных, экологических, геологических, технологических и экономических факторов [9], установление функциональных взаимосвязей между которыми и позволит осуществить выбор рационального оборудования для конкретных условий (рис.3.2.2).

Таблица 3.2.2

Схема базовых характеристик горного оборудования

Базовые характеристики оборудования	Требования к технологическим возможностям оборудования	Параметры оборудования
Силовые	Соответствие силовых параметров рабочего органа сопротивлению горного массива копания	Усилие копания
Качественные	Обеспечение требуемого качества выемки рудных тел	Геометрические размеры
Количественные	Обеспечение требуемой интенсивности ведения работ	Производительность

На сложноструктурных месторождениях селективная добыча полезных ископаемых предопределяет применение автомобильного транспорта [7,8], а уровень потерь и разубоживания являются показателями совершенства применяемой технологии и соответствующего ей оборудования [10,11]. В связи с этим произведем анализ влияния факторов на выбор оборудования для месторождений такого типа только для выемочно-погрузочного оборудования.

В настоящее время наиболее распространены три основных подхода к оценке вариантов комплексной механизации технологических потоков [8]: по одному из технологических показателей (содержание полезного компонента в руде, количество товарной руды из единицы объема, потери, разубоживание руды и т.п.) - технологические критерии; по техническим показателям (коэффициент использования горнотранспортного оборудования, его производительность и т.п.) - технические критерии; по стоимостным показателям (прибыль, стоимость горнотранспортных работ, произведенные затраты и т.п.) - экономические критерии.

Критерий оценки является мерой выражения эффективности принятого решения и поэтому обязательно должен включать один из стоимостных пара-

метров [10], по которому из множества возможных решений выбирается экономически наиболее целесообразное.

Технологические критерии широко применяются при разработке месторождений полезных ископаемых со сложными природными условиями, когда для оценки совершенства применяемой технологии и техники используются содержание полезного компонента в товарной руде, потери и разубоживание балансовых запасов. В качестве стоимостного параметра, объединяющего перечисленные технологические критерии, предложено использовать такой показатель, как извлекаемая ценность полезного компонента [11,12]:

$$Ц_{\text{извл}} = f(B, P, R) \rightarrow \max,$$

где B, P, R - балансовые запасы, потери и разубоживание руды.

Оптимизация технологического потока по данному критерию позволяет получить наиболее рациональное соотношение между потерями и разубоживанием балансовых запасов при максимальном количестве товарной руды и выбрать соответствующие средства механизации.

Формирование технологических потоков по техническим критериям способствует ритмичной работе оборудования и карьера в целом, однако эти критерии мало чувствительны к созданию условий для стабилизации содержания полезного компонента в потоке руды, поскольку жесткие требования потребителей к качеству минерального сырья зачастую делают решение задач по выбору комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными природными условиями по техническим критериям трудноразрешимыми. Тем не менее в качестве стоимостного параметра, объединяющего технические критерии, используется себестоимость единицы продукции:

$$c = f(Z, Q) \rightarrow \min,$$

где Z, Q - общие затраты и производительность технологического потока.

В качестве одного из технических критериев предложено считать энергетические затраты на производство конечной продукции, одновременно характеризующие качественный уровень технологического процесса и технологические свойства объекта разработки [1,3,9]. При этом цель формирования структуры технологического потока и выбора его комплексной механизации в энергетическом эквиваленте может быть выражена таким образом: любое оборудование технологического потока должно работать с полной нагрузкой в условиях минимальной удельной энергоемкости процесса, а критерием эффективности производства в этом случае будет величина $\Sigma e \rightarrow \min$ (где Σe - суммарные удельные энергозатраты на процессы технологического потока). В качестве стоимостного параметра, характеризующего энергозатраты, выступает так же, как и для других технических критериев, себестоимость единицы продукции, поскольку энергозатраты представляют собой одну из статей общих издержек производства, неотъемлемой частью входящей в издержки каждого технологического процесса [10].

Открытая разработка месторождений полезных ископаемых существенно влияет на природную среду, а степень такого влияния зависит от применяемых технологий и техники в каждом технологическом процессе горного производства. Для оценки такого влияния предложено использовать экологический критерий [3,12], представляющий собой ущерб компонентам окружающей природной среды в натуральном выражении от каждого процесса с конкретной механикой в технологических потоках карьера (отторжение земельных уголний, пылегазовые выбросы, изменение гидрологического режима района и т.п.). В качестве стоимостного параметра, характеризующего степень воздействия горного производства на окружающую среду, выступает экологический ущерб в денежном выражении, численно равный затратам на ликвидацию или уменьшение до допустимого уровня вредного воздействия. Лучшими вариантами признаются те, которые по количественным показателям или экономической эффективности оказывают наименьшее влияние на экологическое равновесие в природной среде.

Экономические критерии при обосновании комплексной механизации карьера определяются по всему комплексу горных работ, что позволяет путем перераспределения затрат между отдельными процессами технологических потоков добиваться наибольшего эффекта горного производства. Поскольку экономические критерии имеют более общий характер, к ним могут быть сведены все другие критерии, а эффективность принятых решений целесообразно оценивать по прибыли, определяемой с учетом ущерба окружающей природной среде [12]:

$$P_{\text{общ}} = \Pi_{\text{эко}} - Z_{\text{общ}} - Y_{\text{ос}} \rightarrow \max,$$

где $Z_{\text{общ}}$, $Y_{\text{ос}}$ - общие затраты на производство продукции и ущерб окружающей среде.

Если рассматривать карьер как природно-промышленную систему, в которой суммарные затраты на производство готовой продукции и охрану окружающей среды минимальны, то в конкретных условиях может оказаться экономически выгодным вариант с более дорогой технологией ведения работ, но с меньшим ущербом окружающей среде и минимальными затратами на ее охрану [3]. То же самое можно сказать и о вариантах с наименьшими энергозатратами, лучшим качеством товарной руды и наименьшей себестоимостью, когда по критерию общей прибыли наиболее предпочтительным может оказаться не самый лучший по качеству руды или энергозатратам. Из этого следует, что энергозатраты, извлекаемая ценность, себестоимость и ущерб окружающей среде могут рассматриваться в качестве частных критериев оценки комплексной механизации технологических потоков, тогда как прибыль играет роль интегрального критерия при выборе рационального варианта (рис.3.2.3). В конкретных условиях возникает необходимость оценки комплексной механизации технологических

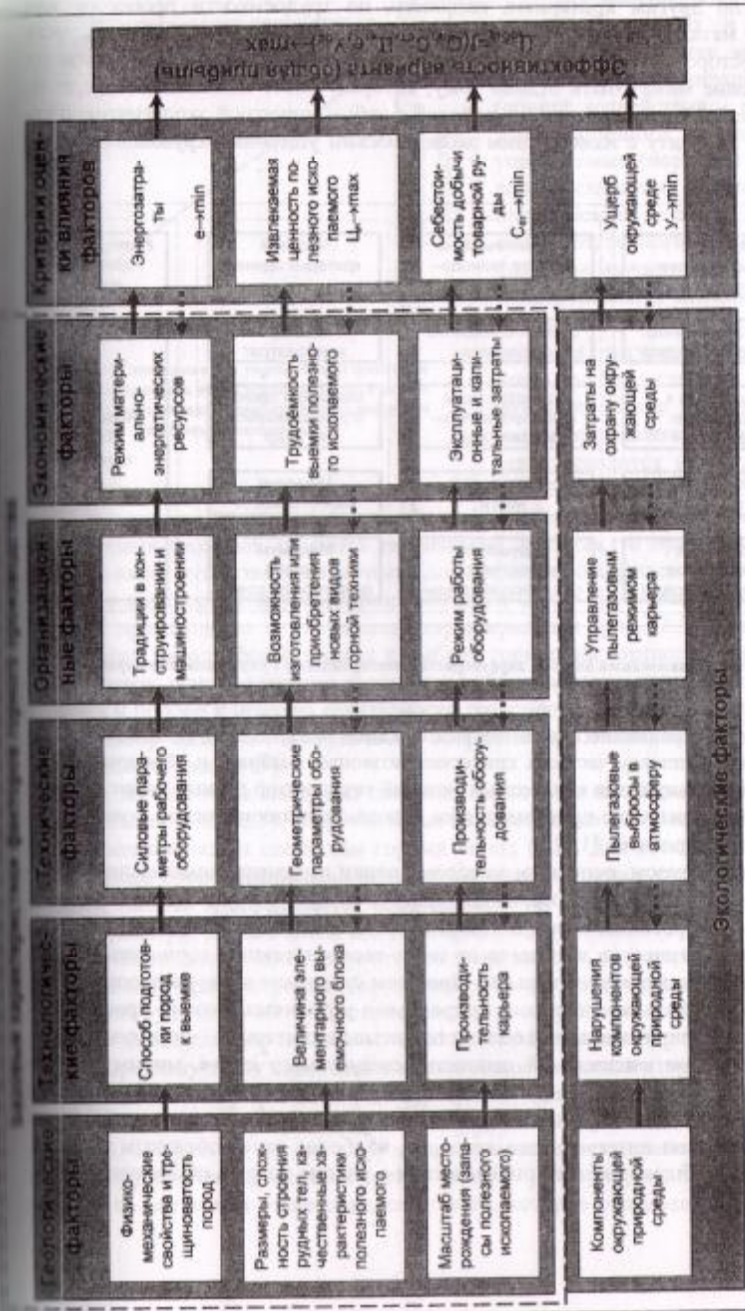


Рис. 3.2.2. Схема взаимосвязей факторов горного производства.

потоков по другим критериям, например, по трудоемкости процессов или удельной металлоемкости оборудования. При ограниченных энергоресурсах района месторождения из конкурирующих вариантов комплексной механизации предпочтение может быть отдано тому, который имеет наименьшие энергозатраты на единицу продукции, а в районах с неблагоприятной экологической ситуацией - варианту с наименьшим экологическим ущербом окружающей среде и т.п.

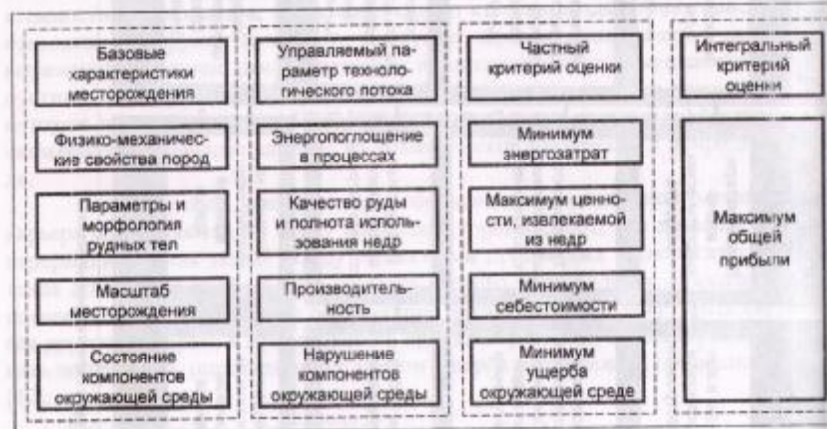


Рис.3.2.3.Схема взаимосвязей базовых характеристик месторождения с управляемыми параметрами технологических потоков и критериями их оценки.

В целом сравнение вариантов комплексной механизации технологических потоков по комплексу частных критериев позволяет выбрать и обосновать наиболее рациональную для конкретных условий технологию горных работ. Однако окончательное решение принимается на основании экономической оценки конкурирующих вариантов [1,3].

Таким образом, основным методом оценки вариантов комплексной механизации технологических потоков на карьерах следует считать метод математического моделирования, базирующийся на количественных зависимостях параметров технологических процессов от горно-геологических и горнотехнических характеристик конкретного карьера. При этом сравнение конкурирующих вариантов для карьеров со сложными природными условиями должно проводиться на основе многокритериальной оценки по частным критериям (минимум энергозатрат, максимум извлекаемой ценности минерального сырья, минимум себестоимости готовой продукции, минимум ущерба окружающей природной среде и т.п.), а окончательное решение принимается на основе экономической оценки с использованием интегрального критерия, наиболее целесообразным из которых является общая прибыль, определяемая с учетом ущерба окружающей природной среде.



Рис.3.2.4.Схема алгебры управляемых факторов на общую прибыль через экономические и экологические последствия разработки месторождения полезных ископаемых.

Все многообразие факторов, взаимодействующих в процессе горного производства, можно разделить на группу неуправляемых (объект воздействия - месторождение полезного ископаемого) и управляемых (источник воздействия - технология ведения работ, применяемая техника, организация работ, экология производства) факторов, манипулируя которыми можно изменять экономические и экологические последствия воздействия, регулируя, тем самым, прибыль как главную целевую функцию. Схема указанного подхода представлена на рис.3.2.4, а задача сводится к поиску такого соотношения между ними и последствиями разработки месторождения, которое обеспечивает получение максимальной прибыли. Поскольку одними из главных управляемых факторов являются технические факторы, то правильный выбор техники имеет существенное значение для эффективного решения такой задачи. В связи с этим, ориентируясь на разработанную схему взаимодействия факторов горного производства и их базовые характеристики (рис.3.2.3), предлагается следующий методический подход к выбору горнотранспортного оборудования для карьеров, основу которого составляет выбор выемочно-погрузочного оборудования и подбор к нему по сочетаемости транспортного оборудования. Схематично выбор выемочно-погрузочного оборудования может быть представлен следующим образом [13].

На первом этапе выбора из дальнейшего анализа исключаются такие типы оборудования (рис.3.2.5), энергосиловые параметры которого не соответствуют физико-механическим свойствам горных пород (1,7). Для всех моделей оставшихся типов оборудования рассчитываются энергозатраты с учетом подготовки пород к выемке и определяется оборудование (4) с минимальным значением этого параметра. Однако вновь все оставшееся оборудование (2-6,8) подвергается сопоставительному анализу на втором этапе выбора, на котором исключается из дальнейшего рассмотрения оборудование (8), не обеспечивающее требований к товарной руде по качеству, и определяется то оборудование (3), которое обеспечивает максимальную извлекаемую ценность полезного ископаемого.

К третьему этапу сопоставительного анализа принимается все оборудование, прошедшее второй этап (2-6), и в результате анализа исключается то, которое не обеспечивает требуемой производительности или интенсивности ведения работ (2), оставляется же как оборудование с минимальной себестоимостью (3), так и оборудование, прошедшее третий этап (3-6), из которого при дальнейшем анализе на четвертом этапе определяется то, которое оказывает минимальное

воздействие на окружающую среду (5), а оказывающее недопустимое воздействие исключается из дальнейшего рассмотрения (6). Из оставшегося оборудования (3-5) выбирается то, которое обеспечивает получение максимальной прибыли (4) и которое (если нет других ограничений, например, по экологии, потреблению энергии и энергоносителей и т.п.) принимается к реализации.

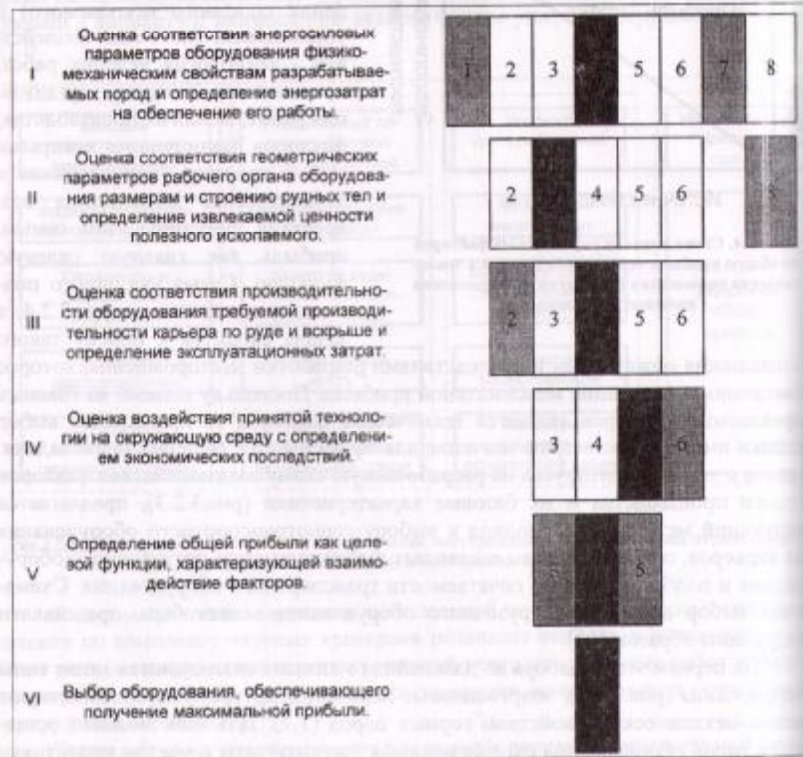


Рис.3.2.5. Схема выбора оборудования при многофакторном анализе:
 - оборудование с наилучшими показателями по группе факторов;
 - оборудование, не соответствующее критериям оценки и исключаемое из дальнейшего анализа.

Таким образом, последовательно исключая из сопоставительного анализа оборудование, не отвечающее предъявляемым требованиям, к использованию принимают лишь то, которое с учетом всего многообразия влияющих факторов обеспечивает получение максимальной прибыли. При этом возможен вариант, когда применяемое оборудование, например, с минимальными энергозатратами или максимальным извлечением ценности не даст наибольшего экономического

эффекта, а наиболее приемлемым будет оборудование с какими-то промежуточными показателями.

Поскольку на коренных месторождениях золота сложность строения рудных тел, многосортность полезного ископаемого, неравномерность распределения рудных тел в горном массиве и т.п. предопределяют применение ковшевого выемочно-погрузочного оборудования циклического действия, метод выбора горнотранспортного оборудования в первую очередь ориентирован на такие типы выемочно-погрузочного оборудования, как мехлопаты и фронтальные погрузчики. Общим технологическим элементом в данном случае является высота уступа, от которой зависят энергозатраты, качество добываемой руды и интенсивность работ. Поэтому первый этап выбора оборудования начинается с определения диапазона и шага изменения высоты уступа, которые затем используются в дальнейших аналитических расчетах.

После выбора выемочно-погрузочного оборудования к нему подбираются пригодные по сочетаемости типы транспорта, из которых таким же методом определяется модель, наиболее целесообразная для работы в рассматриваемых условиях.

3.3. Взаимосвязи показателей работы выемочно-погрузочного оборудования с горнотехническими параметрами горного массива

Исследование взаимосвязей показателей работы выемочно-погрузочного оборудования с горнотехническими параметрами горного массива является основой для определения соответствующих характеристик и показателей процесса горного производства. Исходные данные для математической интерпретации таких взаимосвязей с наибольшей достоверностью могут быть получены только в результате экспериментальных исследований. В связи с этим в карьере Мурунку, являющемся наиболее характерным среди карьеров со сложными горнотехническими условиями, был проведен комплекс таких исследований, цель которых заключалась в установлении следующих зависимостей:

- производительности мехлопат от качества рыхления горного массива;
- зависимости удельного сопротивления разрушенной горной массы копания от качества рыхления горного массива.

Экспериментальные исследования проводились в действующих забоях с определением гранулометрического состава фотопланиметрическим методом, а величие черпания электрических мехлопат определялось косвенно по току двигателя подъема ковша с предварительной тарировкой контрольными грузами. Обработка результатов опытно-промышленных и промышленных экспериментов в различных условиях позволила установить зависимость производительности экскаватора ЭКГ-8И за 1,0 ч чистого времени работы от среднего размера куски взорванной горной массы (рис.3.3.1) и получить следующее аналитическое выражение [14]:

$$Q_{\text{ЭКГ-8И}} = 700 - 1900d_{\text{ср}}^2 + 36d_{\text{ср}}, \quad (3.3.1)$$

где $Q_{\text{ЭКГ-8И}}$ – производительность экскаватора ЭКГ-8И за 1 ч чистого времени работы, м³/ч;

$d_{\text{ср}}$ – средний размер куска взорванной горной массы, м.

Анализ полученной зависимости (рис.3.3.1) показывает, что по мере увеличения среднего размера куска взорванной горной массы производительность экскаватора ЭКГ-8И уменьшается и при $d_{\text{ср}} > 0,60$ м его работа становится практически невозможной. Это объясняется тем, что такая степень дробления трудно взрывааемых пород обеспечивается при удельном расходе ВВ $q=0,10-0,15$ кг/м³, которого явно недостаточно для дробления пород с требуемой степенью разрыхления массива.

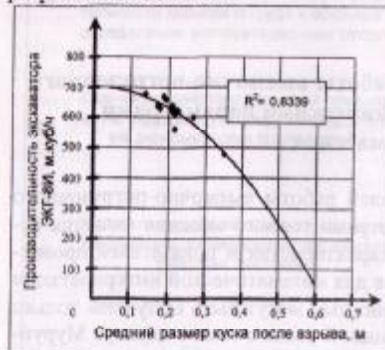


Рис.3.3.1. Зависимость производительности экскаватора ЭКГ-8И от среднего размера куска породы после взрыва.

ли отправным пунктом при построении зависимости удельного сопротивления массива копанью от среднего размера куска взорванной горной массы (рис.3.3.2). При этом взаимосвязь производительности экскаватора ЭКГ-8И со средним размером куска взорванной горной массы (рис.3.3.1) использована в соответствии с методикой [15] для расчетов удельного сопротивления пород копанью. В расчетах принято, что мощность привода рабочего органа экскаватора является величиной постоянной и используется полностью, а производительность экскаватора находится в обратной зависимости от удельного сопротивления разрушенной горной массы копанью.

Удельное сопротивление пород копанью определено для связно-сыпучего (коэффициент разрыхления $K_p = 1,15$; $d_{\text{ср}} = 0,08-0,15$ м; $\sigma_{\text{сж}} = 80$ МПа) и осыпавшегося (коэффициент разрыхления $K_p = 1,4$; $d_{\text{ср}} = 0,08-0,15$ м, $\sigma_{\text{сж}} = 80$ МПа) забоев. Результаты экспериментов (табл.3.3.1) использованы для определения взаимосвязи удельного сопротивления разрушенных пород копанью со средним размером куска взорванной горной массы. При этом учтено, что показатели работы экскаватора на осыпавшемся забое практически равны его технической производительности, а на связно-сыпучем - послужили

Таблица 3.3.1
Результаты определения удельного сопротивления пород копанью экскаватором ЭКГ-8И

Высота на толнения ковша, м	Коэффициент разрыхления массива	Площадь стружки, м ²	Усилие черпания, кН	Удельное сопротивление черпанию, МПа	Производительность экскаватора ЭКГ-8И, м ³ /ч
6,5	0,15	0,82	144	0,13	660
8,3	1,15	0,64	102	0,11	660
6,5	1,40	1,26	138	0,12	710
8,3	1,40	1,00	100	0,10	700

Зависимость (рис.3.3.2) является частным случаем, поскольку справедлива для разрыхленного массива, представленного породами с пределом прочности на сжатие $\sigma_{\text{сж}} = 80$ МПа.

Изучение справочных данных [15] показало, что при прочих равных условиях между удельным сопротивлением разрушенного массива копанью и пределом прочности пород на сжатие существует прямая зависимость линейного характера. Полагая, что при изменении среднего размера куска в разрыхленном массиве характер зависимости не изменится, была выполнена совместная обработка экспериментальных (рис. 3.3.2) и справочных данных, позволившая получить следующее выражение для определения сопротивления копанью при различных пределах прочности пород на сжатие и степени их дробления (рис. 3.3.3) [16]:

$$K_p = 0,75 \cdot 10^{-3} \sigma_{\text{сж}} + 0,07e^{3,3d_{\text{ср}}} - 0,07. \quad (3.3.2)$$



Рис.3.3.2. Зависимость удельного сопротивления пород копанью от среднего размера куска взорванной горной массы.

зависимости производительности экскаватора и удельного сопротивления разрушенной горной массы копанью от физико-механических свойств разраба-

Выражение (3.3.2) позволяет определить удельное сопротивление разрыхленной горной массы копанью в реальном интервале изменения среднего размера куска практически для всего диапазона изменения предела прочности пород на сжатие, имеющего место при открытой разработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями.

Таким образом, в результате экспериментальных исследований и анализа статистических материалов обработки опытных и промышленных блоков на карьере со сложными горно-геологическими условиями установлен-

тываемого массива и количественных характеристик его подготовки к выемочно-погрузочным работам.

При открытой разработке сложноструктурных месторождений в качестве выемочно-погрузочного оборудования возможно применение техники циклического (механические лопаты с электрическим или гидравлическим приводом, фронтальные погрузчики) и, в ряде случаев, непрерывного (роторные экскаваторы, фрезерные комбайны) действия.



Рис. 3.3.3. Зависимость удельного сопротивления разрыхления массива копания от предела прочности пород на сжатие при различных средних размерах кусков взорванной горной массы.

Комплект оборудования «буровой станок – электрический (гидравлический) экскаватор – автосамосвал» является универсальным и может применяться в любых горнотехнических условиях, а область его применения ограничивается качеством подготовки горного массива к разработке, определяемым удельным расходом ВВ, энергия которого затрачивается при взрыве в «зажатой» среде на дробление и разрыхление массива до требуемой по технологии степени. В этой связи нижняя граница диапазона определяется минимумом расхода ВВ на разрушение пород при степени дробления $n = 1,45$ [17] и коэффициенте разрыхления массива $K_p \rightarrow 1,0$, когда работа экскаватора становится практически невозможной.

Верхний уровень удельного расхода ВВ устанавливается степенью дробления и разрыхления массива, дальнейшее увеличение которого не влечет за собой роста производительности экскаватора, т.е. когда в рассматриваемых условиях экскаватор фактически достигнет технической производительности. Анализ графиков (рис.3.3.1 и 3.3.2) показывает, что такая ситуация возникает при $d_{ср} \leq 0,1$ м и $K_p \leq 0,125$ МПа. Результаты расчетов представлены в табл.3.3.2.

Анализ данных, приведенных в табл.3.3.2, свидетельствует о том, что удельный расход ВВ должен быть не менее 0,20-0,23 кг/м³ и не более 0,6 – 1,06 кг/м³. Указанные значения ограничивают область удельных расходов ВВ, при которых разработка горного массива мехлопатами либо невозможна (нижняя граница), либо не ведет к росту производительности оборудования (верхняя граница). При этом номинальный удельный расход ВВ составляет 60% от его максимальных значений.

Наибольшую сложность при определении показателей работы выемочно-погрузочного оборудования различного типа представляет установление взаимосвязи его производительности с удельным усилием копания, которое, в свою очередь, является функцией физико-технических свойств разрабатываемого горного массива (предела прочности пород на одноосное сжатие, среднего размера кусков взорванной горной массы). В результате проведенных исследований

Таблица 3.3.2

Результаты определения диапазона удельного расхода ВВ на рыхление массива

Предел прочности пород на сжатие, МПа	Плотность пород, т/м ³	Модуль упругости, 10 ³ МПа	Размер отдаленности в массиве, м	Размер куска после взрыва, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³	
					min	max
80	2,48	2,87	0,21	0,14	0,20	0,60
100	2,55	3,12	0,26	0,18	0,23	0,76
120	2,60	3,31	0,41	0,28	0,23	0,91
140	2,70	4,54	0,56	0,38	0,23	1,06

[16] такие взаимосвязи были установлены. В качестве исходных данных использовались имеющиеся классификации пород по крепости, трудности экскавации мехлопатами, сопротивлению копания роторными экскаваторами, паспортные характеристики оборудования, результаты опытных работ других исследователей [15-21].

В основу расчетов была положена зависимость развиваемого удельного усилия копания, характеризующего способность машины разрабатывать горный массив с заданным сопротивлением копания, от мощности привода рабочего органа и производительности оборудования [15]:

$$K_F = \frac{3,67P_p}{Q} \eta - 0,67 \cdot 10^{-2} \rho h, \text{ МПа}, \quad (3.3.3)$$

- Q - производительность оборудования за 1 ч чистого времени работы, м³/ч;
 P_p - мощность привода рабочего органа машины, кВт;
 η - коэффициент полезного действия привода рабочего органа машины;
 ρ - плотность разрабатываемых пород, т/м³;
 h - высота подъема горной массы рабочим органом, м;
 K_F - развиваемое удельное усилие копания, МПа.

Поскольку мощность привода рабочего органа конкретной выемочно-погрузочной машины является величиной постоянной, то при изменении развиваемого удельного усилия копания с K_F до K_{FN} производительность оборудования также изменится с Q до Q_n, но при этом будет выполняться равенство:

$$Q \frac{K_F}{\eta} + 0,67 \cdot 10^{-2} \rho \cdot h = Q_n \frac{K_{FN}}{\eta} + 0,67 \cdot 10^{-2} \rho \cdot h.$$

Откуда:

$$Q_n = Q \frac{K_F + 0,67 \cdot 10^{-2} \rho \cdot h}{\frac{K_{FH}}{\eta} + 0,67 \cdot 10^{-2} \rho \cdot h}, \text{ м}^3/\text{ч.} \quad (3.3.4)$$

Использование формулы (3.3.4) при расчетах производительности мехлопат, роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов имеет свои особенности, поскольку влияние величины $R_{п.ух} = 0,67 \cdot 10^{-2} \rho \cdot h_n$ на конечный результат в этих случаях различно. Так, при разработке горных массивов механическими лопатами ($K_F = 0,125$ МПа, $K_{FH} = 0,150$ МПа, $\rho = 2,6$ т/м³, высота подъема горной массы рабочим органом $h = 8$ м) расхождение не превышает 7 %, а при $K_{FH} = 0,250$ МПа и тех же значениях ρ и h - достигает 30 %. Поэтому влияние величины $R_{п.ух}$ на их производительность следует учитывать. Тогда, приняв коэффициент полезного действия приводов экскаватора $\eta = 0,9$ [15], после соответствующих преобразований получаем выражение для определения производительности мехлопат при изменении условий экскавации:

$$Q_{ин} = Q_n \frac{K_F + 0,13}{K_{FH} + 0,13}, \quad (3.3.5)$$

где $Q_{ин}$, Q_n - соответственно новая и исходная производительность мехлопаты, м³/ч.

При использовании роторных экскаваторов ($K_F = 0,7$ МПа, $K_{FH} = 1,0$ МПа, $\rho = 2,6$ т/м³ и $h = 5$ м) расхождение составляет не более 3 %. Если учесть, что в реальных условиях отклонения удельного сопротивления разрыхленных пород копанию от средних значений достигают 30-50% [19] и оказывает на производительность оборудования более существенное влияние, то величиной $R_{п.ух} = 0,67 \cdot 10^{-2} \rho \cdot h_n$ в расчетах производительности роторных экскаваторов можно пренебречь.

Влияние величины $R_{п.ух} = 0,67 \cdot 10^{-2} \rho \cdot h_n$ на производительность фрезерных комбайнов еще меньше, поскольку высота подъема горной массы не превышает 1,0 м. Поэтому для роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов формулу (3.3.5) с достаточной степенью точности можно использовать в виде

$$Q_{ин} = Q_n \frac{K_F}{K_{FH}}, \quad (3.3.6)$$

В практике открытых горных работ непосредственное установление удельного сопротивления горного массива копанию представляет определенные трудности. Поэтому данный параметр устанавливают по косвенным характеристикам горного массива, в частности таким, как прочность пород на одноосное сжатие и средний размер куска взорванной горной массы, используя следующий порядок расчетов [16].

Производительность механических лопат различных моделей находится в прямой зависимости от вместимости ковша и в обратной зависимости от продолжительности цикла экскавации:

$$Q_n = \frac{QE_n t}{E t_n} \quad (3.3.7)$$

где E , E_n - вместимость базового и n-модели ковша экскаватора, м³;

t , t_n - продолжительность цикла экскаватора с базовым и n-й моделью ковшом.

Приняв в качестве эталонной предельную производительность экскаватора ЭКГ-8И при разработке сложноструктурных месторождений $Q = 700$ м³/ч (рис.3.3.1), продолжительность цикла $t = 28$ с и вместимость ковша 8 м³, получаем выражение для определения эталонной производительности применительно к другим моделям экскаваторов:

$$Q_n = \frac{2450E_n}{t_n} \quad (3.3.8)$$

При изменившихся условиях определим производительность одноковшового экскаватора путем подстановки в формулу (3.3.5) значения $Q = Q_n$ из (3.3.8) и K_{FH} из (3.3.2):

$$Q_{ин} = \frac{2450E_n (K_F + 0,13)}{t_n ((0,75 \cdot 10^{-3} \sigma_{с.ж} + 0,07e^{3,34\sigma} - 0,07) + 0,13)} \quad (3.3.9)$$

При неизвестном значении K_F производительность мехлопаты $Q_{ин}$ можно определить, заменив в выражении (3.3.1) первое слагаемое на эталонное значение производительности другой модели экскаватора из выражения (3.3.8), полагая, что характер ее изменения в зависимости от среднего размера куска взорванной горной массы одинаков для всех моделей экскаваторов:

$$Q_{ин1} = \frac{2450E_{kn}}{t_{ин}} - 1900d_{ср}^2 + 36d_{ср} \quad (3.3.10)$$

Формула (3.3.6) при разработке горного массива фрезерными комбайнами с учетом $K_{FH} = K_{FФН} = 0,06\sigma_{сж}$ [16], а роторными экскаваторами – с учетом $K_{FH} = K_{FPH} = 3,5(0,75 \cdot 10^{-3} \sigma_{сж} - 0,07)e^{3,3d_{ср}} - 0,07$ соответственно принимает вид

$$Q_{FH} = Q_{Ф} \frac{K_{FФ}}{0,06\sigma_{сж}}, \quad (3.3.11)$$

$$Q_{PH} = \frac{Q_{P} K_{FP}}{3,5(0,75 \cdot 10^{-3} \sigma_{сж} + 0,07)e^{3,3d_{ср}} - 0,07}, \quad (3.3.12)$$

где $K_{FФ}$ - удельное сопротивление пород копанью при известной производительности $Q_{Ф}$ фрезерного комбайна, $K_{FФ} = 1,2$ МПа [15,18];

K_{FP} - удельное сопротивление пород копанью при известной производительности Q_{P} роторного экскаватора (принимается по паспортным данным), МПа.

На рис.3.3.4 представлены номограммы, иллюстрирующие взаимосвязь физико-механических свойств пород с удельным усилием копания и производительностью выемочно-погрузочного оборудования. В частности, при разработке пород с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} \leq 120$ МПа, размере среднего куска взорванной горной массы 0,3 м и сопротивлении пород копанью $K_{F} = 0,18$ МПа производительность экскаваторов ЭКГ-8И ($E_{ср} = 8$ м³) составляет $Q_{с} = 400$ м³/ч (рис. 3.3.4,а). При увеличении степени дробления и уменьшении среднего размера куска до 0,2 м эти параметры соответственно изменяются на $K_{F} = 0,15$ МПа и $Q_{с} = 580$ м³/ч. Для получения такого размера среднего куска удельный расход ВВ должен составлять 0,57 кг/м³.

Известно [22], что роторные экскаваторы по сравнению с мехлопатами имеют следующие недостатки и преимущества:

- капитальные вложения на 25 % выше независимо от производительности технологического потока;
- эксплуатационные затраты ниже на 25 % при производительности 4200 т/ч и на 100 % при производительности 7200 т/ч;
- отношение общей массы транспортного средства к полезной массе перемещаемого груза в два раза ниже.

Перечисленные отличия обуславливают в ряде случаев целесообразность с экономической и энергетической точек зрения применение поточной технологии наряду с роторными экскаваторами на сложноструктурных месторождениях. Однако перспективы использования роторных экскаваторов на таких месторождениях обуславливаются технической возможностью создания разрушенного массива с заданным сопротивлением копанью.

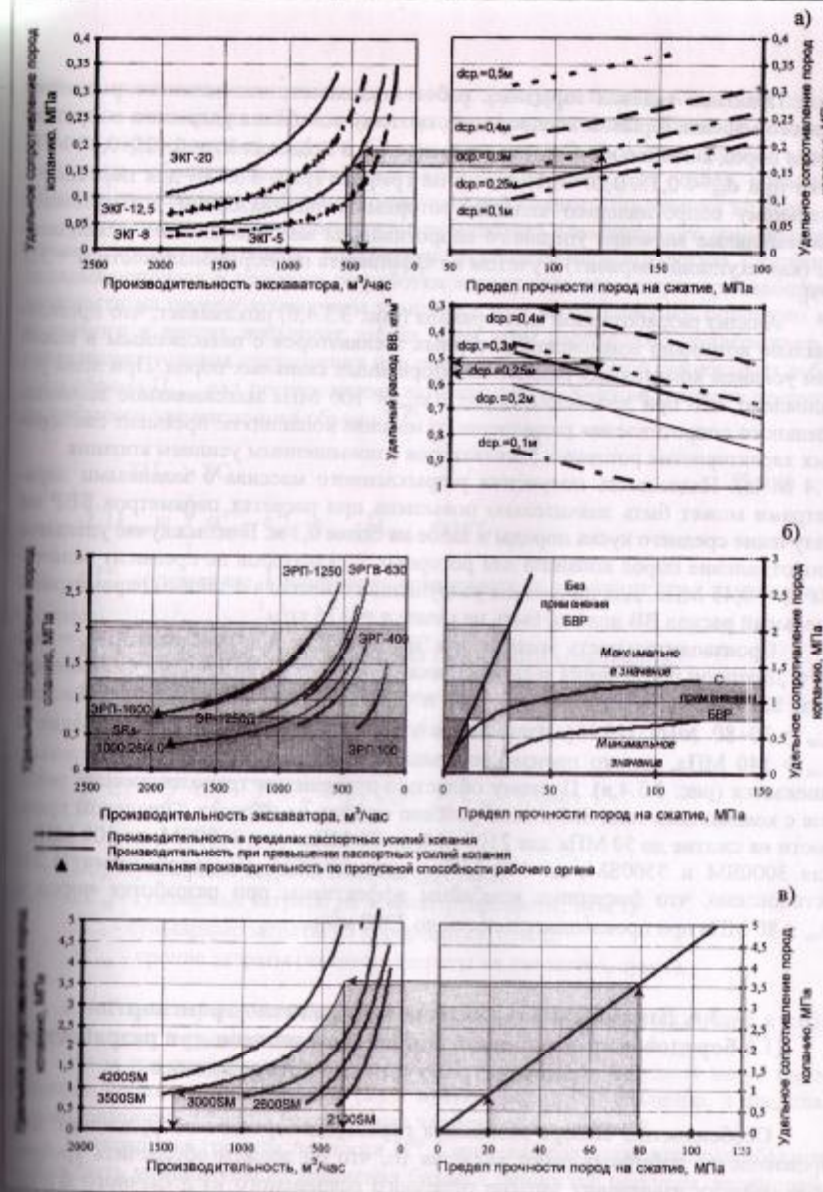


Рис. 4.2.4. Номограммы для оценки производительности выемочно-погрузочного оборудования в зависимости от физико-механических свойств разрабатываемого массива: а) мехлопаты; б) роторные экскаваторы; в) фрезерные комбайны.

Практика ведения взрывных работ показывает, что качество рыхления горного массива взрывом неоднородно, поэтому колебания удельного сопротивления пород копанью мехлопатами изменяются в пределах $K_p = 0,125 \pm 0,37$ МПа даже при $d_{cp} < 0,15 \pm 0,20$ м. Поэтому на графике (рис. 3.3.4,б) для перехода к удельному сопротивлению копания роторными экскаваторами использованы максимальные значения удельного сопротивления массива копания мехлопатами (как «худший» вариант) с учетом коэффициента пропорциональности $\mu = 3,5$ [19].

Анализ разработанной номограммы (рис. 3.3.4,б) показывает, что принципиально возможно применение роторных экскаваторов с повышенным и высоким усилием копания для разработки взорванных скальных пород. При этом установлено, что при дроблении пород с $\sigma_{сж} < 100$ МПа максимальное значение удельного сопротивления разрушенного массива копанью не превысит паспортных характеристик роторных экскаваторов с повышенным усилием копания (1,4 МПа). Надежность получения разрыхленного массива с заданными параметрами может быть значительно повышена при расчетах параметров БЕР на получение среднего куска породы в забое не более 0,1 м. В этом случае удельное сопротивление пород копанью для роторных экскаваторов не превысит величины $K_F < 0,45$ МПа. Для получения разрушенного массива с такими параметрами удельный расход ВВ должен быть не менее $q = 0,76$ кг/м³.

Производительность экскаватора ЭКГ-8И ($E_k = 8$ м³) составляет $Q_k = 400$ м³/ч. Диапазон применения технологических потоков с фрезерными комбайнами типа SM (фирмы Wirtgen) находится в пределах прочности пород на сжатие $\sigma_{сж} = 20 \pm 80$ МПа [15,18]. Известны случаи их использования на породах с $\sigma_{сж} = 140$ МПа, однако производительность комбайнов при этом значительно снижается (рис. 3.3.4,в). Поэтому областью применения технологических потоков с комбайнами типа SM можно условно считать на породах с пределом прочности на сжатие до 50 МПа для 2100 SM; до 70 МПа - для 2600SM; до 100 МПа - для 3000SM и 3500SM; до 140 МПа - для 4200SM. Исследованиями [1,23] установлено, что фрезерные комбайны эффективны при разработке пород с $\sigma_{сж} < 80$ МПа при производительности до 2300 м³/ч.

3.4. Взаимосвязь параметров погрузочно-транспортного оборудования с полнотой извлечения запасов при разработке сложноструктурного месторождения

Особенностью выбора комплекта горнотранспортного оборудования для производства добычных работ является то, что он должен обеспечить требуемую полноту извлечения запасов полезного ископаемого из добычного блока. При этом необходимо учитывать следующие факторы: природную изменчивость качественных признаков полезного ископаемого, интенсивность выемки, параметры системы разработки, уровень экономических издержек на получение готового продукта из добытого объема, экологические требования. Как правило,

добыча полезного ископаемого на сложноструктурных месторождениях производится в нескольких забоях элементарными извлекаемыми объемами, равными емкости транспортных сосудов. Сортировка этих объемов назначением адреса разгрузки - обогатительная фабрика, склад забалансовых руд - отвал, позволяет обеспечить основные требования рациональной полноты извлечения запасов.

Качественно-количественная характеристика элементарного извлекаемого объема должна учитывать конкретную технолого-экономическую ситуацию, складывающуюся в процессе разработки месторождения, например, свободные мощности на перерабатывающем комплексе или характеристику полезного ископаемого в других добычных забоях. При этом необходимо придерживаться выполнения условия превышения или равенства извлекаемой ценности из добытого объема Π_{pm} , над предстоящими затратами на получение готового продукта из добытого элементарного объема ΣC_i :

$$\Sigma \Pi_{pm} > \Sigma C_i, \quad (3.4.1)$$

$$\Sigma \Pi_{pm} = \sum_i^n \alpha_{pmi}^{z.o} \cdot \epsilon_{об}^{z.o} \cdot \epsilon_{mm} \cdot \Pi_{отпi} \text{ сум/т,}$$

где $\alpha_{pmi}^{z.o}$ - содержание i полезного компонента в элементарном извлекаемом объеме;

$\epsilon_{об}^{z.o}$ - извлечение при обогащении i полезного компонента;

ϵ_{mm} - извлечение при металлургическом переделе;

$\Pi_{отпi}$ - отпускная цена за единицу i готовой продукции, сум/т;

$$\sum_i^n C_i = \Sigma C_k + \Sigma C_{tr} + \Sigma C_p + \Sigma C_{pr} \text{ , сум/т ;}$$

ΣC_d - суммарные затраты на добычу, сум/т;

ΣC_{tr} - суммарные затраты на транспортирование, сум/т;

ΣC_p - суммарные затраты на переработку, сум/т;

ΣC_{pr} - прочие затраты (включая затраты на экологию, сум/т).

В общем случае элементарный извлекаемый объем V , включает в себя пустую породу и рудовмещающую массу - параллелограмм $abcd$ (рис. 3.4.1).

Из-за несовершенства технологии добычных работ в рудной массе соотношение полезного ископаемого (Б) и пустых пород (В) различно, а следовательно, различна ценность извлекаемых элементарных объемов.

Браковочная граница ценности Π_{pm}^{br} извлекаемых элементарных объемов может быть установлена из уравнения баланса ценностей ресурсов, взаимодействующих при разработке месторождения [10].

На рис. 3.4.2 для условий карьера Мурунтау приведен график изменения содержания металла в элементарном извлекаемом объеме в зависимости от высоты уступа. Браковочное содержание для объема V , равно

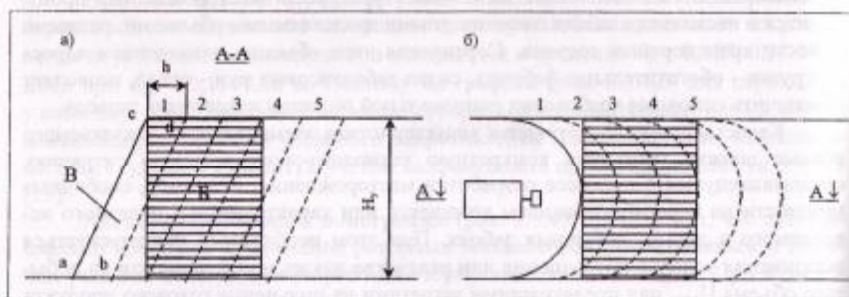


Рис. 4.3.1. Схема выделении элементарных извлекаемых объемов в добычном блоке, b – толщина стружки элементарного извлекаемого объема 1-4 – номера извлекаемых объемов.

$$\alpha_{pm}^{br} = \frac{C_{pm}}{\epsilon_{ob}^{pm} \cdot \epsilon_{mi} \cdot C_{opt}} = \frac{\sum C_i}{\epsilon_{ob}^{pm} \cdot \epsilon_{mi} \cdot C_{opt}}$$

Установление браковочной границы и сортировка элементарных извлекаемых объемов по уровню α_{pm}^{br} позволяют выявить полноту извлечения запасов из добычного блока.



Рис. 3.4.2. Зависимость содержания металла в добытой руде от высоты уступа при различной сложности строения рудных тел.

Оптимальная полнота может быть обеспечена в процессе планирования и производства добычных работ путем выбора следующих рациональных параметров: высоты уступа, ширины добычной заходки, элементарного извлекаемого объема (т.е. емкости транспортных сосудов) и количества одновременно работающих забоев (включая перегрузочные склады балансовой руды).

Оптимальная полнота извлечения запасов (K_n^u) с учетом комплексности использования сырья, экологичности технологии и экономических затрат устанавливается по критерию рационального использования ресурсов K_{rec} [10,27]:

Оптимальная полнота извлечения запасов (K_n^u) с учетом комплексности использования сырья, экологичности технологии и экономических затрат устанавливается по критерию рационального использования ресурсов K_{rec} [10,27]:

$$K_n^u = K_{rec} - K_{исп} \cdot K_{исп}^u \cdot (1 - K_{эк}^a) \cdot K_{эк}^a - K_{сн}^{фр} \cdot K_{фр}^u = K_{rec} - \Pi_{исп}^u + \Pi_{эк}^a + \Pi_{фр}^u,$$

где K_n^u – коэффициент извлечения балансовых запасов по ценности; $K_n^u \leq 1$;

K_{rec} – показатель, показывающий какая общая прибыль по отношению к ценности заключенных балансовых запасов будет получена при разработке месторождения;

$K_{исп} \cdot K_{исп}^u = \Pi_{исп}^u$ – показатель использования ценностей попутно получаемой продукции (вскрыша, шлаки, шламы);

$1 \geq K_{исп}^u \geq 0$ – коэффициент использования ценностей попутно получаемой продукции;

$K_{исп}^u = D_{исп} \cdot C_{исп} / B \cdot C_B$ – коэффициент ценности попутно получаемой продукции при комплексном освоении запасов;

B – количество балансовых запасов, т;

C_B – ценность балансовых запасов сум/т;

$D_{исп}$ – количество попутно получаемой продукции;

$C_{исп}$ – ценность попутно получаемой продукции сум/т;

– показатель экологичности технологии;

$(1 - K_{эк}^a) \cdot K_{эк}^a = \Pi_{эк}^a$, $0 \leq K_{эк}^a \leq 1$ – коэффициент восстановления нарушенных экологических ценностей;

$K_{эк}^a = D_{эк}^a \cdot C_{эк}^a / B \cdot C_B$ – коэффициент ценностей нарушенных экологических компонентов окружающей природной среды;

$D_{эк}^a$ – количество нарушенных экологических ценностей (земли, воды, воздуха), га, т, м³;

$C_{эк}^a$ – ценности нарушенных экологических компонентов окружающей природной среды; сум/га; сум/т; сум/м³;

$K_{сн}^{фр} \cdot K_{фр}^u = \Pi_{фр}^u$ – показатель использования ценностей экономических ресурсов;

$$K_{фр}^u = \frac{D_{фр} \cdot C_{фр}}{B \cdot C_B} \text{ – коэффициент ценности экономических ресурсов;}$$

$0 \leq K_{сн} \leq 1$ – коэффициент спроса экономических ресурсов.

Оптимальное значение K_{rec} обеспечивает необходимую норму прибыли при разработке месторождения, с учетом всех задействованных ресурсов.

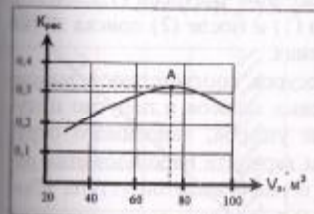


Рис. 3.4.3. Зависимость эффективности использования ресурсов K_{rec} от величины элементарного извлекаемого объема V_n .

На рис. 3.4.3 проиллюстрирована зависимость критерия рационального использования ресурсов K_{rec} от величины элементарного извлекаемого объема V_n , при различной полноте извлечения запасов K_n^u .

Увеличение V_n , с 45 до 100 м³, снижает полноту извлечения запасов с 0.92 до 0.82.

Исследования показали, что оптимальной полнотой извлечения запасов для условий карьера Мурунтау при существующем уровне цен на готовую продукцию является полнота $K_n^u = 0.92$, при этом

$K_{rec} = 0.32$, элементарный извлекаемый объем равен ≈ 80 м³.

Определяющим параметром, влияющим на выбор добычного оборудования и элементарного извлекаемого объема, является высота уступа H_y .

На рис.3.4.4-3.4.6 проиллюстрированы зависимости высоты уступа от показателей использования ценностей, заключенных в ресурсах, задействованных при разработке месторождения.

На рис.3.4.4, а показана взаимосвязь полноты извлечения ценностей из балансовых запасов (K_n^u) и высоты уступа (H_y). Зависимость $H_y=f(K_n^u)$, получена при моделировании отработки добычного блока слоями по 2.5 м различными комплектами горнотранспортного оборудования.

При снижении высоты уступа (H_y) наблюдается повышение полноты извлечения ценностей из балансовых запасов, однако увеличение полноты извлечения ценностей выше значения $K_n^u=0.92$ и требует резкого увеличения затрат на получение готовой продукции, при этом прибыль от разработки запасов снижается (рис.3.4.4, б). Результаты исследования влияния полноты использования ценностей попутно получаемой продукции $K_{исп}^u, K_{ксп}^u$ на величину H_y графически проиллюстрированы на рис.3.4.4, в, из чего следует, что уровень использования попутнополучаемых продуктов не оказывает непосредственного влияния на величину высоты уступа. В то же время повышение использования ценностей попутно извлекаемых продуктов обеспечивает получение прибыли, причем ее максимальное значение соответствует уровню $K_{исп}^u, K_{ксп}^u=0.3$, (рис.3.4.4, г).

