

ВЫСШЕЕ ОБРАЗОВАНИЕ

Ю.И. АНИСТРАТОВ

**ТЕХНОЛОГИЯ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ
РАБОТ**

**Рекомендовано
Государственным комитетом Российской Федерации
по высшему образованию
в качестве учебника для студентов
высших учебных заведений,
обучающихся по направлению «горное дело»
специальности «открытые горные работы»**

**3-е издание,
переработанное и дополненное**

2007

УДК 622. 271.06: 622. 349.3: 622. 349.5

ББК 33.27

А-67

Ю.И. Ани стра тов

А-67 Технология открытых горных работ. – М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2007 – 476 с., илл.
ISBN 5-247-03477-5

Рецензенты:

Кафедра «Разработки месторождений открытым способом»
Санкт-Петербургского государственного горного института.
Д-р техн. наук профессор С.А. Ильин.

Даны: определение понятия «системы открытой разработки месторождений полезных ископаемых», классификация систем, описание элементов, параметров и показателей.

Рассмотрены возможные технологии вскрышных и добычных работ, способы вскрытия карьерных полей, общекарьерное обеспечение технологии горных работ.

Приведены инженерные расчеты параметров систем разработки и вскрытия карьерных полей с учетом природных условий месторождений.

Предложен объективный метод и оценка способов добычи полезных ископаемых открытым способом для определения экономичных технологий в конкретных природных условиях месторождения.

В конце каждой главы приводятся контрольные вопросы и темы для самостоятельных исследований, практических и лабораторных работ. По каждому разделу приведены примеры инженерных расчетов и образец курсового проекта в конкретных природных условиях месторождения.

Учебник предназначен для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению «Горное дело» специальности «Открытые горные работы».

ББК 33.22

ISBN 5-247-03477-5

© Ю.И. Ани стра тов 2007

© ООО «НТЦ «Горное дело», 2007

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|--|-----------|
| Предисловие | 7 |
| Введение | 8 |
| Глава 1. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ | 10 |
| 1.1. Классификация систем разработки | 10 |
| 1.2.Элементы, параметры и показатели систем разработки | 24 |
| Глава 2. ТЕХНОЛОГИЯ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ | 32 |
| 2.1. Бестранспортная система разработки (А) | 32 |
| А-1. Технология вскрышных работ с перевалкой вскрыши в выработанное пространство одноковшовыми экскаваторами | 32 |
| А-2. Технология вскрышных работ с перевалкой и переэкскавацией вскрыши в выработанном пространстве одноковшовыми экскаваторами | 41 |
| 2.2.Транспортно-отвальная система разработки (Б) | 57 |
| Б-3. Технология вскрышных работ с перемещением вскрыши в выработанное пространство консольным отвалообразователем | 57 |
| Б-3. Технология вскрышных работ с перемещением породы в выработанное пространство транспортно-отвальным мостом | 63 |
| Б-3. Технология вскрышных работ драгой | 66 |
| 2.3. Комбинация бестранспортной и транспортно-отвальной систем разработки (В) | 66 |
| В-4. Технология вскрышных работ с перевалкой породы в выработанное пространство одноковшовым экскаватором и перемещением пород вскрыши консольным отвалообразователем..... | 66 |
| 2.4. Транспортная система разработки (Г) | 69 |
| Г-5. Технология вскрышных работ с перевозкой породы во внутренние или погоризонтные отвалы средствами транспорта | 69 |
| Г-6. Технология вскрышных работ с перевозкой породы на внешние отвалы..... | 75 |
| Технология вскрышных работ с перевозкой породы экскавационно-транспортными машинами..... | 75 |
| Технология вскрышных работ с перевозкой породы транспортными средствами | 77 |

| | |
|--|-----|
| Технология вскрышных работ с перевозкой породы железнодорожным транспортом | 78 |
| Технология вскрышных работ с перевозкой породы автомобильным транспортом | 89 |
| Технология вскрышных работ с перевозкой породы конвейерным транспортом | 105 |
| Технология вскрышных работ с перемещением породы гидротранспортом | 108 |
| Г-7. Технология вскрышных работ с перевозкой породы на внешние отвалы комбинированным транспортом | 108 |
| Г-8. Технология вскрышных работ с перевозкой вскрыши во внутренние и внешние отвалы | 110 |
| 2.5. Комбинация бестранспортной, транспортно-отвальной и транспортной систем разработки (Д) | 110 |
| Д-9. Технология вскрышных работ с перемещением пород в выработанное пространство консольным отвалообразователем и перевозкой конвейерным и автомобильным транспортом | 110 |
| Д-10. Технология вскрышных работ с перевалкой породы во внутренние и перевозкой во внешние отвалы | 112 |
| 2.6. Технология вскрышных работ при комбинированной открытой и подземной разработке месторождений | 112 |
| 2.7. Энергетическая оценка технологии вскрышных работ | 114 |
| <i>Контрольные вопросы</i> | 125 |
| <i>Проблемы для исследования</i> | 127 |
| <i>Темы практических и лабораторных работ</i> | 127 |
| Глава 3. ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ | 128 |
| 3.1. Общие сведения | 128 |
| 3.2. Классификация и нормирование запасов полезного ископаемого | 129 |
| 3.3. Основные виды потерь и разубоживания полезного ископаемого на карьерах и общие принципы их определения | 132 |
| 3.4. Эксплуатационная разведка на карьерах | 138 |
| 3.5. Возможные методы определения вещественного состава и качества полезного ископаемого в производственных условиях без отбора геологических проб | 142 |
| 3.6. Методика детальной разведки с использованием взрывных скважин | 147 |
| 3.7. Добычные работы при разработке пластовых месторождений | 151 |
| Примеры технологии добычных работ на угольных карьерах | 156 |
| 3.8. Добычные работы на железорудных карьерах | 158 |
| Примеры технологии добычных работ на железорудных карьерах | 161 |

| | |
|---|-----|
| 3.9. Добычные работы при разработке месторождений цветных, редких и драгоценных металлов | 164 |
| Примеры технологии добычных работ на карьерах цветных металлов .. | 176 |
| 3.10. Добычные работы на карьерах радиоактивных полезных ископаемых | 178 |
| Примеры технологии добычных работ на карьерах радиоактивных металлов | 183 |
| 3.11. Добычные работы при разработке алмазных месторождений | 185 |
| Примеры технологии добычных работ на алмазных карьерах | 194 |
| 3.12. Добычные работы при разработке россыпей | 198 |
| 3.13. Добычные работы на карьерах химического сырья | 206 |
| Примеры добычных работ на карьерах химического сырья | 207 |
| 3.14. Добычные работы на карьерах блочного камня | 210 |
| Пример технологии добычных работ на карьере блочного камня | 223 |
| 3.15. Добычные работы в песчано-гравийных карьерах | 224 |
| Примеры технологии добычных работ на песчано-гравийном карьере .. | 225 |
| 3.16. Добычные работы на щебеночных карьерах | 225 |
| Пример технологии добычных работ на щебеночном карьере | 228 |
| 3.17. Добычные работы на карьерах глины | 229 |
| Пример технологии добычных работ на глиняном карьере | 230 |
| 3.18. Добычные работы при одновременной открытой и подземной (комбинированной) разработке месторождений полезных ископаемых | 232 |
| Пример технологии добычных работ при комбинированной разработке месторождения полезного ископаемого | 236 |
| 3.19. Добычные работы при повторной разработке месторождений | 237 |
| 3.20. Особые технологии добычных работ | 240 |
| 3.21. Энергетическая оценка добычных работ | 241 |
| <i>Контрольные вопросы</i> | 251 |
| <i>Проблемы для исследования</i> | 251 |
| <i>Темы практических и лабораторных работ</i> | 251 |
| Глава 4. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ | 253 |
| 4.1. Общие сведения | 253 |
| 4.2. Принципы оконтуривания месторождений и раскройки их на карьерные поля | 256 |
| 4.3. Конструкция бортов карьера и угол его откоса | 272 |
| 4.4. Устойчивость откосов уступов и бортов карьеров | 284 |
| 4.5. Разделение карьерного поля на этапы | 289 |
| 4.6. Конструкция фронта горных работ | 295 |
| 4.7. Рабочая зона карьера | 304 |