Взаимосвязь величины возмещения за экологический ущерб, нанесенный окружающей природной среде при разработке месторождения $(1-K_{э}^u)K_{э}^u$, и высоты уступа показана на рис.3.4.4,д. Зависимость получена при анализе взаимосвязи $U_{э}=\{(1-K_{э}^u)K_{э}^u; \Sigma K_{э}^u\}$ и приведена на рис.3.4.4,е. На рис. 3.4.4,ж проиллюстрирована взаимосвязь издержек финансовых ценностей $K_{сн}^{фн} K_{фр}^u$ и величины H_y . Безусловный рост издержек $K_{сн}^{фн} K_{фр}^u$ обеспечивает рост общей прибыли при уровне не более 0.82, дальнейший же рост H_y ведет к снижению общей прибыли $Пр_{общ}$ (рис.3.4.4, з). На рис.3.4.5 указаны уровни использования ресурсов (1,2,3,4,5) и соответствующие им параметры высоты уступа до (1) и после (2) поиска путей повышения эффективности разработки месторождения.

Оптимальному значению использования ресурса соответствуют максимальное значение прибыли от разработки балансовых запасов и попутно получаемой продукции, а также допустимое значение ущерба, наносимого окружающей природной среде. Если в первоначальном варианте использования ресурсов $K_{рес} = -0.1$, т.е. разработка месторождения с такой высотой уступа убыточна, то после повышения K_n^u с 0.8 до 0.92 и $K_{исп}^u, K_{ксп}^u$ с 0.1 до 0.4, и снижении возмещения $(1-K_{э}^u)K_{э}^u$ с 0.2 до 0.1 разработка эффективна, поскольку $K_{рес}=0.42$. На рис. (3.4.5, а) продемонстрированы оптимальные и фактические значения высоты уступа по каждому из показателей рационального использова

ния. На рис.3.4.4, а показана взаимосвязь полноты извлечения ценностей из балансовых запасов (K_n^u) и высоты уступа (H_y). Зависимость $H_y=f(K_n^u)$, получена при моделировании отработки добычного блока слоями по 2.5 м различными комплектами горнотранспортного оборудования.

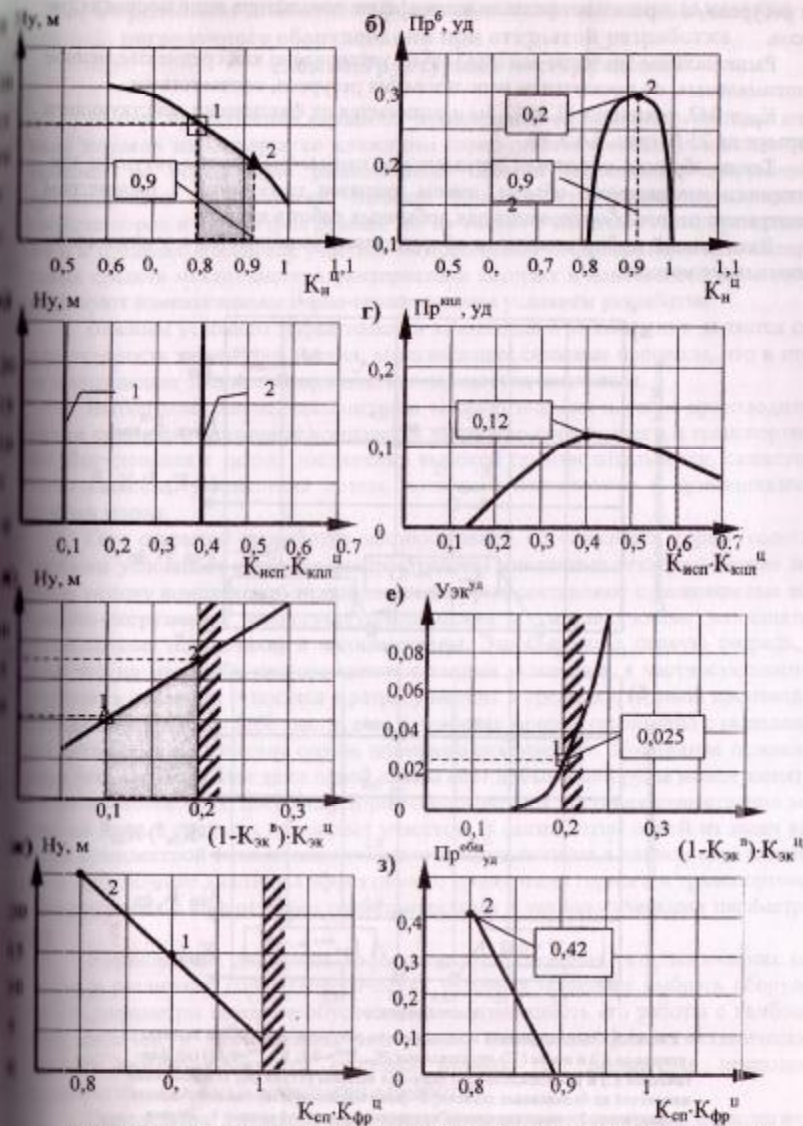


Рис.3.4.4. Взаимосвязи высоты уступа с показателями использования ресурсов: а) полнотой извлечения ценностей из балансовых запасов, б) полнотой и эффективностью использования ППП; в) экологичностью технологии; г) величиной финансовых издержек; 1- фактическое значение; 2- оптимальное значение высоты уступа; 3-уровень допустимых экологических нарушений и финансовых затрат. 125

ния ресурсов, а стрелками показано направление повышения использования ресурсов.

Рациональное значение высоты уступа установлено как средневзвешенное из оптимальных, по показателям использования ресурсов, соответствует

$K_{рес} = 0,42$, равняется $H_у = 12,5$ м и отличается от фактически действующего в карьере на 25 % (рис. 3.4.5, б).

Таким образом, обосновав оптимальные параметры высоты уступа и элементарного извлекаемого объема, имеем диапазон требований к параметрам горнотранспортного оборудования для добычных работ в карьере.

Дальнейший выбор комплекта оборудования выполняется с учетом изложенных ниже методик.

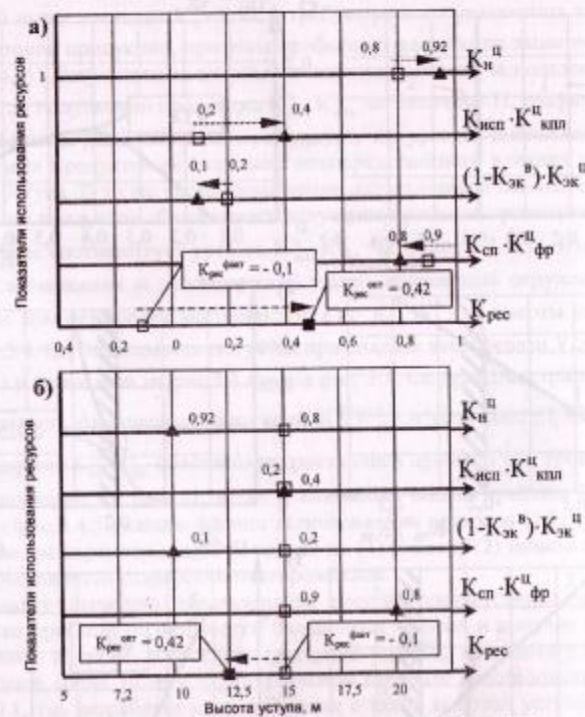


Рис 3.4.5. Оценка уровней использования ресурсов при выборе высоты уступа до (□) и после (□) оптимизации ($K_{рес}^{факт}=0,1$; $K_{рес}^{опт}=0,42$) (а); фактическое (□) и рациональное (□) значение высоты уступа (б); 1 - извлечение ценностей из балансовых запасов; 2 - использование попутно получаемых продуктов; 3 - восстановление ценностей природной среды; 4 - спроса финансовых ценностей; 5 - рациональное использование ресурсов.

3.5. Определение диапазона эффективного применения выемочно-погрузочного оборудования при открытой разработке сложноструктурных месторождений

Выбор эффективных вариантов комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями направлен на определение рациональной области применения погрузочно-транспортного оборудования. Высокая изменчивость физико-механических свойств пород и параметров рудных тел не только в масштабах месторождения, но и в пределах локальных участков обуславливает необходимость применения таких средств механизации, характеристики которых в наибольшей мере соответствуют изменяющимся горно-геологическим условиям разработки.

Важным условием эффективности комплексной механизации является согласованность параметров машин, выполняющих смежные процессы, что в итоге и определяет технико-экономические показатели комплекса.

Выбор комплексной механизации технологических потоков производится путем сравнения различных комплектов выемочно-погрузочного и транспортного оборудования с целью достижения высокой производительности, снижения энергоемкости, уменьшения потерь полезного ископаемого и применения пустых пород.

При открытой разработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями наиболее распространены цикличные технологические потоки, основу комплексной механизации которых составляют одноковшовые выемочно-погрузочные средства (электрические и гидравлические мехлопаты, фронтальные погрузчики) и автосамосвалы. Это связано, в первую очередь, с тем, что по масштабу месторождения с такими условиями, в частности золоторудные, в основном относятся к разряду мелких и средних с годовой производительностью от 30 до 1500 тыс. т, а их разработка ведется селективно с выделением различных по качеству сортов полезного ископаемого. Положение осложняется тем, что в течение даже одной смены сорт добываемой руды может меняться по несколько раз, поскольку горно-геологическая ситуация существенно меняется даже в пределах локальных участков. В связи с этим одной из задач выбора комплексной механизации технологических потоков в данном случае является определение диапазона эффективного применения горного и транспортного оборудования с конкретными геометрическими и технологическими параметрами.

Установление диапазона эффективного применения технологических потоков в различных горно-геологических условиях позволяет выбрать оборудование, параметры которого обуславливают возможность его работы с наибольшей отдачей в значительных интервалах изменения физико-механических свойств пород, сложности строения рудных тел, параметров природно-технологических зон и технологии разработки.

Определение диапазона изменения базовых характеристик и технологических параметров пород на месторождениях со сложными горно-геологическими условиями позволили получить результаты, приведенные на рис.3.5.1.

На месторождениях со сложными природными условиями блочность пород в массиве изменяется в пределах $d_{cp} = 0,05 \div 0,90$ м при $\sigma_{сж} = 60 \div 180$ МПа (рис. 3.5.1,а), а наиболее вероятные ее значения находятся в интервале $0,15 \div 0,50$ м.

С точки зрения эффективного использования выемочно-погрузочного и транспортного оборудования средний размер куска взорванной горной массы связан с шириной ковша экскаватора зависимостью $d_{cp} = 0,152B$ [1] и в диапазоне изменения вместимости ковшей экскаваторов на месторождениях со сложными природными условиями ($E_k = 4 \div 16$ м³) составляет от 0,29 до 0,46 м (рис. 3.5.1,б). Сопоставление нормативных размеров куска с фактически получаемыми при взрывном рыхлении пород показывает, что для реального диапазона изменения вместимости ковша экскаватора степень дробления в общем случае составляет $n = 1,45 \div 10,0$, а на месторождениях со сложными природными условиями - $n = 1,45 \div 3,2$ (рис. 3.5.1,г).

Исследованиями [17] установлено, что на месторождениях со сложными горно-геологическими условиями для получения хорошей проработки массива взрывом при необходимой по технологии ведения работ степени его разрыхления удельный расход ВВ в зависимости от предела прочности пород на сжатие изменяется от 0,37 до 0,80 кг/м³ (рис. 3.5.1, в). При этом средний размер куска взорванной горной массы достигает 0,63 м, а наиболее вероятное его значение находится в диапазоне $0,10 \div 0,35$ м. Степень дробления пород в этом случае для реального изменения вместимости ковша экскаватора приведена на рис. 3.5.1, д.

Средний размер куска взорванной горной массы оказывает существенное влияние на такой технологический показатель, как удельное сопротивление пород копанью. Согласно справочным данным, этот показатель при разработке с предварительным взрывным рыхлением пород мехлопатами изменяется от 0,17 до 0,42 МПа [15], а на месторождениях со сложными природными условиями (рис. 3.5.1,е) - в среднем от 0,10 до 0,20 МПа, достигая в некоторых случаях на легковзрываемых породах 0,28 МПа, средневзрываемых - 0,30 МПа, а на трудновзрываемых - 0,37 МПа.

Таким образом, для обеспечения эффективной работы выемочно-погрузочного оборудования на месторождениях со сложными горно-геологическими условиями средний размер куска взорванной горной массы должен составлять $d_{cp} = 0,1 \div 0,35$ м при удельном сопротивлении разрушенного массива копанью $K_f = 0,1 \div 0,37$ МПа.

По результатам проведенного анализа диапазона изменения физико-механических свойств пород и технологических параметров разрыхленных взрывом массивов разработана номограмма, раскрывающая взаимосвязь между вместимостью ковша экскаватора, нормативным размером среднего куска

породы, фактическим размером среднего куска реальной породы и удельным расходом ВВ при различной степени дробления массива (см. рис. 3.3.2,а).

Номограмма позволяет, ориентируясь на вместимость ковша экскаватора,

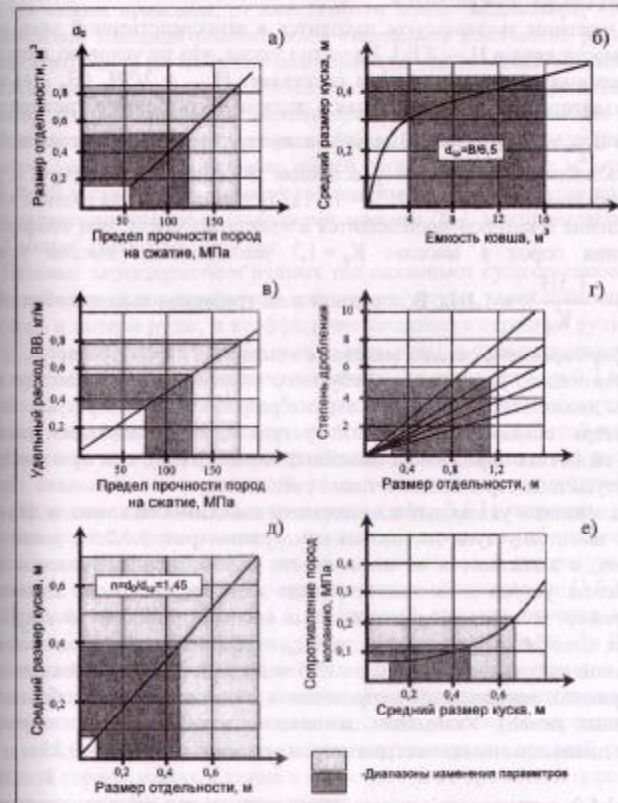


Рис. 3.5.1. Диапазоны изменения технологических параметров на карьерах со сложными природными условиями.

определить допустимый для него размер среднего куска горной массы, сравнить его с фактическим или планируемым размером куска в забое и установить достаточный для его получения удельный расход ВВ. Так, для экскаватора с вместимостью ковша $E_k = 12,5$ м³ при степени дробления $n = 1,45$ допустимый размер среднего куска составляет $d_{cp} = 0,43$ м. Этому условию удовлетворяют породы с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} < 150$ МПа, при дроблении которых удельный расход ВВ должен составлять $q = 0,63$ кг/м³. При изменении требования к допустимому размеру среднего куска и увеличению степени дробления

пород, например, до $n = 2$, средний размер куска породы в забое уменьшается до 0,28 м, а удельный расход ВВ при этом увеличивается до 0,77 кг/м³.

Диапазон изменения высоты уступа для каждой модели экскаватора определен исходя из следующих расчетов.

Высота черпания экскаватором находится в непосредственной зависимости от вместимости ковша $H_k = f(E_k)$. Известно также, что по условию наполнения ковша рациональная высота уступа составляет $H_{yрац} = 2/3 H_k$ (H_k - высота черпания экскаватора, м), а минимальная - должна быть больше трехкратной высоты ковша $H_{yмин} \approx 3\sqrt[3]{E}$. Максимальная высота уступа определяется исходя из условий безопасной работы на разрыхленном забое, высота которого, с учетом разрыхления пород, составляет $H_{yаб} = 1,5 H_k$. В этом случае для рудной зоны, взрывное рыхление в которой производится в «сжатой» среде, при коэффициенте разрыхления пород в массиве $K_p = 1,3$ максимальная высота уступа составляет $H_y = \frac{1,5 H_k}{K_p} \approx 1,1 H_k$. В породной зоне требуемая высота забоя обра-

зуется путем формирования развала массива с заданными параметрами [1].

Для эффективного размещения требуемого количества ВВ в массиве диаметр скважины должен соответствовать высоте разрабатываемого уступа. Взаимосвязь диаметра скважины с высотой уступа при одинаковых физико-механических свойствах пород имеет линейный характер [26], т. е. при увеличении высоты уступа диаметр скважины также увеличится.

С использованием указанных взаимосвязей вместимости ковша и диаметра скважины с высотой уступа составлена номограмма (рис. 3.5.2, б), позволяющая определить, в зависимости от вместимости ковша, диапазон возможного изменения высоты уступа и соответствующие ему рациональные диаметры скважин. Например, экскаватор с вместимостью ковша $E_k = 12,5 \text{ м}^3$ может работать на уступах высотой от $H_{yмин} = 7,3 \text{ м}$ до $H_{yмакс} = 16,8 \text{ м}$ при диапазоне изменения рациональной высоты уступа $H_{yрац}$ от 12,5 м до 16,8 м (на практике высота уступа, как правило, принимается округленно в виде значений, удобных для производственных целей). Указанным диапазонам изменения высоты уступа соответствуют диапазоны изменения диаметров скважин: $d_{св} = 0,11 \div 0,25 \text{ м}$ и $d_{св} = 0,18 \div 0,25 \text{ м}$.

На рис. 3.5.2, в приведена взаимосвязь вместимости ковша экскаватора с грузоподъемностью автосамосвала. При этом следует иметь в виду, что указанные зависимости характеризуют среднее значение грузоподъемности транспортного средства W_0 , соответствующее вместимости ковша экскаватора. Рациональный диапазон изменения грузоподъемности автосамосвала $W_{рац}$ по отношению к среднему значению W_0 составляет $W_{рац} = 1,0 \pm 0,4 W_0$ [58]. Так, для экскаватора с ковшом вместимостью $E_k = 12,5 \text{ м}^3$ рациональный диапазон грузоподъемности автосамосвалов равен $W_{рац} = 82 \div 168 \text{ т}$ при средней $W_0 = 115 \text{ т}$.

Существенный элемент при установлении диапазона эффективной работы выемочно-погрузочного оборудования - это оценка возможности его размещения в рабочей зоне и выполнения в ней требуемых объемов выемочно-

погрузочных работ. С этой целью на основе анализа фактического состояния горных работ на карьерах Мурунтау и Кокпатас была установлена зависимость площади, требуемой для производительной работы одноковшовых экскаваторов с электрическим приводом, от вместимости ковша экскаватора, что позволяет при известной площади рабочей зоны определить количество размещаемых в ней экскаваторов, а по их производительности - возможные объемы работ. Составленная номограмма, приведенная рис. 3.5.2 в, позволяет решить эту задачу. Например, при использовании экскаватора с ковшом вместимостью $E_k = 12,5 \text{ м}^3$ для обеспечения его работы требуется 100 - 120 тыс. м² площади рабочей зоны. При таком условии в рабочей зоне общей площадью 1000 тыс. м² может разместиться 8-10 экскаваторов, которые, в зависимости от производительности, связанной с технологическими свойствами массива (K_f), могут выработать от 17,0 до 27,5 млн. м³ горной массы в год.

Базовые характеристики рудных тел оказывают существенное влияние на такие технологические показатели, как высота уступа, через примешивание пустых пород и потери руды, и коэффициент сложности строения рудных тел. Например, в зависимости от требуемых потерь руды и примешивания пустых пород для рудных тел с коэффициентом сложности строения $K_c = 0,2$ максимально допустимая высота уступа равна 8 м (рис. 3.5.2), при этом обеспечивается допустимый минимум содержания полезного компонента в добытой руде.

Диапазон изменения параметров технологических потоков рассмотрим на примере скального месторождений со сложными горно-геологическими условиями. Исходные данные для составления (табл. 3.5.1) получены в результате обработки фактического материала с использованием разработанной математической модели [16] и известных из научно-технической литературы соотношений базовых характеристик горно-транспортного оборудования [1,9,15].

При составлении табл. 3.5.1 за базовый элемент принята вместимость ковша экскаватора в реальном диапазоне применения ($2,5 \div 20 \text{ м}^3$). В результате исследований комплексной механизации технологических потоков с погрузочно-транспортным оборудованием циклического действия применительно к условиям карьеров со сложными горно-геологическими условиями определены:

- допустимый и оптимальный по энергозатратам средний размер куска выработанной горной массы, а также в зависимости от прочности пород на сжатие удельные расходы ВВ для его получения;
- диапазон изменения высоты уступа от минимально допустимой по условиям заполнения ковша до максимально допустимой по условиям безопасности с выделением значения рациональной высоты;
- диапазон рационального диаметра скважины для соответствующей выемки уступа; диапазон грузоподъемности автосамосвалов из условия загрузки в вагон от трех до семи ковшей горной массы;

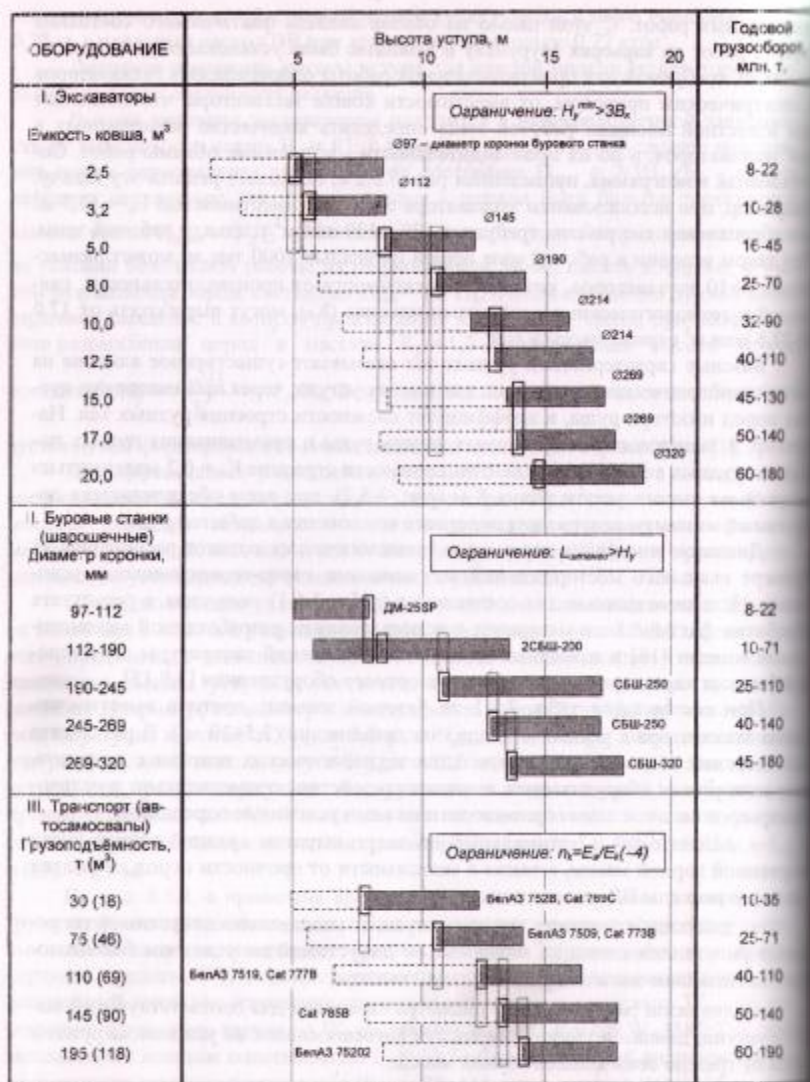


Рис. 3.5.2. Области рациональных соотношений выемочно-погрузочного, бурового и транспортного оборудования:

- ▬ Возможная область использования оборудования
- ▬ Рациональная область использования оборудования
- Начальное значение области использования оборудования при рациональной высоте уступа
- Возможная область использования других моделей оборудования при соответствующей высоте уступа.

132

Таблица 3.5.1
Диапазон изменения параметров технологических потоков на карьерах в различных природных условиях

Емкость ковша экскаватора, м³	Удельный расход ВВ, кг/м³			Средний размер куса породы (min-max)	Предел прочности пород на сжатие, МПа			Диапазон измерения	Грузоподъемность автосамосвалов, т	Производительность экскаватора, млн. м³/год	Площадь рабочей зоны на один экскаватор, тыс. м²	
	70-90	90-120	120-140		140-160	высота уступа, м	диаметр скважин, м				рудная зона	вскрышная зона
2,5	0,10-0,25	0,60-0,40	0,85-0,72	1,00-0,85	2,5-8,0	0,04-0,12	17-33	0,60-0,37	20-25	15-18	20-25	15-18
3,2	0,12-0,28	0,43-0,34	0,85-0,72	1,00-0,85	5,0	0,087	24	0,77-0,48	25-32	19-22	25-32	19-22
5,0	0,16-0,30	0,43-0,34	0,72-0,64	0,85-0,72	3,5-8,3	0,050-0,130	22-43	1,20-0,75	40-50	30-35	40-50	30-35
8,0	0,19-0,37	0,43-0,34	0,72-0,64	0,85-0,72	5,7	0,112	30	1,76-1,10	64-80	48-56	64-80	48-56
10,0	0,21-0,40	0,43-0,34	0,72-0,64	0,85-0,72	8,2	0,145	48	2,21-1,76	80-100	60-70	80-100	60-70
12,5	0,22-0,42	0,43-0,34	0,72-0,64	0,85-0,72	10,5	0,190	76	2,76-2,2	100-125	75-85	100-125	75-85
15,0	0,23-0,45	0,43-0,34	0,72-0,64	0,85-0,72	12,0	0,214	95	3,30-2,64	120-150	90-105	120-150	90-105
17,0	0,24-0,47	0,43-0,34	0,64-0,55	0,85-0,72	7,8-16,2	0,120-0,250	85-166	3,74-3,00	136-151	102-119	136-151	102-119
20,0	0,25-0,50	0,43-0,34	0,64-0,55	0,72-0,64	8,0-17,5	0,120-0,270	101-200	4,5-3,5	136-256	120-140	136-256	120-140

133

- диапазон изменения производительности экскаватора в зависимости от диапазона изменения среднего размера куса взорванной горной массы;

- диапазон изменения площади рабочей зоны на один экскаватор в рудной и породной зонах карьера.

Таким образом, исследования комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями позволили определить диапазоны эффективного применения горнотранспортного оборудования циклического действия.

3.6. Обоснование комплекта сменных ковшей для механических лопат при открытой разработке сложноструктурных месторождений

Изучение условий работы выемочно-погрузочного оборудования на карьере Мурунтау показало, что широкий диапазон изменения удельного сопротивления пород разрыхленного массива копания приводит к работе экскаваторов как на пределе, так и с резервом энергетических возможностей. В этой связи нами рассмотрена возможность их оснащения комплектом сменных ковшей различной вместимости.

Комплект сменных ковшей определяется исходя из следующих основных положений:

- мощность привода рабочего органа является неизменной характеристикой конкретной модели экскаватора;

- оборудование работает в номинальном режиме независимо от вместимости ковша и физико-технических характеристик разрабатываемого массива;

- производительность экскаватора находится в прямой, а развиваемое им удельное усилие копания - в обратной зависимости от вместимости ковша;

- горный массив дробится до оптимального, с точки зрения энергозатрат, среднего размера куса породы.

Область целесообразного, с точки зрения энергозатрат, комплекта ковшей устанавливается следующим образом:

- для ковша паспортной вместимости определяется оптимальный размер среднего куса взорванной горной массы во всем диапазоне изменения предела прочности пород на сжатие;

- удельное сопротивление разрыхленного массива копания, соответствующее максимальному значению предела прочности пород на сжатие, принимается за граничное значение для ковша паспортной вместимости;

- для ковша измененной вместимости с учетом использования части мощности привода рабочего органа на перемещение дополнительной массы ковша количества породы в нем определяется допустимое по общей нагрузке на привод рабочего органа удельное сопротивление пород копания;

- за границы области применения ковша паспортной вместимости принимаются максимальное и вновь установленное для ковша измененной вместимости значения удельного сопротивления пород копания, а для ковша измененной вместимости - вновь установленное и менее.

В общем случае удельные энергетические затраты на разработку массива соответствуют развиваемому удельному усилию копания выемочно-погрузочной машины и находятся в зависимости от мощности привода рабочего органа и производительности оборудования, что определяется выражением (3.3.3), в правой части которого второе слагаемое представляет собой часть энергии, затрачиваемой приводом рабочего органа на подъем горной массы до уровня разгрузки. При изменении вместимости ковша экскаватора его производительность и масса рабочего органа также меняются, что приводит к пропорциональному изменению затрат мощности на отделение от массива и подъем до уровня разгрузки порции горной массы. Известно [25], что удельная производительность на $1,0 \text{ м}^3$ вместимости ковша экскаватора у различных моделей отличается только за счет продолжительности цикла, а поскольку при изменении вместимости ковша может измениться также и продолжительность цикла экскаватора, то производительность Q_n экскаватора с n -й моделью ковша может быть определена по формуле (3.3.7).

Поскольку масса ковша экскаватора находится в прямой зависимости от его вместимости, то затраты мощности P_n на подъем горной массы до уровня разгрузки (второе слагаемое в формуле 3.3.3) изменятся в той же пропорции:

$$P_n = 0,67 \cdot 10^{-2} \rho h \frac{E_n}{E} \quad (3.6.1)$$

Обозначив $k_k = \frac{E_n}{E}$, после подстановки значений Q_n из (3.3.7) с учетом (3.6.1) и соответствующих преобразований получим выражение для установления предельного удельного сопротивления горного массива копания $K_{F,op}$ при изменении вместимости ковша с E до E_n :

$$K_{F,op} = \frac{3,67 P_p t_n}{Q_n k_k t} \eta - 0,67 \cdot 10^{-2} \rho h k_k, \text{ МПа.} \quad (3.6.2)$$

Результаты расчетов применительно к условиям карьера Мурунтау приведены в табл.3.6.1 и иллюстрируются графически (рис.3.6.1). Для расчетов использованы зависимости, приведенные в разделе 3.3, а также результаты установления оптимального размера куса для различных пород и экскаваторов (табл. 3.5.1).

Анализ полученных результатов показывает, что экскаватор каждой модели целесообразно комплектовать тремя ковшами различной вместимости. Такой подход обеспечивает увеличение их производительности при полном использовании энергетических возможностей.

На рис.3.6.2 приведено районирование разрабатываемого массива карьера Мурунтау по удельному сопротивлению копания, в результате чего, исходя из

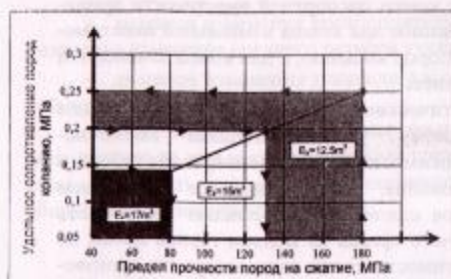


Рис.3.6.1. Область применения комплекта сменных ковшей экскаватора ЭКГ-12,5.

использовались только на экскаваторах ЭКГ-8И, когда для отработки легко-взрываемых пород ($\sigma_{сж} \leq 80$ МПа, $K_F \leq 0,14$ МПа) верхних горизонтов они оснащались ковшами вместимостью 10 м³.

Таблица 3.6.1

Область применения и показатели работы экскаваторов с комплектом ковшей различной вместимости для карьера Мурунтау

Показатели	ЭКГ-8И			ЭКГ-12,5			ЭКГ-15		
	8	10	12	12	15	17	15	17	20
Вместимость ковша, м ³	8	10	12	12	15	17	15	17	20
Предел прочности пород на сжатие, Па	180-90	90-60	<80	180-130	130-80	<80	180-100	100-80	<80
Средний размер куска, м	0,20	0,13	<0,11	0,23	0,19	<0,15	0,23	0,19	0,15
Удельное сопротивление ковшами, МПа	0,23-0,15	0,15-0,11	<0,11	0,25-0,19	0,19-0,14	<0,14	0,23-0,16	0,16-0,13	<0,13
Производительность, м ³ /ч	380-580	730-990	1100	570-750	940-1270	1440	660-1010	1140-1410	1660

данных, приведенных в табл.3.6.1, выделены зоны, в которых экскаваторы типа ЭКГ целесообразно использовать с ковшами определенной вместимости:

- номинальной ($\sigma_{сж} > 120$ МПа, $K_F > 0,14$ МПа);
- средней ($80 < \sigma_{сж} \leq 120$ МПа, $0,14 < K_F \leq 0,20$ МПа);
- максимальной ($\sigma_{сж} \leq 80$ МПа, $K_F \leq 0,14$ МПа). На практике сменные ковша в карьере Мурунтау относительно широко

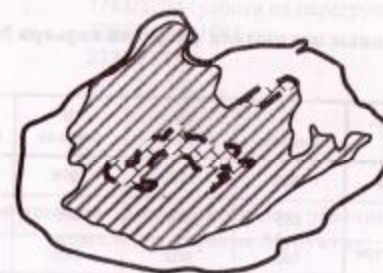
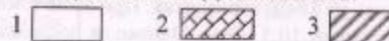


Рис. 3.6.2. Область применения в карьере Мурунтау ковшей уменьшенной (1), номинальной (2) и увеличенной (3) вместимости:



3.7. Развитие выемочно-погрузочного комплекса карьера Мурунтау

Развитие выемочно-погрузочного комплекса карьера Мурунтау сопровождается ростом разрабатываемых объемов горной массы. Строительство карьера ведется очередями (табл.3.7.1).

В соответствии с технико-экономическим обоснованием, выполненным в 1992 г. институтом ВНИПИГП, разработку месторождения Мурунтау предусматривается вести открытым способом до отметки -15 м (глубина карьера 575 м) и одновременной разведкой более глубоких горизонтов, для отработки которых не исключалось применение подземного способа. Однако новые технические решения по развитию погрузочно-транспортного комплекса карьера Мурунтау в сочетании со значительным ростом мощности перерабатывающего производства и понижением бортового содержания золота в руде обусловили целесообразность дальнейшего увеличения глубины открытой разработки до 800-1000 м [24].

Высота уступов в карьере Мурунтау колеблется от 10 до 15 м, но ниже 10-15 м принята только по 15 м. Среднее расстояние перевозки горной массы конвейером составляет 3,5 км при высоте подъема 140-150 м. Фактическая глубина карьера на 01.01.98 г. достигала 340 м.

Таблица 3.7.1

Основные показатели развития карьера Мурунтау

Показатели	I очередь	II очередь	III очередь	ТЭО IV-очереди	Оценки на перспективу
Год утверждения проекта	1966	1972	1976	1992	1998
Глубина карьера, м	250	380	460	575	900
Объем горной массы в контуре карьера, 10 ⁶ м ³	168	602	845	1390	1600
Производительность карьера по горной массе, 10 ⁶ м ³ /год	8,0	24,0	41,8	45,0	20,28

Производительность карьера по горной массе в 1990-1995 гг. составляла 28-30 млн.м³/год, а затем стала увеличиваться и в 1997 г. превысила 37 млн.м³. В течение года работы велись на 18-20 горизонтах. При этом темп понижения горных работ в среднем составляет 10,5 м/год. Однако за последние 10 лет он увеличился на 20-30% и эта тенденция сохраняется и поныне.

Первым выемочно-погрузочным оборудованием карьера Мурунтау были экскаваторы ЭКГ-4,6 (1967-1982 гг.), на смену которым пришли вначале экскаваторы ЭКГ-8И (с 1975 г.), а затем - ЭКГ-12,5 (с 1986 г.), ЭКГ-10 (с 1992 г.), ЭКГ-15 (с 1993 г.) и гидравлические экскаваторы с вместимостью ковша 17-18 м³ (с 1995 г.). Параллельно происходила замена автосамосвалов на более грузоподъемные, что в целом позволило при увеличении глубины и производительности карьера обеспечить рост производительности труда на горных работах (табл.3.7.2).

В настоящее время выемочно-погрузочное оборудование представлено гусеничными (ЭКГ-8И - 8 шт., ЭКГ-12,5 - 5, ЭКГ-15 - 2 шт.) и гидравлическими (CAT-5230 фирмы Caterpillar - 2 шт., RH-170 фирмы O&K - 1 шт. и EX-350 фирмы Hitachi - 1 шт.) экскаваторами и фронтальными погрузчиками Cat-994 с емкостью ковша 10,7 м³ (2 шт.) и Cat-994 с емкостью ковша 20 м³ (1 шт.). Помимо этого, 4 экскаватора ЭКГ-10 ведут погрузку товарной руды в железнодорожные думпкары грузоподъемностью 105 т на перегрузочных пунктах карьера, а 2 экскаватора ЭКГ-4у с удлиненным рабочим оборудованием заняты на выемке и вывозе откосов уступов при постановке бортов в предельное положение.

В процессе работы экскаваторами была достигнута следующая производительность (в числителе - на среднесписочную машину, в знаменателе - максимально достигнутая отдельным экскаватором), тыс.м³/год:

ЭКГ-4,6	920/1340 (1977 г.);
ЭКГ-8И	1900/3070 (1983-1988 гг.);
ЭКГ-10	1788/2204 (работа на перегрузочных пунктах);
ЭКГ-12,5	3295/3678 (1988 г.);
ЭКГ-15	2736/2873.

Таблица 3.7.2

Изменение во времени характеристик погрузочно-транспортного комплекса карьера Мурунтау

Показатели	Значение						
	1970	1975	1980	1985	1990	1995	1997
Год эксплуатации карьера	1970	1975	1980	1985	1990	1995	1997
Производительность карьера по горной массе, млн.м ³ /год	8,7	23,5	35,7	32,6	33,0	30,4	37,5
Средневзвешенная емкость ковша экскаватора, м ³	4,6	5,6	7,2	8,0	9,0	10,2	12,3
Средневзвешенная грузоподъемность автосамосвала, т	27	35	40	61	87	130	147
Производительность труда на горных работах, м ³ /чел. смену	48,6	61,8	75,3	78,2	65,1	87,3	94,1

Технические характеристики и основные показатели работы экскаваторов в карьере Мурунтау приведены в табл.3.7.3.

Анализ указанных данных свидетельствуют о том, что сравниваемые экскаваторы сопоставимы друг с другом по своим геометрическим и энергосиловым параметрам. Главными же техническими особенностями гидравлических мехловок по сравнению с электрическими следует считать автономность в работе и шарнирное сочленение рукоятки ковша со стрелой. Первая особенность позволяет эффективно решать производственные задачи на карьерах с высокой изменчивостью потребительских свойств полезного ископаемого, вторая - ограничить высоту забоя практически высотой черпания экскаватора. Анализ показателей работы экскаваторов в карьере Мурунтау свидетельствует о том, что как теоретический, так и фактический коэффициенты использования оборудования в календарное время (КИО) относительно невысоки, в связи с чем их производительность ниже возможной. Такая ситуация объясняется тем, что комплектация

Таблица 3.7.1

Основные показатели развития карьера Мурунтау

Показатели	I очередь	II очередь	III очередь	ТЭО IV-очереди	Оценки на перспективу
Год утверждения проекта	1966	1972	1976	1992	1998
Глубина карьера, м	250	380	460	575	900
Объем горной массы в контуре карьера, 10 ⁶ м ³	168	602	845	1390	1600
Производительность карьера по горной массе, 10 ⁶ м ³ /год	6,0	24,0	41,8	45,0	20-25

Производительность карьера по горной массе в 1990-1995 гг. составляла 28-30 млн.м³/год, а затем стала увеличиваться и в 1997 г. превысила 37 млн.м³. В течение года работы велись на 18-20 горизонтах. При этом темп понижения горных работ в среднем составляет 10,5 м/год. Однако за последние 10 лет он увеличился на 20-30% и эта тенденция сохраняется и поныне.

Первым выемочно-погрузочным оборудованием карьера Мурунтау были экскаваторы ЭКГ-4,6 (1967-1982 гг.), на смену которым пришли вначале экскаваторы ЭКГ-8И (с 1975 г.), а затем - ЭКГ-12,5 (с 1986 г.), ЭКГ-10 (с 1992 г.), ЭКГ-15 (с 1993 г.) и гидравлические экскаваторы с вместимостью ковша 17-18 м³ (с 1995 г.). Параллельно происходила замена автосамосвалов на более грузоподъемные, что в целом позволило при увеличении глубины и производительности карьера обеспечить рост производительности труда на горных работах (табл.3.7.2).

В настоящее время выемочно-погрузочное оборудование представлено троевыми (ЭКГ-8И - 8 шт., ЭКГ-12,5 - 5, ЭКГ-15 - 2 шт.) и гидравлическими (CAT-5230 фирмы Caterpillar - 2 шт., RH-170 фирмы O&K - 1 шт. и EX-3500 фирмы Hitachi - 1 шт.) экскаваторами и фронтальными погрузчиками Cat-992C с емкостью ковша 10,7 м³ (2 шт.) и Cat-994 с емкостью ковша 20 м³ (1 шт.). Помимо этого, 4 экскаватора ЭКГ-10 ведут погрузку товарной руды в железнодорожные думпкары грузоподъемностью 105 т на перегрузочных пунктах карьера, а 2 экскаватора ЭКГ-4у с удлиненным рабочим оборудованием заняты на выносе и заливании откосов уступов при постановке бортов в предельное положение.

В процессе работы экскаваторами была достигнута следующая производительность (в числителе - на среднесписочную машину, в знаменателе - максимально достигнутая отдельным экскаватором), тыс.м³/год:

ЭКГ-4,6	920/1340 (1977 г.);
ЭКГ-8И	1900/3070 (1983-1988 гг.);
ЭКГ-10	1788/2204 (работа на перегрузочных пунктах);
ЭКГ-12,5	3295/3678 (1988 г.);
ЭКГ-15	2736/2873.

Таблица 3.7.2

Изменение во времени характеристик погрузочно-транспортного комплекса карьера Мурунтау

Показатели	Значение						
	1970	1975	1980	1985	1990	1995	1997
Год эксплуатации карьера	1970	1975	1980	1985	1990	1995	1997
Производительность карьера по горной массе, млн.м ³ /год	8,7	23,5	35,7	32,6	33,0	30,4	37,5
Средневзвешенная емкость ковша экскаватора, м ³	4,6	5,6	7,2	8,0	9,0	10,2	12,3
Средневзвешенная грузоподъемность автосамосвала, т	27	35	40	61	87	130	147
Производительность труда на горных работах, м ³ /чел. смену	48,6	61,8	75,3	78,2	85,1	87,3	94,1

Технические характеристики и основные показатели работы экскаваторов в карьере Мурунтау приведены в табл.3.7.3.

Анализ указанных данных свидетельствуют о том, что сравниваемые экскаваторы сопоставимы друг с другом по своим геометрическим и энергосиловым параметрам. Главными же техническими особенностями гидравлических мехлобов по сравнению с электрическими следует считать автономность в работе и шарнирное сочленение рукояти ковша со стрелой. Первая особенность позволяет эффективно решать производственные задачи на карьерах с высокой изменчивостью потребительских свойств полезного ископаемого, вторая - ограничивает высоту забоя практически высотой черпания экскаватора. Анализ показателей работы экскаваторов в карьере Мурунтау свидетельствует о том, что как по фактическим, так и фактический коэффициенты использования оборудования каменного времени (КИО) относительно невысоки, в связи с чем их производительность ниже возможной. Такая ситуация объясняется тем, что комплектация

Таблица 3.7.3

Технические характеристики и показатели работы экскаваторов
в карьере Мурунтау

Показатели	Cat 5230	EX 3500-2	RH 170	ЭКГ-15
Емкость ковша, м ³	15,1	13,7	14,8	15,0
- геометрическая	18,3	17,7	19,9	18,0
- "с шалкой"				
Высота черпания (max), м	14,9	17,2	16,0	16,4
Радиус черпания (max), м	14,8	15,8	16,0	22,6
Высота разгрузки (max), м	10,3	12,4	10,0	10,0
Радиус разгрузки (max), м	14,5	14,9	13,9	20,0
Масса экскаватора, т	315	330	345	672
Тип привода	дизельный	дизельный	дизельный	электрический
Мощность привода, кВт	1175	1240	1240	1250
Количество двигателей, шт	1 (Cat 3516)	2 (КТЗ8-С925)	2(КТЗ8-С925)	1 (селевий)
Удельная мощность, кВт/т	3,44	3,76	3,60	1,86
Гидравлическая мощность, кВт	1580	2200	1980	-
Продолжительность цикла, с	25	33	33	28
Усилие черпания, кН	1250	1177	1200	1470
Скорость передвижения, км/ч	2,5	0+2,4	0+3,0	0,55
Коэффициент:				
- технической готовности	0,83	0,84	0,85	0,81
- КИО плавный	0,52	0,65	0,67	0,67
- КИО фактический	0,39	0,51	0,45	0,51
Производительность:				
- техническая, м ³ /ч	1430	1048	1125	9
- эксплуатационная, м ³ /ч	750	700	790	630
- при плавном КИО, м ³ /месц	535 000	490 000	540 000	470 000
- при фактическом КИО, м ³ /месц	400 000	385 000	365 000	350 000
- за 1997 г., м ³	4 093 000	3 534 000	3 848 000	2 349 000
Средний расход дизтоплива, кг/м ³	0,22	0,28	0,24	-

экскаваторов автосамосвалами осуществляется с учетом текущих потребностей в руде заданного качества, поскольку управление содержанием в товарной руде начинается с экскаваторных забоев. Поэтому (в зависимости от конкретной ситуации) экскаваторы обеспечиваются автосамосвалами на 30-100 %. Шарнирное сочленение рукояти ковша со стрелой уменьшает радиус черпания, поэтому гидравлические экскаваторы вынуждены ближе электрических подходить к окоосу уступа, высота которого по условиям безопасности не должна превышать 10-12 м. Безопасность работы гидравлических экскаваторов на уступах высотой 15 м в условиях карьера Мурунтау обеспечивается дроблением массива до размера среднего куска в 0,10-0,15 м.

Значительные различия в расходе дизельного топлива обусловлены наличием у экскаватора Cat 5230 одного двигателя по сравнению с двумя у экскаваторов EX 3500-2 и RH 170, а также наличием у экскаватора RH 170 системы электронного впрыска топлива "CENTRY" и системы "TRI POWER", которые

обеспечивает щадящий режим работы двигателей при наполнении ковша. Только по этой причине у экскаватора EX 3500-2 годовой расход топлива на 150 т больше, чем у RH 170. Анализ затрат на содержание и обслуживание гидравлических экскаваторов показывает, что экскаватор EX 3500-2, имея наименьшую конструктивную стоимость, является наиболее дорогим и трудоемким в эксплуатации. Например, трудоемкость планового технического обслуживания этого экскаватора в 1,3-1,5 раза выше, чем у экскаваторов Cat-5230 и RH-170, что объясняется весьма стесненными условиями проведения работ в моторном отсеке. Эксплуатационные затраты у экскаватора EX 3500-2 в 1,5-2,0 раза (в зависимости от наработки) выше, чем у экскаваторов Cat-5230 и RH-170, что объясняется более высокой (в 1,75-2,0 раза) стоимостью запасных частей.

В целях снижения материальных затрат на эксплуатацию экскаваторов в карьере Мурунтау проведены следующие мероприятия: снижен ассортимент применяемых смазочных материалов; Навоийским машиностроительным заводом освоен выпуск быстрознашающихся сменных элементов ковшей (зубьев, режущих кромок, протекторов); увеличены срок службы и ремонтпригодность машин.

Ходимость, например, зубьев всех фирм не превышает 150 ч работы в карьере, а потребность в них составляет более 300 штук в год на каждую машину. Цена стоимости одного зуба от 300 (фирма Caterpillar) до 1900 долл. (фирма Maschin) освоение их производства собственными силами дало значительный экономический эффект.

Ходимость ковшей увеличена до 1000 тыс.м³, что по крайней мере в четыре раза превышает ходимость наиболее износостойкого (по сравнению с Cat-5230 и EX 3500-2) стандартного ковша экскаватора RH-170 (250 тыс.м³).

Непрерывное условие безопасной работы гидравлических экскаваторов является их комплектация системой автоматического пожаротушения, поскольку при возникновении пожара в моторном отсеке экипажу трудно заметить его своевременно, а потушить традиционными для горных машин средствами первичного пожаротушения практически невозможно.

Основная причина возникновения пожаров на гидравлических экскаваторах - попадание (в результате разгерметизации топливной и гидравлической систем) масла и дизельного топлива на нормально высокотемпературные части двигателя. Поэтому насосный отсек экскаватора должен быть надежно изолирован от двигательного отсека огнестойкой перегородкой без монтажных и технологических отверстий, а количество пламегасящего агента должно быть рассчитано на ликвидацию загорания максимально возможного объема масла и дизельного топлива, которые могут вылиться до срабатывания системы пожаротушения.

В целом повышение эффективности работы выемочно-погрузочного оборудования в карьере Мурунтау идет по пути сокращения удельного сопротивления взорванного массива копанью, величина которого непосредственно влияет на производительность экскаваторов. С этой целью выполнен комплекс исследований, позволивший установить оптимальную, с точки зрения энергозатрат, степень дробления горного массива для рудной и породной зон карьера. При этом определено, что в зависимости от физико-технических свойств пород, при-

меншего оборудования и потребительских свойств горной массы удельный расход ВВ должен быть повышен в 1,5-1,8 раза против проектных значений с тем, чтобы обеспечить средний размер куска: в рудной зоне 0,10-0,15 м; в породной зоне - 0,15-0,25 м. В результате повышения интенсивности взрывного рыхления массива часовая производительность экскаваторов возросла на 15-20 %, а расход зубьев сократился на 10-15 %.

3.8. Оборудование для выемочно - погрузочных работ

3.8.1. Одноковшовые карьерные экскаваторы

Экскаваторы с ковшом вместимостью более 4 м³ относятся к карьерным [15,25].

В их типаже приняты следующие обозначения:

ЭКГ – экскаватор электрический, на гусеничном ходу. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах (табл. 3.8.1, рис. 3.8.1). Прямая карьерная лопата используется на мягких, плотных и разрыхленных (полускальных и скальных) породах, при погрузке пород в отвал и транспортные сосуды, установленные на уровне стояния экскаватора или на вышележащем уступе, а также при проходке траншей и на отвальных работах.

ЭК – экскаватор карьерный гидравлический, на гусеничном ходу, прямая лопата. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах (табл. 3.8.2, рис. 3.8.2).

ЭГО – экскаватор карьерный гидравлический, на гусеничном ходу, обратная лопата. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах (табл. 3.8.3, рис. 3.8.2, б). Обратная лопата применяется на тех же породах, что и прямая лопата, при черпании ниже уровня его стояния и погрузке в транспортный сосуд, расположенный на нижележащем уступе или на уровне стояния экскаватора и при проходке траншей.

Буквы *A, И, M, C*, добавленные к названию, обозначают модификации экскаваторов; *Ус* – экскаватор с удлиненным рабочим оборудованием для погрузки транспорта, расположенного на уровне стояния экскаватора; *У* – экскаватор с удлиненным рабочим оборудованием для верхней погрузки [15].