| | |
|--|-----|
| 4.8. Трассы технологических потоков | 307 |
| 4.9. Горные выработки для размещения трассы грузопотоков и вскрытия карьерного поля и этапов его отработки | 326 |
| 4.10. Вскрытие карьерных полей наклонными траншеями | 341 |
| 4.11. Вскрытие карьерных полей наклонными бермами (полутраншеями) | 343 |
| 4.12. Вскрытие карьерных полей крутыми траншеями | 345 |
| 4.13. Вскрытие карьерных полей подземными горными выработками | 350 |
| 4.14. Бестраншейное вскрытие карьерных полей | 355 |
| 4.15. Вскрытие рабочих горизонтов карьера | 358 |
| 4.16. Вскрытие этапов карьерного поля | 364 |
| 4.17. Вскрытие при комбинированной разработке месторождения открытым и подземным способами..... | 371 |
| 4.18. Способы проведения горных выработок | 385 |
| 4.19. Объем горно-строительных работ для сдачи карьера в эксплуатацию | 394 |
| 4.20. Подготовка карьерного поля к эксплуатации | 395 |
| 4.2.1 Энергетическая оценка вскрытия эксплуатационного пространства карьерного поля..... | 400 |
| <i>Контрольные вопросы</i> | 405 |
| <i>Проблемы для исследования</i> | 405 |
| <i>Темы практических и лабораторных работ</i> | 405 |
| Глава 5. ОБЕСПЕЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ГОРНЫХ РАБОТ | 406 |
| 5.1. Дистанционное управление горными работами в карьере | 406 |
| 5.2. Защита карьера от снежных заносов | 411 |
| 5.3. Защита нагорных карьеров от снежных лавин..... | 417 |
| 5.4. Осушение карьеров | 419 |
| 5.5. Атмосфера карьеров | 421 |
| 5.6. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров со сложными природными условиями | 430 |
| 5.7. Оценка экологического влияния открытых горных работ на окружающую среду | 442 |
| Глава 6. Примеры расчета параметров технологии открытых горных работ и задания для самостоятельной работы | 447 |
| Глава 7. Пример курсового проекта по теме «системы открытой разработки месторождений полезных ископаемых» | 461 |
| <i>Список литературы</i> | 474 |

ПРЕДИСЛОВИЕ

Учебник предназначен для студентов – будущих горных инженеров, изучающих теорию и практику разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Специализация горного инженера по разработке месторождений открытым способом формируется в результате изучения трех дисциплин: «Технологические процессы открытых горных работ», «Технология открытых горных работ» и «Проектирование карьеров». Данный учебник посвящен второй из специальных дисциплин. Он методически продолжает изложение знаний в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых после изучения материала по технологическим процессам открытых горных работ.

В учебнике помимо теоретических материалов предусматривается самостоятельная работа студентов, включая выполнение курсовых проектов или самостоятельных работ, начальные научные исследования в рамках учебного процесса по каждому разделу изучаемой дисциплины, для чего в каждом разделе сформулированы темы, приведены необходимые справочные материалы для выполнения расчетов. В конце каждой главы даны контрольные вопросы для проверки усвоения материала.

Материал учебника базируется на достижениях отечественной и мировой практики добычи полезных ископаемых открытым способом, исследованиях научных учреждений и трудов отечественных и зарубежных ученых.

При написании учебника использована горная терминология, специальная и справочная литература.

ВВЕДЕНИЕ

Добыча полезных ископаемых является необходимым процессом для жизни человечества. В конечном продукте энергетической, химической, металлургической, машиностроительной, строительной промышленности, промышленности минеральных удобрений, работы транспорта 40% составляют затраты на минеральное сырье, добываемое на горных предприятиях.

Открытая разработка месторождения начинается с этапа подготовки территории, который состоит из отвода поверхностных вод, удаления с первоначальных участков разработки лесной растительности, прокладки транспортных и электрокоммуникаций, сооружение площадок для монтажа оборудования.

Второй этап открытой разработки месторождения заключается во вскрытии месторождения для установления грузотранспортной связи и средств обеспечения между рабочей зоной карьера, пунктами приема полезного ископаемого и пустых пород на поверхности.

Третий этап представляет собой планомерные, непрерывные и безопасные горные работы с целью добычи полезного ископаемого по установленной технологии.

Термин «технология» от греческого **techne** – искусство, мастерство, умение и **logos** – учение, обозначает совокупность знаний, основных характеристик и правил о способах, средствах и организации выполнения работ.

Технология открытых горных работ представляет собой сочетание во времени и пространстве: вскрытие карьерного поля и рабочих горизонтов, способы проведения горных выработок, вскрышные и добычные работы, способы и средства управления качеством продукции, организацию и планирование горных работ.