Типоразмерный ряд карьерных экскаваторов, выпускаемый в странах СНГ и состоящий в настоящее время из пяти базовых моделей с вместимостью ковша 3,2 + 18 м³, в перспективе будет расширен до восьми со стандартными ковшами вместимостью от 2 до 20 м³ [23]. Предусматривается также увеличить номенклатуру карьерных экскаваторов за счет оснащения базовых машин удлиненным оборудованием и сменными ковшами.

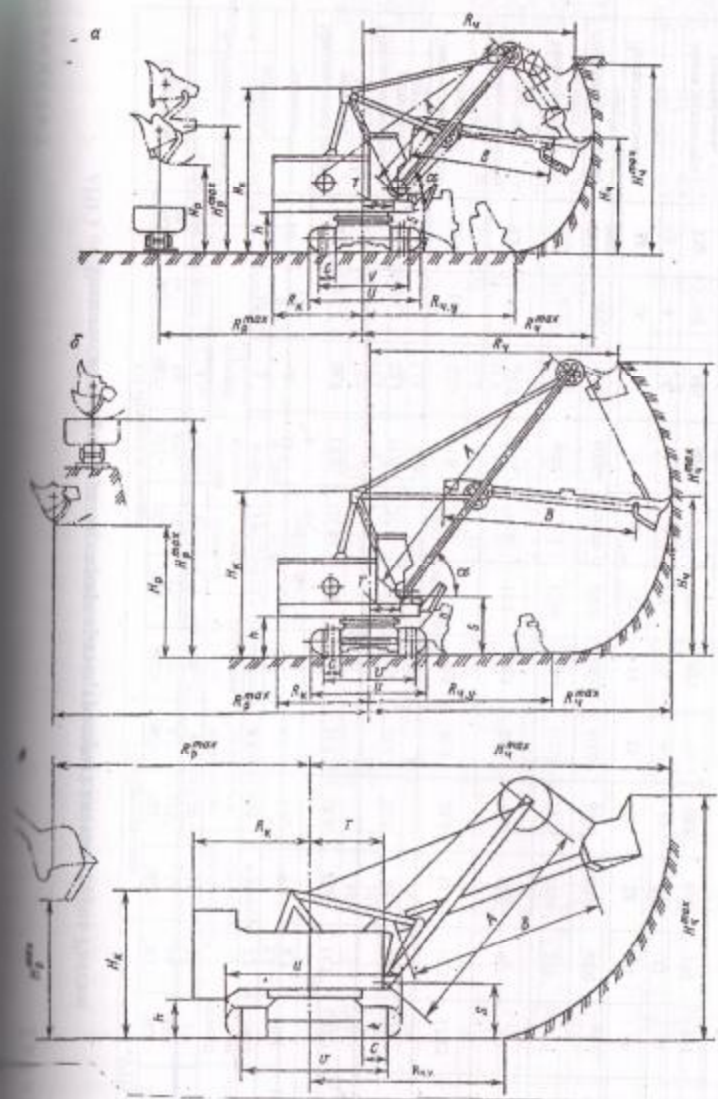


Рис. 3.8.1. Конструктивные схемы экскаваторов-механических лопат:
а – ЭКГ-И и ЭКГ-6,3; б – ЭКГ-5У; в – ЭКГ-5А

1040	600	112	196	672	683	707	710	599	699	504	386	365	370	2	Масса экскаватора с противовесом, т												
																41	42	операции									
																		41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
2250	1250	250	250	1250	1250	31250	1250	6521	6009	6000	630	6000	6000	3000	3000												
6000	6009	3300	6000	6009	6009	6000	6000	6009	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000												
28	26	29	23	28	32	35	35	32	28	28	30	26	26	26	26												
14	14	13	12	11	19	9	8	7	9	5	4	3	2	2	2												
11,5	10	9,2	6,7	10,0	16,4	26,0	24,5	15,8	10,0	17,6	22,2	13,5	12,5	9,2	9,2												
20,9	18,5	13,1	12,65	20	26,8	33,0	32,0	26,0	20,0	17,6	22,1	16,3	16,3	18,2	18,2												
23,4	21	15,5	14,5	22,6	28,6	35,0	34,0	28	22,6	19,8	23,7	18,4	16,9	18,2	18,2												
20	12	4	5,2	17	12	8,3	8	12,5	5,1	8	5	10	8	8	8												
20	12	4	5,2	17	12	8,3	8	12,5	5,1	8	5	10	8	8	8												

- Примечание. 1. Экскаваторы могут преодолевать уклоны 12%. 2. Рабочая скорость передвижения экскаваторов 0,42 км/ч.
3. Среднее рабочее давление на грунт 0,33 МПа.

Техническая характеристика карьерных гидравлических экскаваторов России

Фирма, тип	Вместимость ковша, м³	Максимальная высота загрузки, м	Высота загрузки на максимальном радиусе, м	Радиус выгрузки на максимальной высоте, м	Максимальный радиус выгрузки, м	Максимальная высота черпания, м	Толщина поршневого масла, мм	Мощность двигателя, кВт		Рабочая масса, т	
								подкова	повороты		
195-BIT	13,0	7,06	5,61	14,28	14,48	12,5	7,42	н.д.	н.д.	386,8	
290-BIT	16,72	8,86	6,81	16,92	17,22	14,15	9,07	854	416	442	
295-BIT	22,8	8,91	6,86	17,3	17,6	14,86	1,57	1116	544	732,5	
305-BH	32,68	9,6	7,39	20,12	20,42	16,15	12,7	1103	485	963,0	
405-B	40,28	9,45	7,24	20,12	20,42	16,15	12,7	н.д.	н.д.	1066,8	
«Каммингс-Форт»											
1900AL	10,64	9,75	5,79	15,21	16,15	14,63	8,05	533	239	184	378,7
2100L	13,68	9,65	5,0	16,91	17,53	14,43	8,33	18	463	239	485,8
2100BE	15,2	9,65	5,0	16,91	17,53	14,73	8,94	952	500	382	494,4
2300XPA	20,52	9,91	5,46	17,47	18,7	15,39	10,87	1339	735	360	704,0
2800XPA	34,96	10,46	6,04	18,59	19,5	16,36	10,87	1795	1129	490	946,6
4100	42,56	10,44	7,49	19,4	20,02	16,94	11,84	2037	1225	593	1077,3
5700XP	53,2	13,26	6,5	23,34	23,68	20,73	14,81	3742	2336	936	1768,5
«Каммингс-Директор»											
151-M	7,6	6,78	5,03	12,65	13,26	10,74	5,28	368	130	64,7	213,6
182-M	9,88	8,08	5,49	14,35	14,88	13,03	6,22	680	278	139	330,7
191-M	12,92	8,66	6,73	16,08	16,46	14,86	7,11	855	416	272	499,8
192-MBT	15,2	8,66	6,73	16,08	16,46	14,86	7,11	1116	416	416	499,8
201-M	20,52	9,52	6,86	17,12	17,63	15,96	7,67	1116	544	416	644,5
204-M	25,84	13,31	7,7	19,98	20,42	17,5	8,43	1116	544	644	703,0
301-M	41,04	10,06	7,09	19,94	19,94	17,5	10,16	1389	802	544	1043,2

Техническая характеристика карьерных гидравлических экскаваторов США

Т а б л и ц а 3.8.2

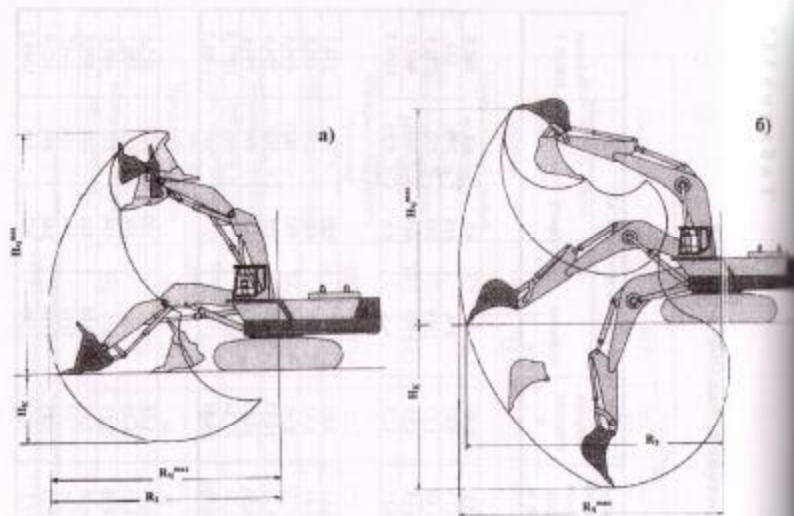


Рис. 3.8.2. Конструктивные схемы карьерных гидравлических экскаваторов: а – прямых лопат; б – обратных лопат.

На зарубежных карьерах, разрабатывающих скальные месторождения, применяются более 25 моделей экскаваторов с ковшами, вместимость которых колеблется в пределах 2-19,1 м³ (фирмы Бюсайрус Эри, Харнишфегер, Марион (США) и др.) [21]. Карьерные экскаваторы с ковшами вместимостью более 11,8 м³ в основном используются при разработке крупных месторождений. Так, на мексиканском медно-молибденовом карьере Кананеа применяются механические лопаты карьерного типа - 2800 RH (фирма Харнишфегер) емкостью ковша 19,1 м³.

Характерная особенность структур комплексной механизации на карьерах, разрабатывающих сложноструктурные месторождения, - использование на вскрышных и добычных работах крупных экскаваторов с одинаковой вместимостью ковша; на небольших и средних по производственной мощности карьерах на добычных работах обычно используются экскаваторы с вместимостью ковша меньше, чем на вскрыше. Соотношение вместимости кузова автосамосвалов работающих в сочетании с экскаваторами, и ковшей экскаваторов равно 3-5.

Все более широкое применение на карьерах находят гидравлические экскаваторы типа ЭГ, которые по сравнению с мехлопатами более мобильны, компактны и легче по весу. Универсальность навесного оборудования (ковши «прямая лопата», «обратная лопата», грейфер и др.) позволяет использовать эти экскаваторы при селективной выемке руд в сложных забоях при высотах добычи

уступа 2-11 м, планировке подошвы уступов, проходке траншей и т.п.

Экскаваторы, производящиеся за рубежом, имеют названия, определяемые фирмой-производителем. Номенклатура зарубежных экскаваторов чрезвычайно широка и некоторые параметры наиболее распространенных моделей приведены в табл. 3.8.3.

Проведенный анализ позволяет утверждать, что, рассматривая машины типа ЭГ в качестве альтернативы традиционным мехлопатам с канатным приводом (ЭКГ) и равной вместимостью ковшей, представляется возможным в 1,8-2,0 раза уменьшить рабочую массу экскаватора и повысить энерговооруженность рабочего процесса. За счет дополнительной степени свободы исполнительного механизма гидравлического экскаватора и повышенного удельного усилия копания продолжительность единичного цикла машин типа ЭГ в среднем на 15-30% меньше по сравнению с ЭКГ с соизмеримой вместимостью ковша, что, в конечном счете, обеспечивает увеличение расчетной эксплуатационной производительности в среднем на 25% [24].

Гидравлические экскаваторы повышают возможность селективной выемки и счет поддержания заданной траектории резания и поворотности ковша, что обеспечивает оптимальные усилия резания, снижает объем работ по обогащению полезного ископаемого и улучшает показатели его качества. При этом необходимо учитывать, что срок службы основных узлов гидропривода на карьерных экскаваторах - насосных агрегатах - составляет 8000-10000 моточасов, т.е. гидропривод является периодически заменяемым оборудованием экскаватора, а его стоимость составляет 15-20% от стоимости всей машины.

Ведущими зарубежными фирмами в производстве гидравлических экскаваторов являются Маннесманн Демаг и Ориентштейн-Коппель (Германия), Хятаки (Япония), Поклейн (Франция), Либхерр и Катерпиллер (США). Осваивают выпуск гидравлических экскаваторов также фирмы Харнишфегер (США) и Дрессер (Дрессер-Марион, США). Фирма O&K выпустила самый мощный гидравлический экскаватор RH-400 вместимостью ковша 40 м³.

На базе «прямых лопат» выпускаются гидравлические экскаваторы типа «обратная лопата» с ковшами различной емкости и радиусом копания.

Характерно, что в период 1992-1994 гг. объем реализации карьерных экскаваторов с канатным приводом сократился примерно на 60%. В этой связи даже фирма Харнишфегер, более 70 лет специализирующаяся на выпуске мехлопат традиционной конфигурации, приступила к созданию карьерных гидравлических экскаваторов. Обеспечивая лидерами в области производства карьерных гидравлических экскаваторов на мировом рынке являются фирмы Германии, Японии и США. Согласно оценке [25], за последние 2-3 года 75-80% всех карьерных экскаваторов, закупленных промышленностью, составляли гидравлические экскаваторы. Потребность в карьерных экскаваторах массой более 150 тонн оценивается в 140 штук в год, из которых 100-110 штук - гидравлические машины.

Прогноз свидетельствует о том, что потребность в них в будущем возрастает до 200 штук в год. Причем предполагается, что более широкое применение получат экскаваторы типа «обратная лопата» [25].

В табл. 3.8.4 представлены результаты маркетинговых исследований по гидравлическим экскаваторам, предлагаемым различными фирмами для поставки на рынки стран СНГ. Основной объем сбыта гидравлических экскаваторов приходится на машины с ковшами вместимостью до 10 м³ [21].

В практике зарубежных фирм-производителей карьерных гидравлических экскаваторов широко применяются такие методы работы с покупателями, когда под конкретные горнотехнические условия приспособляются основные технологические параметры машин: вместимость ковша ($\pm 15\%$ по отношению к базовому параметру), высота ($\pm 12\%$) и глубина ($\pm 20\%$) копания.

Таблица 3.8.4

Крупные гидравлические экскаваторы типа «прямая лопата» зарубежных фирм

Тип экскаватора	Вместимость ковша, м ³	Масса, т	Максимальный радиус копания, м
Маннесманн Демаг			
H 485 S	26(33)	625	19,0 (17,5)
H 455 S	25	455	н.д.
H 285 S	14 (16)	322	17,7 (15,5)
H 185 S	14	216	13,0
H 135 S	10,4	133	1,6
Оренштейн-Коппель			
RH 300 E	17,5	491	18,5
RH 300	22,0	437	14,8
Хитачи			
EX 3500	18	330	15,8
EX 1800	10,3	177	13,4
Марион-Дрессер			
M-3560	11,5	296	14,0
Харнишфегер			
RH 2250SE	11,5-17,6	338	16,1
RH 1550 HD	9,2-10,7	206,4	13,3
Либхер			
R-994	13,5	221	13,2
R-996	28,0	530	16,8

Для производства вскрышных работ, учитывая доминирующее значение автомобильного транспорта, а также для схем циклично-поточной технологии основной спрос прогнозируется на гидравлические машины с вместимостью ковша от 20 до 30 м³, что обеспечит наилучшее сочетание производительности выемочно-погрузочной техники и сопряженно работающего автомобильного и конвейерного транспорта с нагрузкой от 5500 до 6500 м³/ч. Оснащение таких экскаваторов рабочим органом типа «обратная лопата» с вместимостью ковша 12-16 м³ позволяет обрабатывать уступы нижним черпанием с погрузкой в автосамосвалы, установленные на верхней или нижней площадке уступа. Последнее дает возможность значительно сократить угол поворота на разгрузку и длительность рабочего цикла. Использование в комбинации верхнего и нижнего черпания значительно увеличивает высоту обрабатываемого уступа.

Достаточно высокой остается роль карьерных экскаваторов с канатным приводом, особенно при разработке крупноблочных пород, не склонных к саморазрушению после взрывного рыхления уступов высотой более 15 м. Зарубежная практика показывает, что такие ведущие экскаваторостроительные фирмы, как Харнишфегер, Дрессер, Дрессер-Марион, Бюсайрус-Эри, в последние годы уделяют большое внимание развитию аналогичных машин. Этими фирмами, в частности Дрессер и Бюсайрус-Эри, ставка прежде всего делается на производство и сбыт карьерных одноковшовых экскаваторов с канатными приводами и ковшами вместимостью 27-40 м³.

Зарубежные модели, представленные в табл. 3.8.5, оснащаются программируемыми логическими контроллерами для диагностики и управления, а экскаваторы фирмы Бюсайрус-Эри имеют более прогрессивную систему электропривода переменного тока (со звеном постоянного тока) ТПЧ-АД с полной цифровой системой управления (система «Акутрол» фирмы Сименс). При этом в качестве панели индикации используется дисплей, установленный в кабине машиниста.

Составив на карьерах конкуренцию канатным мехлопатам, гидравлические экскаваторы начинают вытеснять также одноковшовые погрузчики. При аналогичной производительности они имеют двигатели значительно меньшей мощности. Так, гидравлический экскаватор H71 (фирма Демаг) с мощностью дизельного двигателя 225 кВт успешно заменяет погрузчик мощностью двигателя 368 кВт. Время рабочего цикла экскаватора (30 с) вдвое меньше, чем у погрузчика, поэтому производительность погрузчика с ковшом вместимостью 7,5 м³ меньше, чем экскаватора с ковшом вместимостью 5,5 м³.

Таблица 3.8.3

Мощные карьерные одноковшовые экскаваторы
нового технического уровня

Тип экскаватора	Вместимость ковша, м ³	Масса, т	Максимальный радиус черпания, м
Бюсайрус-Эри			
395-811	32,85	963	23,56
495-8	40,5	1068,9	23,56
Дрессер (Марион)			
301M	41,25	1043,3	23,56
Харнишфегер			
4100	42,78	1077,3	23,25
АО Ижорские заводы (проект)			
ЭКГ-30	30	1250	30,5
ЭКГ-20ус	22	1300	30,5

3.8.2. Фрезерные машины непрерывного действия

Развитие экскавационной техники для открытых горных работ характеризуется появлением машин фрезерного типа (СМ) (рис.3.8.3, 3.8.4).

Процесс экскавации этих машин осуществляется за счет вращения широкозахватного рабочего органа роторного или шнекового типа и непрерывного горизонтального перемещения всей машины. Транспортирование в пределах машины и погрузка в средства транспорта экскавируемой горной массы осуществляется ленточными конвейерами и совмещается во времени с процессом экскавации. По характеру работы машины этого типа относятся к машинам непрерывного действия.

Рабочий орган машин закреплен непосредственно на раме машины. Отсутствие традиционных для роторных экскаваторов поворота верхнего строения и стрелы ротора позволяет существенно снизить влияние усилий копания на конструктивные элементы машины, уменьшить ее габариты и массу, расширить диапазон разрабатываемых горных пород по крепости.

Как правило, такая техника обеспечивает возможность отработки горного массива средней крепости (до $f = 7+8$) без предварительной буровзрывной подготовки. Конструктивно-технологические особенности фрезерных машин определяют полойную отработку уступов по высоте и полосовую отработку в каждом слое.

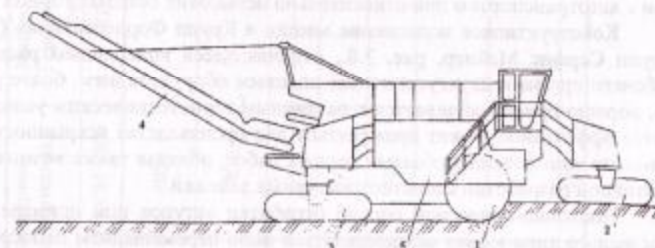


Рис. 3.8.3. Принципиальная конструктивная схема экскаваторной машины типа СМ фирмы «Вирген»
1 – рабочий орган; 2 и 3 соответственно передняя и задняя ходовая тележка; 4 – поворотная разгрузочная консоль; 5 – рама машины

Конструктивное исполнение машин фирмы «Вирген» (рис. 3.8.3) характеризуется центральным расположением рабочего органа под рамой машины. Ходовое оборудование машины включает в себя две гусеничные тележки, расположенные спереди и сзади рабочего органа. Такая конструкция предохраняет

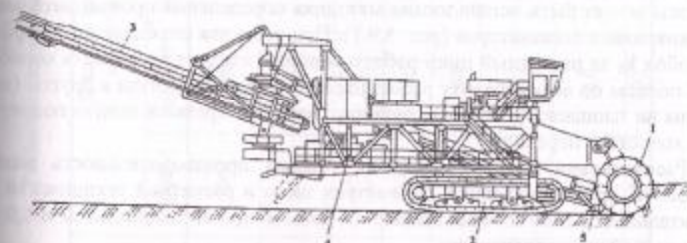


Рис. 3.8.4. Принципиальная конструктивная схема экскаваторной машины типа СМ фирмы «Крупн Фордертехник» (КСМ)
1 – рабочий орган; 2 – ходовая тележка;
3 – поворотная разгрузочная консоль; 4 – рама машины;
5 – опорный башмак

возможность изменения направления движения машины по определенному радиусу (невозможность разворота машины на месте). Машины приспособлены в основном к отработке сложноструктурных залежей горизонтального и слабонаклонного залегания при относительно небольших значениях мощностей отдельных пластов и породных пропластков. Их целесообразно использовать в сочетании с автотранспортом при относительно невысоких объемах горных работ.

Конструктивное исполнение машин «Крупш Фордертехник» (тип КСМ – Крупш Серфис Майнер, рис. 3.8., отличающееся консольным расположением рабочего органа и двухгусеничным ходовым оборудованием, более универсально, хорошо приспособляется к различным горнотехническим условиям и наиболее эффективно может применяться для производства вскрышных работ при относительно больших объемах горных работ, обладая также возможностью селективной разработки слоистоструктурных залежей.

Послойно-полосовой способ обработки уступов при применении машин фрезерного типа может осуществляться либо перемещением непосредственно за машиной автосамосвала, либо введением в состав горнотранспортного оборудования дополнительного звена (перегрузателя), осуществляющего связь между непрерывно перемещающейся экскавационной машиной и, например, линией ленточных конвейеров.

Основные технические данные выпускаемых и перспективных машин типа СМ приведены в табл. 3.8.6.

Параметры машины КСМ-2000К разработаны фирмой «Крупш Фордертехник» и Институтом горного дела им. А.А. Скочинского применительно к условиям отработки угольных месторождений Кузбасса, Восточной Сибири и других аналогичных регионов.

Для определения эксплуатационной производительности машины фрезерного типа может быть использована методика определения производительности многоковшовых экскаваторов (раз. 3.9.2). При этом для определения коэффициента забоя k_3 за расчетный цикл работы машины следует принимать отработку одной полосы по всему фронту работ, переход от одной полосы к другой (выезд машины на площадку разворота, разворот машины, врезка в новую полосу или время холостого перехода).

Рассчитанная по этой методике годовая производительность машины КСМ-2000К при номинальных параметрах забоя и расчетной технической производительности 1400 м³/ч составляет 4,4 млн. м³ при автомобильном и 5,0 млн. м³ при конвейерном транспорте.

Таблица 3.8.6

Техническая характеристика машин типа «Серфис Майнер»

Показатели	Машины фирмы «Вирттель»				Машины фирмы «Крупш Фордертехник»		Машина совместного Германно-Российского производства КСМ-2000К
	2600SM	3000SM	3500SM	4200SM	КСМ-2000	КСМ-4000	
Теоретическая производительность по разрыхленной горной массе, м ³ /ч	560	1000	1500	2100	2000	4000	2000
Расчетная техническая производительность по плотной массе, м ³ /ч	390	720	1050	1500	1400	2800	1400
Ширина захвата (полосы), м	2,6	3,0	3,5	4,2	5,6	7,1	6,0
Диаметр рабочего органа, м	0,95	1,27	1,40	2,1	3,55	3,85	4,5
Наибольшая высота обрабатываемого слоя, м	0,25	0,40	0,47	0,60	2,50	2,75	3,00
Мощность привода рабочего органа, кВт	280	280	450	550	370	740	1100
Удельная энергооборуженность (при расчетной производительности), кВт ч/м ³	0,72	0,39	0,43	0,37	0,26	0,26	0,79
Скорость хода при расчетной производительности, м/мин	10,0	10,0	10,0	10,0	1,7	2,4	1,3
Масса машины, т	65	600	129	155	190	380	400

3.9. Расчет производительности экскавационного оборудования

3.9.1. Производительность одноковшовых экскаваторов

Теоретическая производительность ($Q_{теор}$) – это объем породы, вырабатываемый при непрерывной работе экскаватора в единицу времени (обычно за 1 ч). При это коэффициенты наполнения ковша k_n и разрыхления породы k_p приняты равными единице, угол поворота ковша на выгрузку – 90° для мехлопат и 135° – для драглайнов.

$$Q_{теор} = 3600 \frac{V}{t},$$

где V – вместимость ковша экскаватора, m^3 ;
 t – время рабочего цикла, с.

Техническая производительность экскаватора ($Q_{тех}$) – это максимальная производительность для данного экскаватора при непрерывной экскавации пород с конкретными физико-механическими свойствами:

$$Q_{тех} = Q_{теор} k_3 \frac{t_p}{t_p + t_n} = 3600 \frac{V}{t} \frac{t_p}{(t_p + t_n)} \cdot K_3,$$

где k_3 – коэффициент экскавации, $k_3 = \frac{k_n}{k_p}$;

t_p – время непрерывной работы на одном месте;
 t_n – время передвижки экскаватора на другое место работы.

Техническая производительность одноковшовых экскаваторов может быть определена также по формуле 3.3.9 или графикам рис. 3.3.4, а.

Эксплуатационная производительность экскаватора (Q_3) – это действительный объем пород, обрабатываемых за определенный период эксплуатации.

$$Q_3 = Q_{тех} T k_{ис},$$

где T – продолжительность смены, ч;
 $k_{ис}$ – коэффициент использования сменного времени экскаватора.

При погрузке в железнодорожный транспорт $k_{ис} = 0,55 \div 0,8$, в автосамосвалы, в конвейер и в отвал $k_{ис} = 0,8 \div 0,9$.

Годовая производительность ($m^3/год$) экскаватора

$$Q_g = Q_3 T_g,$$

где T_g – число рабочих смен в году.

В табл. 3.9.1 – 3.9.4 приведены расчетные коэффициенты, нормативы и параметры, необходимые для определения показателей работы одноковшовых экскаваторов при различных условиях эксплуатации.

Таблица 3.9.1

Коэффициенты разрыхления горной массы, наполнения ковша экскаватора и экскавации (по ЕНВ 1989 г.)

Категория пород по трудности экскавации	Расчетная плотность породы в массиве, kg/m^3	Коэффициенты		
		разрыхления горной массы, k_p	наполнения ковша экскаватора k_n прямая лопата	экскавация k_3 прямая лопата
I	1600	1,15	1,05	0,91
II	1800	1,25	1,05	0,84
III	2000	1,35	0,95	0,70
IV	2500	1,50	0,90	0,60
V	3500	1,60	0,90	0,56

Таблица 3.9.2

Примерное число рабочих дней в году работы экскаваторов

Экскаватор	Среднее годовое число дней в ремонте	Число праздничных и выходных дней	Число рабочих дней в году по районам		
			северным	средним	южным
К-8Н	43	61	246	249	258
К-12,5	53	61	241	244	246

Таблица 3.9.3

Коэффициент разрыхления скальных пород при экскавационных работах для экскаватора с ковшом вместимостью 5-12,5 m^3

Содержание (%) фракций, мм	Содержание (%) фракций, мм						Коэффициент разрыхления	
	200-400	400-600	600-800	800-1000	1000-1200	1200-1400	в ковше экскаватора	в транспортном сосуде
10	17	10	6	2	0	0	1,38	1,27
15	14	6	14	1	2	3	1,44	1,28
20	14	5	8	8	2	8	1,49	1,30
25	5	11	4	4	6	10	1,53	1,40
30	15	3	6	16	6	16	1,63	1,41
35	10	11	5	19	2	13	1,66	1,41
40	11	6	12	9	12	15	1,71	1,46
45	9	11	8	12	9	21	1,79	1,45
50	11	11	6	17	11	25	1,93	1,50
55	7	4	15	14	17	29	1,98	1,60

Таблица 3.9.4

Коэффициент разрыхления скальных пород при экскавационных работах для экскаваторов с ковшем вместимостью более 12,5 м³

	Содержание (%) фракций, мм						Коэффициент разрыхления	
	0-250	250-500	500-700	750-1000	1000-1250	1250-1500	1500-1800	в ковше экскаватора
65	17	10	6	2	0	0	1,27-1,38	1,25-1,27
60	14	6	14	1	2	3	1,28-1,44	1,25-1,28
50	14	5	8	8	2	8	1,33-1,49	1,28-1,30
60	5	11	4	4	6	10	1,42-1,53	1,33-1,40
38	15	3	8	16	6	16	1,48-1,63	1,33-1,41
40	10	11	5	19	2	13	1,52-1,66	1,35-1,44
35	11	6	12	9	12	15	1,54-1,71	1,35-1,46
30	9	11	8	12	9	21	1,59-1,79	1,35-1,45
19	11	11	6	17	11	25	1,72-1,93	1,42-1,50
14	7	4	15	14	17	29	1,76-1,98	1,50-1,960

*Меньшие значения относятся к ковшам вместимостью более 20 м³ и транспортным сосудам грузоподъемностью более 100 т.

3.9.2. Производительность оборудования непрерывного действия

Различают теоретическую, техническую, забойную и эксплуатационную производительность оборудования непрерывного действия.

Теоретическая производительность $Q_{\text{теор}}$ – наибольшее расчетное значение производительности экскаватора по пропускной способности его транспортирующих органов (ковшей и конвейеров).

Принято выражать теоретическую производительность (м³/ч) экскаватора как его часовую объемную производительность по разрыхленной массе:

$$Q_{\text{теор}} = V_0 s 60,$$

где V_0 – номинальная (расчетная) вместимость ковша, м³;
 s – частота ссыпок, мин⁻¹.

Под номинальной (расчетной) вместимостью ковша принимается либо геометрическая вместимость самого ковша, либо часть суммарной вместимости ковша и подковшового пространства (для роторных экскаваторов).

$$V_0 = (0.65+0.70) (V_r + V_n),$$

где V_r и V_n – геометрическая вместимость соответственно ковша и подковшового пространства.

Расчетная пропускная способность конвейеров экскаватора должна превышать теоретическую производительность не менее чем на 15-20%.

Техническая производительность $Q_{\text{тех}}$ – максимально возможная производительность для данного экскаватора при непрерывной экскавации пород с конкретными физико-механическими свойствами:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{Q_{\text{теор}}}{k_p} \eta_F,$$

где k_p – коэффициент разрыхления;

$\eta_F \leq 1,0$ – коэффициент влияния физико-механических свойств разрабатываемых пород.

Это влияние может проявляться либо в повышении влажности (влажности) разрабатываемых пород, либо в повышении удельной силы копания k_F . В первом случае коэффициент определяется опытным путем, во втором – либо опытным, либо по зависимости

$$\eta_F = \frac{k_{F0} + 6,7 \cdot 10^{-3} \gamma_0 D_p}{k_{F1} + 6,710^{-3} \gamma_1 D_p},$$

где k_{F0} и k_{F1} – удельная сила копания соответственно паспортная (расчетная) и для конкретной разрабатываемой породы, МПа;

γ_0 и γ_1 – плотность соответственно расчетной и разрабатываемой горной массы, т/м³;

D_p – диаметр ротора, м.

При этом значение k_{F1} не должно превышать оговоренного технической характеристикой экскаватора максимально допустимого значения $k_{F\text{max}}$.

Забойная производительность Q_z (в зарубежной практике эффективная производительность) – расчетная (фактическая) производительность экскаватора при принятой схеме отработки конкретного забоя. Цикл работы многоковшовых экскаваторов определяется временем отработки блока, в течение которого выполняются все рабочие и вспомогательные операции. Забойная производительность экскаватора (м³/ч) определяется объемом блока V_6 и временем его отработки.

Время отработки блока t_6 включает время непосредственной экскавации t_e , при отработке блока с соответствующей этому блоку технической производительностью и расчетное время выполнения вспомогательных технологических операций при отработке блока $t_{\text{вс}}$: остановка и реверсирование механизма поворота в конце каждой стружки, переходы от стружки к стружке, от слоя к слою, от одного блока к другому.

Отношение

$$k_s = \frac{t_s}{t_s + t_{вс}}$$

называется коэффициентом забоя, который учитывает потери времени на выполнение вспомогательных технологических операций при отработке конкретного забоя.

При паспортных значениях параметров забоев и производительности для роторных экскаваторов обычного исполнения

$$k_s = 0,70 + 0,80.$$

Расчетная величина производительности

$$Q_s = Q_{тех} k_3 k_{упр} k_n,$$

где $k_{упр}$ – коэффициент качества управления экскаватором;

k_n – коэффициент потерь (просыпей) экскавируемого материала.

Коэффициент качества управления характеризует изменение фактической производительности экскавации из-за увеличения по сравнению с расчетной длительности вспомогательных технологических операций при отработке блока. При расчетах принимают: для роторных экскаваторов $k_{упр} = 0,92 + 0,96$.

Большие значения следует относить к более крупным экскаваторам.

Коэффициент потерь экскавируемого материала k_n учитывает снижение производительности экскаватора при отработке забоя вследствие потерь экскавируемого материала из-за просыпей и необходимости их подборки на подошве забоя.

В нормальных условиях работы коэффициент потерь материала для роторных экскаваторов с гравитационным рабочим органом без промежуточных режущих кромок равен $k_n = 0,97$, с промежуточными режущими крошками $k_n = 0,93$, а с центробежным рабочим органом $k_n = 0,90$.

Эксплуатационная производительность Q_s – суммарный объем горных работ, выполненный экскаватором (комплексом) за определенный календарный отрезок времени (сутки, месяц, год).

В методическом плане в качестве исходной выделяют суточную производительность.

$$Q_{сут} = Q_s k_{г.к.} k_{ис} k_{кл} k_{тр} t_{сут} \quad (3.9.2)$$

где $k_{г.к.}$ – коэффициент готовности комплекса оборудования, состояние которого определяет возможность работы экскавационной машины.

Коэффициент готовности – вероятность того, что оборудование будет находиться в работоспособном состоянии в произвольный момент времени, кроме планируемых периодов, в течение которых применение оборудования по назна-

чению не предусматривается. Для наиболее распространенной системы последовательной установки машин комплекса, когда неисправность одной из машин приводит к остановке всего комплекса,

$$k_{г.к.} = \frac{1}{\sum_{i=1}^{n_m} \frac{1}{K_{г.к.}^i} - (n_m - 1)},$$

где $k_{г.к.}$ – коэффициент готовности i -й машины;

n_m – число машин в комплексе.

Отдельные типы машин характеризуются следующими значениями коэффициента готовности.

Роторные экскаваторы	0,90-0,95
Отвалообразователи и перегружатели	0,95-0,97
Ленточные конвейеры (на один став):	
передвижные	0,97-0,98
стационарные	0,98-0,99

$k_{ис}$ – коэффициент использования времени суток, учитывающий плановые простои экскаватора в связи со сменой бригад, для технического обслуживания оборудования, а также затраты времени от отдыха и личные надобности обслуживающего персонала. В каждом конкретном случае нормативы плановых простоев в течение суток определяются местными условиями. Усредненно принимают $k_{ис} = 0,85 + 0,87$.

$K_{кл}$ – коэффициент влияния климата, учитывающий характер и степень влияния климатических условий на работу экскаватора в различные периоды года. Значения коэффициента влияния климата следует принимать в пределах $0,92 + 0,99$.

$t_{тр}$ – коэффициент обеспечения транспорта характеризующий степень обеспеченности работы экскаватора наличием транспортных средств:

$$k_{тр} = \frac{t_n}{t_n + t_0},$$

где t_n – время соответственно погрузки и обмена транспортного средства.

При использовании в качестве транспортных средств железнодорожного или автомобильного транспорта время обмена зависит от общей организации экскавационных и транспортных работ на предприятии, количества транспортных единиц в работе.

При работе экскаватора в комплексе с конвейерным транспортом $k_{тр} = 1,0$.

За длительный календарный отрезок времени эксплуатационная производительность определяется из выражения

$$Q_s = Q_{\text{сут}} T_p k_{\text{вр}}$$

где T_p – расчетное число рабочих суток за рассматриваемый календарный отрезок времени;

$k_{\text{вр}}$ – коэффициент врезки.

Расчетное число рабочих суток

$$T_p = T_k - T_{\text{от}} - T_{\text{п.о.}}$$

где T_k – продолжительность рассматриваемого календарного отрезка времени, сут;

$T_{\text{от}}$ и $T_{\text{п.о.}}$ – плановые остановки соответственно технологические и организационные, сут.

Плановые технологические остановки

$$T_{\text{п.о.}} = (T_{\text{пер}} + T_{\text{хх}}) m_{\text{пер}}, \quad (3.9.2.2)$$

где $T_{\text{пер}} = 3+5$ сут – затраты времени на одну передвижку транспортных коммуникаций в забое и на отвале, вызывающие остановку всего комплекса;

$T_{\text{хх}}$ – затраты времени на холостой перегон оборудования в процессе одного перехода от заходки к заходке, усредненно $T_{\text{хх}} = L_{\text{хх}} / (12v_{\text{хх}})$;

$L_{\text{хх}}$ – суммарная длина холостых перегонов, м;

$v_{\text{хх}}$ – расчетная скорость передвижения машины, м/ч;

$m_{\text{пер}}$ – количество переходов от заходки к заходке в течение рассматриваемого календарного отрезка времени.

При совмещении операций передвижки транспортных коммуникаций и холостым перегонем оборудования в формулу (3.9.2.2) вводится продолжительность наиболее длительной из этих двух операций.

Время передвижки транспортных коммуникаций определяется факторами, свойственными конкретному объекту (шаг передвижки, длина передвижаемых коммуникаций, тип и количество применяемого для передвижки оборудования, сменность работ по передвижке и т.д.).

Плановые организационные остановки

$$T_{\text{п.о.}} = T_{\text{рем}} + T_{\text{сл}} + T_{\text{пр}}$$

где $T_{\text{рем}}$ и $T_{\text{сл}}$ – простой экскаватора (комплекса) в течение рассматриваемого календарного отрезка времени соответственно в ремонтах всех видов и по климатическим условиям, сут;

$T_{\text{пр}}$ – количество нерабочих (выходных и праздничных) дней в течение рассматриваемого календарного отрезка времени, сут.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1995. 351 с.
2. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М.: Недра, 1975. 574 с.
3. Табакман И.Б., Абидов Г.М. Управление грузопотоками в карьерах. Ташкент: Фан, 1985, -120 с.
4. Иванов Б.А. Инженерная экология. Л.: Изд-во Ленинградского ун-та, 1989. 152 с.
5. Мельников Н.В., Виницкий К.Е., Меньшов В.С. и др. Вопросы выбора производственной мощности карьера. М.: Наука, 1971. 166 с.
6. Макконнелл К.Р., Брю С.Л. Экономикс: принципы, проблемы и методика. Пер. с англ. Т.1. Таллин: Изд. АО «Римол», 1993. 399 с.
7. Анистратов Ю.И., Борш-Компонец Л.В. Технология добычных работ по природно-технологическим зонам. //Тезисы докл. межреспубл. научно-практической конференции «Экология, технология и экономика разведки и разработки месторождений твердых полезных ископаемых». 1993 г. 15-17 июня 1993. Ташкент. С.67.
8. Астафьев Ю.П., Полищук Г.К., Горлов Н.И. Планирование и организация погрузочно-транспортных работ на карьерах. М.: Недра, 1986. 168с.
9. Сытенков Д.В. Анализ взаимодействия факторов горного производства при выборе оборудования карьеров // Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С.178-185.
10. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 231с.
11. Фелелов В.С., Филиппов С.А. Определение полноты извлечения запасов по ценности // Горный журнал. 1987. №6. С.11-13.
12. Фелелов В.С., Филиппов С.А. Уравнение баланса ценностей при разработке месторождений с учетом экологических факторов // Горный журнал. 1993. №12. С.10-12.
13. Сытенков Д.В. Методы оценки вариантов комплексной механизации технологических потоков карьеров на месторождениях со сложными природными условиями // Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С.191-200.
14. Сытенков Д.В. Взаимосвязи геологических характеристик месторождения с параметрами технологических процессов // Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С.110-117.
15. Справочник. Открытые горные работы / Трубецкой К.Н., Шаповалов М.Г., Виницкий К.Е. и др. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.

16. С ы т е н к о в Д.В. Метод формирования комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями. Автореф. дис... канд. техн. наук. М.: МГГА, 1998.

17. Совершенствование скважинной отбойки/ Б у д ь к о А.В., За х а л и н с к и й В.М., Р у б ц о в С.К. и др. М.: Недра, 1981. 199 с.

18. Каталог «Карьерные комбайны непрерывного действия фирмы Wirtgen»/ г. Виндхаген, Германия. Wirtgen GmbH, 1995.

19. Ш а п а р ь А.Г., Л а ш к о В.Т. Методика экспериментальных работ по определению усилий копания (удельного сопротивления копания) скальной взорванной горной массы на карьере "М". Днепропетровск/ ИППиЭ НАН Украины, 1993.

20. М о с и н е ц В.Н., К о т е н к о Е.А., М а л ь г и н О.Н. и др. Интенсификация разработки песчано-глинистых пород техникой непрерывного действия. // Горный журнал. 1985. № 7. С.36-39.

21. С и т к а р е в Г.Т., Х а з а н е т Л.Л., С т о л я р о в Ю.П. и др. Прогнозирование производительности роторных экскаваторов на породах различной крепости. // Горный журнал. 1977. №12. С.26-29.

22. Ш р е д е р Д., Ш в и е р У. Выбор технологии разработки для крупных карьеров // Горная промышленность. 1997. №3. С.18-21.

23. А н и с т р а т о в Ю.И. Оценка эффективности безвзрывных технологий разработки крепких горных пород на карьерах // Горный журнал. 1997. №10. С.37-39.

24. М а л ь г и н О.Н., С ы т е н к о в В.Н., Ф и л и п п о в С.А. Концепция развития карьера Мурунтау на длительную перспективу // Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С.47-58.

25. Б е л я к о в Ю.И. Проектирование экскаваторных работ. М.: Недра, 1983. 349 с.

26. М о с и н е ц В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва. М.: Недра, 1978. 356 с.

27. Ф и л и п п о в С.А. Основные положения теории рациональной разработки месторождений полезных ископаемых // Горный вестник Узбекистана. 1997. №1. С.60-70.

28. Р ж е в с к и й В.В. Процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1974. 520 с.

29. Ф и л и п п о в С.А. Метод оценки и выбора параметров открытой разработки рудных месторождений при рациональном использовании ресурсов. Горный вестник Узбекистана. 1998. №2. С. 46-52.

Глава 4

ПРОЦЕССЫ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ СКАЛЬНОЙ ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

4.1. Особенности управления грузопотоками при открытой разработке сложноструктурных месторождений

При открытой разработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями основу комплексной механизации составляют главным образом экскаваторно-автомобильные комплексы. Это связано с тем, что по масштабу карьеры на сложноструктурных месторождениях, в частности золоторудных, в основном относятся к разряду мелких и средних с годовой производительностью от 30 до 1500 тыс. т, а горные работы ведутся селективно с выделением различных по качеству сортов полезного ископаемого. Причем даже в течение смены потребительские свойства горной массы в одном забое могут меняться по несколько раз. Поэтому производительность элементарных грузопотоков в таких условиях является величиной случайной, что значительно усложняет управление крупными работами. Методически эта задача решается путем выделения в карьерах природно-технологических зон (например, породной, рудно-породной и др.) [1], из которых на основе элементарных взаимосвязанных грузопотоков формируются общие грузопотоки карьера [2] (товарной, забалансовой руды и вскрышных пород) заданной производительности.

Управление качественными и количественными характеристиками элементарных грузопотоков при открытой разработке сложноструктурных месторождений осуществляется на основе их жесткой зависимости друг от друга путем перераспределения степени загрузки горнотранспортного оборудования в соответствии с плановыми заданиями на текущий момент времени.

Например, в карьере Мурунтау грузопотоки управляются следующим образом.

Каждый автосамосвал, направляющийся в карьер, получает на пункте распределения адрес погрузки, а машинист экскаватора – номер направленного под погрузку автосамосвала. Машинист экскаватора подтверждает правильность прибытия автосамосвала, загружает его и, в соответствии с сортовым планом забоя, сообщает водителю автосамосвала пункт разгрузки, а пункту учета – номер направленного на разгрузку автосамосвала. На пункте учета по номеру автосамосвала проверяют правильность его прибытия на разгрузку. Периодически информация о количестве автосамосвалов, погруженных каждым экскаватором

и прибывших на каждый пункт разгрузки, поступает к диспетчеру карьера, который, при необходимости, вносит соответствующие коррективы в распределение автосамосвалов по грузопотокам, управляя их параметрами.

4.2. Взаимосвязь показателей работы технологического транспорта с горнотехническими условиями карьеров

Интенсивное увеличение глубины открытых горных работ потребовало изучения влияния горнотехнических условий карьеров на показатели работы технологического автотранспорта. В существующих нормативных документах это влияние учитывается недостаточно, поскольку главным образом ориентировано на расстояние перевозки, что является одной из причин расхождения проектных и фактических показателей его работы [3].

Для оценки влияния горнотехнических условий карьеров на работу автотранспорта принят показатель приведенного ниже (эквивалентного) расстояния транспортирования, учитывающий затраты труда на горизонтальное перемещение и подъем горной массы из карьера и определяемый по формуле [4]:

$$L_{пр} = L + \frac{H_{под}}{0,05}, \quad (4.2.1)$$

где $L_{пр}$, L – соответственно приведенное (эквивалентное) и горизонтальное расстояние транспортирования, км;

$H_{под}$ – высота подъема горной массы из карьера, км.

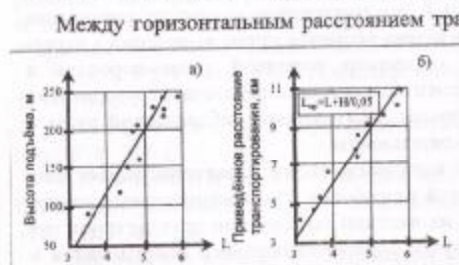


Рис. 4.2.1. Взаимосвязь расстояния транспортирования L с высотой подъема H и приведенным расстоянием транспортирования $L_{пр}$.

приведены на рис.4.2.2.

Взаимосвязь приведенного расстояния транспортирования с основными показателями работы автосамосвалов наглядно иллюстрируется графиками (рис.4.2.3). Анализ полученных зависимостей показывает, что с увеличением приведенного расстояния в 2,1 раза производительность автосамосвала БелАЗ-548А снижается в 2,5 раза, а продолжительность работы на линии (время нахождения в наряде) – в 1,3 раза. Аналогичную закономерность можно отнести и к самосвалу БелАЗ-549.

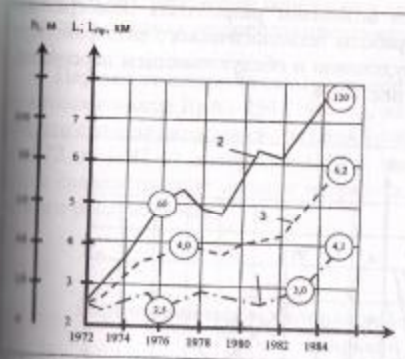


Рис. 4.2.2. Изменение горнотехнических условий эксплуатации автотранспорта на карьере: 1 – расстояние транспортирования L ; 2 – высота подъема горной массы H ; 3 – приведенное расстояние транспортирования $L_{пр}$.

Между горизонтальным расстоянием транспортирования, высотой подъема и приведенным расстоянием транспортирования существуют прямые зависимости (рис.4.2.1) с коэффициентом корреляции $r = 0,82-0,87$. Графики указанных перечисленных параметров в карьере Мурунтау за 12 лет, свидетельствующие о постоянном ухудшении горнотехнических условий эксплуатации технологического транспорта, приведены на рис.4.2.2.

Если влияние приведенного расстояния транспортирования на производительность автосамосвала очевидно, то взаимосвязь этого расстояния со временем нахождения машин в наряде проявляется косвенно через продолжительность их пребывания на ремонте и техническом обслуживании, поскольку с увеличением высоты подъема горной массы возрастает продолжительность работы автомобиля на предельных режимах. Это обуславливает повышенный износ узлов и агрегатов и необходимость в проведении более частых ремонтов по устранению различного рода отказов, а также работ по их предупреждению.

Производительность и время нахождения автосамосвала в наряде, рассчитанные на списочную машину, являются комплексными показателями, учитывающими влияние не только горнотехнических, но и других, в частности, природно-климатических факторов горного производства кислорода, что в свою очередь снижает мощность двигателей внутреннего сгорания [6].

Установленные взаимосвязи производительности автосамосвалов с приве-

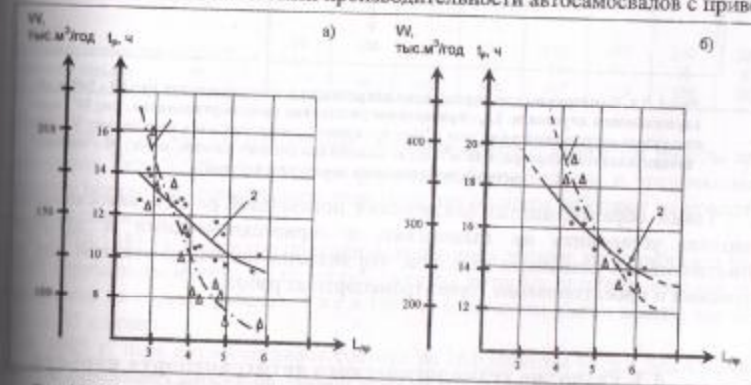


Рис. 4.2.3. Влияние приведенного расстояния транспортирования $L_{пр}$ на показатели работы самосвала: 1 – производительность W самосвала; 2 – время нахождения самосвала в наряде в сутки t_p (из расчета на списочную машину).

ленным расстоянием транспортирования позволяют разработать номограммы для определения основных показателей работы технологического автотранспорта карьера, включая потребность в оборудовании и обслуживающем персонале. Пример такой номограммы приведен на рис. 4.2.4.

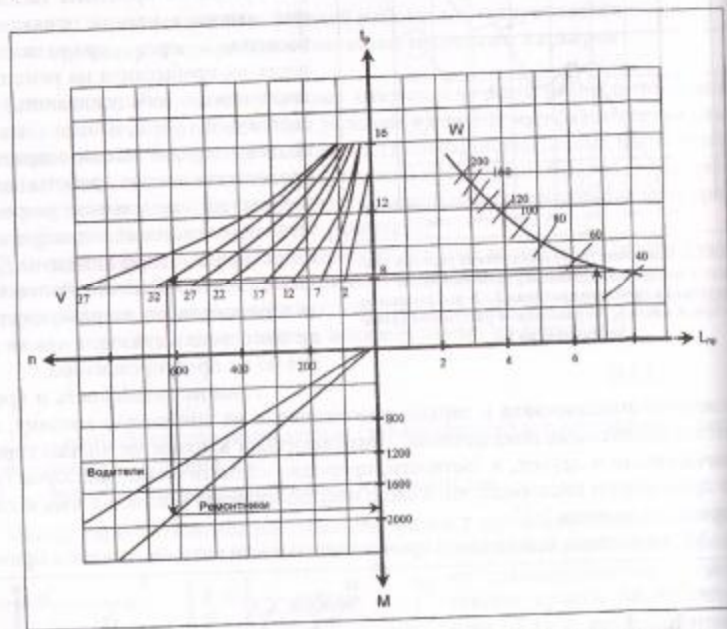


Рис.4.2.4. Номограмма для определения потребности в автосамосвалах БелАЗ-548 в обслуживающем персонале: $L_{пр}$ - приведенное расстояние транспортирования, км; W - производительность автосамосвала, тыс $m^3/год$; t_p - время нахождения в пути, час; V - производительность карьера, млн $m^3/год$; n - количество автосамосвалов, штук; M - численность обслуживающего персонала, человек.

Таким образом, анализ фактических показателей работы автосамосвалов позволяет установить их взаимосвязь с горнотехническими и природно-климатическими условиями карьеров, что является надежной основой для планирования и проектирования горно-транспортных работ.

4.3. Развитие технологического автотранспорта карьера Мурунтау

Развитие технологического транспорта карьера Мурунтау [5] неразрывно связано с изменением горнотехнических условий его работы (табл.4.3.1). Так, за 25 лет ведения горных работ (в период с 1970 по 1995 г.) глубины карьера увели-

чились в 6 раз, расстояние перевозки в среднем по карьере - в 1,6 раза, в отвал - в 2,1 раза, а средняя грузоподъемность автосамосвалов возросла в 5 раз (с 27 до 137 т).

Первым технологическим транспортным средством карьера Мурунтау были автосамосвалы КраЗ-256 (1967 г.), на смену которым практически сразу же пришли сначала автосамосвалы БелАЗ-540 (с 1967 по 1975 г.), затем - БелАЗ-548 (с 1972 по 1987 г.), которых в 1978 г. насчитывалось уже 410 штук (рис.4.3.1). Такое сосредоточение техники потребовало интенсивного развития базы технического обслуживания.

Таблица 4.3.1

Горнотехнические условия работы технологического транспорта карьера Мурунтау

Показатели	Значение							
	1970	1975	1980	1985	1990	1995	2000	2005
Глубина карьера, м	50	80	140	190	250	305	360	420
Расстояние перевозки автомобильным транспортом, км:								
в отвал	2,5	2,7	2,8	4,0	4,9	5,3	6,5	7,7
по перегрузочных пунктов ЦПТ - в среднем по карьере	2,5	2,7	2,8	1,6	2,2	2,6	2,8	3,0
Высота подъема горной массы автомобильным транспортом, м:								
в отвал -	15	54	65	127	145	195	240	280
по перегрузочных пунктов ЦПТ - в среднем по карьере	15	54	65	29	34	67	70	95

Вместе с тем ухудшение технико-экономических показателей работы автосамосвалов БелАЗ-548, связанное с ростом глубины карьера и увеличением расстояния перевозки горной массы, показало, что машины работают на пределе своих возможностей.

В 1979-1981 гг. в карьере проходили испытания четыре автосамосвала БелАЗ-549 (грузоподъемность 75 т), по результатам которых принято решение об внедрении на горных работах. Уже в 1982 г. количество таких машин насчитывалось 35 единиц.

В 1985 г. парк автосамосвалов состоял из 161 машины марки БелАЗ-549. Массовое освоение самосвалов данной модели показало преимущества использования в карьере транспортных средств большой единичной мощности, что также связано с сокращением численности обслуживающего персонала и повышением безопасности транспортных работ (снижение напряженности на дорогах, в пунктах погрузки, разгрузки и т.п.). В сочетании с продолжающимся уве-

личением глубины карьера и протяженности перевозки горной массы это послужило основой для принятия решения о замене автосамосвалов марки БелАЗ-549 на БелАЗ-7519 грузоподъемностью 110 т, которых в 1987 г. насчитывалось в карьере 19 единиц. Поступление этих автосамосвалов продолжалось до 1991 г. включительно (по 20-25 единиц в год).

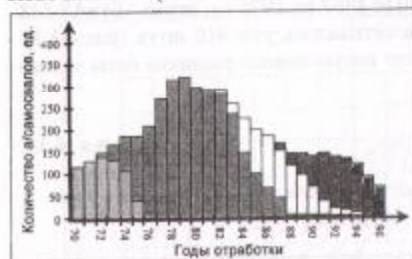


Рис. 4.3.1. Изменение списочного количества автосамосвалов в карьере Мурунтау:

- БелАЗ-540
- БелАЗ-548
- БелАЗ-549
- БелАЗ-7519
- CAT-785
- R-170

БелАЗ-7519 эффективно работал только первый год эксплуатации, а в последующие два года уже требовал значительных материальных, трудовых и финансовых затрат на поддержание работоспособности. В сложившейся ситуации принимавшиеся меры по повышению надежности машины в целом положительных результатов не давали, а улучшение ее отдельных узлов и систем существенного значения не имели. Производственная программа по горной массе карьером не выполнялась.

Участники совещания, проведенного в 1991 г. совместно с представителями Белорусского автомобильного, Балаковского и Свердловского моторных заводов, Московского автомоторного института и других, заинтересованных ведомств, пришли к выводу о том, что автосамосвал БелАЗ-7519 не пригоден для эксплуатации в условиях карьера Мурунтау, а для работы в глубоких карьерах требуется создание новой модели машины с повышенной на 40-60% удельной мощностью. Однако начавшиеся к тому времени перестроечные процессы сделали решения этого совещания невыполнимыми.

Единственно реальным выходом из создавшегося положения был переход на автосамосвалы импортного производства. Первыми шагами к такому переходу стало приобретение в 1992 г. 15 автосамосвалов БелАЗ-75124 с двигателями KTA50C фирмы "Kammins" и начало испытаний в карьере автосамосвала CAT-785B грузоподъемностью 136 т фирмы "Caterpillar" [5].

Однако из-за низкой надежности машин перевооружение технологического парка автосамосвалов ожидаемого эффекта не дало. Повышение теплоотдачи двигателя над мощностью штатной системы охлаждения привело к тому, что в летнее время при движении на подъем с грузом автосамосвал был вынужден 2-3 раза останавливаться для охлаждения. Работа в таком режиме выводила двигатель из строя за 6 тысяч часов. Примерно такой же ресурс имели мотор-колеса и генератор, а через 2,0-2,5 года рама машины выходила из строя из-за многочисленных трещин в районе третьей поперечины. Таким образом, автосамосвал марки

Анализ двух лет эксплуатации показал, что у самосвала БелАЗ-75124 только 3% отказов приходится на двигатель, а остальные - традиционно на шасси и его системы. Поэтому было принято решение о полном переводе технологического транспорта карьера на импортные автосамосвалы. В 1993 г. были закуплены в работу первые 10 машин R-170 фирмы "Yuklid" (грузоподъемность 170 т) и начались испытания самосвала HD-1200 фирмы "Komatsu" (грузоподъемность 136 т). В 1994 г. было закуплено еще 10 машин R-170. Автосамосвалы CAT-785B приобретались в 1994 (22 шт.), 1995 (21 шт.), 1996 (6 шт.) и 1997 г. (14 шт.). В 1998 г. парк технологического автотранспорта карьера Мурунтау состоял из 78 большегрузных автосамосвалов. Показатели работы автосамосвалов CAT-785B и R-170 наглядно представлены в табл.4.3.2, анализ которых свидетельствует о том, что их параметры не в полной мере соответствуют условиям карьера Мурунтау. В частности, фактическая емкость кузова самосвала CAT-785B не обеспечивала максимального использования его грузоподъемности и поэтому в конце 1996 г. началась работа по наращиванию бортов кузовов этих машин.

Таблица 4.3.2

Показатели работы автосамосвалов в карьере Мурунтау

Наименование	Б-7519		Cat-785B			R-170	
	1989	1995	1996	1997	1995	1996	1997
Год эксплуатации	1989	1995	1996	1997	1995	1996	1997
Среднесписочное количество машин	57	29	43	50	20	20	20
Расстояние перевозки, км	3,22	3,47	3,63	3,56	3,95	3,95	4,08
Высота подъема, м	88	95	118	124	121	121	178
Выработка на 1 а/м, тыс м ³ /год	406	643	621	583	626	636	641
Коэффициент технической готовности	0,75	0,94	0,89	0,85	0,89	0,78	0,81
Коэффициент выпуска а/м на линию	0,74	0,94	0,89	0,85	0,89	0,78	0,81
Продолжительность работы на линии, ч/сутки	17,0	20,7	20,2	19,3	18,5	18,4	18,3
Средняя скорость движения, м/ч	23,0	19,5	22,8	21,0	21,0	24,9	22,3
Коэффициент использования грузоподъемности	0,87	0,90	0,88	0,89	0,93	0,98	0,97
Расход топлива, г/т.км	95	75	84	84	70	75	79
Время наработка с начала эксплуатации, ч	4556	5787	12484	18712	12511	18120	23634

Производительность автосамосвала БелАЗ-7519 даже в первый год его эксплуатации при расстоянии транспортирования 3,3 км составляла 411 тыс.м³ (3574,5 тыс.т·км), что более, чем в 1,5 раза, меньше производительности автосамосвала CAT-785В, которая в 1996 г. составила 621,1 тыс.м³ (5852,6 тыс.т·км). Такое различие в первую очередь объясняется более высокой надежностью автосамосвала CAT-785В, о чем свидетельствует продолжительность его работы на линии (более 20 часов в сутки), тогда как у автосамосвала БелАЗ-7519 этот показатель находился на уровне 13-14 часов.

В целом накопленный фактический материал позволяет сделать достаточно обоснованные выводы о достоинствах и недостатках автосамосвалов CAT-785В и R-170. Так, было установлено, что топливная система автосамосвала CAT-785В менее чувствительна к качеству топлива местного производства, что обеспечивало их бесперебойную работу в зимнее время при резких перепадах температуры.

Существенным фактором, определяющим уровень технической эксплуатации автосамосвалов, является возможность контроля состояния агрегатов, быстрого и точного определения неисправности. С этой точки зрения автосамосвал CAT-785В имеет более развитые диагностические возможности, поскольку оборудован тремя бортовыми компьютерами для управления, контроля, регистрации и длительного хранения параметров работы его систем и агрегатов.

4.4. Сопоставительный анализ показателей работы автосамосвалов различных фирм в карьере Мурунтау

В 1993 г. в карьере Мурунтау сложилась ситуация, встречающаяся в практике открытых разработок достаточно редко: технологический транспорт карьера был представлен одновременно пятью моделями карьерных автосамосвалов близкой грузоподъемности, что было использовано для проведения их сопоставительных испытаний. Они проводились следующим образом [6]:

- во время проведения эксперимента автосамосвалы работали группой на одном и том же маршруте по несколько суток;
- расстояние перевозки и высота подъема горной массы изменялись в характерном для карьера диапазоне;
- в качестве обобщающего критерия оценки условий эксплуатации автосамосвалов применялось приведенное расстояние транспортирования;
- для анализа выбирались сутки и смены, в течение которых в сопоставимых условиях автосамосвалы работали полностью и имели лучшие показатели.

По результатам испытаний устанавливались зависимости эксплуатационной скорости и количества рейсов от приведенного расстояния транспортирования. С использованием этих зависимостей формировалась эталонная производительность автосамосвалов в различных условиях, которая затем служила основой для определения их сменной, месячной и годовой производительности с учетом аварийных простоев и принятой системы технического обслуживания.



Рис. 4.4.1. Зависимость эксплуатационной скорости (а) и количества рейсов (б) от приведенного расстояния транспортирования:

- R-170
- ◇ CAT
- △ HD-1200

полученных результатов свидетельствует о том, что:

- скоростные параметры автосамосвалов HD-1200 и CAT-785В практически одинаковы;
- условия работы оказывают более заметное влияние на показатели работы автосамосвала R-170, чем на показатели работы автосамосвалов HD-1200 и CAT-785В.

Эталонная производительность автосамосвалов, полученная с использованием зависимостей (рис.4.4.1), представлена на рис.4.4.2 в виде графиков, показывающих возможности техники при безаварийной работе в различных условиях.

В процессе испытаний оценивалось также соответствие автосамосвалов горнотехническим условиям карьера. При этом основное внимание обращалось на вместимость платформы автосамосвала, что определяет использование его грузоподъемности.

В сопоставительных испытаниях, проводившихся в течение месяца, участвовали автосамосвалы БелАЗ-7519, БелАЗ-75124, R-170 ("Euclid"), HD-1200 ("Komatsu") и CAT-785В ("Caterpillar"), техническая характеристика которых представлена в табл.4.4.1.

На одном и том же маршруте автосамосвалы работали по 1-3 суток. Расстояние транспортирования изменялось от 3,0 до 5,7 км, а высота подъема - от 53 до 243 м. В табл.4.4.2 представлены лучшие показатели работы автосамосвалов, анализ которых позволил установить взаимосвязь скорости движения и количества рейсов в единицу времени с приведенным расстоянием перевозки (рис.4.4.1). Анализ по-

Тип автомобиля	Расстояние, км	Высота подъема, м	Приведенное расстояние, км	Время в горах, ч/сут	Кл-по реборс	Продолжительность рейса, мин	Скорость, км/ч
601-P	9,4	129,1	1,7	22,0	49	27,6	20,0
	9,5	143,8	5,7	15,0	29	31,0	17,8
	9,5	242,7	10,1	22,5	32	42,2	15,9
	9,4	230,9	10,2	22,0	30	44,0	15,3
	9,5	291,1	7,5	22,5	46	29,2	18,9
	9,5	291,2	7,5	22,5	36	3,5	17,0
	9,4	643,2	9,6	22,5	28	47,4	13,9
	9,5	512,2	9,9	22,5	11	40,9	16,4
	9,4	643,2	5,01	22,5	15	26,0	21,0
	9,5	643,2	4,5	22,5	11	37,0	18,1
0001-DH	8,3	68,0	1,5	22,5	19	22,1	20,6
	8,3	89,0	2,2	22,5	9	37,5	17,0
	8,3	232,7	4,5	22,5	59	22,9	19,9
	8,1	0,79	3,2	22,5	62	22,0	20,5
	8,1	0,79	4,5	22,5	59	22,9	20,9
	8,3	0,89	2,2	22,5	9	37,5	17,0
	8,3	89,0	8,6	22,5	9	37,5	17,0
	8,3	89,0	8,6	22,5	9	37,5	17,0
	8,3	89,0	8,6	22,5	9	37,5	17,0
	8,3	89,0	8,6	22,5	9	37,5	17,0
B58L-CAT	8,3	8,3	1,5	22,5	69	22,5	19,9
	8,3	135	6,5	22,5	54	25,0	23,0
	8,3	135	6,5	22,5	54	25,0	23,0
	8,3	135	6,5	22,5	54	25,0	23,0
	8,3	135	6,5	22,5	54	25,0	23,0
	8,3	135	6,5	22,5	54	25,0	23,0
	8,3	135	6,5	22,5	54	25,0	23,0
	8,3	135	6,5	22,5	54	25,0	23,0
	8,3	135	6,5	22,5	54	25,0	23,0
	8,3	135	6,5	22,5	54	25,0	23,0

Таблица 4.4.2. Лучшие показатели работы автосамосвала при испытаниях (г. 1966 июль)

Таблица 4.4.1.

Техническая характеристика автосамосвалов, применяемых на участке в испытаниях

Показатели	Тип машин			
	БелАЗ - 7519	БелАЗ - 75124	САТ - 785В	НД - 1200
Грузоподъемность, т	110	120	136	136
Мощность двигателя, л.с	1300	1200	1290	1350
Модель двигателя	8ДМ21А	Калинин	Катерпилар	Калинин
Рабочий объем, л	58,15	50	51,8	38
Трансмиссия	Электрическая	Электрическая	Механическая	Электрическая
Масса автомобиля, кг с грузом	19150	208600	241840	247040
с безгрузом	85000	88600	105840	111040
Скорость максимальная с номинальной				
Массой груза на горизонтальном	50	48	56,3	57,5
Участке дорог, км/ч				
Габариты, мм				
Длина	11250	11860	11022	10885
Ширина по шинам задних колес	6000	6000	6277	6000
по платформе с выступающими частями	6100	6135	6640	6640
по платформе	4860	5000	4988	4610
по колесам/ платформе	5130	5280	5769	5750
Объем платформы по SAE 2 : 1, м ³	53	66	78	78
Ресурсы топлива на 100 км, л	500	480	87,3 (г/ткм)	89,5 (г/ткм)
				96,0 (г/ткм)

На графиках рис. 4.4.2 вместимость платформ автосамосвалов указана с учетом приведения объема разрыхленной горной массы к «щелику», т. е. к плотности горных пород $\rho=2,6 \text{ т/м}^3$. Такая загрузка соответствует коэффициенту использования грузоподъемности $K_{грп}$ автосамосвалов HD-1200 и CAT-785B - $K_{грп} = 0,90$, а также автосамосвала R-170 - $K_{грп} = 0,92$.



Рис. 4.4.2. Зависимость выработки автосамосвалов ($\text{м}^3/\text{смена}$) от приведенного расстояния транспортирования (эталонный вариант): 1 - R-170 (60 м^3); 2 - HD-1200 CAT (47 м^3); 3 - Белаз (37 м^3).

планового, что объясняется несоответствием формы платформы физико-механическим свойствам горной массы. Поэтому фирмой "Caterpillar" было принято решение об увеличении ее вместимости путем наращивания бортов. Такая модернизация автосамосвала стала осуществляться начиная с 1996 г. В результате этого вместимость платформы была увеличена у первой партии автосамосвалов до 88 м^3 , у второй - до 91 м^3 .

Результаты контрольных взвешиваний порожних и груженных автосамосвалов показали, что фактически автосамосвалом CAT-785B перевозится горная масса всего лишь на 10-12% меньше, чем автосамосвалом R-170 при различии паспортной грузоподъемности этих машин в 25%. Таким образом, в результате проведенной модернизации кузова автосамосвалов CAT-785B коэффициент использования их грузоподъемности приблизился к $K_{грп} = 1,0$, что значительно повысило эффективность их использования в карьере и конкурентоспособность по сравнению с автосамосвалами такого же класса других фирм-изготовителей.

Оценка условий труда водителей автосамосвалов различных фирм-изготовителей показала, что по уровню шума и вибрации в кабинах сравниваемые автосамосвалы практически равнозначны.

С точки зрения безопасности автосамосвал CAT-785B перед самосвалами других фирм имеет преимущество, поскольку оснащен более эффективными тормозами.

Анализ полученных зависимостей показывает, что эталонная производительность автосамосвалов в целом пропорциональна их грузоподъемности.

При определении сменной производительности влияние надежности автосамосвалов учитывается через коэффициент готовности, а при определении месячной и годовой - через коэффициент выпуска машин на линию, зависящий от затрат времени на плановые и аварийные ремонтные работы и т.п.

Анализ работы автосамосвалов CAT-785B показал, что фактический коэффициент использования их грузоподъемности

Таким образом, в результате проведенных испытаний были получены зависимости, позволившие определить показатели работы автосамосвалов различных фирм-производителей при изменении горнотехнических условий, а проведенное наращивание кузовов автосамосвала CAT-785B значительно улучшило показатели его работы, подтвердив целесообразность такой модернизации.

4.5. Перспективы применения дизель-троллейвозного транспорта при разработке сложнотектонических месторождений

Процесс расширения масштабов открытых разработок и в дальнейшем будет происходить в условиях значительного усложнения горно-геологических и экономико-географических факторов и, что особенно важно, при резком увеличении глубины карьеров, расстояний перевозок и доли в них наклонных участков транспортных трасс.

Одним из перспективных направлений полноценного решения проблемы транспорта глубоких карьеров представляется создание так называемых троллейвозных транспортных средств - машин, оборудованных двумя источниками питания энергией: на постоянных (длительно используемых) участках карьерных дорог - электроэнергией от внешней троллейной сети, через специальные токоприемные устройства, а на относительно коротких, временных участках (в забоях, на отвалах) - от собственных автономных источников энергии. В качестве последних сегодня могут быть использованы разные технические решения: применены дизель-генераторные установки, аналогичные устанавливаемым на современных большегрузных автосамосвалах (дизель-троллейвозы); созданы накопители энергии на основе аккумуляторных батарей (аккумулятор - троллейвозы); маховичные накопители энергии - МНЭ (гиро-троллейвозы), использован воздушный кабель, подключенный к стационарной электросети, наматывающийся синхронно движению на кабелеукладчик (кабель-троллейвозы и т.д.).

До настоящего времени некоторый опыт в мировой и отечественной практике накоплен только по дизель-троллейвозам. По другим типам троллейвозных транспортных средств практический опыт отсутствует, так как такие машины пока не конструировались, хотя и предпринимались определенные попытки.

Ныне в ряде зарубежных карьеров накоплен опыт эксплуатации большегрузных автосамосвалов, питание которых производится от контактной сети. Описание этих карьеров приведено в табл. 4.5.1, а характеристика трасс, где при перевозке горной массы используется дизель-троллейвозный транспорт, представлена в табл. 4.5.2.

Дизель-троллейвозы были созданы на базе дизель - электрических автосамосвалов путем дооборудования их специальными устройствами для электропитания от троллей, а также дополнительными агрегатами электропровода, обеспечивающими пуск и движение под троллейной сетью. Несомненно, что такой, несколько односторонний подход к решению данной проблемы [1] нельзя считать оптимальным с точки зрения достижения дизель-троллейвозом всех свойств, требующихся исходя из специфики глубоких карьеров, и возможности

решения при этом всех проблем, подлежащих реализации в троллейвозе, как радикальном виде транспорта.

Таблица 4.5.1

Характеристика карьеров с дизель-троллейвозным транспортом

Страна, карьер	Руда	Суточная производительность, тыс. т			Коэффициент вскрыши, т/т	Размеры карьеров, м		
		руда	порода	горная масса		длина	ширина	глубина
ЮАР Палабора	Медная	93,0	262,0	355	3,6	1880	1540	360
ЮАР Сашен	Желези.	1000	179,5	288,5	1,7	10000	20000	360
Канада-Картье	Желези.	54,4	36,3	90,7	0,75	2400	750	360
США-Беркли	Медная	30,7	73,1	103,6	3,21	380	780	360
США-Чино	Медная	20,0	58,5	78,5	2,95	1770	1770	360

Но, несмотря на паллиативность такого подхода, перевод автосамосвалов на комбинированное питание позволил повысить производительность машин в среднем на 7-20% (в зависимости от характера трассы) и, что можно считать

Таблица 4.5.2

Характеристика трасс для движения дизель-троллейвозного транспорта

Наименование показателей	Карьеры (страна)				
	Палабора (ЮАР)	Сашен (ЮАР)	Лик-Джэнэйтн (Канада)	Беркли (США)	Чино (США)
Грузоподъемность Дизель-троллейвоза, т	91 и 154	154	77 и 91	75	91
Расстояние транспортирования, м	5500	6900	2400	740	
Длина участка с максимальным уклоном, м	3500	3000	2200	360	400
Уклон участка (с подъемом), %	8-10	8	8-10	15	7
Скорость движения дизель-троллейвоза на подъеме, км/час	20-22	19-22	20-21,5	18-19	21

главным, учитывая определенные трудности в энергетической отрасли, добиться большой экономии жидкого топлива (до 50% за транспортный цикл) и на 20% повысить срок службы дизельного двигателя.

Следует отметить, что на Белорусском автозаводе первые 65-тонные дизель-троллейвозы были созданы еще в конце 60-х годов.

Применение троллейвозов благодаря реализации под троллеями при движении на подъеме больших мощностей открывает возможность значительного увеличения максимальных уклонов на карьерных трассах, что позволяет с углублением карьеров менее интенсивно увеличивать протяженность плеч движения, более рационально формировать выездные траншеи, существенно сократить объемы требуемых горнокапитальных работ для строительства карьеров, и, что весьма важно, значительно сокращать размеры карьеров в плане.

Исследования [7] подтверждают возможность использования троллейвозов с традиционными для современных автотранспортных средств системами тормозов и рулевых управлений на уклонах величиной до 12%. Движение троллейвозов с электродинамическим торможением на спусках целесообразно осуществлять с рекуперацией электроэнергии. В варианте гиро-троллейвоза уже на первой стадии работ предусматривается за счет рекуперации экономия до 10-12% электроэнергии, потребной для работы машины в карьере.

Относительно малая длина участков движения на автономном двигателе в начале и на отвале, невозможность реализации большой скорости позволяет существенно уменьшить мощность автономных энергетических установок и, в частности, дизельного двигателя в варианте дизель-троллейвоза.

В совокупности с другими мероприятиями (создание специальной малошумящей модификации дизеля, введение систем очистки газов) это способствует уменьшению объемов токсичных выбросов в карьере и облегчает решение экологической проблемы при использовании дизель-троллейвозов. В целом специфика функционирования троллейвоза, выполняющего наиболее трудные и энергоемкие этапы работы с питанием энергией от троллей, в принципе открывает пути для радикального уменьшения загрязнения глубоких карьеров и позволяет сделать даже дизель-троллейвоз, не говоря уже о других видах этого транспорта, практически экологически чистым видом карьерной машины.

В качестве базовой модели дизель-троллейвозов для опытного троллейвозного комплекса карьера Мурунтау был принят 110-тонный самосвал БелАЗ-7519, серийно выпускаемый Белорусским автомобильным заводом. В дальнейшем приводится анализ основных параметров проектируемых троллейвозов, особенностей выбора технико-эксплуатационных показателей оригинальных конструктивных решений этих машин, дается сопоставление выходных показателей 120-тонных троллейвозов и автосамосвалов типа БелАЗ-7519, преимуществ нового типа транспортных средств для использования в глубоких карьерах в сравнении с автосамосвалами.

Электропривод троллейвозов всех типов выполняет две основные функции: обеспечивает работу как от внешней энергетической сети, так и от автономной энергетической установки и поэтому включает в себя две совокупности элементов, определяющих полноценное функционирование машин на каждом из этих режимов.

На дизель-троллейвозе предусмотрена установка специально создаваемой им же на Уральском турбомоторном заводе малотоксичной модификации

шестицилиндрового дизеля 6ДМ-21АМ мощностью 1050 л.с. (вместо восьмицилиндрового двигателя 8ДМ-21А мощностью 1300 л.с., устанавливаемого на самосвале БелАЗ - 7519).

В процессе испытаний образцов дизель-троллейбусов предусматривается исследование двух внешних систем очистки отработанных газов после их выхода из дизеля [7]:

- комплексной системы очистки газов с использованием каталитического нейтрализатора и противосажевого электрофильтра;
- системы очистки газов путем пропускания их через породу, загруженную в кузов.

Система аккумулирования энергии гиро-троллейбуса состоит из маховичного накопителя энергии (МНЭ), понижающего редуктора, двух обратных электродвигателей-генераторов (ЭД-Г) и коробки отбора мощности для привода вспомогательных агрегатов.

При движении под троллеями на подъеме и при спуске в карьер в процессе рекуперации момент ЭД-Г (работают в режиме двигателя) передается на МНЭ, который принимает зарядку. При отдаче энергии маховичным накопителем ЭД-Г работают в режиме генераторов, обеспечивая питание тяговых электродвигателей электромоторколес. За цикл МНЭ накапливает до 56 кВт.ч энергии, которую он отдает при движении у экскаватора и на отвале, а также на других коротких участках при возвращении без груза в карьер. Система аккумулирования энергии гиро-троллейбуса монтируется на карданном подвесе в передней части машины, в зоне арки рамы, на месте, занимаемом на дизель-троллейбусе двигателем внутреннего сгорания. Масса системы аккумулирования энергии гиро-троллейбуса примерно равна массе автономной энергетической установки дизель-троллейбуса.

В табл. 4.5.3 приведены результаты сопоставительного анализа эффективности применения разрабатываемых троллейбусов и дизель-электрических самосвалов БелАЗ-7519 на примере карьера глубиной 360 м (принят типовым глубоким карьером) [7].

В результате замены автосамосвалов дизель-троллейбусами ожидается:

- повышение производительности транспортных работ на 55÷47%;
- в варианте дизель-троллейбуса (при реализации всех предусмотренных мероприятий по экологии) доведение остаточной токсичности отработанных газов до 10-15% от уровня автосамосвала;
- гиро-троллейбус оценивается как абсолютно чистое в экологическом отношении транспортное средство;
- снижение расхода дизельного топлива по сравнению с автосамосвалом в три раза;
- гиро-троллейбус абсолютно не потребляет жидкого топлива;
- повышение надежности (по коэффициенту использования парка) на 15-20%;
- сокращение объемов горнокапитальных работ при глубине карьера 300-350 м на 6-10 млн.м³;

- в варианте гиро-троллейбуса за счет рекуперации мощности обеспечивается экономия около 20% электроэнергии.

На рис. 4.5.1 и 4.5.2 представлены схема дорожной трассы и питания контактной сети опытно-промышленного участка дизель троллейбусного транспорта, проект которого был выполнен для карьера Мурунтау в 1991 г. [8].

О существенной экономической эффективности дизель-троллейбусов свидетельствует опыт их использования в карьере Парабора (ЮАР), где переоборудовано 83 автосамосвала грузоподъемностью 154 т с мощностью установленного дизельного двигателя 1200 кВт.

В результате использования дизель-троллейбусного парка за год на этом карьере сэкономили 17 млн.л. дизельного топлива, а в 1983 г. - 26 млн.л. Расход дизельного топлива на 1 км снизился с 24 до 4,8 л/км; скорость увеличилась с 12 до 22 км/ч, а производительность возросла почти на 5%. Более того, срок службы мотор-колес и дизельных двигателей возрос на 16 и 20% соответственно.

Таблица 4.5.3

Эффективность работы троллейбусного транспорта

Показатели	Значение		
	Дизель-троллейбус 120 т	Гиро-троллейбус 120 т	Автомобиль-самосвал БелАЗ-7519 (110 т)
Длина цикла:			
уклон 8%, L=5400 м	-	-	0,822
уклон 12%, L=3900 м	-	0,702	-
Производительность, тыс. т/год	720,0	720,0	490
Сокращение объемов работ по сравнению с бортом карьера из-за уклона на уклон 12% (вместо 8%): млн. м ³ :			
для трассы спиральной формы	6,5	6,5	0
для трассы петлевой формы	8,57	8,57	0
Экономия энергии за счет рекуперации за цикл, %	0	19,8	0

Экономическая эффективность троллейной системы карьера Парабора приведена в табл.4.5.4.

В результате исследований и анализа зарубежного опыта освоения дизель-троллейбусного транспорта представляется возможным установить его достоинства, недостатки и условия наиболее целесообразного применения в карьерах горнокапитального типа.

К числу возможных преимуществ этого вида транспорта, на основании данных зарубежных источников, следует отнести следующие:

- сокращение в 1,5-2 раза в зависимости от протяженности трассы, питаемой электроэнергией, расхода дизельного топлива по сравнению с автосамосвалом. На горнодобывающих предприятиях снижение расхода топлива на карьере

Лак Джинайн (Канада) составляло 65-87%, Сипен (ЮАР)-75-80, Палабор (ЮАР) до 89%;

- увеличение в 1,7 - 1,8 раза развиваемых скоростей на подъемах с уклоном до 15%, что позволяет уменьшить объемы горнокапитальных работ; испытания дизель-троллейбусов подтвердили, что предельная, ограниченная условиями устойчивой работы токосъемника, скорость движения при питании от контактной сети составляет, по зарубежным данным, от 20 до 25 км/ч;

Таблица 4.5.4

Эффективность применения дизель-троллейвозного транспорта в карьере Палабора

Год	Суммарные капитальные и эксплуатационные затраты, млн. долл.	Пробег грузовой машины при питании от троллейной сети, тыс. км	Годовая экономия средств, млн. долл.	Экономический эффект, млн. долл.
1981	12,8	151,4	0,91	11,89
1982	3,25	813	5,29	2,04
1983	1,75	1166,6	7,58	5,83
1984	0,9	1166,4	7,58	6,68
1985	0,7	1006,8	6,54	5,84
1987	1,2	1833,7	11,92	10,72
1989	0,80	1246,9	8,11	7,31
1991	1,1	1186,2	7,71	6,61
1993	0,5	1089,3	7,08	6,58
1996	1,2	1068,7	6,95	5,75
1998	0,5	705,3	4,59	4,08

- увеличение производительности в сравнении с автосамосвалами за счет сокращения времени цикла; по данным зарубежной практики, увеличение производительности дизель-троллейвозного транспорта составило от 7 до 23%, по данным фирмы Джeneral электрик, троллейная система дает повышение производительности на 9%, снижение эксплуатационных расходов - на 31%, суммарную экономию - до 30-37%;

- больший, на 35-40%, межремонтный пробег вследствие уменьшения длительности работы дизеля;

- возможность рекуперации электроэнергии при движении под уклон и более плавного торможения;

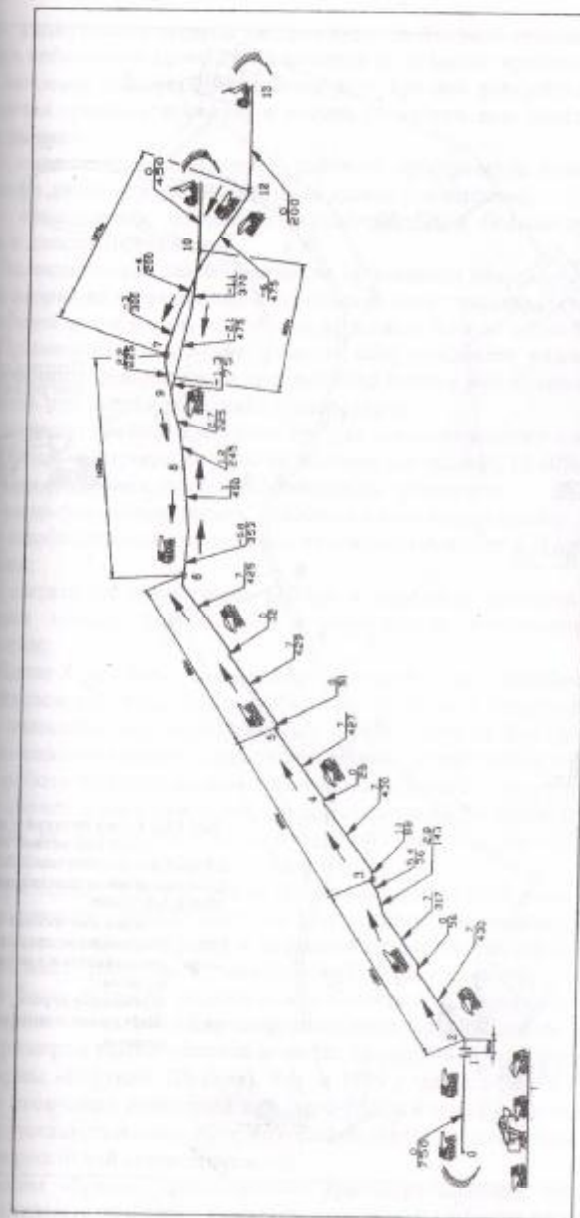
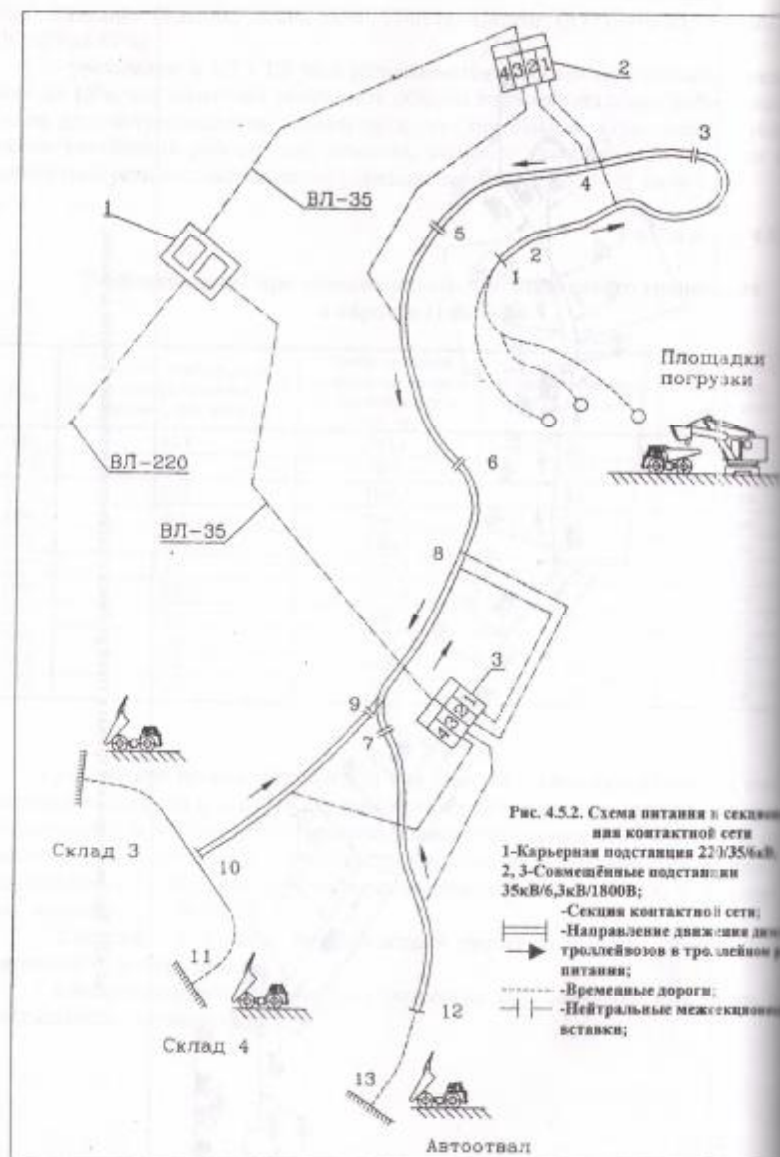


Рис. 4.5.1. Профиль дорожной трассы и системы развозки опытно-промышленного участка на секции.



- капитальные затраты на дизель-троллейвозный транспорт окупаются в течение небольшого промежутка времени; по данным зарубежных карьеров - за 12-40 месяцев эксплуатации, причем этот процесс ускоряется с увеличением расстояния транспортирования и ростом стоимости дизельного топлива на мировом рынке;

- снижается загазованность рабочего пространства вследствие меньшей выхлопности дизеля и времени работы на дизельном топливе;

- сравнительно несложное переоборудование большегрузных автосамосвалов в дизель-троллейвозы.

Экономическая целесообразность применения дизель-троллейбуса значительно возрастает с увеличением отношения магистральных (стационарных) дорог к общей длине трассы (соотношение должно быть не менее 0,5-0,6).

Применение дизель-троллейбуса сопровождается рядом особенностей, позволяющих организовать и производство горных работ, которые необходимо учитывать при оценке этого вида транспорта [8]:

- наличие двойного питания требует дополнительного создания троллейбусной системы на карьере, затраты на которую составляют 35-40% от капитальных затрат при внедрении дизель-троллейбусного транспорта;

- меньшая маневренность, связанная с контактной сетью;

- необходимость расширения автомобильных дорог и улучшения их содержания;

- сложность организации работы в выездных траншеях при встречном движении машин, пересечениях коммуникаций, комбинированных схемах транспорта;

- более высокие капитальные затраты на приобретение дизель-троллейбуса, строительство подстанций, устройство контактной сети;

- снижение скоростей движения дизель-троллейбуса (до 10 км/ч) перед переключением на работу с дизельного режима на питание от контактной сети;

- работа обычных дизель-троллейбуса полностью не устраняет загазованности рабочей зоны карьера, так как при питании от троллейбусной сети дизельный двигатель не останавливается и продолжает работать на холостом ходу для обеспечения вентиляции тяговых электродвигателей.

При оценке целесообразности применения дизель-троллейбусного транспорта решающее значение имеет не только общий экономический эффект, в основном зависящий от наличия и дефицита топлива и электроэнергии и их стоимости на месте работ, но и экологический эффект. С целью дальнейшего обеспечения более высоких экологических качеств автотранспортных средств возможно применение троллейбусно-аккумуляторных автосамосвалов.

Примером такого решения является троллейбусно-аккумуляторный автосамосвал фирмы «Каруна» (Швеция). Так, в 1985 г. данная фирма объявила об успешном окончании испытаний шахтного троллейбусно-аккумуляторного автосамосвала грузоподъемностью 50 т, который является воплощением еще более новой, прогрессивной концепции.

Таким образом, троллейбусный транспорт наиболее полно раскрывает свои позитивные свойства (в качестве средства) в глубоких карьерах и позволя-

ет, благодаря этому, существенно расширить диапазон использования весьма эффективных пневмоколесных транспортных средств при быстром и неизбежном усложнении горнотехнических условий открытых разработок полезных ископаемых.

Троллейвозные комплексы могут выступать и как магистральный транспорт для перевозки горной массы непосредственно на склад или в отвал, и как сборочный элемент комбинированных транспортных систем для доставки горной массы с низших горизонтов к приемным устройствам ЦПГ, причем на весьма значительные расстояния.

4.6. Строительство и эксплуатация технологических автодорог в карьере.

При открытой разработке сложноструктурных месторождений как, правило, используются автосамосвалы грузоподъемностью от 10 до 170 т, что в свою очередь требует строительства технологических дорог, соответствующих по своим параметрам конструкции дорожных покрытий и профилю характеристикам применяемого горнотранспортного оборудования. Состояние автомобильных дорог во многом определяет эффективность применения этого вида транспорта, поскольку оно оказывает значительное влияние на сопротивление движению автомашины (а следовательно, и на расход дизельного топлива), ходимость шин, долговечность несущих металлоконструкций и узлов ходовой части автосамосвалов.

Карьерные дороги для движения технологического автотранспорта подразделяются на категории (табл. 4.6.1.) [9].

Таблица 4.6.1
Классификация карьерных автомобильных дорог

Общее назначение карьерных дорог	Объем перевозок, млн. т/год (брутто)	Категория дорог
Технологические постоянные (главные выездные траншеи, подъезды к цехам обогащения и складам и карьерным и отвальным погрузочным или разгрузочным фронтам), обеспечивающие перевозки горной массы специализированными автотранспортными средствами, работающими в едином ритме технологического процесса с оборудованием по добыче полезных ископаемых.	Более 15/25 от 5/8 до 15/25 менее 5/8	I - к II - к III - к
Служебные, обеспечивающие проезд специализированных автотранспортных средств от карьера до гаража и заправочных пунктов, доставку в карьер специальных (взрывчатых) грузов, сменного оборудования механизмов, воды и т.п., а также доставку рабочих к местам производства работ	-	IV - к

Примечание: Перед чертой приведены значения расчетных объемов перевозок при использовании автосамосвалов грузоподъемностью 75 т и менее, после черты – при использовании автосамосвалов грузоподъемностью более 75 т.

Основные параметры поперечного профиля карьерных автомобильных дорог (располагаемых внутри карьера) следует принимать по табл.4.6.2.

Таблица 4.6.2

Ширина проезжей части карьерных дорог

Ширина автомобиля, м	Ширина проезжей части для дорог категорий											
	I - к				II - к				III - к		IV - к	
	при расположении дороги по глубине карьера, м											
	до 50	от 50 до 100	от 100 до 200	> 200	до 50	от 50 до 100	от 100 до 200	> 200	до 50	от 50 до 100	> 100	для всех глубин
	с числом полос движения											
	2	2	2	2	2/1	2/1	2/1	2/1	2/1	2/1	2/1	2/1
до 2,75	-	-	-	-	8,5	8,5	8	8	8	8	7,5	7
3,5	14	13	11,5	11	13,5	12,5	11	10,5	13	11,5	10,5	9,5
3,8	15,5	14	13	12,5	15	14	12,5	12	14	12,5	11,5	10,5
5,4	22	20	17,5	17	21	19,5	17	16,5	20	18	16	14
6,4	25	22,5	20	19	24	22	19,5	18,5	23	20	18	17
7,8	31	29	25	24	30	28	24,5	23,5	29	26	23	21,5
					10,5	10,5	10,5	10,5	10	10	10	10

Примечания: 1. В числителе приведены значения параметров для двухполосных дорог, в знаменателе – для однопослосных дорог.

2. Для промежуточных значений габаритов расчетных автомобилей ширину проезжей части дорог подлежит определять интерполяцией с округлением в большую сторону до 0,5 м.

3. Ширина обочин при двухполосной проезжей части, а также при однопослосной проезжей части с односторонним движением в постоянных дорогах в карьерах, на временных дорогах-съездах в карьерах и на служебных дорогах на поверхности для движения порожних самосвалов должна быть не менее 1,5 м, на прочих постоянных дорогах – не менее 2,5 м. Минимальная ширина обочин на однопослосных дорогах с двухсторонним движением должна приниматься равной половине ширины проезжей части.

Ширину проезжей части и обочин дорог, располагаемых вне границ карьера, следует принимать по нормам для дорог, располагаемых внутри карьера на глубину до 50 м.

В частности, в карьере Мурунтау в 1997 г. в результате отслоения протектора и механических повреждений было выведено из строя 24% шин большегрузных автосамосвалов, затраты на которые в себестоимости перевозки горной массы составили 21%. Вот почему технологические дороги представляют собой не просто средство для обеспечения транспортной связи экскаваторных забоев с пунктами разгрузки, а являются существенным элементом в технологической цепи добычи полезных ископаемых и требуют пристального внимания.

В карьере Мурунтау, протяженность автомобильных дорог которого превышает 50 км, в течение длительного времени испытывались различные материалы дорожных покрытий – от грунтового до железобетонного покрытия. По результатам этих испытаний был сделан вывод о непригодности для технологических дорог карьера искусственных материалов (асфальта, бетона, железобетона и т.п.). Поэтому применительно к этим условиям была разработана технология строительства двухслойного дорожного полотна и его ремонта с использованием в качестве строительного материала скальных вскрышных пород с различными физико-механическими характеристиками.

Строительство технологической дороги включает следующие этапы (рис.4.6.1):

- подготовку трассы дороги;
- сооружение дорожного полотна;
- формирование профиля дорожного полотна.

Подготовка трассы технологической дороги включает: маркшейдерскую разметку трассы на местности; уборку из зоны проведения трассы негабаритных кусков породы, оборудования и т.п.; проходку выездных траншей (съездов) во взорванной горной массе и отвалах; отсыпку дорожного полотна прочной ($\sigma_{сж}$ 100 МПа) скальной породой с размером куска до 300 мм и черновую планировку трассы. При ее подготовке используются гусеничные и колесные бульдозеры и технологические автосамосвалы.

Формирование дорожного полотна включает: сооружение насыпи мощностью 0,4-0,6 м; планировку; полив водой из расчета $1,0 \text{ л/м}^2$; уплотнение насыпи. На этом этапе выполнения работ используются колесные бульдозеры, грейдеры, поливочные машины и вибротатки.

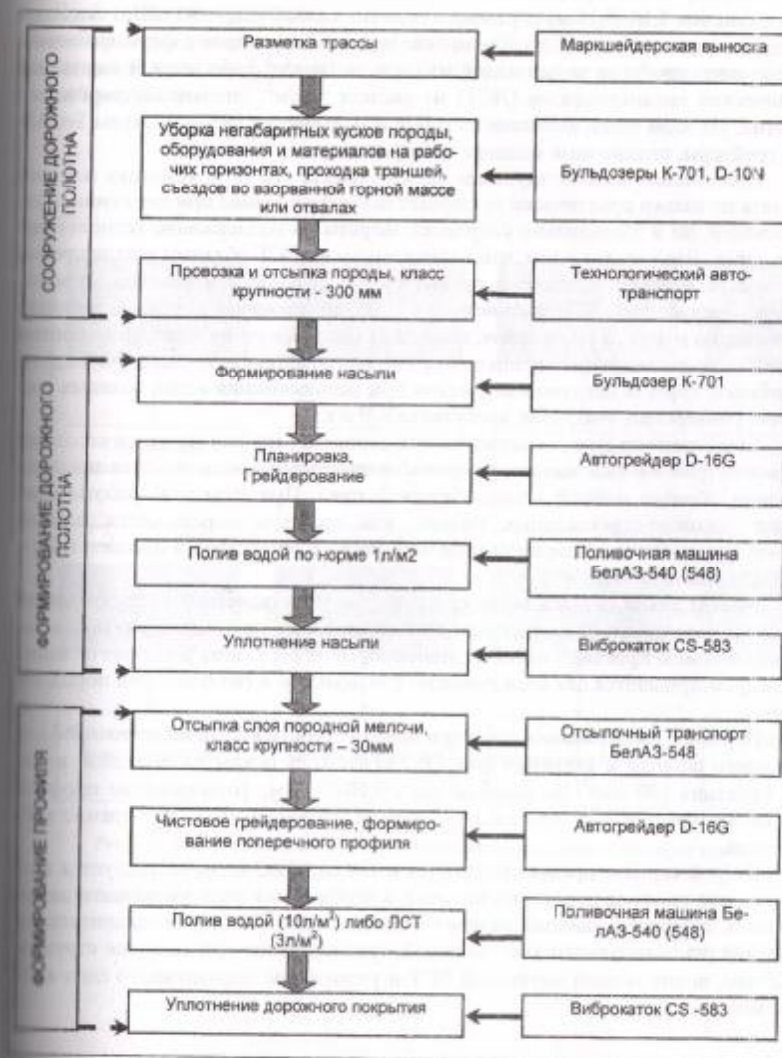


Рис.4.6.1. Технологическая схема строительства автомобильных дорог в карьере.

Формирование профиля дорожного полотна включает: отсыпку верхнего слоя (толщина 0,10÷0,15 м) дорожного полотна слабой ($\sigma_{сж} < 80$ МПа) скальной породой с размером куска до 30 мм; чистовое грейдерование с формированием поперечного профиля; полив водой из расчета 10 л/м² либо водной эмульсией технических лигносульфатов (ЛСТ) из расчета 3 л/м²; уплотнение дорожного полотна. На этом этапе выполнения работ используются автосамосвалы БелАЗ-548, грейдеры, поливочные машины и виброкатки.

Применение водной эмульсии лигносульфата (10 %) в условиях жаркого климата не только практически исключает пылеобразование при движении автосамосвалов, но и значительно сокращает затраты на поддержание технологических дорог. Это связано с тем, что водная эмульсия ЛСТ обладает специфическим связующим действием, которое проявляется в течение длительного времени. Специфика действия ЛСТ заключается в том, что, пропитав дорожное покрытие, эмульсия, по мере его уплотнения, выступает под движущимся автотранспортом на поверхность покрытия, препятствуя его разрушению в течение 4-6 недель. Подобного эффекта невозможно достичь при использовании воды, соляных растворов, унифлока, коагулянта К-9 и т.п.

При строительстве технологических дорог карьера используется комплекс дорожно-строительных машин, а перечисленные работы выполняются последовательно, образуя полный технологический цикл. При этом зона работы комплекса дорожно-строительных машин, как правило, определяется длиной строящегося участка и шириной проезжей части с обочинами в соответствии с категорией дороги [1].

Ремонт технологических дорог карьера осуществляется без прекращения движения автотранспорта участками длиной до 1,0 км при ширине не более половины ширины проезжей части. В зависимости от состояния дорожного полотна предусматриваются два вида ремонта: с подсыпкой и без подсыпки породной мелочи.

Первый вариант применяется при необходимости восстановления профиля дорожного полотна и включает (рис.4.6.2,а) отсыпку покрытия породной мелочью (фракция -30 мм) при толщине слоя 0,10÷0,15 м, формирование профиля дорожного полотна, полив водой либо водной эмульсией ЛСТ, уплотнение виброкатком.