Технология определяет эффективность открытой разработки месторождений полезных ископаемых. В конкретных природных условиях месторождения технология должна обеспечивать *безопасность горных работ, ресурсосбережение и экологию окружающей среды.*

Варианты технологии разработки и вскрытия рассматривают применительно к геологическим условиям месторождений.

Технология разработки горизонтальных и пологих пластообразных

залежей отличается наибольшей эффективностью благодаря своим природным особенностям, и возможности перемещения покрывающих полезное ископаемое пустых пород в выработанное пространство, которое образуется в результате выемки полезного ископаемого и пустых пород экскаваторами или специальными транспортными средствами.

Технология разработки месторождений с другими геологическими условиями требует для добычи полезного ископаемого образования выработанного пространства и перевозки пустых пород транспортными средствами в специальные отвалы за пределами карьера.

В учебнике рассмотрены варианты технологии разработки месторождений в последовательности возрастания затрат на горные работы.

Особое внимание уделено технологии добычных работ, задача которой с минимальными потерями и разубоживанием обеспечить выемку и доставку из карьера полезного ископаемого с сохранением его природного качества.

Вопросы вскрытия карьерных полей завершают теорию открытой разработки месторождений и определяют затраты как при строительстве карьера, так и во время его эксплуатации. Их решение определяет топография поверхности месторождения, размещение отвалов пустых пород, пунктов приема полезного ископаемого и система разработки.

К вопросам общекарьерного обеспечения технологии горных работ относятся: дистанционное управление горными работами в карьере, защита карьера от снежных заносов, лавин, ограждение от подземных вод, водоотлив, создание нормальных условий работы в сложных условиях окружающей рабочей пространство среды и обеспечение ее сохранности.

Глава I

СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1.1. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Технология открытых горных разработок зависит от природных условий месторождений, в первую очередь от формы рудного тела и условий его залегания. Она заключается в обеспечении доступа машин и механизмов с поверхности к полезному ископаемому, удалении покрывающих и вмещающих пустых пород и извлечении полезного ископаемого.

Обеспечение доступа машин и механизмов с поверхности к полезному ископаемому представляет собой *вскрытие карьерного поля и рабочих горизонтов*, удаление покрывающих и вмещающих пустых пород (*вскрышные работы*) и извлечение полезных ископаемых (*добычные работы*).

Вскрытие карьерного поля является частью системы разработки месторождения полезного ископаемого. Оно заключается в проведении капитальных горных выработок, создающих доступ от поверхности земли к рабочим горизонтам.

Вскрытие рабочих горизонтов карьера заключается в проведении наклонных и горизонтальных траншей в виде разрезной траншеи для создания первоначального фронта горных работ и обеспечения грузо-транспортной связи забоев с пунктами приема горной массы.

Вскрышные работы включают технологические процессы подготовки горных пород к выемке, выемку, транспортирование и отвалообразование, которые в зависимости от природных условий месторождения выполняются соответствующими средствами комплексной механизации.

Добычные работы, особенно на рудных карьерах, помимо технологических процессов подготовки горных пород к выемке, валовой или селективной выемки и транспортирования включают эксплуатационную разведку, оперативный контроль и управление качеством полезных ископаемых, складирование, усреднение или в некоторых случаях, наоборот, разделение полезного ископаемого по сортам.

Вскрытие карьерного поля и рабочих горизонтов относится к *горно-подготовительным работам*.

Связь между вскрышными, добычными и горно-подготовительными работами с учетом геологической особенности месторождения и механизации горных работ определяет **систему разработки**.

Разнообразие горно-геологических условий месторождений, сочетаний горных и транспортных машин в комплексной механизации горных работ, технологий и их постоянное совершенствование определило большое число формулировок понятия «системы открытой разработки» и их классификаций, опубликованных в отечественной литературе (классификации А.П. Зотова, П.Э. Зуркова, Е.Ф. Шешко, Г.П. Егурнова, Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.Г. Новожилова, С.М. Шорохова, Г.В. Секисова, А.И. Арсентьева).

Профессор Е.Ф. Шешко понятие «системы разработки» формулировал как безопасные и экономичные способы осуществления определенного комплекса вскрышных, добычных и других горных работ, обеспечивающих плановую производительность карьера при рациональном использовании запасов месторождения.