Второй вариант предусматривается в тех случаях, когда не требуется восстановление профиля дорожного полотна, а необходимо лишь уменьшить шероховатость покрытия. Данный вариант включает (рис. 4.6.2,б) предварительное орошение ремонтируемого участка водой, грейдерование при толщине стружки 15÷20 мм, полив водной эмульсией ЛСТ и уплотнение выровненного слоя виброкатком.

Особенность строительства и ремонта технологических дорог при открытой разработке сложноструктурных месторождений заключается в использовании забалансовой руды для формирования дорожного полотна в рудной и рудно-породной зонах карьеров.

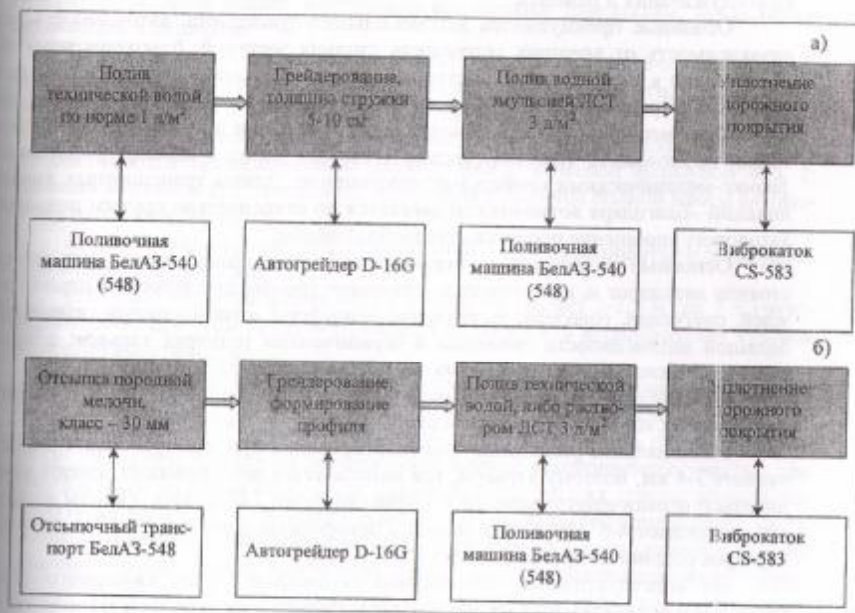


Рис. 4.6.2. Схема организации и комплексной механизации ремонта автодорог карьера Мурунтау с восстановлением (а) и без восстановления (б) профиля дорожного полотна.

4.7. Технологический автотранспорт карьеров

Автомобильный карьерный транспорт получил широкое распространение на открытых разработках всех горнодобывающих отраслей во многих странах мира. Опыт применения автотранспорта подтвердил его высокие технико-экономические показатели в определенных горнотехнических условиях. Крутизны условий в последние 10-15 лет расширяется благодаря созданию новых высокопроизводительных автомобилей и совершенствованию системы технического обслуживания и ремонта.

Основные преимущества автомобильного транспорта: автономность, т.е. независимость от внешних источников питания энергией, благодаря чему использование в период строительства карьеров; мобильность, что позволяет применять автотранспорт в сложных горно-геологических условиях, а также при разработке месторождений с ограниченными запасами и малом сроке эксплуатации; возможность транспортирования горных пород с самыми различными физико-механическими свойствами; сокращение длины транспортных коммуникаций – благодаря возможности двигаться по относительно крутым подъемам автодорог; упрощение процесса отвалообразования.

Основные недостатки автотранспорта: значительная зависимость от состояния автодорог и, как следствие, снижение производительности в период дождей, снегопада, гололеда; загрязнение атмосферы отработавшими газами при большой интенсивности движения и ограниченных размерах карьера; относительно высокие энергоемкость и эксплуатационные затраты.

Автомобильный транспорт используется при небольших объемах перевозок на малых карьерах и достигающих 60-80 млн. т/год на крупных.

Рациональное расстояние транспортирования при автотранспорте не превышает 3-4 км, поэтому карьеры, где используется автотранспорт, имеют сравнительно ограниченные размеры в плане (не более 2,0-2,5 км). Уклоны автодорог составляют 4-5° (80-100%), радиусы поворота на дорогах – 40-50 м, глубина карьеров обычно не превышает 200-250 м.

По конструктивному исполнению подвижной состав карьерного автотранспорта подразделяется на две основные группы – самосвалы и автопоезда.

К конструкции карьерных автомобилей ввиду специфических условий эксплуатации на открытых горных разработках предъявляются следующие требования: высокая прочность механической части, позволяющая выдерживать ударные усилия при экскаваторной погрузке; обеспечение удобства погрузки и разгрузки кузова для сокращения длительности этих технологических операций, высокая маневренность для обеспечения эффективной работы в стесненных условиях горных выработок; на затяжных подъемах и спусках, характерных для карьерных условий, возможность развивать достаточную скорость и необходимое тормозное усилие.

Для карьерных автомобилей получили применение два типа трансмиссий гидро- и электромеханическая.

Гидромеханическая трансмиссия применяется, как правило, на автомобилях грузоподъемностью <80-100 т (созданы отдельные образцы автосамосвалов грузоподъемностью 160 т).

Электромеханическая трансмиссия с использованием мотор-колес применяется на автомобилях особо большой грузоподъемности.

С использованием электромеханической трансмиссии средства карьерного автотранспорта создаются в двух исполнениях:

1. В виде автономного автомобиля с дизельной установкой, вращающей генератор, который подает электроэнергию тяговым двигателям, приводящим автомобиль в движение.

2. В виде дизель-троллейвоза, тяговые двигатели которого на стационарных участках дороги получают энергопитание от контактной сети, на временных дорогах (в забоях, на отвалах) – от дизель-генератора.

Основные тенденции в развитии карьерных автосамосвалов: автомобили изготавливаются преимущественно двухосными с колесной формулой 4 x 2; удельная мощность (т.е. мощность, отнесенная к единице полной массы автомобиля) составляет 5-6 кВт/т;

автосамосвалы грузоподъемностью >100 – 120 выполняются с электромеханической трансмиссией;

удельный геометрический объем кузова составляет 2-2,5 м³ на 1 т грузоподъемности; при этом предусматривается возможность использования кузовов различной вместимости.

Характеристики карьерного подвижного состава карьерного автотранспорта приведены в табл. 4.7.1 - 4.7.3. Дизель-троллейвозы целесообразно использовать в карьерах (разрезах) с автомобильным транспортом глубиной от 70-100 до 300 м при трассах со значительной длиной стационарного участка, где монтируется контактная сеть. Доля стационарного участка трассы должна составлять не менее 50-60 % общей длины трассы. Электрофицированная часть трассы должна иметь минимальное число пересечений и примыканий к другим дорогам, оборудованным контактной сетью. Для специализированных дорог, предназначенных для движения только дизель-троллейвозов, уклон может достигать 10%, радиус кривых на участке с контактной сетью – не менее 60 м.

Техническая характеристика дизель-троллейвозов приведена в табл. 4.7.4, а сопоставление их эксплуатационной скорости со скоростью движения дизельных автосамосвалов – в табл. 4.7.5.

Таблица 4.7.1

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ
с гидромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ 540А	БелАЗ 7540	БелАЗ 7526	БелАЗ 548А	БелАЗ 7523	БелАЗ 7548	БелАЗ 7527
Грузоподъемность, т	27	30	30	40	42	42	42
Масса снаряженного автомобиля, т	21	21,75	21,475	28,8	29,48	29,5	29,48
Габариты*, мм	7250х 3480х 3580	7133х 3480х 3560	7435х 3480х 3620	8120х 3787х 3910	8120х 3787х 3830	8120х 3787х 3845	8250х 3787х 4031
Погрузочная высота, мм	3255	3255	3620	3805	3805	3805	4135
Наименьший радиус поворота, м	8,7	8,7	8,7	10,2	10,2	10,2	10,2
Объем кузова, м ³ : геометрический	15	15	19	21	21	21	27,4
с «спалкой»	18	18	23,5	26	26	26	33,7
Двигатель	ЯМЗ-240	ЯМЗ-240НМ 2	ЯМЗ-240М2	ЯМЗ-240Н	ЯМЗ-240НМ 2	ЯМЗ-8401	ЯМЗ-240НМ 1
Номинальная мощность, кВт	265	309	265	368	368	405	364
Размер шин	18.00-25	18.00-25	18.00-25	21.00-33	21.00-33	21.00-33	21.00-33

* Длина, ширина, высота.

Таблица 4.7.2

Техническая характеристика автосамосвалов зарубежных фирм

Показатели	Юнп-Риг M120	Комацу НД1200	Юклид R170	Катерпилер Cat 789	Юнп-Риг 200	Дреслер 830В
Грузоподъемность, т	108	120	154	154	180	218
Масса, т	63	85	101	134	144	149
Объем кузова, м ³	42	46	54	55	84	92,5
Мощность двигателя, кВт	883	883	1194	1340	1820	1641
Габариты*, мм	9980х 5230х 5310	10980х 6550х 5510	1190х 6650х 5690	12100х 6930х 5610	1430х 7800х 6450	13500х 7300х 6900
Высота погрузки, мм	4650	4610	5300	5230	5510	6100
Радиус поворота, м	9,45	9,5	12,5	-	16,4	14,2
Размер шин	30.00-51	33.00-51	36.00-51	36.00-57	40.00-57	40.0-57

* Длина, ширина, высота.

Таблица 4.7.3

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с электромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-7509	БелАЗ-75091	БелАЗ-7519	БелАЗ-75191	БелАЗ-75199	БелАЗ-7512	БелАЗ-7521	БелАЗ-75214	БелАЗ-75202	
Грузоподъемность, т	75	75	110	110	105	120	180	180	200	
Масса снаряженного автомобиля, т	67,48	67,68	85	88,5	90	90	145	157	143	
Габариты*, мм	10250х 5360х 4790	10250х 5360х 4790	11250х 6100х 5130	11250х 6100х 5130	1170х 6980х 5700	11250х 6100х 5280	1350х 7640х 6100	1475х 7700х 6375	13280х 7780х 6580	13280х 7780х 6580
Погрузочная высота, мм	4550	4550	4600	4600	5225	4900	5700	6055	5870	
Наименьший радиус поворота, м	10,5	10,5	12	12	12	16	16	16	15	
Объем кузова, м ³ : геометрический	35	35	41	41	82	47	80	80	85	
с «спалкой»	46	46	56	56	-	62	108	108	115	
Двигатель	6ДМ-21А	8РАЧ-185	8ДМ-21А	8РАЧ-185	8РАЧ-175	8ДМ-21АМ	12ДМ-21М	12ЧН1А	16V-149T1B	
Номинальная мощность, кВт	772	809	956	809	809	956	1691	1691	1641	
Мощность тягового двигателя, кВт	360	360	360	360	360	360	560	560	560	
Размер шин	27.00-49		33.00-51			33.00-57	40.00-57		40.00-57	

* Длина, ширина, высота.

Таблица 4.7.4

Техническая характеристика дизель-троллейбусов

Дизель-троллейбус	БелАЗ	«Комatsu» (Япония)	«Юнит-Риг» (США)	«Вабко» (США)
Грузоподъемность, т	120	120	154	154
Масса автомобиля, т	90	87	95	102
Ток	Постоянный	Переменный	Постоянный	
Напряжение, в	1800	1000	1200	1200
Мощность дизеля, кВт	770	880	1180	1180
Минимальный радиус	12	10	13	14
Тип токоприемника	Штанговый		Пантограф	

Таблица 4.7.5

Скорости движения дизель-троллейбуса и дизельного автосамосвала, в различных условиях

Показатели	Значение								
	40	50	60	70	80	90	100	110	120
Динамический фактор $(i+\omega_0)^*$, Н/кН	40	50	60	70	80	90	100	110	120
Дизель-троллейбус (120 т)	40	40	32	29	25	22	20	19	18
Автосамосвал БелАЗ-7519 (110 т)	29	25	21	17	15	13	11	10	9

* i – уклон дороги; ω – сопротивление качению

4.8. Расчет производительности автомобильного транспорта

Расчет параметров автотранспорта [10] в конкретных горнотехнических условиях производится в следующем порядке, выбирается тип самосвала (табл.3.5.1, 4.8.1), затем рассчитывается скорость движения, время погрузки, движения, рейса и парт машин.

Скорость автосамосвала для каждого участка трассы определяется по динамической характеристике самосвала или по формуле

$$v = \frac{3600N}{F_K} \eta_T \eta_{o.m.}; \quad F_K = 1000P_{c\psi}; \quad P_{c\psi} = k_{c\psi} P_q.$$

где N – мощность дизеля, кВт; η – КПД трансмиссии (при механической передаче 0,72-0,82, при гидромеханической 0,7-0,72, при электромеханической 0,69-0,71); $\eta_{o.m.}$ – коэффициент отбора мощности на вспомогательные устройства автомобиля; F_K – касательная сила тяги, кН; $P_{c\psi}$ – сцепной вес самосвала, кН; ψ – коэффициент сцепления колес с дорогой (табл. 4.8.2); P – полная масса автомобиля, т; g – ускорение свободного падения, м/с²; $k_{c\psi}$ – коэффициент сцепного веса:

колесная формула самосвала	4x2	4x4	6x2	6x4	8x4
коэффициент сцепного веса $k_{c\psi}$	0,65	1,0	0,4	0,7	0,5

Таблица 4.8.1

Область применения автосамосвалов различной грузоподъемности

Экскаваторы вместимостью ковша, м ³	$L_{тр} \leq 1,5$ км		$3 \geq L_{тр} > 1,5$		$5 \geq L_{тр} > 3$	
	Насыпная плотность транспортируемых пород, т/м ³					
	$\gamma < 1,3$	$\gamma < 1,3$	$\gamma \leq 1,3$	$\gamma \leq 1,3$	$\gamma < 1,3$	$\gamma \geq 1,3$
До 2			КрАЗ-256Б1 КрАЗ-256Б1С*		БелАЗ-540	БелАЗ-540*
До 3,2	БелАЗ-7510	БелАЗ-540А БелАЗ-540С		БелАЗ-540А БелАЗ-3540С*	БелАЗ-7510	БелАЗ-548А БелАЗ-548С*
До 4,6	БелАЗ-7510	БелАЗ-540А		БелАЗ-548А	БелАЗ-7525	БелАЗ-549В1
До 5	БелАЗ-7525	БелАЗ-540С*	БелАЗ-7525	БелАЗ-548С*		
До 6	БелАЗ-548А БелАЗ-548С*		БелАЗ-549В* БелАЗ-549С*			БелАЗ-549С
До 8	БелАЗ-7525	БелАЗ-549В БелАЗ-549С*	БелАЗ-75199	БелАЗ-7519	БелАЗ-75199	БелАЗ-7519
До 12,5	БелАЗ-75199	БелАЗ-7519	БелАЗ-75199 БелАЗ-7420-9590	БелАЗ-7521	БелАЗ-75199	
До 20	БелАЗ-75199 БелАЗ-7420-9590	БелАЗ-752	БелАЗ-7420-9590	БелАЗ-7521	БелАЗ-7420-9590	

*Для суровых климатических условий.

Т а б л и ц а 4.1

Коэффициент сцепления колес карьерных автосамосвалов с дорогой

Дороги	Покрытие		
	сухое дорожное	мокрое дорожное	загрязненное дорожное
Постоянные с покрытием:			
щебеночным с поверхностной обработкой	0,57-0,75	0,43-0,55	0,4
асфальтовым	0,7	0,4	0,25
асфальтобетонным и бетонным	0,7	0,45	0,3
Временные дороги%			
забойные укатанные проезды	0,6	0,4-0,5	
отвальные укатанные проезды	0,4-0,58	0,2-0,34	

Примечание: на дорогах, покрытых снегом, коэффициент сцепления снижается до 0,2-0,3; при гололеде до 1,5-0,2.

На забойных и отвальных путях правилами безопасности скорость ограничивается до 15-20 км/ч. На трассе возможная скорость движения автосамосвала ограничивается длиной тормозного пути при экстренном торможении, которая должна быть не менее расстояния видимости (20-100 м).

Тормозной путь самосвала:

$$L_T = \frac{3,9(1+\gamma)v^2}{\omega_0 \pm i + 1000\psi_T},$$

где γ – насыщенная плотность горных пород, т/м³;

ω_0 – основное сопротивление движению, Н/кН;

i – уклон дороги, %;

ψ_T – коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении.

Максимальный уклон, который может преодолеть самосвал без учета сопротивления воздушной среды,

$$i_{\max} = \frac{(F_k - \omega_0 P)g}{P}$$

Производительность автотранспорта зависит от его грузоподъемности и скорости движения.

Производительность автосамосвалов:

техническая (т/ч): $Q_t = Gnk_t$;

эксплуатационная (т/см)

$$Q_{см} = Q_t T_{см} K_{ка}$$

где G – грузоподъемность автосамосвала, т;

n – число рейсов в час;

$k_t = 0,9+0,95$ – коэффициент использования грузоподъемности ($k_t = Q'/G$);

Q' – масса груза в кузове автосамосвала, т;

$T_{см}$ – длительность смены, ч;

$K_{ка}$ – коэффициент использования самосвала в смену.

Число рейсов в час зависит от продолжительности рейса, ч:

$$t_p = t_n + t_p + t_{тр} + t_{пор} + t_{ка}$$

где t_n – время погрузки экскаватором одного автосамосвала, ч:

$$t_n = \frac{E_a}{Q_t}$$

E_a – емкость кузова автосамосвала, м³;

Q_t – техническая производительность экскаватора, м³/ч;

$t_p = (0,017+0,02)$; время разгрузки автосамосвала, ч;

$t_{тр}$ и $t_{пор}$ – время движения груженого и порожнего самосвала, ч;

$$t_{тр} = L_{тр}/v_{тр}k_p; t_{пор} = L_{пор}/v_{пор}k_p$$

$L_{тр}$, $L_{пор}$ – длина пути в груженом и порожнем направлении, км;

$v_{тр}$ и $v_{пор}$ – скорость движения груженого и порожнего автосамосвала, км/ч;

$k_p = 1,1$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала;

$t_{ка} = (0,017+0,05)$ – время, затрачиваемое на маневры в забое и пункте разгрузки, ч.

Годовая производительность автосамосвалов определяется исходя из сменной производительности, по коэффициенту технической готовности и режима работы карьера (т/ч):

$$Q_{год} = Q_{см} N_{год} k_{г.г.}$$

где $N_{год}$ – число рабочих смен в год;

$k_{г.г.}$ – коэффициент технической готовности по суточному режиму эксплуатации.

Количество автосамосвалов, необходимое для обслуживания одного экскаватора должно быть целым, округление в меньшую сторону ведет к простоям

$$N = t_p/t_n$$

экскаватора, в большую – автосамосвалов. При расчете числа автосамосвалов необходимо учитывать, что минимальное соотношение между вместимостью ковша экскаватора и вместимостью кузова автосамосвала не менее трех.

Рабочий парк автосамосвалов должен обеспечить необходимый грузооборот карьера:

$$N_p = W_{г.о.} \cdot k_w / (Q_{см} \cdot n_{см}),$$

Инвентарный парк:

$$N_{и} = N_p / k_t,$$

где $W_{г.о.}$ – грузооборот карьера в сутки, т;

$k_w = 1,1$ – коэффициент работы транспорта;

$n_{см}$ – число смен в сутки;

$k_t = 0,7+0,9$ – коэффициент технической готовности автопарка, т.е. отношение технических исправных машин к инвентарному парку.

Современные карьерные автосамосвалы разных фирм-изготовителей по своим техническим характеристикам близки друг к другу, а фактическая скорость движения в карьере практически не зависит от модели автосамосвала. Этот вывод позволяет использовать эталонную производительность (см. § 4.4) для оценки производительности автосамосвалов любой модели. В результате обработки статистических материалов получено математическое выражение, пригодное для этих целей:

$$W_{см} = 0,0015 \frac{Q_a \cdot K_t \cdot K_{гpn} \cdot V_s}{K_p \cdot \rho} [3530 - 1260 \ln (L + 20H_{max})],$$

где $W_{см}$ – производительность автосамосвала за смену продолжительностью 8 ч, м³/смена (в пересчете на ненарушенный массив);

Q_a – грузоподъемность автосамосвала, т;

K_t – коэффициент технической готовности, характеризующий надежность автосамосвала, $K_t = 0,75+1,0$ (чаще 0,85-0,95);

$K_{гpn}$ – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала, $K_{гpn} = 0,87+0,98$;

K_p – коэффициент разрыхления скальной породы в кузове, $K_p = 1,50+1,70$;

ρ – плотность породы в ненарушенном горном массиве, т/м³;

V_s – эксплуатационная скорость движения, км/ч.

Месячная производительность автосамосвала $W_{и}$ определяются по формуле:

$$W_{и} = W_{см} \cdot n_{см} \cdot t_m \cdot k_{вып},$$

где $n_{см}$ – режим работы автосамосвала в карьере, смен в сутки;

t_m – продолжительность месяца, суток;

$k_{вып}$ – коэффициент выпуска автосамосвалов на линию, $k_{вып} = 0,65+0,85$, (чаще 0,7-0,8).

Расход топлива определяется по формуле

$$G_t = g_t \cdot W_{см} \cdot \rho \cdot L \cdot 10^{-6},$$

где G_t – расход топлива, т/смену;

g_t – удельный расход топлива, г/т. км.

Список использованной литературы

1. Табаков И.Б., Абидов Г.М. Управление грузопотоками в карьерах. Ташкент: Фан, 1985. 120 с.
2. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1974. 520 с.
3. Мальгин О.Н., Коломников С.С. Исследование влияния расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы на показатели работы автотранспорта. Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С.91-97.
4. Качан А.Ф. Определение зависимости грузооборота карьерного транспорта от глубины карьера при помощи эквивалентного вертикального тоннокилометра // Горный журнал. 1975. № 11. С.36-39.
5. Червяк Е.А., Бредихин А.А., Бабаков А.Б. Развитие технологического автотранспорта карьера Мурунтау. Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С.85-91.
6. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Демич Л.М. и др. Совершенствование процессов открытой разработки сложно-структурных месторождений эндогенного происхождения // Ташкент: Фан 1998. 254 с.
7. Сироткин З.Л., Осокин В.А. Троллейвозный транспорт – новый вид автомобильного транспорта для глубоких карьеров // Проблемы открытой разработки глубоких карьеров. Труды международного симпозиума «Мирный-91». Удачный: Изд-во НИЦ «Мастер», 1991. С.445-452.
8. Сироткин З.Л., Осокин В.А., Сытенков В.Н., Штейнберг А.Б. Транспортирование горной массы троллейвозами // Горный журнал. 1992. №2. С.26-30.
9. СНиП 2.05.07 – 91. Промышленный транспорт – М.: АПП ЦИТИ, 1992. 120 с.
10. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. Учеб. для ВУЗов. – М.: Недра, 1995. 351 с.

Глава 5

ПРОЦЕССЫ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СКАЛЬНЫХ МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД

5.1. Особенности применения циклично-поточной технологии

Одно из основных направлений технического прогресса при разработке глубоких карьеров - внедрение циклично-поточной технологии (ЦПТ) горных работ с использованием комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта. Наиболее широкое применение она получила в железорудной промышленности. Автомобильный транспорт в этом случае используется внутри карьера в качестве сборочного при расстоянии транспортирования от забоя до перегрузочного пункта 1,0-1,5 км.

С позиций ресурсосбережения внедрение циклично-поточной технологии (с шириной ленты 1200 мм) при сокращении расстояния перевозки автомобильным транспортом на 1+3 км уменьшает потребность в автосамосвалах БелАЗ-7519 на 9+26 штук, высвобождает 40-120 рабочих, снижает расход дизельного топлива на 2,3+6,8 тыс. т в год и загрязненность атмосферы карьера в 1,5+2,0 раза. Использование для подъема горной массы с глубины 100-500 м конвейерного транспорта вместо автомобильного уменьшает удельную металлоемкость технологического процесса в 2,5+3,8 раза и сокращает удельные энергозатраты в 2,6 раза [11].

Наиболее широкое применение в странах СНГ циклично-поточная технология получила для транспортирования руды (карьеры Кривбасса - Новокриворожский, Северный, Ингулецкий, Южный, Центральный, а также на карьерах Полтавского, Стойленского, Качканарского, Ковдорского, Оленегорского горно-обогатительных комбинатов) и проведения вскрышных пород в карьере Мурунтау Навоийского горно-металлургического комбината.

Техническая характеристика конвейерных комплексов ЦПТ на карьерах Кривбасса представлена в табл. 5.1.1.

Техническая характеристика комплексов на карьерах Кривбасса

Показатели	НКОК		СенГОК Анзасовский карьер		ИКОК		ЮГОК	ЦГОК	ШГОК
	карьер №1	карьер №3	руда	порода	комплекс «Восточный»	комплекс «Западный»			
Транспортируемый материал	руда, порода	руда	руда	порода	руда	руда	руда	руда, порода	руда, порода
Головая производительность, м/шт.	5.0	22.0	18.0	18.0	18.5	18.0	20.0	16.0	16.0/20.0
Год выполнения проекта	1966	1976	1976	1976	1966	-	1967	1972	1979
Срок строительства, лет	0.9	7	1.6	1.6	5	5	6	5	5
Год ввода в эксплуатацию	1971	1985	1978	1979	1974	1984	1979	1984	1985
Тип перегрузочного пункта и дробилки	Грохотильный и дробильный КВКД-900	ККД-1500/220	ККД-1500/180	КВКД-1200/200	ККД-1500/180	ККД-1500/180	ККД-1500/180	ККД-1500/180	ККД-1500/160
Длина транспортируемых конвейеров, м	435	1103	2063	1831	1634	1700	1158	1506	590
Ширина ленты, мм	1600	2000	2000	2000	2000	2000	2000	1600	2000
Количество конвейеров, шт. (в линию)	1	4	3	5	5	5	3	2	1
Общая высота подъема, м	110	205	208	203	186	173	183	288	153
Емкость склада, тыс.т	16	260	-	100	240 (объем)	240 (объем)	200	240	240
Вид вскрышающей Выворотки	Конвейер по борту открытым исполнением	Наклонный ствол	По борту в галерее	Наклонный ствол	Наклонный ствол	Наклонный ствол	Наклонный ствол	Наклонный ствол и кве-рилла в ра-бочую зону	Наклонный ствол галерея

Первый опытно-промышленный участок циклично-поточной технологии был построен в 1971 г. в карьере № 1 Ново-Криворожского горно-обогатительного комбината.

Опытно-промышленная проверка элементов циклично-поточной технологии для скальных вскрышных пород и руды (грохотильные перегрузочные пункты, конвейеры, отвалообразователь) проводилась в 1980-1985 гг. в карьере Мурунтау.

В процессе использования циклично-поточной технологии для транспортирования руды накоплен значительный опыт как проектирования, так и ее эксплуатации. Однако при открытой разработке сложноструктурных месторождений циклично-поточная технология транспортирования вскрышных пород и руды имеет существенные отличительные особенности, связанные с изменчивостью грузопотоков из рабочих зон карьера, неритмичностью работы автосамосвалов и разнообразием потребительских свойств транспортируемой горной массы, что в итоге оказывает отрицательное влияние на эффективность работы комбинированного транспорта.

Основные схемы технологических комплексов оборудования для вскрышных и добычных работ при циклично-поточной технологии разработки глубоких карьеров на сложноструктурных месторождениях приведены на рис 5.1.1.

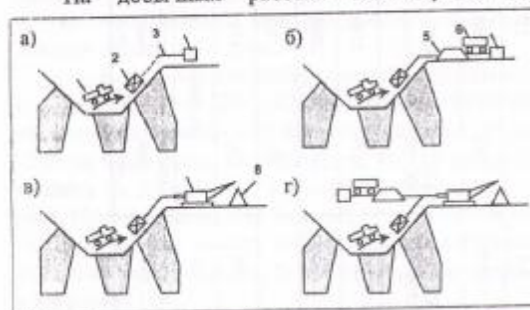


Рис. 5.1.1. Основные схемы технологических комплексов оборудования при циклично-поточной технологии разработки глубоких карьеров на сложноструктурных месторождениях: добычные работы с автомобильно-конвейерным (а,б) и автомобильно-конвейерно-железнодорожным транспортом; вскрышные работы с автомобильно-конвейерным и отвалообразователем (в); вскрышные и добычные работы с автомобильно-конвейерным транспортом и отвалообразователем (вскрыша) и автомобильно-конвейерно-склад-железнодорожным транспортом (руда) (г); 1 - автосамосвал; 2- перегрузочный пункт; 3- конвейер; 4 - дробилка перерабатывающего завода; 5- рудный склад; 6- железнодорожный вагон; 7- отвалообразователь; 8 - отвал.

транспортирования двух сортов горной массы - руды и вскрышных пород (рис. 5.1.1, г).

Транспортные комплексы циклично-поточной технологии определяются исходя из конкретных горно-геологических условий разработки. Взаимосвязь сочетаемых видов транспорта осуществляется через перегрузочные пункты, устанавливаемые на концентрационных горизонтах внутри карьера. Их тип

(грохотильные, грохотильно-дробильные и дробильные) предопределяется качеством подготовки горной массы взрывом, а также видом горной массы - руды или вскрыша.

Для выполнения заданных объемов работ с использованием циклического и поточного транспорта требуется стабильность грузопотоков сочетаемых видов транспорта, жесткая взаимосвязь которых устраняется применением буферных складов в местах перегрузки. Опыт эксплуатации глубоких карьеров свидетельствует о возрастающей тенденции изыскания технологических решений, позволяющих в максимальной степени уменьшить количество автосамосвалов, работающих в выработанном пространстве, что может быть обеспечено при использовании мобильных перегрузочно-конвейерных комплексов в составе существующих стационарных конвейерных комплексов ЦПТ. Целесообразность такого использования предопределяется тем, что строительство и перенос перегрузочных пунктов на новые концентрационные горизонты по мере увеличения глубины карьера, как правило, запаздывает, а следовательно, значительно увеличивается протяженность транспортирования автотранспорта. Помимо этого, при переходе карьера на последующую очередь развития и расширения его границ еще больше увеличивается расстояние транспортирования с флангов месторождения, где концентрируются значительные объемы горных работ, что также предопределяет целесообразность использования мобильных перегрузочно-конвейерных комплексов для транспортной связи по выбранному горизонту зон интенсивного ведения работ со стационарным конвейерным подъемником.

Таким образом, эффективность мобильных комплексов достигается за счет сокращения расстояния транспортирования в результате замены внутри карьера автотранспорта конвейерами. Кроме того, важное преимущество таких комплексов, по сравнению со стационарными, заключается в отсутствии значительных строительных объемов при сооружении перегрузочных пунктов, которые составляют до 40% общих затрат и при переносе являются «бросовыми». По сравнению со стационарными конвейерно-перегрузочными пунктами мобильные комплексы позволяют избежать значительных дополнительных объемов вскрышных работ от разноса борта карьера при устройстве траншеи и перегрузочных площадок.

5.2. Технологическое оборудование комплексов ЦПТ

Технологическое оборудование комплексов ЦПТ рассматривается на примере его поточного звена, которое представлено конвейерами и отвалообразователями, а также пунктов перегрузки горной массы с автомобильного на конвейерный транспорт.

Конвейерный транспорт характеризуется большой надежностью и эффективностью работы, практически независимостью производительности от длины транспортирования, возможностью автоматизации производственных процессов, экологической чистотой, что создает предпосылки для его широкого внедрения в глубоких карьерах.

Для транспортирования скальной горной массы на карьерах наибольшее применение нашли конвейеры с шириной ленты 1600 и 2000 мм (табл. 5.2.1 и 5.2.2). Такие конвейеры могут транспортировать скальную горную массу крупностью до 400-500 мм.

При использовании ленточных конвейеров вскрышные породы складировались консольными отвалообразователями, конструктивная особенность которых по сравнению с отвалообразователями для мягких вскрышных пород заключается в наличии нерасчлененного конвейера на приемной и отвальной консолях (табл. 5.2.3).

Таблица 5.2.1

Техническая характеристика конвейеров типа «С»

Тип	Производительность, м³/ч	Лента		Мощность электродвигателей, кВт	Тип привода
		ширина, мм	скорость движения, м/с		
С160125	1600	600	1.6	320	Одноробочный
	2000		2.0	400	
	2500		2.5	500	
С160160	1600	600	1.6	400	
	2000		2.0	500	
	2500		2.5	600	
С160160	2560	2000	1.6	500	Двухробочный
	3200		2.0	630	
	4000		2.5	800	
С200200	2560	2000	1.6	630	
	3200		2.0	800	
	4000		2.5	1000	
С200200	2560	2000	1.6	630 и 320	
	3200		2.0	800 и 400	
	4000		2.5	1000 и 500	

Таблица 5.2.2

Техническая характеристика конвейеров типа «Т»

Показатели	T200160-I	T200160-II	T160160-II
Производительность, м³/ч	4000	4700	3000
Ширина ленты, мм	2000	2000	1600
Скорость движения ленты, м/с	2.5	3.15	3.15
Мощность электродвигателей, кВт	800x3	1250x3	800
Тип привода	Двухробочный		Одноробочный

Внутрикарьерный перегрузочный пункт служит связующим звеном между циклическим (автомобильным) и поточным (конвейерным) видами транспорта и является одним из главных звеньев циклично-поточной технологии. В этой связи обоснованный выбор типа конструктивного исполнения перегрузочного

пункта является важнейшим условием высокопроизводительной и экономичной работы всего комплекса ЦПТ.

Таблица 5.2.3

Техническая характеристика отвалообразователей для скальных пород

Показатели	ОШС-2000/60	ОШС-4000/120
Производительность в рыхлом теле, м³/ч	2000	4000
Длина консоли, м:	отвальной	40
	приемной	20
Высота отсыпавшего отвала, м	15	30
Ширина ленты, мм	1600	2000
Скорость движения ленты, м/с	2.7	3.15
Холодное оборудование	Шагающее-рельсовое	
Скорость передвижения, км/ч	0.07	0.093
Установленная мощность, кВт	400	1300
Масса, т	315	1000

Выбор типа перегрузочного пункта определяется горно-техническими условиями разработки месторождения, проектной производительностью конвейерных комплексов, характеристикой взорванной горной массы, грузоподъемностью автосамосвалов, схемами движения и разгрузки автосамосвалов на перегрузочном пункте, видом горной массы - руда, порода. При этом выбор перегрузочного пункта должен производиться с учетом предъявляемых к нему основных требований: большая пропускная способность, низкие капитальные затраты, высокая надежность, простота конструкции.

В зависимости от применяемого типа оборудования перегрузочные пункты подразделяют на грохотильные, дробильные и грохотильно-дробильные. По горно-техническим условиям разработки и характеристике конвейерного комплекса одновременно могут применяться два или все три типа перегрузочных пунктов, как, например, в карьере Мурунтау.

Перегрузочные пункты в карьере могут быть расположены в траншее над подъемным конвейером или на уступе около траншеи с передаточным конвейером, осуществляющим связь с подъемным конвейером. В последнем случае значительно упрощается компоновка пункта и в 1,5-2 раза уменьшается строительная высота. Именно по такой схеме был построен грохотильный перегрузочный пункт в карьере Мурунтау, строительная высота которого составляла 15 м, в то время как высота последующих дробильных пунктов в траншее над подъемными конвейерами - 25-30 м при равной их производительности.

Перегрузочные пункты могут быть стационарными, которые рекомендуются устанавливать на весь период эксплуатации карьера, полустационарными (модульными) и передвижными. Последние переносятся с развитием рабочей зоны карьера.

Дробильные перегрузочные пункты предполагают использование различных типов дробилок, наибольшее же распространение получили конусные, ще-

ковые и конусно-валковые. Пункты имеют приемный бункер, различного типа питатели.

Конусные дробилки используются при дроблении крепких и весьма крепких пород ($\sigma_{сж} \geq 120+200$ МПа), а конусно-валковые - слабых пород ($\sigma_{сж} \leq 120$ МПа).

Важное преимущество дробильных пунктов - обеспечение ими передачи на ленточный конвейер всей поступающей горной массы. Однако такие пункты имеют большую строительную высоту и соответственно требуют значительных капитальных затрат на его возведение, а также характеризуются большой металло- и энергоемкостью. Высота перегрузочных пунктов с дробилками типа ККД-1500/180 и КВКД-1200/200 достигает 25-30 м.

Основной недостаток дробильных пунктов заключается в отсутствии резерва по пропускной способности, так как она ограничивается производительностью дробилки, через которую перегружается весь объем транспортируемой горной массы.

Грохотильно-дробильные пункты обеспечивают выделение и направление на конвейер, минуя дробилку, до 85+95% подступающей горной массы. Такие пункты отличаются местом установки грохота и дробилки, способом ее загрузки и разделяются на грохотильно-дробильные и бункерно-грохотильно-дробильные.

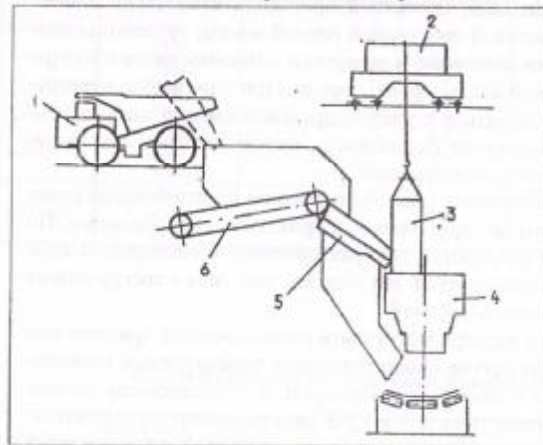


Рис. 5.2.1. Схема грохотильно-дробильного перегрузочного пункта в карьере Мурунтау: 1 - автосамосвал БелАЗ-7519; 2 - кран мостовой; 3 - кассета для извлечения негабаритов; 4 - дробилка; 5 - грохот колосниковый; 6 - питатель пластинчатый.

(рис. 5.2.1). В результате 94-95% поступающей горной массы направлялось на конвейер, минуя дробилку.

Наибольшее распространение в действующих системах ЦПТ получили дробильные перегрузочные пункты с дробилкой, в большинстве случаев конусной, типа ККД-1500/180. Это было predetermined тем, что транспортные комплексы ЦПТ осуществляют транспортирование руды, которая по условиям обогащения требует механического дробления. Однако при транспортировании

вскрышных пород дополнительное механическое дробление и соответствующие энергетические затраты являются нерациональными. Кроме того, существующие дробильные пункты характеризуются значительными затратами на строительство, что, как правило, приводит к задержке ввода ЦПТ в эксплуатацию. Поэтому при ЦПТ вскрышных пород подготовку рядовой горной массы к транспортированию конвейером экономически целесообразно и технологически просто осуществлять с использованием грохотильных устройств. Это подтверждается практикой работы ЦПТ вскрышных работ на карьере Мурунтау, где эксплуатация грохотильного пункта с грохотами конструкции ИГТМ АН Украины показала высокую надежность работы пункта и эффективность грохочения.

Грохотильные пункты характеризуются простой конструкцией, высокой пропускной способностью и малой металлоемкостью, имеют небольшие габариты. Капитальные затраты на грохотильные пункты в 3-5 раз меньше по сравнению с грохотильно-дробильными и дробильными пунктами. Соответственно в несколько раз меньше и срок их строительства.

Грохотильный перегрузочный пункт включает в себя обособленные грохотильные секции со своими питателями суммарной производительностью, обеспечивающей полную загрузку конвейерного комплекса.

Эффективность работы грохотильных пунктов зависит от схемы приема и отгрузки надгрохотного продукта, наиболее распространенными среди которых являются:

- со складированием на нижнюю площадку перегрузочного пункта и последующей отгрузкой в автосамосвалы;
- с приемом в специальные бункеры с последующей перегрузкой в автосамосвалы;
- с додроблением над грохотом или в специальных бункерах и дальнейшей передачей непосредственно на конвейер.

Важнейшим звеном грохотильного пункта, от которого зависит эффективность его работы, является грохотильное устройство. Серийно выпускаемых высокопроизводительных ($1500+2000$ м³/ч) бесприводных грохотильных устройств для различных горно-технических условий промышленностью не освоено. Попытки создания эффективного грохота для грохотильно-дробильного пункта в Кривбассе (ИнГ ОК) не увенчались успехом.

В ИГТМ АН Украины были разработаны различные конструкции бесприводных грохотов, а также проведены экспериментальные исследования на моделях с использованием эквивалентных материалов и установлены рациональные конструктивные схемы грохотов и их параметры. В дальнейшем их работоспособность проверялась в карьерах (опытно-промышленный участок циклично-поточной технологии НКГОК и в карьере Мурунтау). По результатам экспериментальных исследований была разработана конструкция бесприводного грохота для загрузки автосамосвалами 75 т и 110 т, который был изготовлен и установлен на грохотильном перегрузочном пункте комплекса ЦПТ (первая очередь) в карьере Мурунтау [1].

Грохот (рис. 5.2.2) имеет приемную площадку, колосниковую решетку с равномерно расположенными колосниками, которые в нижней части опираются на

резиновые амортизаторы, а в верхней части имеют шарнирное крепление. Расстояние между колосниками (в свету) вверху 240 мм, внизу – 330 среднее – 285 мм (для грохочения по кл. +500 мм). Под колосниковой решеткой расположен бункер для горной массы.

Для защиты колосников от падающих кусков горной массы при разгрузке автосамосвала устанавливается приемная плита.

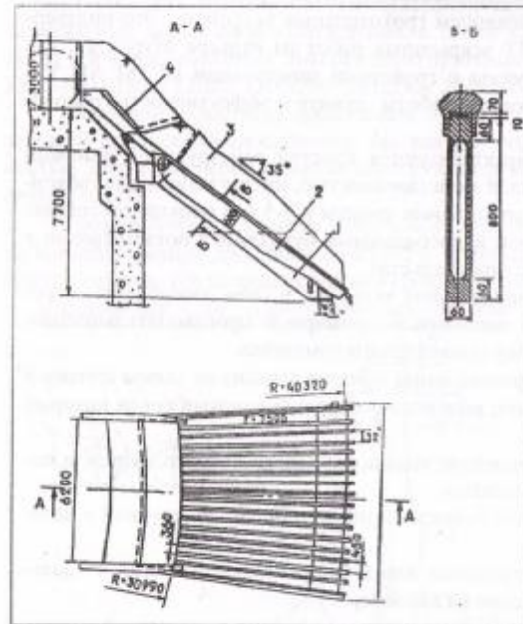


Рис. 5.2.2. Конструктивная схема бесприводного грохота: 1 – основание колосника; 2 – колосник; 3 – ограничивающая стенка; 4 – приемная плита.

Первичное дробление сводится к минимизации указанных затрат.

Граничными условиями области рационального применения грохотильных пунктов является расстояние транспортирования надгрохотного продукта (негабарита кл. +500 м), которое составляет 2 км при выходе негабарита 15% и до 4 км при выходе негабарита 7-8%. При расстоянии транспортирования негабарита до 0.5 км во всех случаях рациональным является грохотильный пункт.

При проектировании перегрузочных пунктов, как правило, не учитывают степень изменчивости во времени параметров грузопотока в сочетаемых видах транспортных систем. Поэтому для согласованной работы автомобильно-конвейерного транспорта необходимо не только равенство величин транспортного потока горной массы, но и обеспечение передачи перегрузочным пунктом входящего потока на сочетаемый вид транспорта - конвейерный.

Работа грохота показала, что принятая конструкция обеспечивает надежную работу перегрузочного пункта и полностью исключает застревание кусков породы между колосниками. Грохот может обеспечить производительность до 30 тыс.м³/ч при условии непрерывной его загрузки.

На работу перегрузочного пункта в значительной мере оказывает влияние качество подготовки горной массы взрывом: при лучшем дроблении уменьшается нагрузка на перегрузочный пункт, снижаются затраты на вторичное дробление горной массы в дробилке или на уборку негабарита. Поэтому задача оптимизации расхода ВВ на первичное дробление сводится к минимизации указанных затрат.

Это достигается необходимым количеством мест разгрузки и рациональной организацией работы автотранспорта на перегрузочном пункте, что определяет его пропускную способность, которая может быть установлена по формуле:

$$Q_n = \frac{60N \cdot G_a \cdot K_{и}}{t_m + t_p + t_3} \quad (5.2.1.)$$

где N - количество мест разгрузки автосамосвалов на перегрузочном пункте, шт;
 G_a - грузоподъемность автосамосвала, т;
 $K_{и}$ - коэффициент использования грузоподъемности автосамосвалов;
 t_m - среднее время маневров автосамосвала, мин;
 t_p - время разгрузки автосамосвала, мин;
 t_3 - время задержки автосамосвала в местах пересечения трасс грузового и порожнякового направлений, мин.

Величины t_m и t_p определяются принятой схемой маневров автосамосвалов на пункте и их технической характеристикой. Время задержки транспорта t_3 является величиной случайной и рассчитывается на основе методов теории вероятности и массового обслуживания.



Рис. 5.2.3. Зависимость пропускной способности перегрузочного пункта от числа мест разгрузки автосамосвалов.

Зависимость пропускной способности пункта (автосамосвалов в час) от количества мест разгрузки приведена на рис.5.2.3.

Эффективность циклично-поточной технологии может быть повышена при использовании передвижных и самосходных перегрузочных пунктов, характеристика опытных образцов которых приведена в табл.5.2.4.

Первый самоходный дробильный агрегат СДА-1000 был изготовлен Ижорским заводом для Тургорского рудоуправления. В 1980 г. Донецким заводом изготовлен агрегат СДА-3, разработанный институтом ВНИПИрудмаш, используемый в ЦПТ для Качканарского ГОКа. Донецким машиностроительным заводом был создан самоходный агрегат АДП-400 с роторной дробилкой производительностью 600 т/ч. Этим же заводом по заданию ИГД им. А.А.Скочинского был создан самоходный агрегат (вибродробильный) СВДА-1000, использованный на Междуреченском карьере.

Для разработки строительных материалов институтом ВНИПИнефть создавались самоходные агрегаты СДА-500 с роторной дробилкой производительностью 250 м³/ч, СДАЦ-400 со щековой дробилкой СМД-58Б. Донецким филиалом ВНИПИрудмаш по заданию ИГД им. А.А.Скочинского была разработана самоходная грохотильная установка СНА-2500 производительностью 5000 м³/ч, которая испытывалась на разрезах Канско-Ачинского угольного бассейна.

На базе КВКД-1200/200 НКМЗ были созданы полустационарные установки ДПУ-2000, нашедшие применение на карьере Мурунтау. На базе этой установки НКМЗ в 1982 г. был разработан самоходный агрегат ДПА-2000 для ОПУ ЦГО-Ка, ИГД им. А.А. Скочинского совместно с Гипрорудной для Ковдорского ГОКа создаются ДПУ-600 и ДПУ-1000.

Несмотря на большое количество конструкторских проработок и создание ряда экспериментальных установок, до настоящего времени выпуск самоходных дробильных или грохотильных агрегатов промышленностью стран СНГ не освоен. В то же время за рубежом такие агрегаты широко используются в системах конвейерных комплексов. Так, только фирмой Крупп с 1956 г. было создано более 50 передвижных дробильных установок.

По данным Горного бюро США, ориентировочная мировая потребность в передвижных самоходных перегрузочных установках составляет 760 шт., в том числе для железорудных карьеров - 125, меднорудных - 185, молибдена и др. - 30, горного сланца - 10, угольной промышленности - 310, нерудных материалов - 100 шт.

Несмотря на отсутствие серийно выпускаемых заводами стран СНГ передвижных перегрузочных пунктов, в условиях горных предприятий технически осуществимо изготовление передвижных грохотильных пунктов без тяжелых дробилок.

Исследованиями горных работ в карьере Мурунтау установлено, что обеспечение полной загрузки конвейерных комплексов и обеспечение минимальной длины транспортирования автотранспортом в динамике развития карьера может быть достигнуто модульными перегрузочными пунктами, обеспечивающими не только их оперативное перемещение вслед за углубкой карьера, но и отсыпку буферных промежуточных складов на концентрационном горизонте между перегрузочным пунктом и подъемным конвейером. В связи с этим была разработана конструктивная схема дробильного пункта (МДПП) со следующими модулями: бункер-питатель пластинчатый - дробилка (КВКД-1200/200) - питатель ленточный - самоходный перегрузатель. При необходимости такой пункт разбирается на модули и перевозится на новый концентрационный горизонт. Кроме указанной схемы, такой пункт может быть использован в технологической схеме для перегрузки непосредственно на конвейер через питатель без перегрузателя. Модульный пункт предназначен для приема и перегрузки горной массы производительностью 2000 м³/ч с двумя местами разгрузки. Общая высота пункта, (а следовательно, и уступа, возле которого устанавливается модульный пункт) равна 15-17 м.

Техническая характеристика передвижных и самоходных дробильных установок

Параметры	Значение													
	СДА-100	СДА-3	СДА-500	СДАЦ-400	СДАЦ-400-600	СДА-500	АДП-400	СВДА-1000	СВТУ-1Д	СТА-2500	ДПА-2000	ДПУ-1200	ДПУ-600	ДПУ-1000Ш
Проездная-тельность, тч	1000	1000	500-700	400-600	500-600	500-640	1000	1500	5000	5000	5000	4000	1500	2000
Удлинительный диаметр, условн. мм	1200	1000	800	750	800	900	1100	1200	1500	1500	1200	1300	1500	1500
Тип дробилки или грохота	Рот.	Шек. СМД-118А	Рот. ДРК-16х12	Шек. СДЦ-585	Рот. ДРК-16х12	Рот.	Виб. шек.	Вибро-грох. ПВГ-2	Конус-инвал. цента.	КВКД-1200/200	Конус. валк. КВКД-1200/200	Шек. СМД-1175	Шек. СМД-1175, ГЦД	
Установка на мощность, кВт	560	790	350	250	300	560	740	Н.д.	1000	25000	1660	360	400	
Холодовой мощности	Гусеничный пневмоколесный										Гусеничный			
	460	720	200	200	160	290	390	190	900	1700	660	560	1000	
Мощность	Гусеничный пневмоколесный										Гусеничный			
	460	720	200	200	160	290	390	190	900	1700	660	560	1000	
Место и время разработки	Турковский карьер 1970	Кан. Кан. ГОК 1980				МО Ке-мо-уголь 1972	Межд.-реч. рудо-1975			ЦОК хальдег 1979	Амнок. карьер 1979	Кан. Дор. ГОК		

Таблица 5.24

5.3. Промежуточные буферные склады циклично-поточной технологии

Циклично-поточная технология, основанная на автомобильно-конвейерном транспорте, предопределяет значительную вариацию параметров грузопотока в циклическом звене и, как следствие, снижение проектной производительности комплекса в целом. Устранение такого влияния на эффективность работы поточного звена и стабилизация его загрузки возможны путем введения в комплекс ЦПТ буферного элемента между циклическим и поточным звеньями. В качестве такого элемента применяются промежуточные склады, которые не только компенсируют влияние вариаций грузопотока, но и служат в качестве накопительной емкости при простоях поточного звена.

Динамическим моделированием взаимосвязи транспортно-перегрузочного комплекса установлено, что емкость промежуточного буферного склада должна составлять 20-45 тыс.м³ при производительности системы 20-30 млн. т в год.

Сглаживание неравномерности грузопотока за счет бункеров перегрузочных пунктов возможно при значительной их вместимости, что связано с объемами строительных работ. Так, при строительной высоте пункта до 30 м максимальный объем бункера грохотильного пункта может достигнуть 2-2.5 тыс.м³, что не удовлетворяет условиям динамической взаимосвязи циклического и поточного звеньев комплекса ЦПТ. Кроме того, перегрузочные пункты в карьере при ЦПТ являются временными (переносными), поэтому строительный их объем должен быть минимальным. В связи с этим целесообразно формирование буферных складов на рабочей площадке или в специальной выемке в теле уступа.