Акад. Н.В. Мельников это понятие трактует как совокупность работ по вскрытию и подготовке месторождения к очистной выемке полезного ископаемого, а акад. В.В. Ржевский — порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка.

В терминологическом словаре это определение трактуется как порядок производства горных работ, обеспечивающий экономичную и безопасную эксплуатацию месторождения с заданной производственной мощностью при рациональном использовании запасов.

За главные признаки в одних классификациях (А.П. Зотова, С.М. Шорохова, В.В. Ржевского, Г.В. Секисова) приняты направления подвигания забоев и конструкция фронта работ, в других (Е.Ф. Шешко, Н.В. Мельникова, П.Э. Зуркова и др.) — направление перемещения, способ производства вскрышных работ и механизация выемки и доставки пород.

При подземной разработке полезных ископаемых также существует большое количество формулировок понятий и классификаций.

Чл.-корр. АН СССР М.И. Агошков системой разработки рудного месторождения или его части называет порядок и технологию очистной выемки руды в сочетании с определенной совокупностью конструктивных элементов выемочного участка.

Проф. Б.В. Бокий для подземной разработки рассматривал классификацию систем разработки в пределах выемочного участка по признаку управления горным давлением.

Акад. Л.Д. Шевяков системы разработки угольных месторождений классифицировал по признаку расположения подготовительных выработок, а для рудных месторождений – по способу управления горным давлением.

Задачей науки, занимающейся решением проблем технологии добычи полезных ископаемых открытым способом, является выявление закономерностей с целью определения и использования на практике наиболее эффективных и экономичных производств, процессов, требующих **наименьших затрат времени, материальных и трудовых ресурсов.**

В технологии открытых горных работ наибольшие затраты приходится на производство вскрышных работ. В течение всего периода развития открытой разработки месторождений совершенствование технологии было подчинено цели сокращения этих затрат. В историческом аспекте научные исследования и практика позволили оценить значение вскрышных работ, выделить их как центральное звено в технологии, совершенствование которой при интенсивном развитии добычи полезных ископаемых открытым способом позволило получить большой экономический эффект.

Первые наиболее значительные исследования в этом направлении были проведены проф. Е.Ф. Шешко. Он выделил в технологии *направление перемещения вскрышных пород* и показал значение затрат во всевозможных вариантах и комбинациях направлений перемещения вскрыши на различных месторождениях полезных ископаемых. Предложенная по этому признаку классификация систем разработки имела исключительно большое значение (табл. 1.1). Она позволила сконцентрировать усилия проектировщиков и технологов на предприятиях по разработке наиболее эффективных технологических схем в конкретных горно-геологических условиях действующих и проектируемых предприятий. Каждую группу систем разработки профессор Е.Ф.Шешко связал со способом вскрытия вскрышных и добычных уступов.

Акад. Н.В. Мельников обратил внимание ученых и специалистов на *способ производства вскрышных работ*. По этому признаку он предложил классификацию систем разработок, определив для каждого условия и области рационального применения, характерное забойное и транспортное оборудование для производства вскрышных работ (табл. 1.2). Благодаря этой классификации работы технологов, ученых и конструкторов позволили определить специализацию горной и транспортной техники для конкретных технологий разработки, создать для нее типовые ряды экскаваторов, их рабочих параметров, определить требования к уникальной технике. В настоящее время эта классификация наиболее употребляемая в инженерной практике.

Таблица 1.1

Классификация систем разработки проф. Е.Ф. Шешко

| Группа систем А - с поперечным перемещением породы в отвал без транспортных средств | Система разработки | Группа систем Б - с продольным (фронтальным) перемещением породы в отвал при помощи транспортных средств | | Группа систем В - с комбинированным перемещением породы в отвалы | |
|---|--|--|---|--|---|
| | | Обозначение системы | Система разработки | Обозначение системы | Система разработки |
| А-1 | С непосредственной перевалкой вскрышных пород | Б-4 | С перемещением пород во внутренние отвалы на сравнительно короткие расстояния по путям с благоприятным профилем | В-7 | С частичным перемещением вскрышных пород при помощи транспортных средств во внутренние или внешние отвалы |
| А-2 | С кратной экскаваторной перевалкой вскрышных пород | Б-5 | С перемещением пород во внутренние отвалы на более значительные расстояния по путям с неблагоприятным профилем | В- | С частичным бестранспортным перемещением вскрышных пород во внутренние отвалы |
| А-3 | С перемещением вскрышных пород отвалообразователями | Б-6 | С перемещением пород частично во внутренние и частично во внешние отвалы | - | - |
| А-0 | С незначительным объемом вскрышных работ, когда способы перемещения породы в отвал не имеют существенного значения | - | - | - | - |