Возможны три принципиальные технологические схемы формирования таких складов.

Склад обычного типа, отсыпaeмый на выбранной временной площадке с откоса уступа. Такой склад, помимо резервирования больших площадок в карьере, требует использования экскавационного оборудования и автомобильного транспорта для перевозки горной массы на перегрузочный пункт конвейерного подъемника.

В этой связи были разработаны новые технологические схемы буферных складов, позволяющие избежать указанных недостатков и отвечающие технологически заданным требованиям: отсутствие переэкскавации и автомобильного транспорта.

Достижение этих требований обеспечивается формированием перегрузочных складов путем создания в теле выемок различной формы, служащих накопителями заданного объема горной массы. Необходимость в строительных конструкциях в данном случае практически отпадает.

В зависимости от количества сортов горной массы, подлежащих транспортированию комплексами циклично-поточной технологии, буферный склад может формироваться из нескольких однотипных емкостей.

Третья технологическая схема формирования промежуточного склада большой накопительной емкости предусматривает формирование склада в

траншею непосредственно над подъемным конвейером комплекса ЦПТ. При этом конвейер укрывается бетонной галереей, под которой устанавливаются питатели для перегрузки горной массы из склада на конвейер. Такой склад может отсыпаться с использованием модульного передвижного перегрузочного пункта бункер-питатель-дробилка (или грохот-дробилка) - перегрузатель (с длиной консоли 30-70 м), который устанавливается около траншеи на расстоянии, позволяющем осуществлять отсыпку горной массы перегрузателем в центр склада над траншеей. Такую схему перегрузочного пункта с буферным складом над подъемным конвейером предполагается использовать в составе комплекса ЦПТ при дальнейшем развитии карьера Мурунтау.

5.4. Основные показатели работы комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау

Внедрение комплекса ЦПТ, предназначенного согласно проекту для транспортирования скальных пород вскрыши, явилось логическим продолжением эволюции технологического транспорта карьера Мурунтау (рис.5.4.1). Поточное звено этого комплекса ЦПТ (табл.5.4.1) состоит из двух конвейерных линий (ширина ленты 2,0 м), каждая из которых включает по два наклонных, одному передаточному, магистральному и отвальному конвейеру, а также консольному отвалообразователю. Наклонные конвейеры ($\alpha=15^\circ$) расположены в одной траншее. Общая длина конвейерной линии №1 составляет 3375 м, линии №2 - 5385 м. Проектная производительность каждой линии - 12.8 млн.м³/год, комплекса в целом - 25.6 млн.м³/год (плотность пород 2.6 т/м³). Стыковка циклического и поточного звеньев комплекса ЦПТ осуществляется через полустационарные дробильные перегрузочные пункты (ДПП), оснащенные дробилками КВКД-1200/200. Каждый ДПП может работать на любую из двух конвейерных линий.

Проект комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ) карьера Мурунтау выполнен в 1976 г. Монтаж первой конвейерной линии был закончен в октябре 1984 г., ДПП-1 - в марте 1985 г., ДПП-2 - в феврале 1986 г., ДПП-3 - в мае 1989 г., заканчивается строительство ДПП-4.

Разрыв во времени между окончанием монтажа первой конвейерной линии и ДПП-1 был использован для опробования оборудования и обучения обслуживающего персонала. С этой целью был построен грохотильный перегрузочный пункт, эксплуатация которого продолжалась до 1990 г.

Таблица 5.4.1

Техническая характеристика конвейерных комплексов карьера Мурунтау

Показатели	Ед. изм.	1-я конвейерная линия	2-я конвейерная линия
1	2	3	4
Транспортируемый материал		Скальные породы	
Производительность	млн м ³ /год млн т/год	12,8 33	12,8 33
Высота подъема горной массы на поверхность карьера в отвал	м	90	150
	м	160	220
Ввод в эксплуатацию	год	1984	1986
Количество конвейеров	шт	5	5
Ширина ленты конвейера	мм	2000	2000
1	2	3	4
Скорость движения ленты	м/с	3,15	3,15
Длина конвейеров, всего		3370	5348
в том числе:		570	570
- подъемных	м	985	570
- магистрального		572	1892
- передаточного		1243	1080
- отвального			1806
Отвалообразователь		ОШС-4000/125	ОШС-4000/125
Перегрузочный пункт с дробилкой КВКД-1200/200		2 шт.	2 шт.
Вид вскрышающей выработки		Траншеи с углом наклона 15°	

В 1990 г. работа комплекса ЦПТ характеризовалась следующими показателями:

- производительность, млн.м³ - 13,7 (54% проектной)
- коэффициент готовности поточного звена; доли ед. - 0,79
- продолжительность работы конвейеров без породы; % - 20
- среднее время на восстановление отказов, ч 2,6

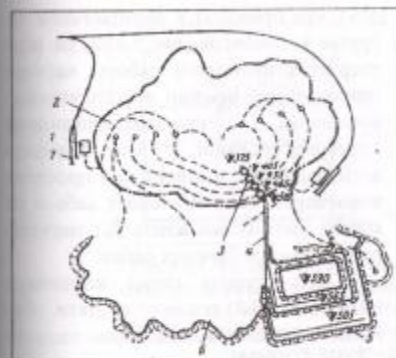


Рис. 5.4.1. Технологическая схема автомобильно-конвейерного транспорта карьера Мурунтау: 1 - перегрузочный пункт с автомобильного на железнодорожный транспорт; 2 - автомобильные дороги; 3 - перегрузочный пункт с автомобильного на конвейерный транспорт; 4 - конвейерная линия; 5 - конвейерный отвал; 6 - автоотвал; 7 - железнодорожный путь.

его перегрузочных пунктов и увеличению количества автосамосвалов в циклическом звене на 30%;

- не учтена сложная конфигурация рудных тел, чередующихся с участками пустой породы, что приводит к постоянному изменению числа экскаваторов в породных забоях и потере комплексом 8-10% производительности;

- перегрузочные пункты компоновались без учета грансостава взорванной горной массы, поэтому вся порода направляется на них и пропускается через дробилки, что приводит к потере комплексом 6-8% производительности;

- не учтено влияние показателей надежности функциональных подсистем на производительность комплекса и не установлена структура времени совместной работы двух конвейерных линий. Не учтено, что конвейерные линии и перегрузочные пункты могут выходить из строя независимо друг от друга. Поэтому не определено, сколько времени они будут работать в полном, а сколько в неполном составе (например, с меньшим количеством перегрузочных пунктов);

- не увязан режим работы циклического и поточного звеньев комплекса ЦПТ. В частности, циклическое звено работает с обедненным перерывом, поэтому чистое время работы конвейеров по перемещению породы будет на 3,0 ч в сутки меньше, чем указано в проекте. Так же не учтено время на восстановление интенсивности разгрузки автосамосвалов на перегрузочных пунктах до номинальной после аварийных остановок конвейеров. Технических или организационных мер для ликвидации последствий от таких потерь времени не предусмотрено. Только расхождение в режиме работы циклического и поточного звеньев уменьшает чистое время работы конвейерной линии на 740 ч в год, а производитель-

Опыт эксплуатации комплекса ЦПТ позволяет сделать вывод о том, что при его проектировании были допущены типичные для того рода объектов ошибки [2]:

- жесткая связь между циклическим (автосамосвалы) и поточным (конвейеры) звеньями из-за отсутствия буферных емкостей для накопления запаса породы между ними, что снижает производительность комплекса на 25%;

- на первоначальном этапе строительства карьера горные работы велись без учета применения в дальнейшем автомобильно-конвейерного транспорта, что задержало ввод комплекса в эксплуатацию, привело к удалению зон ведения вскрышных работ от

ность – с 25.6 до 21.8 млн.м³ в год (на 15%), что приводит к неритмичной загрузке конвейеров (рис.5.4.2); не подтвержден практикой работы карьера принцип организации и эксплуатации комплекса, предусматривающий транспортирование с его помощью всей породы, поскольку при простоях конвейеров часть породных забоев не может быть остановлена без нарушения баланса добычных работ.

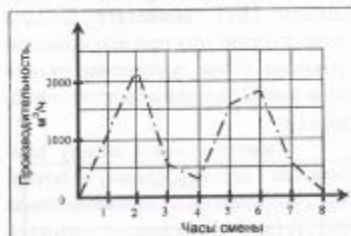


Рис. 5.4.2. Динамика производительности перегрузочного пункта ЦПТ в течение смены.

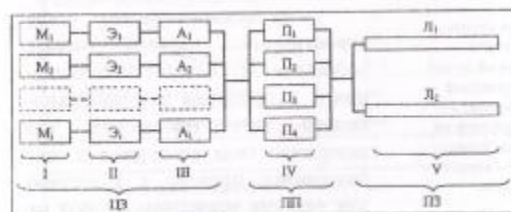


Рис. 5.4.3. Структурная схема комплекса ЦПТ: I-V – объекты комплекса ЦПТ; ЦЗ; ПЗ – циклическое и поточное звенья комплекса ЦПТ; ПП – перегрузочный пункт. Л1, Л2 – конвейерные линии.

в состав циклического звена дополнительно включены экскаваторы и природно-технологический объект – разрабатываемый горный массив, коэффициент готовности которого $K_{ГМ}=0.95$ показывает степень пригодности породы для транспортирования комплексом ЦПТ (95%). Это означает, что около 5% породы, содержащей негабаритные куски, которые приведут к неизбежной остановке перегрузочного пункта, вывозится автотранспортом сразу в отвалы.

Расчеты показывают (рис.5.4.4), что вероятность работоспособного состояния циклического звена с проектной производительностью при одной конвейерной линии составляет 0.75, а при двух – 0.63, что соответствует коэффициенту использования его производительности 0.92, т.е. средняя производительность циклического звена составит 92% от проектной. Это означает, что комплекс ЦПТ потеряет 8% производительности из-за отказов в циклическом звене.

Для уменьшения влияния надежности объектов на производительность циклического звена предложено создать резерв оборудования, что частично возможно реализовать через очередь разгружающихся автосамосвалов, в котором должно находиться 8-10% машин от работающих на линии.

Структурная схема комплекса ЦПТ (рис.5.4.3) состоит из пяти объектов с разным количеством элементов и уровнем надежности (табл. 5.4.2), объединенных в циклическое (3 объекта) и поточное (1 объект) звенья с перегрузочными пунктами между ними [3]. Поскольку работу таких комплексов нельзя рассматривать в отрыве от объекта разработки, особенно на сложноструктурных месторождениях,

в состав циклического звена дополнительно включены экскаваторы и природно-технологический объект – разрабатываемый горный массив, коэффициент готовности которого $K_{ГМ}=0.95$ показывает степень пригодности породы для транспортирования комплексом ЦПТ (95%). Это означает, что около 5% породы, содержащей негабаритные куски, которые приведут к неизбежной остановке перегрузочного пункта, вывозится автотранспортом сразу в отвалы.

Расчеты показывают (рис.5.4.4), что вероятность работоспособного состояния циклического звена с проектной производительностью при одной конвейерной линии составляет 0.75, а при двух – 0.63, что соответствует коэффициенту использования его производительности 0.92, т.е. средняя производительность циклического звена составит 92% от проектной. Это означает, что комплекс ЦПТ потеряет 8% производительности из-за отказов в циклическом звене.

Для уменьшения влияния надежности объектов на производительность циклического звена предложено создать резерв оборудования, что частично возможно реализовать через очередь разгружающихся автосамосвалов, в котором должно находиться 8-10% машин от работающих на линии.

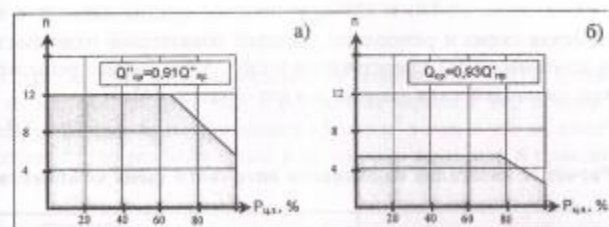


Рис. 5.4.4. Вероятность $P_{эл.}$ работоспособного состояния циклического звена при двух (а) и одной (б) работающих конвейерных линиях: $Q'_{пр}$; $Q'_{пр}$ – проектная производительность одной и двух конвейерных линий; n – количество экскаваторов в работе; $Q'_{ср}$; $Q'_{ср}$ – производительность одной и двух конвейерных линий.

Таблица 5.4.2

Характеристика надежности объектов комплекса ЦПТ

Номер объекта	Элементы объекта	Коэффициент готовности элементов объекта, отст. ед.
I	Горный массив (Мг)	$K_{ГМ}=0.95+$
II	Экскаваторы (Э)	$K_{ГЭ}=0.97$
III	Автосамосвалы (А)	$K_{ГА}=0.95**$
IV	Перегрузочные пункты (Пе)	$K_{ГП}=0.93$
V	Конвейерная линия (Л)	$K_{ГЛ}=0.86$

* В целом для объекта. ** Коэффициент отработки автосамосвалов на линии.

Работоспособность двух конвейерных линий и четырех перегрузочных пунктов, установленная путем использования теории вероятности и фактических показателей надежности объектов комплекса ЦПТ, позволяет достичь соответственно 81 и 57% проектной производительности поточного звена в смену и месяц (рис.5.4.5)

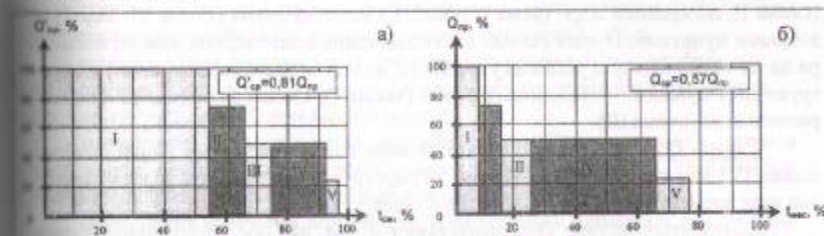


Рис. 5.4.5. Графики изменения производительности поточного звена в течение смены (а) и месяца (б): $Q'_{пр}$; $Q'_{пр}$ – соответственно проектная и средняя производительность поточного звена; $t_{ср}$; $t_{ср}$ – продолжительность соответственно смены и месяца; I-2Л+4П, II – 2Л+3Л, III – 2Л+2П, IV- 1Л+2П, V- 1Л+1П – состав работающего звена (Л – линия, П – перегрузочный пункт).

Логическая схема и результаты расчетов показателей надежности поточного звена комплекса ЦПТ представлены в табл. 5.4.3. Рассмотрены пять структурных схем взаимодействия элементов в его объектах [4].

Таблица 5.4.3

Расчёт показателей надёжности поточного звена комплекса ЦПТ

Номер	Состав объекта	Схема взаимодействия элементов объекта	Расчётная формула	Вероятность работоспособного состояния		$K_{\text{исп}} = \frac{Q_{\text{р.р.}}}{Q_{\text{п.р.}}}$
				в смену	в месяц	
I	4П 2Л 4П+2Л		$P_{\text{П1}} = (K_{\text{исп}})^4$	0,75	0,24	1,00
			$P_{\text{Л1}} = (K_{\text{исп}})^2$	0,74	0,29	
			$P_{\text{П+Л}} = P_{\text{П1}}P_{\text{Л1}}$	0,55	0,07	
II	3П 2Л 3П+2Л		$P_{\text{П1}} = [1 - (1 - K_{\text{исп}}^2)] K_{\text{исп}}^3$	0,86	0,45	0,75
			$P_{\text{Л1}} = (K_{\text{исп}})^2$	0,74	0,29	
			$P_{\text{П+Л}} = P_{\text{П1}}P_{\text{Л1}}$	0,64	0,13	
III	2П 2Л 2П+2Л		$P_{\text{П1}} = [1 - (1 - K_{\text{исп}})^2]^2$	0,98	0,83	0,50
			$P_{\text{Л1}} = (K_{\text{исп}})^2$	0,74	0,29	
			$P_{\text{П+Л}} = P_{\text{П1}}P_{\text{Л1}}$	0,72	0,24	
IV	2П 1Л 2П+1Л		$P_{\text{П1}} = [1 - (1 - K_{\text{исп}})^2]^2$	0,98	0,83	0,50
			$P_{\text{Л1}} = [1 - (1 - K_{\text{исп}})^2]$	0,98	0,79	
			$P_{\text{П+Л}} = P_{\text{П1}}P_{\text{Л1}}$	0,94	0,66	
V	1П 1Л 1П+1Л		$P_{\text{П1}} = [1 - (1 - K_{\text{исп}})^2]$	0,99	0,97	0,25
			$P_{\text{Л1}} = [1 - (1 - K_{\text{исп}})^2]$	0,98	0,79	
			$P_{\text{П+Л}} = P_{\text{П1}}P_{\text{Л1}}$	0,97	0,77	

П-перегрузочный пункт; Л-конвейерная линия; $K_{\text{исп}}$ -коэффициент использования производительности поточного звена; $Q_{\text{р.р.}}$, $Q_{\text{п.р.}}$ -расчётная и проектная производительность поточного звена.

Схемы I-III. Работают две конвейерные линии со всеми четырьмя (схема I), по крайней мере тремя (схема II) и хотя бы двумя (схема III) перегрузочными пунктами. В этих схемах взаимодействие конвейерных линий, несмотря на их параллельную установку и работу, является последовательным, а перегрузочных пунктов – последовательным (схема I), смешанным (схема II) и параллельным (схема III).

Схемы IV-V. Работает по крайней мере одна конвейерная линия с двумя (схема IV) или хотя бы одним (схема V) перегрузочным пунктом. Взаимодействие всех элементов в объектах – параллельное.

Полученные данные свидетельствуют о том, что обе конвейерные линии смогут одновременно работать 72 и 24 % соответственно продолжительности смены и месяца, причем только 55 и 7 % с проектной нагрузкой. Время работы

конвейеров в течение месяца составит $t_p = 555$ ч (77 % календарного фонда времени).

Структура потерь производительности комплексом ЦПТ приведена в табл.5.4.4, из которой следует, что в проектном варианте его производительность на карьере Мурунтау не превышает 15 млн.м³ в год, и что он имеет значительный потенциал, не реализованный в проектных решениях и практике работы.

Таблица 5.4.4

Структура потерь производительности комплекса ЦПТ

Показатели	Значение
проектная производительность:	5332
м ³ /ч	
тыс.м ³ /месяц	2135
коэффициент использования производительности объекта из надежности объектов:	
циклического звена	0,92
поточного звена	0,57
время работы конвейеров с породой	0,80
продолжительность работы конвейеров, ч	555
производительность:	
м ³ /ч	2235
тыс.м ³ /месяц	1240

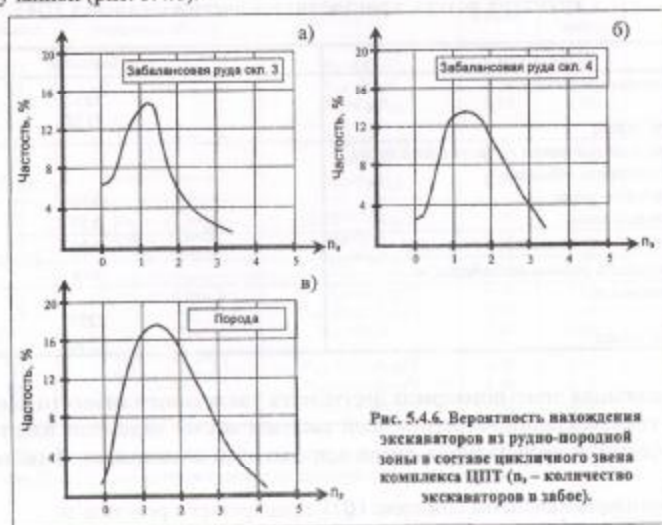
Реализация этого потенциала достигается увеличением гибкости комплекса ЦПТ как транспортно-перегрузочной системы за счет наделяния адаптивными и буферными свойствами, а также встроенной и потенциальной гибкостью [4].

Адаптивные свойства комплекс ЦПТ приобретает в результате:

- транспортирования конвейерами не одного, а попеременно нескольких сортов горной массы, что позволяет формировать грузопотоки с различными потребительскими свойствами в зависимости от ситуации в забое;
- использования грохотильных, грохотильно-дробильных и дробильных перегрузочных пунктов, что позволяет формировать грузопотоки с различным гранулометрическим составом горной массы;
- применения промежуточных догрузочных складов с разными сортами горной массы, обеспечивающих накопление и догрузку комплекса требуемыми сортами горной массы в междусменные и обеденные перерывы;
- применения выносных конвейеров, позволяющих размещать перегрузочные пункты непосредственно в зонах интенсивного ведения работ;
- использования модульных перегрузочных пунктов, что позволяет оперативно переносить их в места интенсивного ведения работ.

Буферные свойства комплекс ЦПТ получает в результате использования буферных емкостей между циклическим и поточными звеньями.

Задержки с вводом комплекса ЦПТ в эксплуатацию привели к тому, что значительная часть вскрыши была вывезена в отвалы автотранспортом, а оставшихся объемов стало не хватать для полной загрузки конвейеров, что существенно ухудшило технико-экономические показатели работы карьера в целом. Поиск путей повышения производительности комплекса ЦПТ привел к решению транспортировать одной конвейерной линией (№2) породу, а другой (№1) – забалансовую руду. Однако реализация такого решения осложнялась тем, что количество экскаваторов в забоях рудно-породной зоны карьера является величиной случайной (рис. 5.4.6).



Поэтому производительность циклического звена комплекса также величина случайная, изменяющаяся в широких пределах и, кроме того, не обеспечивающая полной загрузкой, в частности, конвейерную линию №1 забалансовой рудой в течение достаточно длительного периода времени (смена, сутки, неделя). Для устранения этого недостатка было предложено использовать промежуточные накопительно-догрузочные склады, размещаемые на расстоянии 400-800 м от перегрузочного пункта [5].

Сущность такого решения заключается в том, что при недостаточном количестве экскаваторов в забоях (менее 50% требуемой производительности циклического звена) конвейерная линия останавливается, а горная масса накапливается в промежуточном накопительном складе. В дальнейшем при изменении ситуации в забоях или заполнении склада конвейерная линия запускается и горная масса из забоев непосредственно направляется на перегрузочные пункты.

Одновременно начинается интенсивная отгрузка горной массы из промежуточного склада. Тем самым достигается более полная загрузка конвейерной линии и увеличивается производительность комплекса ЦПТ.

Промежуточные накопительные склады также используются для разгрузки автосамосвалов при аварийных или плановых остановках конвейеров, что в целом сокращает расстояние транспортирования и высоту подъема горной массы из карьера автотранспортом. Для этого в карьере организовано два таких склада: по одному для забалансовой руды и породы. Их местоположение выбирается в зависимости от конкретной горнотехнической ситуации в карьере, по мере же ее изменения – склады переносятся на другое место.

В среднем через промежуточные накопительно-догрузочные склады отгружается 3+3.5 млн.м³ горной массы в год.

В качестве погрузочного средства на них применяются экскаваторы ЭКГ-8И или фронтальные погрузчики Cat-992.

На рис.5.4.7 представлен график зависимости производительности комплекса ЦПТ от вместимости накопительно-догрузочных складов, анализ которой, показывает, что их суммарная вместимость для условий карьера Мурунтау не должна быть менее 600+700 тыс. м³, а фактически она за 1991-1997 гг. изменялась в пределах 100-700 тыс.м³.

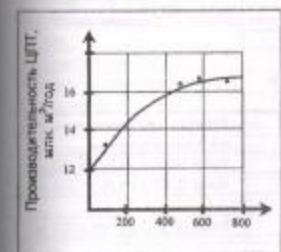


Рис. 5.4.7. Зависимость производительности ЦПТ от вместимости промежуточного склада.

В результате комплекса исследований, направленных на устранение факторов, отрицательно влияющих на работу ЦПТ, были найдены технологические решения, существенно повысившие его эффективность, из которых следует отметить [6]:

- отсыску пионерной дамбы (в рассматриваемом случае высотой 50 м и длиной 2.2 км) консольным отвалообразователем для размещения отвального конвейера комплекса, что позволило отказаться от автотранспорта для выполнения этой работы (расстояние перевозки 5.0 км, объем – 11млн.м³);
 - формирование методом управляемого сдвижения пород одноярусных отвалов, не ограниченных по высоте, что позволило в конкретных условиях отсыпать на неустойчивое основание 8.5 млн.м³ породы (высота яруса составила 110-115 м вместо 60 м по условиям устойчивости);
 - веерные передвижки отвальных конвейеров, сокращающие технологические простои комплекса;
 - районирование карьера по гранулометрическому составу взорванной массы, что позволило формировать рациональные грузопотоки в зависимости от типа перегрузочного пункта и избежать простоев из-за попадания негабарита.
- Внедрение перечисленных технологических решений в целях организации перевозки комплексом ЦПТ руды и породы, а также накопительно-догрузочных

складов значительно улучшило показатели его работы, увеличив производительность с 13.7 млн.м³ в 1990 г. до 19.4 млн.м³ в 1997 г. (табл. 5.4.5).

Основные показатели работы комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау приведены в табл. 5.4.6, а распределение режимного времени его работы – на рис. 5.4.8.

Надежность комплекса ЦПТ в значительной мере характеризуется распределением времени восстановления и количеством отказов по узлам и линиям конвейеров, которые в карьере Мурунтау в 1997 г. имели следующие значения.

Таблица 5.4.5

Изменение показателей работы комплекса ЦПТ карьера Мурунтау во времени

Год работы	Производительность ЦПТ, тыс.м ³			Перевозка а/транспортном		Примечание
	Линия №1	Линия №2	Суммарная производительность	Расстояние, км	Высота подъема, м	
1984	300	-	300	1.34	15	Работа с грохотильным перегруженным пунктом
1985	4125	-	4125	1.56	29	Ввод ДПП-1 на гор.+165 м
1986	8716	-	8716	1.68	23	Ввод ДПП-2 на гор.+135 м
1987	6031	5971	12002	1.87	24	
1988	5026	4957	9983	1.98	25	Ввод ДПП-3 на гор.+105 м
1989	7829	5393	Всего	1.95	16	
1990	7369	6322	13691	2.16	34	
1991	5122	11655	16777	2.09	36	С 1.06.91 г. начали применяться промежуточные склады. Линия №1 переведена на транспортировку руды
1992	5102	11611	16713	2.01	33	
1993	6443	9811	16254	2.24	40	
1994	5385	10478	15863	2.64	59	Общее снижение производительности карьера
1995	6963	7963	14926	2.58	67	
1996	7972	11205	9177	2.70	80	Общее увеличение производительности карьера
1997	6862	12545	19407	2.31	76	

Количество отказов по электрической части составило 307, время восстановления – 414.41 часа, в том числе: по первой – 122, по второй – 185, время на восстановление электрической части соответственно составило 167.26 и 247.15 часа. В целом по комплексу ЦПТ среднее время восстановления отказа по электрической части составило 1.35 часа.

Количество механических отказов в 1997 г. по комплексу ЦПТ составило 491 (1121.82 часа), в том числе: по первой линии – 204, по второй – 287 отказов,

время на восстановление отказов соответственно составило 528.54 и 593.28 часов при среднем времени восстановления одного отказа 2,3 часа.

Таблица 5.4.6
Основные показатели работы комплекса ЦПТ в 1997 г.

Наименование показателей	1996 г.		1997 г.	
	Первая линия	Вторая линия	Первая линия	Вторая линия
1. Режимное время, ч	8772	8772	8736	8736
2. Рабочее время, ч	6410	5840	5728.7	5718.2
в том числе:				
* под нагрузкой	4442.5	4180.3	3735.8	4014.6
* без нагрузки	1967.5	1659.7	1992.9	1703.6
3. Время запуска, ч	3.1	8.1	3.6	7.1
4. Технологические простои, ч	395.4*	546.3*	552.7	619.6
в том числе:				
* перекачка ОК	144.0	537.0	488.0	543.2
* переагитация, переключение кабеля	229.6	9.3	3.9	8.2
* взрывные работы	47.2	46.5	60.8	68.2
5. Время устранения отказов, ч	770.4**	1026.2**	945.3	1146.1
в том числе:				
* простои по электрической части	70.72	264.13	167.26	247.15
* простои по механической части	599.54	762.12	528.54	593.28
* неисправность ЛЭП	47.0	59.6	64.0	25.6
* негабарит			150.6	173.07
* застыковка	195.7	205.6	34.9	107.0
6. Плановое обслуживание	897.8	1040.0	1131.3	1226.0
7. Простои по организационным причинам, ч	295.5	311.6	374.4	19.0
8. Всего простоев, ч (Тз+Тп+Том+Тоб+Тор)	2362.2	2932.2	3007.3	3017.8
9. Объем горной массы, тыс. м ³				
* план	5000	10000	5000	11000
* факт	7972	11205	6862	12545
в том числе:				
ДПП-1		6747		7232
ДПП-2		6396		6438
ДПП-3		6034		5737
10. Техническая производительность, м ³ /ч, Q _{тп} =Y·f _р	1244	1919	1198	2194
11. Коэффициент технического использования K _{тп} =T _р :T _з	0.73	0.67	0.66	0.65

* Цифры приведены без учета взрывных работ, так как они входили в организационные простои.

** Цифры приведены без учета неисправности ЛЭП, попадания негабарита и застыковки, так как они входили в организационные простои.

Таким образом, анализ работы комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау свидетельствует о том, что по мере накопления опыта эксплуатации и совершенствования технологии его показатели улучшаются, приближаясь к значениям, определенным проектами.



Рис. 5.4.8. Распределение режимного времени работы комплекса ЦПТ в 1997 г: 1 – рабочее время; 2 – технологические простои; 3 – время устранения отказов; 4 – плановое обслуживание; 5 – простои по организационным причинам.

С целью сокращения транспортных расходов и улучшения санитарно-гигиенических условий работы в карьере предлагается использование горизонтальных и слабонаклонных конвейерных линий, примыкающих к существующей системе ЦПТ - вскрыша, что приводит к сокращению количества автотранспорта и расхода горюче-смазочных материалов. Выносной конвейер, транспортирующий горную массу от перегрузочного пункта в зоне интенсивного ведения работ, к существующему комплексу загружает одну или две линии. Срок службы перегрузочного пункта 3-5 лет, после чего он переносится на нижележащий горизонт. Создание выносных полустационарных перегрузочных пунктов позволяет сократить расстояние транспортирования автосамосвалами, а также отказаться от строительства дорогостоящих стационарных ДПП на нижележащих горизонтах. С целью дальнейшего развития транспортной системы карьера предложены технологические схемы и конструкции породоскатов для перепуска горной массы на концентрационные горизонты. Схемы с использованием породоскатов дают возможность перераспределить грузопоток вскрыши в карьере за счет направления выпележащих объемов горной массы через породоскаты к ДПП циклично-поточной технологии. Это позволяет произвести дозагрузку конвейера и тем самым расширить область применения циклично-поточной технологии. Породоскат формируется на рабочем борту карьера из нескольких уступов. Его высота - 90-120 м. Породоскат предпологается загружать с одного или нескольких рабочих горизонтов, а эффективность его применения зависит от высоты перепуска горной массы.

Породоскаты в схеме комплекса ЦПТ применялись в карьере Мурунтау, когда по временно нерабочему борту западного фланга порода перепускались с горизонта +495 м на горизонт +435 м, откуда она автосамосвалами доставлялась к дробильному перегрузочному пункту. Такая схема транспортирования породы

позволила сократить расстояние перевозки автосамосвалами на 2,3 км. Производительность породоската составляла 1,8+2,4 млн.м³/год.

Породоскат имел две секции, работавшие поочередно: если одна секция загружалась породой, то из другой секции она отгружалась. В качестве погрузочного средства использовались фронтальные погрузчики Cat-992.

Возможность использования породоскатов в структуре действующих комплексов ЦПТ карьера Мурунтау рассмотрена применительно к расконсервации Северного капитального борта карьера.

Сущность предложения заключается в следующем.

При расконсервации нерабочего борта верхняя часть толщи пород вывозится автосамосвалами в отвал (рис.5.4.9), а средняя – по сооруженному породоскату перепускается на нижние горизонты внутри карьера, а затем с концентрационного горизонта порода автосамосвалами доставляется к перегрузочному пункту комплекса ЦПТ, откуда она конвейерами транспортируется в отвал.

Таким образом, горная масса первоначально доставляется с флангов внутрь карьера и с верхних горизонтов - на нижние, и только затем поднимается вверх и вывозится за пределы карьера конвейерным транспортом. С энергетической точки зрения такая схема характеризуется следующим образом [7].

При отработке верхних горизонтов наступает момент, когда рост энергозатрат на доставку горной массы в отвал автосамосвалами из-за высоты подъема и расстояния перевозки приводит к потере автотранспортом экономической эффективности. Тогда становится энергетически выгодно перепускать горную массу по породоскату вниз, затратив дополнительную энергию на повторную отгрузку и подъем конвейерами с более глубоких горизонтов.

По мере понижения нерабочего борта породоскат срабатывает и наступает момент, когда становится энергетически выгодно отказаться от него и доставить горную массу к перегрузочным пунктам комплекса ЦПТ непосредственно автосамосвалами.

Расчеты показывают, что в условиях карьера Мурунтау технологический поток с породоскатом в системе ЦПТ целесообразно применять при длине транспортирования автосамосвалами в отвал $L_{\text{авт}} > 3.0$ км. При установившихся в карьере соотношениях высота подъема горной массы в этом случае составит 50+60 м. Таким образом, при расконсервации верхняя часть борта на глубину до 60 м может обрабатываться с помощью только автотранспорта.

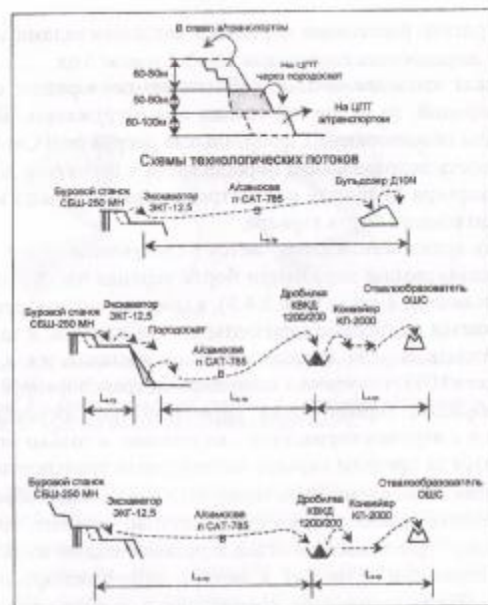


Рис. 5.4.9. Схема технологического потока при расконсервации борта карьера Мурунтау.

При уменьшении высоты породоската отказ от его использования и переход на доставку горной массы автосамосвалами непосредственно к перегрузочным пунктам ЦПТ становится целесообразным при расстоянии перевозки.

Таким образом, общая высота нерабочего борта карьера при его расконсервации с использованием породоскатов может достигать 180-200 м над концентрационным горизонтом комплекса ЦПТ.

5.5. Перспективы применения крутонаклонных конвейеров в карьере Мурунтау

Особенностью развития открытых горных работ на больших глубинах является усложнение горнотехнических условий разработки. С увеличением глубины карьеров ухудшаются технико-экономические показатели горных работ, что обуславливается увеличением длины транспортных коммуникаций, ростом количества единиц транспортного оборудования и числа рабочих, занятых его обслуживанием. Наличие в замкнутом пространстве карьера большого числа работающих двигателей оказывает отрицательное воздействие на окружающую среду и резко ухудшает экологическую обстановку [8].

Отмеченные отрицательные тенденции, связанные с понижением горных работ, характерны и для карьера Мурунтау, горные работы в котором в настоящее время ведутся на глубине 350 м и в перспективе могут опуститься до глубины 1000 м. Для уменьшения негативного влияния глубины карьера на эффективность горных пород проведены исследования по изысканию путей дальнейшего развития карьерного пространства и совершенствованию схемы комплексной механизации в карьере [9].

Изыскание рационального направления углубки в пространстве карьерного поля проводилось с использованием объемной горно-геологической математической модели месторождения, основанной на применении погоризонтных планов. Выполненные исследования подтвердили экономическую целесообразность увеличения глубины карьера до 1000 м.

Совершенно очевидно, что при отработке такого сверхглубокого карьера наиболее сложной проблемой становится выбор эффективного вида транспорта.

Опыт эксплуатации комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау показал, что при достижении карьером глубины порядка 350-400 м эффективность его использования существенно снижается (рис. 5.5.1). Эта тенденция обусловлена:

- необходимостью выполнения весьма больших объемов горнокапитальных работ для разрешения подъемных конвейеров, достигающих в горнотехнических условиях карьера Мурунтау 50-60 млн.м³, что требует увеличения годовой производительности карьера по горной массе на 5-6 млн.м³ дополнительных капитальных вложений в условиях, когда предприятие испытывает острый дефицит;
- отставанием строительства перегрузочных пунктов от развития горных работ и понижения рабочей зоны, вследствие чего к моменту их ввода в эксплуатацию не происходит запланированного сокращения расстояния транспортирования горной массы и транспортных затрат;
- зацеличиванием значительных запасов полезного ископаемого под концентрационными горизонтами и площадками перегрузочных пунктов.

Приведенный на рис.5.5.1 график характеризует область эффективного использования циклического и циклично-поточного видов транспорта в карьере Мурунтау. Анализ полученной зависимости показывает, что автомобильный транспорт эффективен до глубины карьера 150 м, а возможности существующего комплекса ЦПТ практически исчерпаны.

Наиболее эффективным техническим решением в этих условиях является переход от конвейеров традиционного исполнения к крутонаклонным конвейерам (КНК), способным осуществлять транспортировку горной массы под углом, достигающим 90° [10].

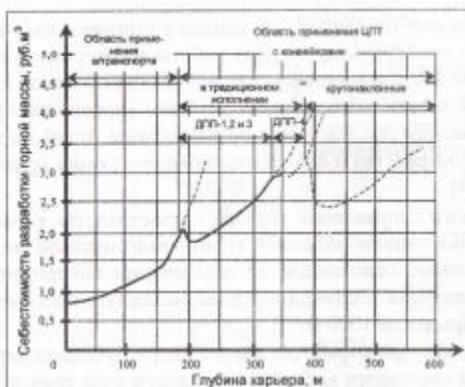


Рис. 5.5.1. Область применения автомобильного и автомобильно-конвейерного транспорта в карьере Мурунтау.

Следует отметить, что в последнее время КНК начинает находить все большее применение в горнодобывающей промышленности за рубежом, как, например, на меднорудном карьере «Майданею» в Югославии. Ведутся проектные проработки по использованию КНК на карьерах Костомукшинском, Ковдорском, Сухой Лог, Эрдзнет. Таким образом, постановка вопроса о

целесообразности применения КНК на карьере Мурунтау является своевременной и актуальной.

В первую очередь крутонаклонные конвейеры планируется установить на С-В борту карьера (рис.5.5.2) для транспортировки вскрышных пород (26 млн.т/год) и руды (14 млн.т/год). При этом КНК – порода должен быть построен к концу 2000 года в пределах гор. 375 м и отметки 555 м на земной поверхности, т.е. вертикальная высота подъема составит 180 м, угол наклона 38°. Причем возможны два варианта конструкции конвейерного става: один сплошной, обеспечивающий подъем на заданную высоту, или два девятистометровых блока с организацией перегрузки на отм. 465 м. Затем к концу 2002 года строится КНК – руда в пределах гор. 285 м и также отметки 555 м на земной поверхности, высота подъема соответственно составит 270 м, угол наклона 38°. Здесь также возможны два конструктивных варианта конвейерного става: три девятистометровых блока или два блока с высотой подъема 180 м (верхний) и 90 м (нижний) [11].

Технологическая схема комплекса ЦПТ с КНК в карьере Мурунтау приведена на рис. 5.5.3.

Разработаны различные варианты технологических схем дробильно-перегрузочного пункта, размеры площадки для размещения которых приведены в табл. 5.5.1.

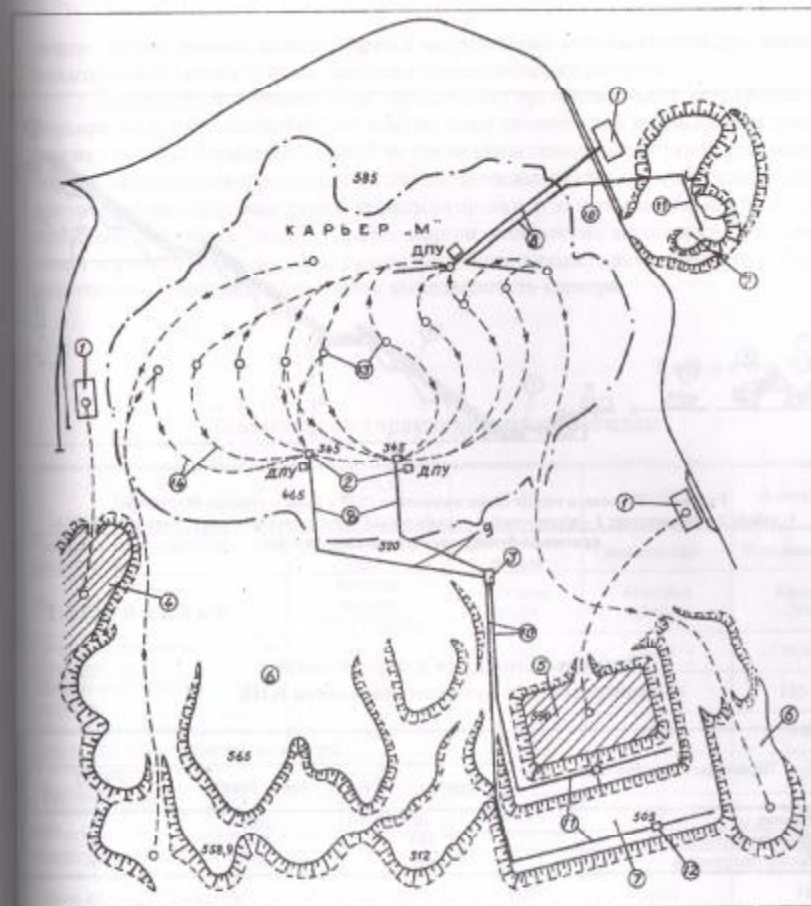


Рис. 6.5.2. Схема размещения крутонаклонных конвейеров на карьере Мурунтау: 8- конвейерная линия для транспортировки руды; 9-11 –то же для вскрышных пород.

Анализ данных табл.5.5.1 показывает, что наиболее целесообразным является использование схемы на базе мобильной дробилки формы «Нордберг», поскольку при этом параметры площадки ДПП меньше, чем дробилок НКМЗ и фирмы «Крупш». Техническая характеристика указанных дробилок приведена в табл. 5.5.2.

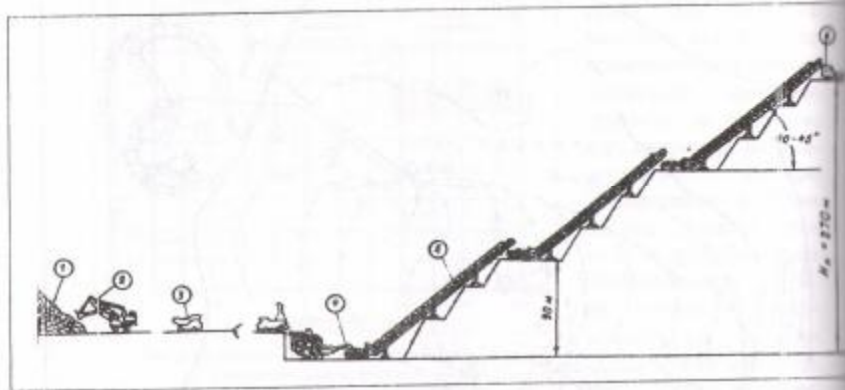


Рис. 6.5.3. Технологическая схема комплекса ЦПТ с КНК в карьере Мурунтау:
1 - забой; 2 - экскаватор; 3 - а/самосвал; 4 - дробильный перегрузочный пункт; 5 - секция КНК; 6 - приемный бункер магистрального конвейера.

Таблица 5.5.1

Размеры площадки для размещения
перегрузочных пунктов комплекса КНК

Параметры площадки ЦПТ	Фирма и тип дробилки		
	Нордберг С-160В	Крупн 60x89	НКМЗ КВКД 1200/200
1. Ширина, м	70	100	90
2. Протяженность, м	100	200	120
3. Высота разгрузки, м	10	20	15

Показатели, характеризующие эффективность внедрения КНК по сравнению с действующим ТЭО строительства IV очереди предприятия, приведены в табл.5.5.3.

Следует отметить, что участки бортов с размещенными на них крутонаклонными конвейерами фактически становятся ответственными сооружениями. Следовательно, существенно возрастают требования к надежности обеспечения их длительной устойчивости, поскольку даже незначительная деформация откосов на таких участках может привести к выходу КНК из строя и значительным осложнениям в работе карьера.

Для решения этой проблемы по намеченным профилям размещения КНК должны быть выполнены специальные инженерные изыскания по уточнению структуры прибортового массива и прочностных характеристик слагающих его

пород. Также должны использоваться современные компьютерные программы, повышающие точность и надежность геомеханических расчетов.

Эффективность решений по применению крутонаклонных конвейеров на карьере Мурунтау заключается в обеспечении технической возможности достижения глубины отработки до 1000 м, увеличения генеральных углов погашения бортов, повышения производительности автосамосвалов за счет сокращения средневзвешенного расстояния транспортировки и высоты подъема груза. Это позволяет сократить годовой пробег машин, количество автосамосвалов, водителей и ремонтников, а также расход горючего и смазочных материалов. Соответственно существенно снижается загазованность карьера.

Таблица 5.5.2

Техническая характеристика дробилок

Типоразмер	КВКД	60x89	60x109	Локотрак-160
	1200/200			
Тип дробильно-перегрузочного пункта	Полустационарный	Полустационарный	Стационарный	Передвижной
Тип дробилки	Конусно-валковая КВКД 1200/200	Конусная 60x89	Конусная 60x109	Щековая С160В
Ширина загрузочного отверстия, мм	1200	2000	2200	1200x1600
Ширина разгрузочной щели, мм	200	300	300-350	150-350
Максимальный размер кусков в питании, мм	1200	1500	1800	1400
Техническая производительность, т/ч	5400	4500	9600	2500
Мощность электродвигателя, кВт	2x630	515	900	425
Масса дробилки, т	340	-	-	140
Объем приемного бункера, м ³	300	530	2x400	180
Питатель	1-24-50	-	2x2440	Мов Гее 200С
Мощность питателя, кВт	75	-	4x400	125
Масса питателя, т	108	-	-	125
Масса технологического оборудования, т	660	1450	2500	265
Общая мощность технологического оборудования, кВт	1400	1760	2500	760
Фирма-изготовитель	НКМЗ	Крупн		Нордберг
Страна	Украина	Германия	Германия	США-Финляндия

Таблица 5.5.3

Эффективность внедрения КНК в карьере Мурунтау

Показатели	Единица измерения	Значение			
		2001 г.		2006 г.	
		Ед. изм.	%	Ед. изм.	%
Сокращение парка автосамосвалов	шт.	22	29,3	19	27,2
Сокращение средневзвешенного расстояния перевозок	км	1,42	84,2	0,31	27,7
Повышение годовой выработки 1 автосамовала	тыс. м ³	491	34,5	465	30,5
Сокращение годового объема грузоперевозок	млн. т км	165	37,3	97,3	31,2
Сокращение годового пробега машин	тыс. км	2068	36,4	1249	30,4
Сокращение годового расхода:	т	10735	41,4	7447	37,1
	комп.	421	49,3	285	35,4
Сокращение численности водителей	чел.	37	25,8	32	24,4
Повышение конвейеризации выдачи горной массы	млн. т	20,0	35,7	9,0	9,9
Сокращение годовых объемов вскрыши	млн. м ³	2,0	5	2,0	5

С использованием специальных компьютерных программ выполнены работы по определению рационального соотношения объемов грузопотоков по С-В борту между автомобильным и комбинированным (автомобильно-конвейерным) транспортом. Установлено, что в рассматриваемых горнотехнических условиях карьера максимальный экономический эффект достигается в том случае, если доля грузоперевозок автотранспортом составляет 30-40%, соответственно комбинированным (автомобиль – КНК) – 60-67%, при этом удельная эффективность применения КНК составляет около 0,4 долл./м³.

Список использованной литературы.

1. Мальгин О.Н., Останин М.Н., Сытенков В.Н. и др. Освоение опытно-промышленного комплекса ЦПТ с конвейерным отвалообразованием скальных пород // Тезисы докл. Всесоюзной научно-технической конф. «Проблемы разработки глубоких карьеров и пути их решения». Кривой Рог, 1987. С. 33-34.
2. Демич Л.М., Мальгин О.Н., Сытенков В.Н. Опыт эксплуатации комплекса ЦПТ на карьере Мурунтау // Горный журнал. 1991. №7. С. 43-44.
3. Демич Л.М., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Опыт эксплуатации и оценка возможностей комплекса ЦПТ как транспортно-перегрузочной

системы «Проблемы открытой разработки глубоких карьеров. Труды Международного симпозиума «Мирный-91». Удачный: Изд-во НИЦ «Мастер», 1991. С. 377-379.

4. Сытенков В.Н. Повышение гибкости комплекса ЦПТ на основе для увлечения надежности транспортного звена карьера // Тезисы докладов межреспубликанской научно-практической конференции «Пути повышения надежности технических добычных и подготовительных работ». 1992, 23-25 июля. Ташкент, 1992. С. 33-34.

5. Коломников С.С. Повышение адаптационных возможностей ЦПТ как транспортно-перегрузочной системы // Сб. научно-технических статей. «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1977. С. 206-211.

6. Лукьянов А.Н., Лошков В.Т., Мальгин О.Н., Шеметов П.А. Основные направления совершенствования комплекса ЦПТ // Горный журнал. 1992. № 2. С. 22-24.

7. Сытенков Д.В. Метод формирования комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями. Дисс. ... канд. техн. наук. М: МГГА, 1998.

8. Мосинцев В.Н., Лукьянов А.Н., Аверкин Л.А., Конорев М.М. Проблемы нормализации атмосферы на открытых горных работах отрасли // Горный журнал. 1991. № 1. С. 48-52.

9. Лукьянов А.Н., Штейнберг А.Б., Мальгин О.Н., Клименко А.И. Основные технологические решения по совершенствованию перемещения горной массы на карьере // Горный журнал. 1992. № 2. С. 20-22.

10. Лукьянов А.Н., Кучерский Н.И., Сытенков В.Н., Иoffee А.М. Основные положения технологии разработки карьера с использованием крутонаклонных конвейеров. В сб. «Теория и практика открытой разработки месторождения Мурунтау открытым способом. Ташкент: Фан, 1997. С. 162-171.

11. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Ташкент: Фан, 1999. 254 с.

ПРОЦЕССЫ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

6.1. Основные положения технологии отвалообразования

Одной из важнейших задач, возникающих при разработке месторождений полезных ископаемых, является сокращение площадей, занимаемых отвалами. Поэтому совершенствование технологии отвалообразования ведется по пути увеличения вместимости отвалов, отсылаемых на ограниченных территориях.