Таблица 1.2

Классификация систем разработки акад. Н.В. Мельникова

| Система разработки | Основные характеристики системы разработки | Условия применения | Характерное забойное и транспортное оборудование |
|--|--|--|--|
| Бестранспортная: без перекачки или переэкскавацией пород в отвалах | Вскрышные породы перемещают во внутренние отвалы непосредственно экскаваторами; возможна переэкскавация пород на отвалах | Пласты горизонтальные или пологие. Их мощность и мощность покрывающих пород ограничена. Наклонные и крутые пласты при мягких амфиболитовых породах и глубоине карьера, позволяющей производить двойную и тройную переэкскавацию пород экскаваторами. | Экскаваторы: мехлопаты и драглайны с большими рабочими параметрами; оборудование для транспортирования вскрыши отсутствует. |
| Экскаватор карьер | Вскрышные и добычные работы производятся одним экскаватором драглайном попеременно. Вскрыша перемещается в выработанное пространство, полезное ископаемое грузится в передвижной бункер, устанавливаемый на поверхности. Из бункера полезного ископаемого поступает на конвейеры в автотранспорт или в средства железнодорожного транспорта. | Пласты горизонтальные или пологие (до 20–25 см); покрывающие породы мощностью до 25–30 | Экскаватор – драглайн, передвижной бункер с питателем. |
| Транспортно-отвальная | Вскрышные породы перемещаются во внутренние отвалы при помощи передвижных транспортно - отвалных установок (транспортно – отвалных мостов или отвалообразователей). | Пласты горизонтальные или пологие; рыхлые, мягкие покрывающие породы. | Многоковшовые цепные или роторные экскаваторы или мехлопаты; транспортно – отвалы мосты и передвижные консольные отвалообразователи. |
| Специальная | Вскрышные породы удаляют башенными экскаваторами, колёсными скреперами, гидромеханизированным способом или кабель кранами | Пласты горизонтальные или пологие; мягкие, рыхлые покрывающие породы. При применении кабель кранов – крутые пласты в крепких породах. | Башенные экскаваторы, колёсные, сферические, транспортное оборудование отсутствует; гидромониторы и землесосные установки; кабель-кранами |
| Транспортная | Вскрышные породы средствами колёсного транспорта перемещают во внутренние или внешние отвалы | Любая форма месторождения и любая крепость пород. | Экскаваторы: рельсовый или автомобильный транспорт. |
| Комбинированная | Вскрышные породы верхних уступов средствами транспорта вывозят во внешние или внутренние отвалы; породы нижних уступов перемещают во внутренние отвалы экскаваторами или транспортными средствами. | Пласты горизонтальные или пологие ограниченной мощности; покрывающие породы мягкие, рыхлые или не выше средней крепости. | Экскаваторы для верхних уступов и экскаваторы с удлиненными рабочими параметрами для нижних уступов; рельсовый или автомобильный транспорт, транспортно – отвалыные установки. |

Акад. В.В. Ржевский предложил классификацию, в основу которой положено *направление развития и перемещения фронта работ* в пределах карьерного поля. Она концентрирует внимание на способах вскрытия карьерного поля и рабочих горизонтов (табл. 1.3.).

Рассматривая существо классификаций и принципы их построения, можно заметить, что они не полностью соответствуют понятию «система». В них отсутствует связь вскрышных работ с добычными работами и вскрытием рабочих горизонтов.