К настоящему времени собран большой объем фактических данных по нарушениям устойчивости отвалов, физико-механическим и деформационным характеристикам пород в отвалах и основаниях отвалов, особенностям развития процессов деформирования отвалов различного состава на прочном и слабом основании. Накопленный опыт позволяет предложить новые технологические схемы отвалообразования, направленные на повышение безопасности отвальных работ и увеличение вместимости отвалов. При этом в качестве главного направления было принято формирование высоких (высотой более 50 м) многоярусных отвалов, что потребовало разработки научно-технических основ такого отвалообразования, базирующихся на концепции обеспечения безопасности выполняемых работ. Главным элементом такой концепции является иерархически построенная структура, в которой устойчивость отвала в целом определяется устойчивостью системы "отвал-основание", а безопасность отвального оборудования – устойчивостью системы "машина-отвал". Указанный подход к обеспечению безопасности отвалообразования способствует правильному пониманию значения устойчивости отвала на различных иерархических уровнях организации работ и позволяет в ряде случаев отказаться от сохранения устойчивости первой системы, перейдя к управляемому сдвигению пород в отвале, но сохранив устойчивость второй системы, обеспечив, тем самым, безопасность работы оборудования.

6.2. Инженерно-геологические условия размещения отвалов

Устойчивость системы «отвал – основание» при отсыпке скальных пород определяется главным образом инженерно-геологическими характеристиками пород основания отвала.

Указанные условия рассмотрены на примере карьера Мурунтау, несущая способность оснований отвалов которого различается в значительной степени, что, естественно, учитывается при определении режима и параметров отвалообразования.

Территория размещения отвалов карьера Мурунтау представляет собой равнинный участок земной поверхности с волнистым рельефом и общим незначительным уклоном на юг. В геологическом строении площадки на глубину до 30 метров принимают участие песчано-глинистые отложения.

По возрастным, генетическим, литологическим признакам и физико-механическим свойствам по всей территории в разрезе выделено 13 инженерно-геологических горизонтов (элементов) в районе автомобильных отвалов и 11 горизонтов в районе конвейерных отвалов.

В зависимости от несущей способности и влияния на устойчивость отвала породы объединены в четыре комплекса, что упрощает выбор расчетных схем определения устойчивости отвалов.

1-й комплекс (супесь, суглинок; крупноблочный грунт с супесчаным заполнителем) широко распространен по площади, залегает на глубине от 0,2 м и имеет мощность 3-6 м, которая на отдельных участках увеличивается до 30 м. Породы характеризуются достаточно высокими прочностными свойствами (угол внутреннего трения находится в пределах от 24 до 32°, сцепление от 0,016 до 0,1 МПа).

2-й комплекс (глина коричневатая-красная; песок пылеватый) залегает под породами 1-го комплекса на глубине от 0,8 до 10 м, вскрытая мощность достигает 28 м. Имеет общее падение в южном направлении под углом 6-8°. Прочностные характеристики изменяются в значительных пределах (угол внутреннего трения от 21 до 41°, сцепление от 0,045 до 0,124 МПа). Данные породы распространены практически по всей площади, отведенной под конвейерные отвалы.

3-й комплекс (глина зеленоватая-серая) вскрыт на глубине от 0,8 до 27 м, его мощность достигает 25 м. Из всех литологических породных разностей эти глины характеризуются самой низкой несущей способностью (угол внутреннего трения 17-27°, сцепление - 0,04+0,07 МПа).

4-й комплекс (суглинок твердый) развит на севере площадки. Мощность пород горизонта достигает 26 м.

Гидрогеологические условия отвальной территории являются благоприятными, подземные воды на глубине до 30 м отсутствуют. Первый от поверхности водоносный горизонт расположен на глубине более 70 м.

Приведем некоторые примеры нарушения устойчивости отвалов скальных пород, отсыпаемых на основания с различными горно-геологическими характеристиками.

В процессе формирования отвалов карьера Мурунтау неоднократно имели место нарушения их устойчивости. Наблюдаемые деформации отвалов представляют собой оползни, причиной которых является выдавливание пластичных зеленых глин вместе с перекрывающими их четвертичными отложениями.

Первые признаки деформации отвала № 6 в виде валов выпирания, возникшие в его основании, отмечены в марте 1979 г. на двух локальных участках и приурочены к долинам сезонных водотоков. Развитие деформации произошло в феврале 1984 г. Фронты отдельных валов выпирания объединились и их общая протяженность достигла 410 м, высота увеличилась до 10-11 м, поверхность отвала просела на 8-13 м, ширина призмы обрушения составила 80-100 м, зона остаточных деформаций достигла 150 м. Параметры отвала, отсыпавшего в три яруса, составили: высота 1 яруса – 37 м, 2 – 28, 3 – 25 м, угол откоса каждого яруса – 37°.

Деформация отвала № 5 началась в мае 1987 г. Высота яруса составила 50 м, угол откоса – 36-38°, протяженность вала выпирания – до 500 м, высота 2-4 м, высота стенки трещины отрыва – 6-8 м, ширина призмы обрушения – 20-25 м. Развиваясь, оползень захватил отвальный фронт протяженностью около 900 м. Главная причина возникновения деформации заключается в обводненности пород основания. С целью стабилизации оползня высота отвала была снижена до 30 м и при этой высоте засыпка территории в районе отвала № 5 продолжается до настоящего времени, что позволило обеспечить его устойчивость и безопасную эксплуатацию автотранспорта.

В феврале 1990 г. начал развиваться оползневый процесс на западном фланге автомобильного отвала № 8 при высоте яруса 45-50 м. Постепенно увеличиваясь, протяженность деформированного участка по фронту выросла с 180 до 260 м; ширина призмы обрушения – 16-22 м; высота трещины отрыва с – 1 см до 2 м; ширина раскрытия трещины с – 2 мм до 10 см; высота вала выпирания – 2-3 м; ширина вала – 14 м. Зафиксировано выполаживание откоса в нижней части на 1/3 высоты.

6.3. Основные параметры и технология отвалообразования при автомобильном транспорте

Опыт отвалообразования на карьере Мурунтау показал, что оползневые процессы, как правило, приурочены к слабому основанию, в данном случае к залегающим на глубине 2-5 м зеленовато-серым глинам. В зависимости от того, обводнены эти глины или нет, высота отвала, став предельной для каждого отдельного случая, перестает гарантировать дальнейшее безопасное ведение работ. Для деформации автомобильного отвала № 5 был проведен обратный расчет устойчивости с целью повышения надежности определения величин

сопротивления сдвигу пород основания. Это позволило установить предельно-допустимую высоту отсыпки автомобильного отвала в районе оползня, которая составила 20 м.

Аналогичный расчет устойчивости проводился также по оползню на отвале № 8. В этом случае предельно допустимая высота яруса отвала № 8 в месте оползнеобразования, определенная методом многоугольника сил, составила 40 м.

Расчет устойчивости яруса автомобильных отвалов по методу удельных напряжений и многоугольника сил [2] показал, что ярус автомобильного отвала высотой 50 м, отсыпаемый на неувлажненные зеленовато-серые глины, устойчив. В то же время определена возможность отсыпки двумя ярусами оползнеопасных участков отвалов № 5 и № 8 с отставанием второго яруса $V_{\text{min}} = 50$ м. При этом в свойства увлажненных пород вводился коэффициент запаса $K_3 = 1,2$. Расчеты показали, что отвалообразование по такой технологии характеризуется фактическим коэффициентом запаса устойчивости $K_1 = 0,95 + 1,00$, поэтому отставание второго яруса рекомендуется увеличить до 60 м.

При определении параметров отвалов карьера Кокпатас основное внимание уделялось выявлению наиболее слабых разновидностей пород в верхней части отвальных площадей. Территория промплощадки Кокпатас имеет относительно ровный рельеф с общим уклоном на юго-восток. Наиболее широкое (практически повсеместное) распространение имеют поверхностные отложения четвертичного возраста, представленные песками, реже супесями. Мощность отложений достигает 1,5 м. Наиболее низкой несущей способностью характеризуются интенсивно загипсованные суглинки, обладающие близкими прочностными свойствами: сцепление $K = 2,8 \text{ т/м}^2$; угол внутреннего трения $\varphi = 23^\circ$; глубина залегания суглинков от 0,0 до 3,2 м, мощность 5 м.

Рассмотрены две вероятные геомеханические модели потери устойчивости отвалов. Сдвиг по слабому контакту (когда мощность слабого породного слоя составляет до 5% высоты отвала) и сдвиг по слабому слою (когда мощность слабого слоя достигает 15% от высоты отвала). Сравнительные геомеханические расчеты показали, что наихудшие условия устойчивости отвалов возникают при наличии в основании пород «гипсового горизонта». Учитывая, что данная разновидность пород имеет наиболее широкое распространение в пределах отвальной территории, при установлении параметров отвалов в качестве основной принята вторая модель потери устойчивости. По результатам выполненных геомеханических расчетов выявлены следующие значения допустимой высоты одноярусного отвала:

$H = 90$ м, при наличии слабого контакта в основании отвалов;

$H = 70$ м, при наличии слабого слоя глинистых пород в основании отвалов.

В случае отсыпки многоярусных отвалов их высота может достигать более высоких значений в зависимости от генерального угла наклона, регулируемого шириной площадок между отвальными ярусами.

6.4. Определение режима формирования отвала на увлажненном основании

При отсыпке отвала на увлажненное основание следует иметь в виду его низкую несущую способность, поскольку выпор основания возможен даже при незначительных нагрузках. В процессе нагружения основания его состояние будет зависеть от скорости нарастания нагрузок во времени. При быстром увеличении нагрузки будет происходить выпор пород основания, при медленном – их уплотнение и консолидация.

Расчет выполняется на основе положений теории фильтрационной консолидации [1]. Важным показателем в расчете является коэффициент консолидации, отражающий исходные условия задачи по характеристике уплотняемого грунта и самого процесса уплотнения. Этот коэффициент равен

$$c = \frac{K_{\phi}(1 + \varepsilon_{cp})}{a\rho_w}, \quad (6.4.1)$$

где K_{ϕ} – коэффициент фильтрации грунта;

ε_{cp} – среднее значение коэффициента пористости уплотняемого грунта в пределах от его начального до конечного (при определенной нагрузке) состояния;

ρ_w – плотность воды, $\rho_w = 1,0 \text{ т/м}^3$;

a – коэффициент уплотнения, отражающий влияние фактора нагрузки на скорость уплотнения грунта.

Коэффициент уплотнения грунта вычисляется по формуле:

$$a = \frac{\varepsilon_1 - \varepsilon_2}{P_2 - P_1}, \quad (6.4.2)$$

где ε_1 и ε_2 – коэффициент пористости при нагрузке на грунт соответственно P_2 и P_1 .

В расчете участвует также безразмерный коэффициент n_x , связанный со временем консолидации следующей зависимостью:

$$n_x = \frac{\pi^2 \cdot c \cdot t}{4 \cdot h^2}. \quad (6.4.3)$$

Тогда время консолидации равно

$$t = \frac{4 \cdot n_x \cdot h^2}{\pi^2 \cdot c}, \quad (6.4.4)$$

где t – время консолидации грунта до определенной степени;
 h – мощность уплотняемого слоя.

При степени консолидации 95% значение коэффициента n_x составит $n_x = 2,8$ [1]. Подставив в формулу 6.4.4 известные численные значения, получим

$$t = 1,13 \frac{h^2}{c}. \quad (6.4.5)$$

Приведем пример расчета параметров отвалообразования.

Коэффициент пористости грунта основания отвала в естественном состоянии определяется по формуле

$$\varepsilon_1 = \frac{\gamma_y - \gamma_{ск}}{\gamma_{ск}}, \quad (6.4.6)$$

где γ_y – плотность породы (для суглинков принимается $2,71 \text{ т/м}^3$);
 $\gamma_{ск}$ – объемная масса скелета породы, т/м^3 :

$$\gamma_{ск} = \frac{\gamma_0}{1 + 0,01\omega}, \quad (6.4.7)$$

где γ_0 – плотность грунта при естественной влажности $\gamma_0 = 2,14 \text{ т/м}^3$;
 ω – естественная влажность породы, $\omega = 24,7\%$.

Таким образом

$$\gamma_{ск} = \frac{2,14}{1 + 0,01 \cdot 24,7} = 1,72 \text{ т/м}^3,$$

$$\varepsilon_1 = \frac{2,71 - 1,72}{1,72} = 0,58.$$

Коэффициент пористости, соответствующий определенной нагрузке на грунт, вычисляется по формуле

$$\varepsilon_2 = \varepsilon_1 - (1 + \varepsilon_1) \cdot \frac{\Delta h}{h}, \quad (6.4.8)$$

где $\frac{\Delta h}{h}$ – модуль осадки при соответствующей нагрузке.

Например, по результатам лабораторных испытаний модуль осадки определен при нагрузке $P_2 = 0,3 \text{ МПа}$ (30 т/м^2) и составляет $\frac{\Delta h}{h} = 0,08$.

Тогда

$$\varepsilon_2 = 0,58 - (1 + 0,58) \cdot 0,08 = 0,45.$$

Определим средний коэффициент пористости:

$$\varepsilon_{\text{ср}} = \frac{\varepsilon_1 + \varepsilon_2}{2} = 0,52.$$

Коэффициент уплотнения с учетом того, что в естественных условиях $P_1=0$, устанавливается после подстановки известных значений в (6.4.2):

$$a = \frac{0,58 - 0,45}{30} = 0,004 \text{ м}^2/\text{т}.$$

В связи с тем, что инженерные изыскания на участке отвалообразования не производились и коэффициент фильтрации грунтов не определялся, в соответствии с [3] минимальное значение коэффициента фильтрации для суглинков принимаем равным $K_f = 0,001 \text{ м/сут}$.

Тогда коэффициент консолидации будет равен

$$c = \frac{0,001(1 + 0,52)}{0,04 \cdot 1,0} = 0,38 \text{ м}^2/\text{т}.$$

При средней мощности уплотняемого слоя $h=5 \text{ м}$ время практически полной его консолидации под нагрузкой 30 т/м^2 будет равно

$$t = 1,13 \frac{5^2}{0,38} = 74 \text{ сут}.$$

Для предотвращения деформаций отвала фактическое время увеличения нагрузки на основание не должно быть меньше времени уплотнения пород основания:

$$T = \frac{H \text{ctg} \alpha}{v_0} \geq t, \quad (6.4.9)$$

где T – время увеличения нагрузки на основание отвала, сутки;

H – высота яруса, м;

α – угол откоса пород в отвале, $\alpha=34^\circ$;

v_0 – скорость подвигания отвала, м/сут.

Принимая время T увеличения нагрузки при отсыпке яруса высотой $H=100 \text{ м}$ равным времени t уплотнения слабого слоя мощностью 5 м , получаем допустимую скорость подвигания отвала:

$$v_0 = \frac{H \text{ctg} \alpha}{T} = \frac{100 \cdot 1,38}{74} = 1,86 \text{ м/сут}.$$

Рекомендуемые параметры и режим отсыпки отвала не исключают необходимости проведения регулярных наблюдений за состоянием разгрузочных площадок отвала. Отвалообразование целесообразно вести попеременно минимум на двух участках по 5-6 дней на одном, затем на другом. Время отсып-

ки на каждом участке уточняется опытным путем, исходя из времени затухания наиболее интенсивных деформаций, связанных с осадкой приоткосной зоны отвала в результате уплотнения пород отвала и основания. Кроме того, необходимо предусмотреть наличие резервного участка на случай загляжного характера деформаций, оказывающих влияние на безопасность разгрузки автосамосвалов.

6.5. Установление безопасных параметров разгрузки автосамосвалов на отвале

Безопасность работы оборудования на отвале обеспечивается при сохранении устойчивости системы «машина-отвал». Это требование выполнимо в том случае, если взаимодействующее с телом формируемого отвала горнотранспортное оборудование находится за пределами возможной призмы обрушения отсыпаемых пород, что регламентируется действующими правилами безопасности [4]. Ими же при использовании автотранспорта предусматривается и бульдозерное отвалообразование, что означает разгрузку породы на рабочую площадку отвала с последующим ее перемещением бульдозером на откос. Такой способ отвалообразования весьма трудоемок, поэтому был разработан способ разгрузки автосамосвалов непосредственно на откос отвала через породный предохранительный вал (рис. 6.5.1), а в правила безопасности Госгортехнадзором Узбекистана были внесены соответствующие изменения [5]. Безопасные параметры такого отвалообразования были определены исходя из следующих соображений.

Согласно теории предельного равновесия в случае, если фактическая высота откоса отвала не превышает предельную, призма обрушения не формируется. В устойчивом отвале могут образоваться локальные призмы оползания в результате действия нагрузки, создаваемой горнотранспортным оборудованием, в частности автосамосвалами. Ширина локальной призмы обрушения является шириной бермы безопасности. Величина бермы безопасности определяет минимально допустимое расстояние от верхней бровки отвала до оси заднего колеса автосамосвала при его разгрузке и в конечном счете влияет на объем бульдозерных работ.

Расчеты устойчивости нагруженного отвала выполняются с учетом того, что удельное сцепление в приоткосной зоне может снижаться в 2-3 раза относительно его значения в теле отвала. Первоначально определяется вес заднего моста автосамосвала P_3 , приходящийся на 1 м протяженности отвала. Поскольку призма, сдвигения пород, ограниченная наиболее напряженной поверхностью, в плане имеет ширкообразный вид, условно увеличивается площадь, на которую передается вес автосамосвала. Кроме того, для учета динамического воздействия при разгрузке породы дополнительно вводится коэффициент динамичности, который в соответствии с [6] принимается равным $K_d=1,5$. Таким образом, нагрузка, приходящаяся на 1 м бровки отвала, определяется по формуле

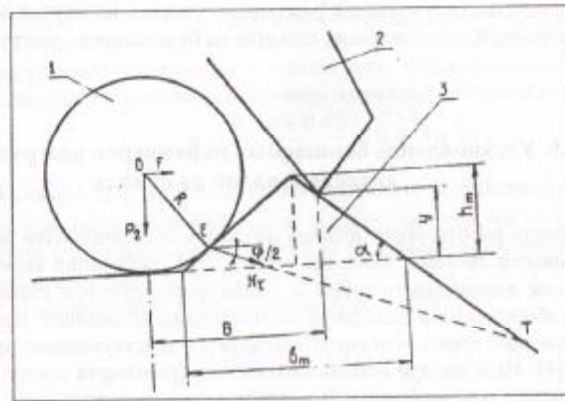


Рис. 6.5.1. Способ разгрузки автосамосвалов непосредственно на откос отвала через породный предохранительный вал: 1-колесо самосвала; 2-кузов самосвала; 3-породный предохранительный вал; h_m – высота вала; a_n – ширина вала; ET – линия возможного движения пород.

$$\Delta P_3 = \frac{P_{\text{м}}}{a_n + 2 \cdot 1/3 \cdot C_1} \cdot K_d, \quad (6.5.1)$$

где $P_{\text{м}}$ – вес заднего моста груженого автосамосвала, т;
 a_n – ширина колеи задних колес, м;
 C_1 – расстояние от самосвала до края призмы, м;
 K_d – коэффициент динамичности.

Затем вычисляется коэффициент запаса устойчивости по каждой потенциальной поверхности скольжения.

Выполненные расчеты по многочисленным потенциальным поверхностям скольжения, формирующимся под воздействием веса заднего моста груженого автосамосвала, позволили построить зависимости расчетного коэффициента запаса устойчивости n_p от расположения автосамосвала относительно верхней бровки отвала и определить ширину бермы безопасности B . Опыт эксплуатации бульдозерных отвалов скальных и полускальных пород показывает, что угол откоса верхней части свежее отсыпанного отвала выше результирующего угла и в некоторых случаях достигает 42° . С целью оценки влияния угла откоса на ширину бермы безопасности при разгрузке автосамосвалов БелАЗ-7548 грузоподъемностью 40 т выполнены расчеты при углах откоса $36,39$ и 42° .

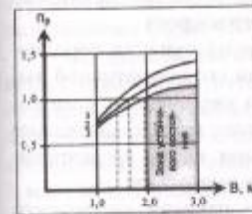


Рис. 6.5.2. График определения безопасного расположения автосамосвала БелАЗ-7548 на отвале при различных углах откоса α : 1 – 36° ; 2 – 39° ; 3 – 42° .

Из полученных зависимостей видно (рис. 6.5.2), что изменение угла откоса, например на 3° , влечет незначительное (на 0,2-0,3 м) изменение ширины бермы безопасности. Поэтому с целью исключения на практике необходимости замера углов откоса перед отсыпкой целесообразно (для большей надежности) пользоваться для определения ширины бермы безопасности зависимостью, построенной для угла откоса 42° . Значения расчетного коэффициента запаса, превышающие единицу, определяют зону устойчивого состояния. Аналогичные расчеты выполнены для автосамосвалов БелАЗ-7509 (75 т) и БелАЗ-7519 (110 т), а также импортных 140-180 – тонных машин. Полученные зависимости приведены на рис. 6.5.3.

По результатам расчетов рекомендуются безопасные расстояния оси заднего колеса автосамосвалов различной грузоподъемности от верхней бровки отвала (ширины бермы безопасности), приведенные в табл. 6.5.1.

Таблица 6.5.1

Ширина бермы безопасности при разгрузке автосамосвала под откос

Показатель	Марка автосамосвала				
	БелАЗ 7548	БелАЗ 7509	БелАЗ 7519	Импортные	
грузоподъемность, т	40	75	110	140	180
ширина бермы безопасности, м	2,0	2,5	2,9	3,1	3,4

Как установлено расчетами, для разгрузки автосамосвалов БелАЗ-7548 безопасное расстояние от оси заднего колеса до верхней бровки отвала составляет 2 м, при котором обеспечивается минимальный объем бульдозерных работ за счет полной разгрузки породы через предохранительный вал под откос. В то же время регламентированные ЕПБ параметры предохранительного вала не позволяют разместить автосамосвал на указанном расстоянии. Предлагаемый вариант конструкции разгрузочной площадки направлен на повышение безопасности работ при оптимизации расстояния разгрузки автосамосвала за счет изменения конфигурации породного вала при сохранении его нормативной высоты.

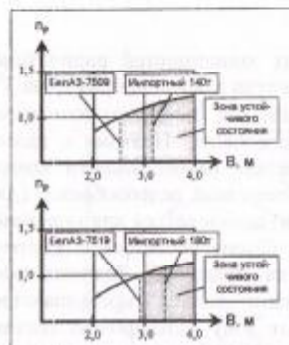


Рис. 6.5.3. График определения безопасного расположения большегрузных импортных автосамосвалов на отвале.

Для придания откосу вогнутого профиля используются либо маломощный экскаватор, либо бульдозер. Придание откосу круглого угла снижает также вероятность переезда вала колесом автомобиля.

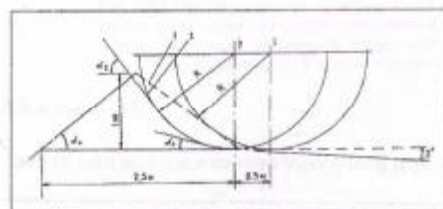


Рис. 6.5.4. Конструктивная схема разгрузочной площадки на отвале: 1,2 – плоский и вогнутый откосы предохранительного вала; I, II – положение оси колеса при плоском и вогнутом откосах.

Ниже приводятся основные принципиальные решения данного вопроса.

Так, изменение конфигурации породного вала при сохранении его нормативной высоты достигается либо увеличением угла наклона внутреннего откоса предохранительного вала, либо созданием вдоль предохранительного вала выемки в теле отвала.

Увеличение угла наклона внутреннего откоса предохранительного вала достигается посредством придания ему вогнутого профиля (рис. 6.5.4), что позволяет разгружать автосамосвал на откос отвала, уменьшив, тем самым, объем бульдозерных работ.

Для придания откосу вогнутого профиля используются либо маломощный экскаватор, либо бульдозер.

Создание выемки в теле отвала вдоль предохранительного вала позволяет уменьшить высоту насыпного породного вала, сохраняя его регламентированную общую высоту, и одновременно создать «порог», препятствующий выезду автосамосвала на откос вала, а также сигнализировать водителю автосамосвала о конце пути движения задним ходом.

6.6. Основные параметры и технология отвалообразования при конвейерном транспорте в карьере Мурунтау

Конвейерный транспорт карьера Мурунтау является составной частью комплекса циклично-поточной технологии и представлен двумя конвейерными линиями, с помощью которых скальные породы доставляются в много-

ярусный отвал. Породы укладываются в отвал двумя консольными отвалообразователями ОШМ-4000/125.

Согласно техническому проекту, вскрышные породы должны укладываться отвалообразователями в двухъярусный отвал, нижний ярус которого отсыпается на автомобильный предотвал для обеспечения устойчивости отвала в целом, а также и соответственно надежной и безаварийной работы отвалообразователей. С этой целью породы с верхних горизонтов карьера в объеме 5 млн. м³/год должны были вывозиться в предотвал автотранспортом на расстоянии до 5 км, что существенно повышает себестоимость вскрыши.

В связи с вышеизложенным были проведены теоретические, экспериментальные и опытно-промышленные исследования по изысканию и практическому внедрению технологических схем отвалообразования, позволяющих максимально сократить дальность транспортирования горной массы автотранспортом и максимально использовать конвейерный транспорт при обеспечении безопасных условий эксплуатации отвального оборудования. В процессе исследований были рассмотрены следующие схемы отвалообразования.

1. Без предотвала:

- одноярусное с использованием управляемого сдвижения пород при установке отвалообразователя на гор+565 м (рис. 6.6.1,а);
- многоярусное с установкой отвалообразователей на гор+505 и + 565 м (рис. 6.6.1,б).

2. С предотвалом, формирующимся либо путем переэкскавации шагающим экскаватором ЭШ 10/60 (рис. 6.6.1,в), либо путем перевозки автосамосвалами (рис. 6.6.1,г) пород из конвейерного отвала.

Выполненный комплекс исследований показал, что наиболее эффективными в рассматриваемых горно-геологических и горнотехнических условиях карьера являются технологические схемы отвалообразования без предотвалов. Эти схемы не требуют дополнительных капитальных и эксплуатационных затрат, позволяют интенсифицировать отвалообразование, повысить его эффективность и обеспечить безопасные условия работы отвального оборудования при отсыпке отвалов на слабое песчано-глинистое основание.

В качестве основы для дальнейшей реализации была принята многоярусная схема формирования отвала, обеспечивающая большую безопасность ведения отвальных работ за счет создания опережающего предотвала, отсыпаемого отвалообразователем непосредственно на земную поверхность. При этом проектные параметры конвейерных отвалов при отработке III очереди карьера составили:

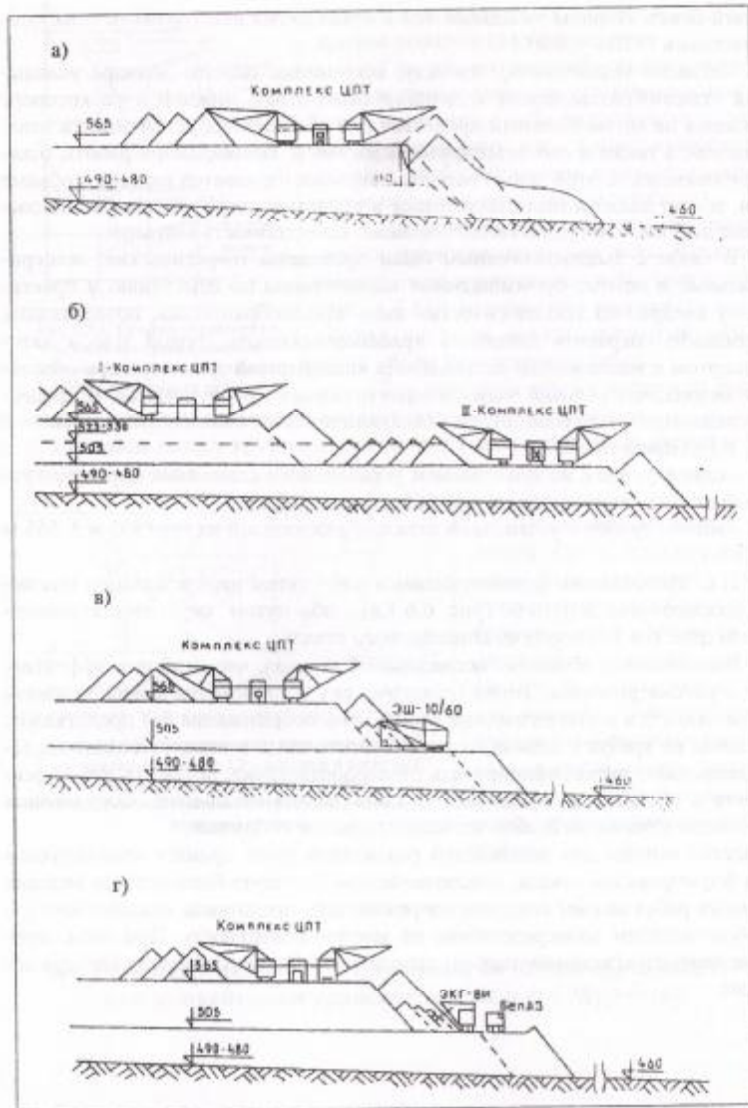


Рис. 6.6.1. Технологические схемы конвейерного отвалообразования.

- высота нижнего яруса 45-60 м увеличивается по мере понижения рельефа, горизонт установки отвалообразователя - +505 м, угол откоса яруса в период отсыпки конусов - 37° , а после завершения планировки верхней площадки бульдозером - 36° ;

- высота среднего яруса - 85 м, горизонт установки отвалообразователя - +590 м, угол откоса яруса на период отсыпки конусов - 36° ;
- высота верхнего яруса - 25 м, угол откоса - 36° ;
- ширина берм между ярусами - 80 м;
- общая высота отвала - 150-170 м.

Более чем 10-летний опыт эксплуатации комплекса ЦПТ подтвердил правильность выбора схем отвала и параметров отвалообразования.

6.7. Формирование высоких отвалов при конвейерном транспорте

Повысить эффективность конвейерного отвалообразования можно главным образом за счет увеличения высоты нижнего яруса, отсыпаемого непосредственно на земную поверхность. Такое увеличение дает возможность уменьшить время холостых перегонов и сократить количество передвижек отвалообразователя и, соответственно, обеспечить рост годовой его производительности. При этом также возрастает приемная способность отвала и уменьшается длина транспортировки горной массы.

С целью проверки возможности формирования высокого нижнего отвального яруса (высотой до 90-110 м) на слабом основании был выполнен комплекс исследований [7], включавший:

- инженерно-геологическое районирование основания отвала в плане и разрезе с выделением однотипных породных комплексов, определением прочностных характеристик пород и установлением сопротивления сдвигу по контактам слоев, их влажности и плотности;
- расчет устойчивости численно-аналитическим методом на ПЭВМ и графоаналитическим способом;
- отсыпку отвалообразователем конуса из скальных вскрышных пород высотой до 90 м, при которой обеспечивалась его устойчивость, т.е. сначала ниже критической, а затем до 110 м - выше критической;
- проведение комплекса инструментальных наблюдений за деформациями отвального конуса и основания.

До начала отсыпки высокого опытного отвала был проведен комплекс подготовительных работ (рис. 6.7.1):

- с обеих сторон от намеченного места отсыпки высокого отвала для предотвращения развития опасных сдвиговых деформаций были сооружены контрофорсы (предотвалы, отсыпанные автотранспортом, высотой 25-35, шириной 100 и длиной 150 м). Расстояние между нижними бровками контрофорсов составило 100-220 м;

- пробурены и оборудованы наблюдательные инклинометрические скважины глубиной 30 м на площади отсыпки отвала;
- оборудованы наблюдательные маркшейдерские станции на отвале и в его основании.

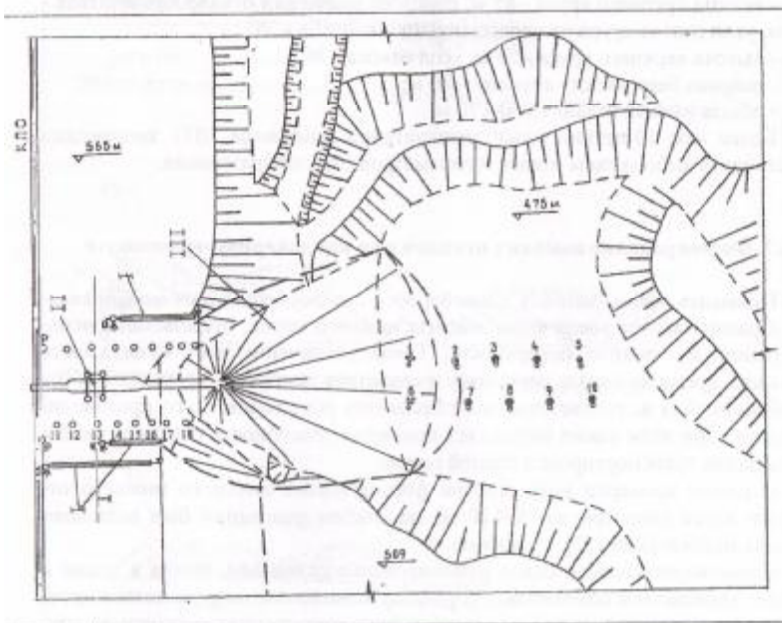


Рис. 6.7.1. Схема отсыпки высокого опытного отвала и размещения на наблюдательных станциях 1 тросовых реперов; II - отвалообразователь; III - высокий отвальный конус. 1-10 - инклинометрические скважины в основании отвала; 11-18 - штыревые репера на поверхности отвала.

Опытные работы проводились в два этапа. На первом этапе высота опытного отвала была доведена до 90 м. Геомеханические наблюдения за состоянием 90-метрового отвала проводились в течение 20 суток и каких-либо опасных оползневых смещений за указанный период зафиксировано не было. Затем началось наращивание отвального конуса. После того, как высота опытного отвала достигла 110 м, его отсыпка была прекращена и начался этап опытных работ. Основное их содержание на данном этапе заключалось в проведении наблюдений за развитием деформационных процессов в породах отвального основания, отсыпанного конуса пород и отвального яруса на уровне стояния отвалообразователя.

Наблюдения за опытным отвалом позволили уточнить величину и скорость осадки отвальных пород в зависимости от времени стояния и высоты опытного отвала, установить начальную фазу оползневых подвижек пород основания, пронаблюдать за динамикой и характером развития деформаций, оп-

ределить глубину залегания поверхности (зоны) скольжения и ширину наметившейся призмы обрушения. Для этого были созданы специальные наблюдательные станции, включавшие две профильные линии маркшейдерских реперов, три тросовых репера на верхней площадке отвала и два профиля инклинометрических скважин в его основании. Станция инклинометрических скважинных наблюдений состояла из двух профилей по пять скважин в каждом. Скважины обсаживались полиэтиленовыми трубами с внутренним диаметром 90 мм. Местоположение наблюдательных скважин совместно с расположенными по этим же профилям маркшейдерскими реперами. Наблюдения по этим скважинам проводились инклинометрическим методом - с помощью малогабаритных инклинометров ИН-2, ОК-40У, позволяющих обнаружить возникновение деформаций в основании на глубине. По мере засыпки скважин отвальным конусом их устья соединялись гибким шлангом с горизонтальными стволами труб, уложенными в канавы, с пропущенными внутри них тросиками. Таким образом, осуществлялся постоянный контроль глубины расположения нижней границы оползневого деформирования способом шаблонов.

Анализ результатов наблюдений показал, что деформации отвала происходят, в основном, за счет уплотнения отвальных пород. Каких-либо опасных оползневых смещений в отвальном массиве не наблюдалось. Период, в течение которого происходила усадка, условно можно разделить на две фазы. Первая фаза совпадает по времени с отсыпкой конуса на откос предыдущей заходки и характеризуется его интенсивной усадкой, скорость которой достигает 1-1,5 м/сутки, в это же время резко (до 0,5 м/сутки) возрастает скорость усадки ранее отсыпанной заходки. С момента окончания формирования конусов интенсивная, но уже затухающая усадка, длится не более 2-3 суток. Затем наступила вторая фаза, которая характеризовалась весьма незначительной скоростью усадки - 1-4 мм/сут. Что касается напряженно-деформированного состояния основания, то происходившие в период отсыпки высокого конуса незначительные по скорости (1-2 мм/сутки) пластические деформации через 60 суток (с момента достижения конусом высоты 110 м) практически прекратились. Затем отвалообразователь перешел на отсыпку верхних конусов (отм. 565-590 м), а высокий конус был спланирован до отм. 565 м, т.е. высота яруса составила 90 м (гор. 475-565 м). После того, как отвалообразователь через три месяца вновь начал отсыпку высокого конуса на земную поверхность, пластические деформации возобновились, однако, также имели скорость не более 2 мм/сут и через 30 суток полностью остановились. Глубина залегания поверхности (зоны) скольжения, замеренная по инклинометрическим скважинам, составила 15-20 м. Полного развития оползня не произошло за счет наличия контрфорсов и деформации отвала практически полностью прекратились.

Анализ результатов наблюдений позволяет сделать вывод о том, что хотя в основании отвала под действием сдвигающих сил и возникает деформационный процесс, пластические деформации за счет наличия контрфорсов не достигают критических значений, поэтому образования вала выпирания и оползания отвала не происходит.

Однако следует отметить, что, несмотря на отсутствие опасных деформационных смещений, которые могли бы привести к крупномасштабному оползнию опытного отвала, в отвальной заходке и основании были зафиксированы признаки начальной стадии развития оползня. Так, на верхней площадке отвальной заходки, на уровне стояния отвалообразователя (гор. 565 м), через 30 суток после окончания отсыпки 110-метрового опытного конуса было зафиксировано возникновение дугообразной ступенчатой трещины отрыва с высотой ступени 10-50 см и шириной раскрытия до 10-20 см. В этот же период произошло полное пережатие наблюдательных скважин № 3,8 и заметное искривление скважин № 4,9 на глубине

15-21 м, что свидетельствовало о возникновении начальной стадии пластических сдвиговых деформаций в слоистых зеленых глинах. Совершенно очевидно, что в случае отсутствия контрфорсов на опытном участке начавшийся деформационный процесс протекал бы с большей интенсивностью и привел бы к образованию крупного оползня, что подтверждается выполненным анализом оползней на карьере Мурунтау. Причем в зону оползня попадали отвалообразователь и часть отвальной конвейерной линии.

При увеличении глубины карьера с 480 до 600 м объемы вскрыши по сравнению с объемами III очереди возрастают на 400 млн.м³, что потребовало отвода дополнительных площадей и увеличения длины транспортировки в отвалы. В связи с этим была выполнена корректировка параметров отвалов. Учитывая, что большая часть территории площадей, отведенных под отвалы IV очереди, сложена достаточно прочными разновидностями пород, была обоснована возможность увеличить предельно допустимую высоту нижнего яруса с 60 до 85-90 м. Такое решение существенно улучшает технико-экономические показатели отвалообразования.

6.8. Рекультивация земель, нарушенных открытыми горными работами

Значительные экологические отклонения от допустимых норм в горно-промышленных районах, возникшие в результате разработки месторождений открытым способом, указывают на необходимость совершенствования технологии открытых горных работ, разработки методики проектирования горно-металлургических предприятий, формирующей стратегию разработки месторождения с минимальным экологическим ущербом. Отсутствие методики и достаточно простых математических моделей, позволяющих прогнозировать экологические последствия нарушений компонентов окружающей природной среды ведет к технологическим ошибкам при выборе масштаба и сроков разработки месторождения. Низкие издержки на восстановление нарушенных экологических ценностей (земли, воды, воздуха и т.д.) снижают уровень себестоимости готовой продукции, создают иллюзию высокой рентабельности разрабатываемого месторождения. Несвоевременность мероприятий по восстановлению нарушенных экологических ценностей при продолжи-

тельных сроках разработки месторождений приводит к необратимым экологическим последствиям.

Заключительным процессом открытых горных работ, обеспечивающим снижение вредного влияния и экологических последствий на окружающую природную среду от разработки месторождений, являются специальные мероприятия, главными из которых являются рекультивационные работы по восстановлению земель.

Рекультивация земель включает в себя комплекс мероприятий направленных на восстановление продуктивности нарушенных земель, а также на улучшение условий окружающей природной среды.

Рекультивационные работы проводят в три этапа:

- первый - подготовительный период, снятие плодородного слоя и его складирование в отдельный штабель; создание системы управления грузопотоками, выделение из общего грузопотока горной массы, подлежащей складированию и захоронению;

- второй - техническая рекультивация, включает в себя подготовку нарушенных земель для последующего использования: планировку, формирование откосов, нанесение почвы и плодородного слоя;

- третий - биологическая рекультивация, включает в себя мероприятия по восстановлению плодородия земель.

При выполнении рекультивационных работ необходимо учитывать ценность нарушенных земель, возможности их восстановления, токсичность.

Токсичные породы должны размещаться на глубине более 1.5 м, согласно специально разработанного проекта на захоронение токсичных отходов.

Оценку эффективности мероприятий по рекультивации нарушенных экологических ценностей (земель, воды и т.д.) производят с помощью коэффициента экологического восстановления ($K^*_{ж}$) [11], при этом взаимодействие ценностей нарушенных и восстановленных компонентов окружающей природной среды раскрывается следующим виде:

$$D^*_{ж} \cdot C^*_{ж} + K^*_{ж} \cdot D^*_{ж} \cdot C^*_{ж} = (1 - K^*_{ж}) \cdot D^*_{ж} \cdot C^*_{ж}, \quad (6.8.1)$$

$D^*_{ж} \cdot C^*_{ж}$ - количество и ценность нарушенных экологических ценностей, земли, воды, воздуха, га; т; м; сум./га; сум/м;

$K^*_{ж} = D^*_{ж} \cdot C^*_{ж} / D^*_{ж} \cdot C^*_{ж}$ - коэффициент экологического восстановления,

где $D^*_{ж} \cdot C^*_{ж}$ - нарушенные экологические ценности,

$D^*_{ж} \cdot C^*_{ж}$ - восстановленные экологические ценности.

Коэффициент экологического восстановления находится в пределах $0 < K^*_{ж} < 1$.

Величина экологического ущерба окружающей природной среде в результате разработки месторождения, нуждающегося в возмещении (правая часть 6.8.1), представляет собой показатель экологичности технологии и может быть вычислена в виде [12]:

$$\Pi^{тек}_{жк} = B_{жк} / B_{Цб} = \sum (1 - K^{факт}_{жк}) \cdot D^u_{жк} \cdot Ц^u_{жк} / B_{Цб} \quad (6.8.2),$$

где - $K^{факт}_{жк}$ - фактический коэффициент восстановления;

$B_{жк}$ - возмещение за невосстановленные нарушенные экологические ценности при разработке месторождения;

$B, Цб$ - количество и ценность балансовых запасов, т; сум/т.

Чем выше возмещение за экологические нарушения окружающей среды, т.е. чем значительнее их величина и меньше коэффициент экологического восстановления, тем хуже применяемая технология открытой разработки и тем больше значение показателя экологичности технологии.

В то же время для выполнения мероприятий по восстановлению экологических ценностей необходимы значительные финансовые издержки. Общие экономические издержки предприятия на возмещение экологического ущерба $Z_{пред}$ составят:

$$Z_{пред} = \sum (1 - K^a_{жк}) \cdot D^u_{жк} \cdot Ц^u_{жк} + D^a_{жк} \cdot C_{жк} \quad (6.8.3)$$

Из анализа выражения (6.7.3.) следует, что чем выше $K^a_{жк}$, тем меньше ущерб окружающей среде.

При $K^a_{жк} = 1$ ущерб минимален, а если $K^a_{жк} = 0$, то мероприятия по восстановлению не производились. Для достижения большего значения $K^a_{жк}$, как правило, требуются значительные затраты, т.е.

$$Z_{жк} = D^a_{жк} \cdot C_{жк} \quad (6.8.4)$$

где $C_{жк}$ - затраты на восстановление единицы нарушенных экологических ценностей.

Заметим, что не всегда необходимо стремиться к максимальному значению коэффициента восстановления, т.е. к $K^{факт}_{жк} \rightarrow 1$. В каждом конкретном случае существует рациональное значение $K^{норм}_{жк}$, после которого составляющие компоненты окружающей природной среды в состоянии регенерировать сами.

Следовательно, величина затрат, необходимых на экологическое восстановление, составляет:

$$Z_{пред} = \sum (1 - K^{норм}_{жк}) \cdot D^u_{жк} \cdot Ц^u_{жк} + D^a_{жк} \cdot C_{жк} \quad (6.8.5)$$

Если $K^a_{жк} < K^{норм}_{жк}$, то затраты (технологические схемы восстановления несовершенны) недостаточны, т.е. имеет место ущерб окружающей природной среде и в этом случае необходимо задействовать систему штрафов.

Пример. При открытой разработке месторождения ($B=600$ млн.т., $Цб=100000$ сум/га) величина нарушенных земель составила $D^u_{жк} = 300$ га при $Ц^u_{жк} = 100000$ сум/га. В результате рекультивационных работ восстановлены земли площадью $D^a_{жк} = 100$ га. Их ценность при этом составила $Ц^a_{жк} = 50000$ сум/га, а затраты на рекультивацию - $C_{жк} = 60000$ сум/га.

Определить: $K^a_{жк} = ?$; $\Pi^{тек}_{жк} = ?$

Решение. $K^a_{жк} = 100 \cdot 50000 / 300 \cdot 100000 = 0.33$

В этом случае только 33% ценностей, нарушенных при разработке, восстановлены:

$$\Pi^{тек}_{жк} = (1 - 0.33) \cdot 300 \cdot 100000 / 600 \cdot 100000 = 0.3$$

Заметим, что максимальное, т.е. худшее, значение $\Pi^{тек}_{жк}$ достигается при $K^a_{жк} = 0$:

$$\Pi^{тек}_{жк} = 300 \cdot 100000 / 600 \cdot 100000 = 0.5.$$

При этом минимальное, т.е. лучшее, значение $\Pi^{тек}_{жк}$ составит $\Pi^{тек}_{жк} = 0$. $K^a_{жк} = 1$, т.е. когда все нарушенные экологические ценности восстановлены полностью.

Таким образом, для снижения величины ущерба от нарушений окружающей природной среды при разработке месторождений необходимы:

- определение уровня экологических нарушений компонентов окружающей природной среды (для анализа используется генеральный план поверхности с нанесенными на нее зонами горного, земельного и экологического отводов);

- разработка графика восстановления нарушенных природных ресурсов, раскрывающего мероприятия во времени по восстановлению нарушенных компонентов окружающей природной среды;

- оценка экономических издержек предприятия на мероприятия по восстановлению компонентов окружающей природной среды, включая систему штрафных санкций;

При комплексном использовании запасов снижается степень нарушения экологических ценностей ($D^u_{жк}, Ц^u_{жк}$), что ведет к снижению коэффициента $K^a_{жк}$ и затрат, связанных с экологическим восстановлением ($Z_{жк}$).

Для снижения ущерба окружающей природной среде при разработке месторождения необходимы:

а) при проектировании горных работ:

- составление календарного графика восстановления нарушенных компонентов окружающей природной среды (эффективность мероприятий оценивается коэффициентом экологического восстановления $1 > K^a_{жк} > 0$);

- планирование уровня использования попутно получаемых продуктов (ППП); увеличение использования вскрышных пород в качестве стройматериалов снижает нагрузку на окружающую среду (оценивается коэффициентом использования ППП $1 > K_{исп} > 0$);

- увеличение углов откоса борта карьера для снижения объемов вскрышных работ с целью уменьшения нагрузки на окружающую среду от отвалов вскрышных пород ввиду их длительного хранения и сложности рекультивации;

- внедрение открыто-подземного способа добычи полезного ископаемого;

- совершенствование цен на природные ресурсы, т.к. они научно не обоснованы и находятся на неоправданно низком уровне. Ввиду этого плата за

пользование природными ресурсами невелика и горно-перерабатывающие предприятия ею пренебрегают;

б) при эксплуатации месторождения:

- выполнение работ по рекультивации земель и утилизации отходов;

- контроль за выполнением графика восстановления компонентов окружающей природной среды (земли, воды, воздуха); при нарушении графика назначаются штрафные санкции (чем выше отклонения, тем выше штрафы).

Выполнение мероприятий в плановом порядке позволяет значительно снизить ущерб окружающей среде, а также экономические затраты предприятия на возмещение ущерба и восстановление компонентов окружающей природной среды.

Объектами работ по восстановлению природной среды являются горные выработки после производства горных работ, внешние отвалы пустых пород, хвостохранилища, дороги.

Рекультивация поверхности выработанного пространства карьеров осуществляется путем засыпки вскрышными породами, отходами перерабатываемого производства, устройства водохранилищ, выращивания на террасах карьера растительности.

Внешние отвалы пустых пород для повышения эрозионной устойчивости и создания экологичности ландшафта подвергаются террасированию или выколаживанию откосов. Для выколаживания откосов применяется технология с применением бульдозерной техники. Элементы этой технологии используются при отвалообразовании, с автотранспортной доставкой горной массы.

Рекультивация хвостохранилища включает в себя нанесение на его поверхность слоя горных пород вскрыши для изоляции и захоронения вредных компонентов отходов и последующую биологическую рекультивацию.

Нанесение почвенного слоя эффективно осуществлять скреперами. Для закрепления плодородного слоя его засевают семенами трав и уплотняют.

Список использованной литературы

1. М а с л о в Н.М. Основы инженерной геологии и механики грунтов. М.: Высшая школа, 1992.
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Л.: ВНИМИ, 1972.
3. Л о м т а д з е В.Д. Инженерная геология. Л.: Недра, 1984.
4. Единые правила безопасности при разработке месторождения полезных ископаемых открытым способом. М.: Недра, 1987.
5. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом / Сытенков В.Н., Бойко А.Н., Филиппов С.А. и др.

Утверждены Госгортехнадзором Узбекистана 11.08.95 г. Ташкент: Узбекистан, 1995. – 126 с.

6. В а с и л ь е в М.В., С м и р н о в В.П., К у л е ш о в А.А. Эксплуатация карьерного автотранспорта. М.: Недра, 1979.

7. Ф е д о р о в Н.А., И о ф ф е А.М., Г а л и м у л л и н Р.Р. и др. Опыт обеспечения устойчивости уступов, бортов и отвалов карьера Мурунтау // Горный журнал. 1992. № 2. С. 13-17.

8. А н и с т р а т о в Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1995. 351.

9. Р е й м е р с Н.Ф. Природопользование: Словарь справочник. М.: Мысль, 1990.-637с.

10. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли / Под ред. К.Н. Трубецкого. М./ Изд-во Академии горных наук, 1997. 478 с.

11. Ф е ф е л о в В.С., Ф и л и п п о в С.А. Управление баланса ценностей при разработке месторождений с учетом экологических факторов// Горный журнал. 1993. №12, С. 10-12.

12. Ф и л и п п о в С.А. Основные положения теории рациональной разработки месторождений полезных ископаемых// Горный вестник Узбекистана. 1997. №1. С. 60-70.

ПРОЦЕССЫ СКЛАДИРОВАНИЯ ЗАБАЛАНСОВОЙ РУДЫ И ФОРМИРОВАНИЯ ШТАБЕЛЕЙ ДЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

7.1. Особенности формирования техногенных месторождений и перспективы их использования

По мере увеличения глубины карьеров возрастает трудоемкость работ, ухудшаются технико-экономические показатели добычи и увеличивается воздействие горного производства на окружающую среду. Кроме того, для поддержания мощности карьера по товарной руде на заданном уровне требуется увеличивать его производительность по горной массе, а также регулировать выпуск товарной продукции в зависимости от конъюнктуры рынка. При этом в процессе разработки большинства месторождений образуется значительное количество некондиционного минерального сырья, при концентрации которого в определенных местах образуются техногенные месторождения.

Техногенным месторождением называется скопление полезного ископаемого, образованное в результате деятельности горно-перерабатывающего производства, которое по своим количественным и качественным характеристикам не подходит для промышленного освоения в настоящее время, при данных уровнях развития техники, технологий и экономических условий.

Техногенные месторождения по стадиям формирования в общем цикле горно-металлургического производства дифференцируются на:

- рудные склады (разного рода) и отвалы пустых пород, формируемые при вскрышных работах и добыче полезного ископаемого;
- хвосты и шламы, образуемые в результате обогащения рудной массы на обогатительных фабриках;
- шлаки и кеки, формируемые в результате металлургического передела концентратов, поступающих с обогатительных фабрик.

Техногенные месторождения по принципам их образования и минералогического состава разделяются две разновидности:

- первая включает в себя вмещающие породы, рудные тела с низким некондиционным содержанием ценных компонентов, которые размещаются на площадях, расположенных рядом с разрабатываемым месторождением;
- вторая включает в себя хвосты обогащения, металлургические шлаки и т.д., которые размещаются рядом с перерабатывающим предприятием.

По составу горных пород (по уровню содержания полезных компонентов) выделяются: склады кондиционных, временно некондиционных, некондиционных руд, отвалы металлосодействующих и не металлосодействующих пород.

По направлениям использования техногенные месторождения предназначены для извлечения полезных компонентов (металлов), производства стройматериалов, использования в химической промышленности, сельском хозяйстве.

Целесообразно выделять характерные признаки формирования техногенных месторождений, что позволяет создавать штабеля с контролируемым изменением свойств складываемых пород, в том числе для повышения содержания полезного компонента в некоторой части месторождения.

Начальным звеном создания техногенного месторождения является формирование грузопотоков с определенным качеством рудной массы, складываемой отдельно по типам и сортам, с учетом схем дальнейшей переработки. Рассмотрим на примере подход к освоению золоторудного месторождения с учетом формирования и использования техногенного месторождения.

Анализ горно-геологических условий локализации месторождений золота в Кызылкумском регионе показывает, что при их освоении основным является открытый способ разработки. Опыт применения этого способа для разработки месторождений сложного строения с неравномерным распределением полезного ископаемого в горном массиве при отсутствии естественных границ между рудой и породой свидетельствует о том, что при его реализации образуется значительное количество забалансовой руды. Поиск путей увеличения объемов производства золота заставил обратить пристальное внимание на вовлечение в переработку таких руд, сосредоточенных в техногенных месторождениях карьеров или образуемых в процессе ведения текущей добычи.

Расширение сырьевой базы и увеличение выпуска золота за счет забалансовых руд возможно при наращивании перерабатывающих мощностей. Ориентация на переработку забалансовых руд была принята в качестве перспективного направления в развитии Зарафшанского золотоизвлекательного комплекса практически с самого начала его существования. Для этого уже в первые годы в карьере Муруттау велась раздельная добыча и складирование товарной и забалансовой руды и вскрышных пород [1,2].

Первоначально к забалансовой руде относили руды с содержанием 2,0 г/т $\leq C_{\text{ж.2}} < 2,5$ г/т, которые укладывались в так называемый склад №2, и руды с содержанием 1,5 г/т $\leq C_{\text{ж.3}} < 2,0$ г/т (склад №3). Затем стали выделять в отдельный грузопоток и руды с содержанием 1,0 г/т $\leq C_{\text{ж.4}} < 1,5$ г/т (склад №4), а руду с содержанием в недрах более 1,0 г/т стали рассматривать как перспективную сырьевую базу гидromеталлургического завода №2 (ГМЗ-2). Горная масса с содержанием менее 1,0 г/т до настоящего времени относится к породам вскрыши и отдельно не складывается.

Включение в сырьевую базу ГМЗ-2 запасов с содержанием более 1,0 г/т стало возможным в результате непрерывного наращивания перерабатывающих мощностей завода [3].

Руда со складов №2, 3 и 4 представляет сырьевую базу гидрометаллургических заводов №1 и 2, а также СП "Зарафшан-Ньюмонт", а накопленная в отвалах горная масса к использованию проектами не предусматривается. Тем не менее, она все-таки представляет определенный интерес как золотосодержащее сырье, принципиально пригодное для промышленной переработки с целью получения дополнительного количества золота.

По пространственному положению, вещественному составу и технологическим признакам вскрышные породы карьера могут быть разделены на две группы: вскрышные породы в контурах рудной зоны (внутренняя вскрышка) и вскрышные породы за контуром рудной зоны (внешняя вскрышка) [1]. В процессе разработки месторождения эти породы складировались бессистемно, а среднее содержание золота в отвалах составляет 0,35 г/т. Таких пород к настоящему времени накоплено около 500 млн.м³ (~ 1300 млн.т). Но, по предварительной оценке, в отвалах могут быть выделены участки с общими запасами 250 млн.т и повышенным содержанием золота (не менее 0,5 г/т). В частности, в настоящее время в отвалах комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ) среднее содержание золота составляет 0,60 г/т, а в породах внутренней и внешней вскрышки, транспортируемых им, соответственно - 0,87 и 0,37 г/т. При выделении в отдельный грузопоток пород внутренней вскрышки возможно на протяжении 20-25 лет получать ежегодно по 5-6 млн.т горной массы с содержанием 0,5-1,0 г/т.

Опыт, накопленный горнодобывающей промышленностью, свидетельствует о том, что при таком содержании золота экономически целесообразным может быть метод кучного выщелачивания. В своей основе кучное выщелачивание представляет собой безопасный для окружающей среды процесс, позволяющий вовлекать в переработку минеральное сырье низкого качества, экономически невыгодное для переработки другими методами. По оценкам корпорации "Ньюмонт Майнинг" (США), содержание золота в породах, предназначенных для кучного выщелачивания, должно быть не менее 0,01 унции на тонну. Поэтому отвалы карьера Мурунтау оценены именно с точки зрения экономической целесообразности их переработки методом кучного выщелачивания.

В результате проведенных исследований подтверждена экономическая целесообразность переработки золотосодержащих вскрышных пород карьера Мурунтау методом кучного выщелачивания.

Таким образом, оценивая полученные результаты, можно сделать вывод о том, что *отвалы карьера Мурунтау представляют собой типичное техногенное месторождение со значительными запасами золота, которые постоянно пополняются за счет пород внутренней вскрышки и являются перспективной сырьевой базой для кучного выщелачивания.*

Мировая статистика свидетельствует о том, что для большинства рудных полезных ископаемых на одно уникальное или крупное месторождение приходится несколько десятков малых по своим запасам месторождений [4].

Кызылкумский промышленный регион в этом отношении не является исключением. Сегодня в нем насчитывается около 100 месторождений и проявлений золота, из которых одно уникальное (Мурунтау - 70% всех запасов), несколько крупных (Кокпатас, Даугытау, Амантайтау и др. - 20% запасов), сред-

них и небольших (Аристантау, Сармич, Каракутан, Песчаное, Узунсай и др. - 8-10% запасов). Однако, освоение средних и небольших по запасам месторождений золота имеет в этом случае ряд особенностей социально-экономического и природного характера, присущих рассматриваемому региону, таких, как [1]:

- наличие крупных горно-металлургических комплексов с развитой инфраструктурой, способных перерабатывать различные виды золотосодержащего сырья;
- отсутствие в районах малых и средних месторождений дорог, электроэнергии, воды, жилья и т.п.;
- разнообразие технологических свойств руд и вмещающих пород месторождений.

Проблема как раз и заключается в поиске эффективных путей освоения маломасштабных месторождений золота с учетом перечисленных особенностей, а идея состоит в том, что руды таких месторождений перерабатывают на месте по упрощенным или неполным технологическим схемам, концентрируя малые добывающие предприятия вокруг существующих горно-металлургических комплексов и используя их для переработки получаемых полупродуктов, а степень переработки добываемых руд на месте определяют исходя из технологического типа руды, расстояния до металлургического комплекса, наличия транспортных коммуникаций, электроэнергии, воды и т.п. При этом, в зависимости от перечисленных факторов на базовый завод может подаваться как товарная руда, так и полуфабрикаты различного рода - насыщенные золотом сорбенты, концентрат гравитационного обогащения и т.п. [4].

На территории Кызыл-Кумского региона имеются три действующих (Зарафшанский, Учкудукский и Навоийский) и один проектируемый (СП "Амантайтау Голдфилз") горно-металлургические комплексы.

На основе Зарафшанского горно-металлургического комплекса могут быть вовлечены в эксплуатацию месторождения Мютенбай, Беспаптау, Бойлик, Триада и другие менее крупные рудопроявления, находящиеся в радиусе до 10 км, а в перспективе - месторождения Восточно-Тамдынской, Аристантауской и Ясвайской рудных зон, находящихся в радиусе до 45 км от базового завода.

К сырьевой базе Учкудукского комплекса могут быть отнесены, в первую очередь, разобнесенные рудные зоны Кокпатаского рудного поля, а также месторождения и рудопроявления Алтынсай, Айтым, Булуткан, Турбай, расположенные в радиусе до 30 км от базового завода.

Для переработки Навоийским горно-металлургическим комплексом могут быть привлечены руды небольших месторождений в Нуратинских (Сармич, Каракутан и др.) и Зирабулак-Зиятдинских горах на расстоянии до 40 км от базового завода.

Проектируемый горно-перерабатывающий комплекс СП "Амантайтау Голдфилз" опирается на ресурсы месторождений Амантайтау и Даугытау, которые могут быть расширены за счет запасов Асаукакского, Сарбатырского, Ясаульского, Зарсайского, Тумшуктауского, Карасайского и др. рудопроявлений, а также Аумизинской группы малых месторождений (Песчаное, Узунсай, Аджибутут, Колчик и др.), расположенные на расстоянии до 30 км базового за-

вода. Следует иметь в виду, что для месторождений Ауминзинской группы и Зарафианский завод может быть базовым.

Таким образом, в Кызылкумском регионе имеются значительные запасы минерального сырья, принципиально пригодного для кучного выщелачивания золота.

В США и Канаде для переработки бедных и забалансовых руд применяют метод кучного выщелачивания цианистыми растворами, обеспечивающий высокие технологические показатели даже в случае руд с весьма низким содержанием ценного компонента. Применяемая за рубежом технология кучного выщелачивания сводится к следующему: отвал высотой от 3 до 15 м дробленной до $-15 + 20$ мм золотосодержащей руды, складированной на водонепроницаемые основания из глины, асфальта, полиэтиленовых плит или бетона, обрабатывают цианистым раствором, содержащим от 0,05 до 0,10 % NaCN с pH 11-12, создаваемым как известковым молоком, так и раствором едкого натра. При этом золотосодержащие растворы направляются на золотоизвлекательную фабрику для осаждения металла цинковой пылью или повторно используются при орошении отвала руды до получения концентрированных по золоту фильтратов (от 6 до 30 г/м³) с последующей сорбцией на активизированный уголь. Насыщенный уголь (9,3 – 14 г/кг) подвергают как прямой плавке, так и обработке горячим цианисто-известковым раствором и электролизу получаемых элюатов. Продолжительность выщелачивания составляет от нескольких дней до нескольких месяцев.

В США на фабрике «Карлиш» (штат Невада) кучным выщелачиванием перерабатывается 70 тыс.т/год дробленной до -19 мм руды с извлечением 70 %. Компания «Айдахо майнинг» (США) методом кучного выщелачивания перерабатала около 20 тыс.т/руды с содержанием 1,5 г/т золота. Компания «Смоки Вэлли Майнинг» (США) планирует завершить в 1967г. строительство предприятия с годовой производительностью 2 млн.т руды, на котором будут перерабатывать золотосеребряные руды кучным выщелачиванием. Установка будет выдавать 2,5 т золота в год. На фабрике «Кортес» (США) за 3 года переработано 2 млн.т отвалов, вскрышных пород с содержанием 1,24 г/т по технологии кучного выщелачивания.

Технико-экономические расчеты, проведенные в США, показали, что технология кучного выщелачивания позволяет экономично перерабатывать даже бедные руды с содержанием золота 0,28 г/т.

Технологию кучного выщелачивания применяют за рубежом не только для переработки бедных руд, но и богатых руд небольших месторождений, строительство фабрики для которых с традиционной технологией неэкономично. Начата переработка золотосодержащей руды нового месторождения Нью Мексико (Канада) с содержанием 8,61 г/т золота и 16,04 г/т серебра при извлечении в раствор 89,2% Au и 71,3% Ag (производительность 700 т/сутки, установка построена на новом руднике фирмы «Конорекс»).

На территории СНГ кучное выщелачивание находилось на стадии полупромышленных и опытно-промышленных испытаний. Так, на Кочкарском руд-

нике проведено выщелачивание дробленной до -10 мм забалансовой руды (1162 т) с содержанием 1 г/т и достигнуто 50 % извлечения золота.

Институтом «Иргиредмет» совместно с комбинатом «Алдазолото» проведены опытно – промышленные испытания технологии кучного выщелачивания крупнокусковой (-300 мм) песчано-глинистой руды месторождения «Центральное» Куранахского рудного поля. При этом из 2000 т руды извлечено 59 % золота и получены хвосты с остаточным содержанием 0,59 г/т металла при умеренном расходе реагентов.

Исследования, выполненные на месторождении Мурунтау, показали, что при выщелачивании золота из руды забойной крупности (фракция -300 мм) извлечение золота не превышает 25-30 %. В то же время установлена экономическая целесообразность переработки методом кучного выщелачивания горной массы с содержанием золота 0,53 г/т [1.2.3]. Однако дополнительных исследований требует определение рациональной степени дробления руды в зависимости от содержания золота в ней, поскольку известно (табл. 7.1.1), что удельные капитальные и эксплуатационные затраты на дроблении значительно возрастают с уменьшением крупности руды. Перспективная схема кучного выщелачивания золота из забалансовой руды карьера Мурунтау приведена на рис.7.1.1.

Таблица 7.1.1

Удельные затраты на переработку
в зависимости от крупности дробления руды

Наименование	Показатели переработки руды различной крупности					
	$-10+0$ мм			$-2+0$ мм		
Производительность, тыс. т/год	5,0	100	200	50	100	200
Удельные капитальные затраты, доллар/т	3,8	3,1	3,0	10,2	6,4	4,7
Себестоимость переработки, доллар/т	3,2	2,4	2,0	5,5	4,0	3,2

Малоизученными остаются также вопросы выщелачивания руд с тонкодисперсным золотом, а также руд с естественными сорбентами [5]. Требуют дополнительного изучения методы и средства интенсификации процесса кучного выщелачивания золота из высоких штабелей ($H > 10+20$ м), сформированных из мелкодробленной руды.

Для повышения эффективности кучного выщелачивания и уровня использования запасов сырья необходима разработка методов и средств сортировки

рудного и породного потока с выделением пригодной для КВ доли горной массы.

Среди полезных ископаемых Кызылкумского региона особое место занимают уран и золото, обладающие высокой ликвидностью на мировом рынке и являющиеся источником поступления валюты в Узбекистан. При этом месторождения урана коренным образом отличаются от месторождений золота по структуре и форме рудных тел; строению, углу падения и мощности залежей; типу вскрышных пород и полезного ископаемого; обводненности и глубине залегания. Тем не менее, эти месторождения с противоположным генезисом имеют общую характерную особенность, заключающуюся в том, что они являются источником значительных запасов минерального сырья, непригодного для рентабельного освоения традиционными способами добычи и переработки.

В Кызылкумском регионе освоение указанных месторождений осуществляется на фоне отсутствия воды, коммуникаций, материальных и людских ресурсов, что само по себе не способствует улучшению использования природных ресурсов.

Повышение эффективности освоения месторождений золота возможно на основе внедрения физико-химических технологий, что обусловлено следующими причинами:

- значительными запасами золотосодержащей забалансовой руды в отвалах месторождения Мурунтау, пригодной для переработки кучным выщелачиванием;
- наличием мелких месторождений с благоприятными горно-геологическими условиями;
- резким возрастанием издержек на получение продукции традиционными способами из-за ухудшения горно-геологических условий при открытой добыче; снижения цен на сырье и готовую продукцию;
- возрастающими требованиями к экологичности горного производства;
- ростом потребности в золоте.

Уровень материальных и трудовых затрат в Кызылкумском регионе, характеризующемся отсутствием транспортных и энергетических коммуникаций и высокими расходами на создание социально-бытовой и промышленной инфраструктуры, имеет существенное значение для освоения месторождений и стимулирует повышение уровня использования запасов минерального сырья. Этому способствует также наличие в регионе крупных горно-металлургических комплексов по переработке различных видов урано-золотосодержащего сырья, ориентируя освоение месторождений по пути применения упрощенных технологий с получением полупродуктов минерального сырья непосредственно на месте добычи и последующим доведением их до товарного вида на базовых заводах.

Процессы разработки техногенных месторождений включают в себя опробование, бурение и взрывание (при высокой крупности и слеживаемости), экскавацию, дробление, формирование штабеля для выщелачивания.

Типичным техногенным месторождением являются склады забалансовых руд и отвалы карьера Мурунтау, которые в определенной ситуации могут быть использованы для последующей переработки.

Техногенные месторождения могут быть использованы как элемент адаптации горных работ к изменяющимся эколого-экономическим условиям:

- уменьшения трудоемкости горных работ при развитии карьера этапами;
- снижения техногенной нагрузки на окружающую среду;
- улучшения технико-экономических показателей получения товарной продукции;
- регулирования объемов поставок товарной продукции на рынок в зависимости от спроса на сырье;
- сглаживания "пиковых" объемов выемки горной массы при переходе от одного этапа развития карьера к другому.

Первые три направления тесно взаимосвязаны, поскольку главным адаптационным элементом для них является порядок формирования складов забалансовой руды, который через уменьшение расстояния транспортирования горной массы соответствующим образом влияет на трудоемкость горных работ, техногенную нагрузку на окружающую среду и технико-экономические показатели добычи. Сущность такого порядка формирования заключается в следующем.

Проектирование и разработка месторождения Мурунтау ведется поочередно с последовательным снижением содержания в товарной руде. При этом целью получения быстрой отдачи при строительстве карьера первой очереди в начальный период освоения месторождений на переработку направляли руду повышенного качества, а руду пониженного качества накапливали в складах.

При этом возможны два варианта размещения таких складов:

- в контурах последующих очередей строительства карьера;
- за граничным контуром карьера.

При размещении складов забалансовых руд в контурах последующих очередей строительства карьера руда из этих складов направляется на переработку одновременно с началом горных работ в новом контуре. Например, забалансовая руда из первой очереди строительства карьера была поначалу заскладирована в контуре второй очереди, а затем направлена на переработку с началом ведения в ней горных работ.

При размещении складов за граничным контуром карьера после отгрузки руды на ее место укладывают либо руду с еще более низким качеством, либо отвалы пустых пород.

В обоих случаях такой порядок формирования и отработки складов забалансовых руд устанавливается графиком ведения работ, увязанным с возможностями карьера по добыче товарной руды и перерабатывающего производства. Из этого следует, что стратегия развития горно-перерабатывающего производства должна быть определена на максимально возможный период времени, желательно до конца отработки месторождения.

Предложенный порядок формирования и отработки складов забалансовых руд ведет к сокращению расстояния транспортирования горной массы в карьере, уменьшает площадь нарушенных отвалами земель и снижает пылегазовую нагрузку на окружающую среду, улучшая, тем самым, технико-экономические показатели получения золота.

Регулирование объемов поставок товарной продукции на рынок в зависимости от спроса на сырье осуществляется либо повышением, либо понижением интенсивности переработки забалансовых руд. Однако при этом весьма вероятна ситуация, при которой прибыль от реализации готовой продукции будет одинакова при различных объемах ее производства. Поэтому в конкретной ситуации должен быть сделан выбор о целесообразности либо увеличения или поддержания на достигнутом уровне объемов добычи руды из карьера, что связано с ростом затрат на горные работы, либо снижения выпуска готовой продукции, но при полной загрузке перерабатывающего производства забалансовой рудой, что связано со снижением затрат на горные работы, но некоторым их увеличением в перерабатывающем комплексе.

Другой путь регулирования поставок продукции на рынок предусматривает вовлечение забалансового сырья в переработку по упрощенным технологическим схемам, в частности, методом кучного выщелачивания.

Таким образом, склады забалансовых руд карьера Мурунтау играют существенную роль в получении плановых объемов товарной продукции и выполняют стабилизирующую роль в управлении пылегазовой нагрузкой на окружающую среду и технико-экономическими показателями получения готовой продукции.

7.2. Формирование штабелей рудной массы для кучного выщелачивания забалансовой руды

Для эффективного формирования штабелей кучного выщелачивания забалансовой руды необходимы инженерно-геологические исследования по сбору данных о геологии местности, свойствам грунтов, определения позиции лучшего участка для строительства штабеля и оценки влияния самого основания на окружающую среду [7]. При инженерно-геологических исследованиях и на стадиях проектирования основания для сооружения штабеля кучного выщелачивания необходимо учитывать агрессивность рабочих растворов, возможность повторного использования основания для кучного выщелачивания.

Площадки под штабелем готовят с небольшим уклоном (2-4°) для стока растворов в приемники (рис.7.2.1). Приемы создания гидроизоляции дренажных устройств и сборников растворов различны. Для гидроизоляции оснований рекомендуется использовать гидротехнический и кислотоупорный бетоны, битумы и материалы на его основе, синтетические пленки, а также природные водонепроницаемые глинистые материалы.

Дренаж обеспечивает слой крупнокускового материала, уложенного на защитном слое, оберегающем гидроизоляцию. Конструкция защитного слоя и гидроизоляции, создающая поток растворов в заданном направлении, зависит не только от рельефа местности и фильтрационных свойств подстилающих грунтов, но и от режима технологических работ. Подштабельные растворокоммуни-

кационные сооружения могут быть рассчитаны на отдельный вывод растворов по отдельным секциям или по всему штабелю одновременно.

Для сокращения занимаемых площадей предложено устройство многоярусных штабелей.

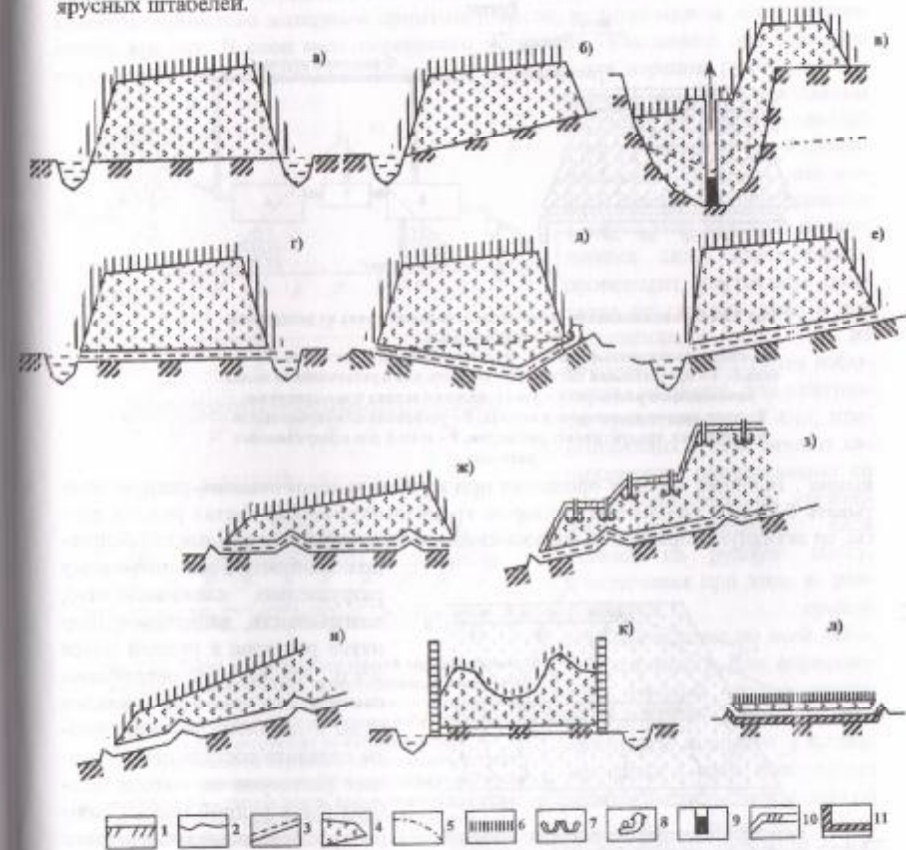


Рис 7.2.1. Принципиальные схемы вертикальных сечений:

- а-в - окученная и подготовленная к выщелачиванию горная масса отвалов, находящихся на горизонтальной (а), наклонной поверхности (б) и в отработанном карьере (в);
- г-е - штабеля, расположенные на горизонтальной поверхности с дренажем растворов в боковые (г), подштабельные (д) выемки и на склоне (е);
- ж-и - сгруппированные штабеля, сооруженные на горизонтальной поверхности (ж) и наклонной поверхности без рекультивационного слоя почвы (з) и с ним (и);
- к - кучи, отсыпанные и заливаемые попеременно реагентом или водой емкостью; л - тонкий слой выщелачиваемой массы после замеса с концентрированным раствором реагента;
- 1 - поверхность земли; 2 - гидроизоляционный слой; 3 - дренажный слой; 4 - перерабатываемая горная масса; 5 - пьезометрический уровень подземных вод и рабочих растворов; 6, 7 - оросительные устройства на поверхности и скважинные соответственно; 8 - насос; 9 - откачные устройства;
- 10 - рекультивационный слой; 11 - бетонное основание и стенки площадок многократного использования.

Принципиальная схема выщелачивания урана из раздробленной горной массы приведена на рис. 7.2.2. При любом режиме одна из главных технологических операций по выщелачиванию урана из горной массы – процесс ее оро-

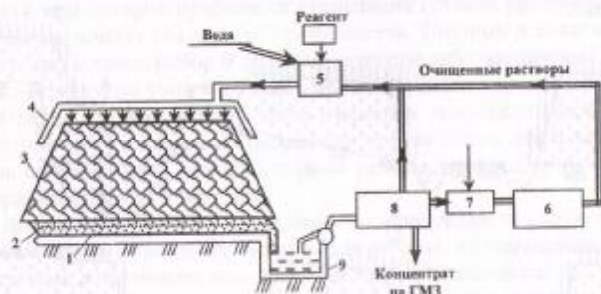


Рис. 7.2.2 Принципиальная схема выщелачивания урана из раздробленной горной массы:
1 – гидроизоляционный слой; 2 – дренажный слой; 3 – штабель (куча, отвал); 4 – оросительная система; 5 – емкость для приготовления выщелачивающего раствора; 6 – узел отделения осадка и его хранения; 7 – узел подачи известкового молока; 8 – установка для сорбционной переработки продуктивных растворов; 9 – зумиф для продуктивного раствора

шения. Выбирая вариант орошения при кучном выщелачивании, следует учитывать большое количество факторов: гранулометрический состав рудной массы, ее активную пористость, физико-химические свойства (в том числе предрасположенность к механическому разрушению, слеживаемости), влагоемкость, капиллярное поднятие раствора в рудной массе и т.п. Эти факторы неразрывно связаны со способом укладки руды в штабель, формированием солевого состава продуктивных растворов по высоте штабеля (слоя рудной массы), концентрацией выщелачивающего реагента и его свойств, временем контакта раствора с рудной массой. Раздробленная уложенная в штабель горная масса, в отличие от пород в естественном залегании, обладает высокой растворопроводимостью. Это обуславливает влияние гравитационных сил на процесс фильтрации и выщелачивающе-

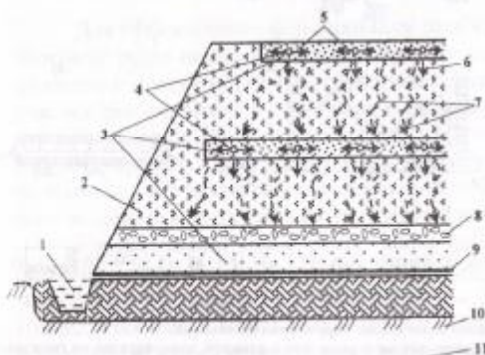


Рис. 7.2.3. Двухъярусный штабель со сбором продуктивных растворов у основания (масштабы искажены):
1 – бетонное раствороприёмное сооружение; 2 – горная масса; 3 – слой грубозернистого материала; 4 – перфорированные трубы; 5 – слой мелкозернистого материала; 6 – линии и направления потоков рабочих растворов, насыщающих песок, истекающих из пересыщенных песков и протекающих по горной массе; 7 – дренажный крупнокусовой слой; 8 – гидроизолирующая полиэтиленовая пленка; 9 – глиняный слой; 10 – глина; 11 – основание штабеля.

го раствора, и характер формирования области фильтрационного потока.
Для совершенствования оросительных систем отсыпку руды в штабель производят с дополнительной укладкой горизонтально чередующихся слоев мелкозернистого материала, в том числе и по поверхности рудного штабеля. В качестве зернистого материала применяют песок, рудную мелочь и полиэтиленовую крошку. В слой мелкозернистого материала укладывают оросительные перфорированные трубы, которые используют и для аэрации рудной массы (рис.7.2.3). При попадании раствора на мелкозернистый слой происходит его влагонасыщение с полным заполнением пористого пространства в результате действия капиллярных сил. Одновременно происходит растекание раствора по самому слою и его насыщение, а затем уже из влагонасыщенного слоя избыточная жидкость под действием гравитационных сил, превышающих в этот момент капиллярные, одновременно со всего горизонтально уложенного мелкозернистого слоя стекает на рудную массу, обеспечивая при этом ее равномерное орошение (смачивание по всей рабочей площади). Для определения высоты подвешенного слоя рабочих растворов или мощности порового влагонасыщенного слоя необходимо знать высоту капиллярного поднятия жидкости. Если применять в качестве выщелачивающего реагента растворы серной кислоты (5-30 г/дм³) и карбоната натрия (5-35 г/дм³), можно использовать на практике толщину слоя мелкозернистого материала, рассчитанного для воды ($\rho = 9,81 \text{ м/с}^2$; $\sigma = 7,28 \cdot 10^{-2} \text{ Н/м}$). Толщина мелкозернистого слоя по результатам расчета и экспериментальных работ для материала крупностью 0,5 и 0,25 мм равна соответственно 0,12 и 0,24 м.
Слой зернистого материала предохраняет перфорированные трубы от повреждений при загрузке руды выщележащего слоя.

го раствора, и характер формирования области фильтрационного потока.

Для совершенствования оросительных систем отсыпку руды в штабель производят с дополнительной укладкой горизонтально чередующихся слоев мелкозернистого материала, в том числе и по поверхности рудного штабеля. В качестве зернистого материала применяют песок, рудную мелочь и полиэтиленовую крошку. В слой мелкозернистого материала укладывают оросительные перфорированные трубы, которые используют и для аэрации рудной массы (рис.7.2.3). При попадании раствора на мелкозернистый слой происходит его влагонасыщение с полным заполнением пористого пространства в результате действия капиллярных сил. Одновременно происходит растекание раствора по самому слою и его насыщение, а затем уже из влагонасыщенного слоя избыточная жидкость под действием гравитационных сил, превышающих в этот момент капиллярные, одновременно со всего горизонтально уложенного мелкозернистого слоя стекает на рудную массу, обеспечивая при этом ее равномерное орошение (смачивание по всей рабочей площади). Для определения высоты подвешенного слоя рабочих растворов или мощности порового влагонасыщенного слоя необходимо знать высоту капиллярного поднятия жидкости. Если применять в качестве выщелачивающего реагента растворы серной кислоты (5-30 г/дм³) и карбоната натрия (5-35 г/дм³), можно использовать на практике толщину слоя мелкозернистого материала, рассчитанного для воды ($\rho = 9,81 \text{ м/с}^2$; $\sigma = 7,28 \cdot 10^{-2} \text{ Н/м}$). Толщина мелкозернистого слоя по результатам расчета и экспериментальных работ для материала крупностью 0,5 и 0,25 мм равна соответственно 0,12 и 0,24 м.
Слой зернистого материала предохраняет перфорированные трубы от повреждений при загрузке руды выщележащего слоя.

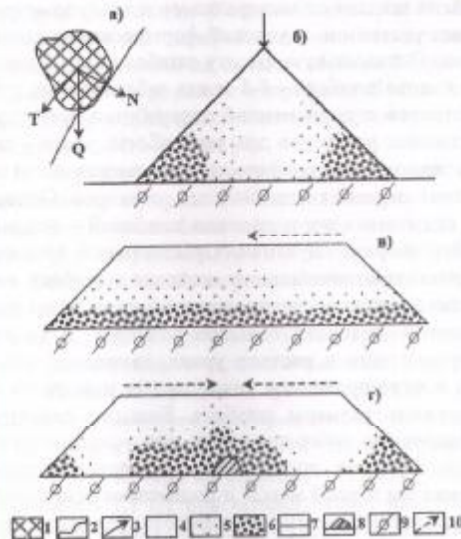


Рис. 7.2.4. Схема распределения горной массы различной крупности под действием гравитационных сил (а) при отсыпке конической кучи (б) в штабеля в виде усеченной пирамиды, отстроеной с развитием работ в одном (а) и в двух встречных (с) направлениях:
1 – кусок скальной породы; 2 – поверхность насыпи; 3 – силы, удерживающие (N) и вращающие (T) кусок массой Q; 4-6 – горная масса, преимущественно мелко- (4), средне- (5) и крупнообломочная (6); 7 – основание; 8 – раствороразделяющий вал; 9 – дренажный материал; 10 – направление работ при строительстве штабеля.

Для определения высоты подвешенного слоя рабочих растворов или мощности порового влагонасыщенного слоя необходимо знать высоту капиллярного поднятия жидкости. Если применять в качестве выщелачивающего реагента растворы серной кислоты (5-30 г/дм³) и карбоната натрия (5-35 г/дм³), можно использовать на практике толщину слоя мелкозернистого материала, рассчитанного для воды ($\rho = 9,81 \text{ м/с}^2$; $\sigma = 7,28 \cdot 10^{-2} \text{ Н/м}$). Толщина мелкозернистого слоя по результатам расчета и экспериментальных работ для материала крупностью 0,5 и 0,25 мм равна соответственно 0,12 и 0,24 м.

Слой зернистого материала предохраняет перфорированные трубы от повреждений при загрузке руды выщележащего слоя.

По опыту работы при высоте штабеля 10-20 м наиболее оптимальная плотность (интенсивность) орошения составляет 10-25 $\text{дм}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$.

Высота штабеля связана определенной зависимостью с интенсивностью орошения, длительностью процесса выщелачивания и экономическими затратами. При равномерной проработке горной массы выгоднее всего штабели-гиганты. Ограничение высоты штабеля вызывается необходимостью обеспечения заданной полноты извлечения, которая зависит от техногенных преобразований горной массы. Высота штабеля зависит от минерального и гранулометрического состава, вида используемых реагентов и условий формирования химического состава рабочих растворов. Оптимальную высоту штабеля определяют экспериментально. Минимальная высота штабеля - 6-8 м для забалансовых руд для получения кондиционных растворов и полноценной переработки всей горной массы штабеля. Сбор продуктивных растворов для переработки урана - заключительная стадия для каждого технологического цикла - начинается вслед за орошением штабеля после получения первых кондиционных растворов. Основные требования к оборудованию гидроизоляции и дренажа штабелей - исключение утечек и обеспечение полного сбора продуктивных растворов. В существовании такого оборудования состоит принципиальное отличие штабеля от отвала. Стремление снизить стоимость конечного продукта обуславливает сооружение для кучного выщелачивания штабелей больших размеров. В то же время для сокращения потерь перешедшего в раствор урана, связанных с задержкой продуктивных растворов и формированием техногенных минералов в горной массе, приходится ограничивать размеры штабеля. Большие размеры штабеля создают трудности в преодолении таких процессов, как усадка горной массы, формирование локальных водоупоров, подвешенных растворов и агломерации кусков. Способы оконтуривания горной массы и подготовки оснований многочисленны. Существует следующая логическая зависимость: чем выше содержание полезного компонента в горной массе, тем большие требования необходимо предъявлять к конструкции основания, или, иначе, чем большие требования предъявляются к полноте его извлечения, тем меньшей высотой следует задаваться при сооружении штабеля. При формировании штабелей необходимо учитывать сегрегацию материала, так как на склонах штабеля происходит дифференциация горной массы по крупности, форме и плотности кусков (рис.7.2.4). Большинство руд при взаимодействии с серной кислотой не только утрачивает свою прочность, но и частично разрушается. Происходит изменение гранулометрического состава и уплотнение горной массы.

Значительное количество отрицательных факторов при формировании, транспортировке и укладке раздробленного материала в штабеля кучного выщелачивания может быть преодолено при использовании гидротранспорта (эффект закрученных струй - торнадо).

Таким образом, учет вышеперечисленных факторов, времени, трудоемкости и эффективности выщелачивания позволяет формировать штабеля рудной массы, отвечающие заданным технологическим, экономическим и экологическим параметрам.

7.3. Реализация проекта кучного выщелачивания золота из забалансовой руды карьера Мурунтау

Рассмотрим формирование штабелей рудной массы для кучного выщелачивания рудной массы на примере совместного предприятия «Зарафшан - Ньюмонт» (СП), которое было создано в феврале 1992 г. компанией Ньюмонт (США), Государственным комитетом по геологии и минеральным ресурсам Республики Узбекистан (Госкомгеология) и Навоийским горно-металлургическим комбинатом для переработки методом кучного выщелачивания забалансовой руды, накопленной на складах карьера Мурунтау за 25 лет его существования. Совместное предприятие «Зарафшан-Ньюмонт» является первым предприятием по коммерческой добыче золота, проект которого был успешно реализован в Республике Узбекистан [8].

Строительство перерабатывающего завода началось в октябре 1993 года и закончилось в апреле 1995 года, а первое золото было выплавлено в мае 1995 года. За это время было выполнено: земляных работ в объеме 2 200 000 м^3 ; уложено 15 300 м^2 бетона, 750 000 м^2 ; проведено 88 000 м трубопроводов и 121 000 м кабельных линий энергоснабжения; смонтировано 6 880 т металлоконструкций и 511 единиц механического оборудования; принято 41 000 т различных грузов. Средние трудозатраты на строительно-монтажные и пуско-наладочные работы составили 70 человеко-часов на 1 т принятого груза.

В целях сокращения сроков погашения кредитов на первом этапе существования совместного предприятия (~ 5 лет) переработке подлежит забалансовая руда (60 млн. т) с повышенным (1.6 г/т) содержанием золота при коэффициенте извлечения 65 %, а на втором (~ 10 лет) - забалансовая руда (160 млн. т) с содержанием 1.1 г/т при коэффициенте извлечения 50 %. Проектная производительность завода по руде составляет 13.8 млн. т/год с ежегодным выпуском золота в количестве соответственно 12 т и 7.5 т.

Упрощенная схема завода кучного выщелачивания представлена на рис.7.3.1, а производственные операции осуществляются следующим образом.

Три бульдозера D10L подают руду в зону работы трех фронтальных погрузчиков D992 (вместимость ковша 10.8 м^3), которыми она доставляется в приемный бункер щековой дробилки «Нордберг 1560», установленной на самоходном шасси «Локотрэк», где она измельчается до крупности -150 мм. Вибрационный колосниковый грохот, размещенный перед дробилкой, направляет рудную массу кондиционного размера непосредственно на конвейер. Наличие самоходного шасси позволяет размещать дробилку в непосредственной близости от затора, что повышает эффективность работы оборудования.

После первой стадии дробления рудная масса системой конвейеров подается на буферный склад, из которого она направляется сначала в дробилку второй стадии (стандартная конусная дробилка «Нордберг MP-1000»), а затем в дробилку третьей стадии (две короткоконусные дробилки «Нордберг MP-1000»), где она последовательно измельчается до 13 мм. Дробилки работают в открытом цикле, а перед ними установлены грохоты типа «банан» фирмы «Нордберг» для предварительного удаления мелкого материала. Грохоты этого типа характери-

зуются высокой эффективностью работы при изменяющихся нагрузках. Наличие буферного склада (емкость 41 000 т) между первой и второй стадиями дробления сводит к минимуму простой добычного и перерабатывающего оборудования.

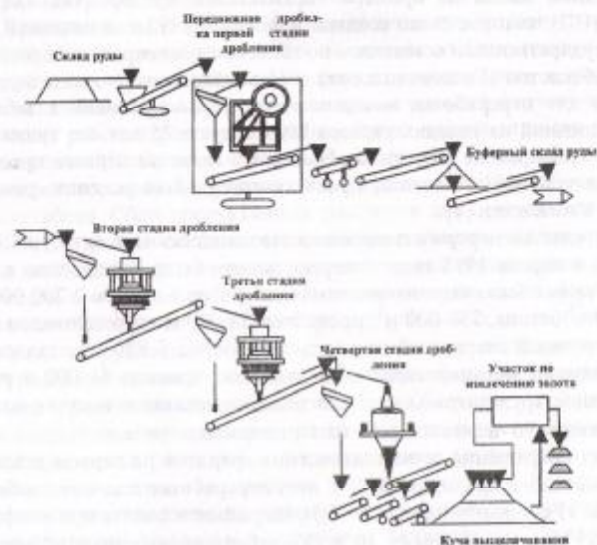


Рис. 7.3.1. Упрощенная схема организации производства СП "Зарафшан - Ньюмонт".

Четвертая стадия дробления включает 16 дробилок роторного типа с вертикальным валом, работающих в замкнутом цикле с 14 грохотами типа «банан» фирмы «Нордберг». Здесь руда измельчается до крупности -3.25 мм (94 %), соответствующей экономически оптимальному извлечению золота в процессе выщелачивания.

Руду, прошедшую четвертую стадию измельчения, системой конвейеров подают на участок выщелачивания, где она при помощи системы из тридцати самоходных конвейеров и одного отвалообразователя-штабелера (стакера) захватками шириной 80 м и высотой 10 м укладывается на подушку выщелачивания.

После отсыпки очередного слоя руды система конвейеров и стакер переключаются для укладки следующего слоя. Проектная высота кучи составляет 80 м (8 слоев высотой по 10 м каждый).

На конвейере, соединяющем четвертую стадию дробления с участком выщелачивания, к измельченной руде добавляют цемент, известь и воду. Цемент связывает мелкие частицы, уменьшает пылевыведение и повышает скорость

фильтрации выщелачивающего раствора через руду, одновременно увеличивая устойчивость кучи. Известь используется для регулирования pH раствора, поскольку шпательный натрий разрушается в кислотной среде.

Выщелачивающий раствор через систему трубопроводов и капельные эмиттеры с расходом 7 л/м^2 в час подается на верхнюю площадку слоя рудного материала. Применение капельного орошения снижает потери воды на испарение и обеспечивает его равномерное распределение по всей поверхности кучи. Раствор просачивается вниз сквозь кучу, растворяя содержащееся в руде золото, и через сеть дренажных труб, проложенных под кучей, по двум каналам самотеком направляется в сборные резервуары. Из сборных резервуаров раствор возвращается на выщелачивание до тех пор, пока концентрация золота не достигнет уровня, достаточного для его эффективного извлечения.

Насыщенный раствор пропускается через фильтрующие элементы для удаления взвесей, а затем подвергается вакуумной деаэрации в двух банях для удаления кислорода. После этого к раствору добавляется цинковая пыль и азотнокислый свинец (нитрат свинца), в результате чего золото и другие металлы, соединяясь с цинком, осаждаются. Образовавшийся осадок собирается в четырех фильтр-прессах, а отработанный раствор возвращается в процесс кучного выщелачивания и цикл повторяется.

Полученный осадок прокаливается в двух печах при температуре 650°C для окисления основных металлов. Прокаленный осадок смешивается с флюсом (смесь буры, селитры и кремнезема), а затем плавится в дуговой плавильной печи.

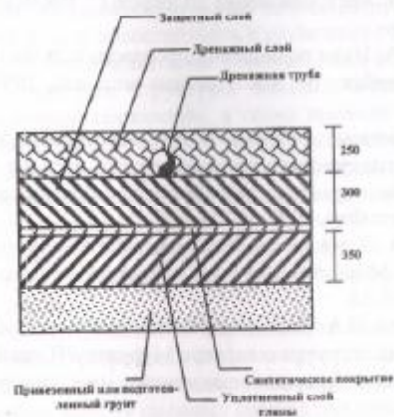


Рис. 7.3.2. Типичный разрез подушки выщелачивания

чи. Во время плавки окисленные металлы переходят в шлак, а частицы золота соединяются друг с другом и оседают под действием силы тяжести, собираясь в нижней части плавильного тигля. По окончании плавки из тигля сначала выливают шлак, а затем – золото.

Сплав золота, получаемый после плавки, содержит до 10 % серебра, до 5 % меди, 3-4 % свинца, 2-3 % других примесей. Аффинаж этого сплава и получение готовой продукции с содержанием золота 99.99 % осуществляется на ГМЗ-2. Серебро, накапливающееся во время аффинажного процесса, также извлекается и продается в качестве побочного продукта.

Определенный интерес представляет конструкция основания (подушки), на которое укладывается руда для выщелачивания (рис.7.3.2). Площадка для размещения кучи предварительно очищалась от растительного слоя, на нее на-

носился слой уплотненной глины. На слой глины укладывалась изоляционная прокладка толщиной 1-1,5 мм из пропилена низкой плотности, на которую отсыпался защитный слой из крупно- и среднезернистого песка. Защитный слой перекрывался дренажным слоем из рудного материала фракции -60+25 мм, внутри которого на расстоянии 15 м друг от друга укладывались дренажные трубы диаметром 100 мм. Такая конструкция основания предотвращает потери продуктивного раствора и обеспечивает сохранность дренажных труб при формировании кучи.

Анализ работы СП «Зарафшан-Ньюмонт» показывает, что производительность перерабатывающего завода приблизилась к проектной, а в целом кучное выщелачивание представляет собой экологически приемлемую технологию с замкнутым производственным циклом без сброса отходов за пределы промышленной площадки.

Список использованной литературы

1. Прохоренко Г.А., Сытенков В.Н., Беленко А.П. Отвалы карьера Мурунтау как перспективная сырьевая база для кучного выщелачивания золота // В сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С.217-224.
2. Кучерский И.И., Лукьянов А.Н., Толстов Е.А. Совершенствование процессов открытой разработки месторождений эндогенного происхождения / и др. Ташкент: Фан, 1998. 254 с.
3. Толстов Е.А., Михин О.А. Пути повышения производительности золотоизвлекательных комплексов Навоийского ГМК//Цветные металлы, 1999. №7. С. 8-11.
4. Прохоренко Г.А. Перспективы, проблемы и пути освоения мало-масштабных месторождений золота Кызылкумского промышленного региона // В сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С.224-230.
5. Тадеев М.Н., Толстов Е.А., Кустова Л.А. Переработка золото-содержащих углеродистых руд карьера Мурунтау методом кучного выщелачивания// Цветные металлы, 1999. №7. С. 56-58.
6. Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Освоение техногенных месторождений как основное направление снятия нагрузки с карьера Мурунтау//Тезисы меж. Респуб. научн. техн. конф. «Проблемы освоения техногенных месторождений. Алма-Ата, 1991. С.18.
7. Справочник по геотехнологии урана./ Под ред. Д.И. Скороварова. М.: Энергоиздат, 1997. 672с.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Приведенные в пособии сведения позволяют оценить современное состояние и перспективы совершенствования процессов открытых горных работ на сложноструктурных месторождениях, находящихся в скальных массивах горных пород. Показано, что имеется значительный резерв в повышении эффективности открытых горных работ. Причем существенный экономический эффект может быть достигнут лишь при комплексном подходе к выбору комплексов оборудования с учетом технологических параметров дальнейшей переработки минерального сырья, конъюнктуры рынка на производимую продукцию.

Анализ основных тенденций развития карьеров и горнотранспортного оборудования для разработки сложноструктурных месторождений показал, что развитие техники идет по пути увеличения количества типоразмерных рядов и создания новых образцов оборудования, приспособленного к различным горно-геологическим условиям.

Приведенные сведения об исследованиях интенсификации процессов шарошечного бурения взрывных скважин определяют оптимальные режимы бурения, рациональную форму породоразрушающего вооружения шарошечных долот и их износостойкость в различных горно-геологических условиях.

В пособии даны рекомендации по выбору технологии взрывных работ с сохранением структуры массива, подготовке горной массы для циклично-поточной технологии, а также применению падающей технологии БВР. Применение энергетического метода оптимизации параметров буровзрывных работ в системе «карьер – перерабатывающее производство» позволило определить оптимальные параметры буровзрывных работ на основе оригинального расчетного метода, разработанного на основе экспериментальных работ. В результате перераспределения энергозатрат между взрыванием и механическим дроблением пород существенно повышена эффективность горно-перерабатывающего производства.

Выполненные исследования по выбору комплекта оборудования для открытой разработки сложноструктурных скальных месторождений позволили разработать рекомендации по определению диапазона его эффективного применения, выбору сменных ковшей для механических лопат.

Принципиально интересны сведения об использовании технологического автотранспорта в карьере, в которых изложены результаты сопоставительного анализа показателей работы автосамосвалов различных фирм, перспективы применения дизель-троллейвозного транспорта.

Приведены фактические данные использования ЦТТ в карьере Мурунтау, определена перспектива применения крутонаклонных конвейеров, что принято

за одно из необходимых условий для построения стратегии развития мощных, глубоких карьеров.

Результаты исследований по отвалообразованию вскрышных пород при разработке сложноструктурных месторождений позволяют оценить его основные параметры, наметить пути дальнейшего совершенствования этого процесса за счет формирования безопасной технологии отвалообразования высоких отвалов.

В качестве снижения экологической нагрузки на окружающую природную среду в результате производства горных работ рассмотрены рекультивационные работы, предложены методики оценки экологического ущерба и стратегии его снижения.

В пособии также даны подробные сведения о буровом, горно-транспортном и дробильном оборудовании ведущих фирм - производителей, что позволит значительно расширить поиск и обеспечит технологическую и экономическую эффективность рекомендуемых схем комплексной механизации.

В заключительной главе рассмотрены вопросы формирования и разработки техногенных месторождений. Данное направление в учебной литературе практически не нашло отражения и поэтому представляет особый практический интерес для формирующегося горного инженера.

Авторы надеются, что пособие будет полезно горным инженерам-практикам, научным сотрудникам, преподавателям, аспирантам и студентам вузов горных специальностей.

**Евгений Александрович Толстов,
Виктор Николаевич Сытенков,
Сергей Александрович Филиппов**

**Процессы открытой разработки рудных месторождений
в скальных массивах**

Рекомендовано к опубликованию Ученым советом Навоийского
государственного горного института

ИБ № 6945

Сдано в набор 9.08.99. Подписано к печати 20.08.99.
Формат 70 x 100 Усл. - печ. л. 20,5. Уч. - изд. л. 21,0
Тираж 150 экз. Заказ 154. Цена договорная

Набор Л.Г. Бобылева, С.И. Булах, верстка Д.А. Жилкин
Издательство «Фан» АН Руз: 70047. Ташкент, ул. Акад. Я.Гулямова, 70
Отпечатано в типографии г.Зарафшана: 706801, Строительный мкр., д.8, кв.2
Переплетные работы выполнены в типографии НГМК