Понятие **с и с т е м а** (от греческого systema – целое, составленное из частей; соединение) **означает совокупность элементов, находящихся в связях друг с другом и образующих определенную целостность и единство в действиях.**

Все существующие классификации отражают технологию вскрышных работ, которые с учетом геологических особенностей месторождений полезных ископаемых делятся на две группы: технология разработки пластообразных горизонтально и полого – залегающих месторождений;

Таблица 1.3

Классификация систем разработки акад. В.В. Ржевского

| Индекс группы | Группа систем | Подгруппа | Система разработки |
|----------------|----------------------------------|------------------------------|--------------------|
| С | Сплошные | Продольные (СД) | Однобортовая (СДО) |
| | | | Двухбортовая (СДД) |
| | | Поперечные (СД) | Однобортовая (СДО) |
| | | | Двухбортовая (СДД) |
| Веерные (СВ) | Центральная (СВЦ) | | |
| | Рассредоточенная (СКП) | | |
| Кольцевые (СК) | Центральная (СКЦ) | | |
| | Периферийная (СКП) | | |
| У | Углубочные | Продольные (УП) | Однобортовая (УДО) |
| | | | Двухбортовая (УДД) |
| | | Поперечные (УП) | Однобортовая (УПО) |
| | | | Двухбортовая (УПД) |
| Веерные (УВ) | Рассредоточенная (УВР) | | |
| | Кольцевые (УК) | Центральная (УКЦ) | |
| УС | Смешанные (углубочно – сплошные) | То же в различных сочетаниях | |

Примечание. К наименованию системы добавляется «с внешними (или внутренними) отвалами».

технология разработки различных форм залежей наклонного и крутого залегания.

Горизонтальное и пологое залегание пластообразных месторождений ограничивает по высоте рабочую зону карьера в течение всего периода разработки месторождений. Фронт работ в контурах карьерного поля на этих месторождениях перемещается параллельно или веерно. Выработанное пространство во время выемки полезного ископаемого на этих карьерных полях используется для размещения отвалов вскрышных пород при непосредственной или кратной перевалке вскрышными механическими лопатами, драглайнами, с помощью отвалообразователей, транспортно-отвальных мостов или путем перевозки вскрыши внутри карьерного поля железнодорожным или конвейерным транспортом. При значительной мощности вскрыши и недостаточной устойчивости внутренних отвалов часть покрывающих пород перемещают на внешние отвалы.

Разработка наклонных и крутопадающих залежей различных форм производится в глубину по направлению залегания рудного тела, поэтому рабочая зона карьера по высоте и в плане изменяется от минимума в период начала разработки месторождения до максимального разноса рабочего борта карьера по поверхности и затем сокращается в период погашения горных работ в карьере. Вскрышные породы на этих карьерах перемещаются и складываются на отвалах, располагающихся за контуром карьерного поля (на внешних отвалах). Направление перемещения фронта работ в пределах рабочих горизонтов определяется задачей обеспечения эффективности добычных и вскрышных работ.

Технология добычных работ при разработке месторождений полезных ископаемых имеет специфические особенности, заключающиеся в расположении добычного экскаватора относительно вскрышного и в способе разработки забоя добычного горизонта, обеспечивающего высокое качество, минимальные потери и разубоживание полезного ископаемого.

Вскрышные и добычные работы, вскрытие карьерного поля и рабочих горизонтов представляют систему открытой разработки месторождения полезных ископаемых.

В промышленности добыча полезных ископаемых является самым энергоемким процессом производства. В цепи процессов технологии открытой добычи полезного ископаемого наиболее энергоемким технологическим процессом является транспорт горной массы. На многих карьерах затраты энергии на транспорт в общем процессе открытой добычи полезного ископаемого составляют от 70 до 90%.

При сравнении эффективности видов транспорта для перемещения горной массы на карьерах по удельной работе (Дж/т) наименее энергоемкими являются конвейерный и железнодорожный, по коэффициенту полезного использования энергии – автомобильный транспорт. Выбор вариантов технологии и комплексной механизации горных работ с учетом энергозатрат позволяет обеспечить большую эффективность разработки месторождения открытым способом.

Принимая во внимание значение энергозатрат в процессе добычи полезного ископаемого при открытой разработке месторождений на вскрышные и добычные работы, транспорт горной массы в карьере, обеспеченный вскрытием карьерного поля и рабочих горизонтов, классификация систем открытой разработки месторождений полезных ископаемых по признаку энергозатрат представлена в *табл. 1.4*. Таблица состоит из трех частей: технология вскрышных работ, технология добычных работ и вскрытия, составленных последовательно в горизонтальном направлении как изображено на *рис. 1.1*

Классификация объединяет признаки, заложенные в классификациях проф. Е.Ф. Шешко – направление перемещения вскрышных пород, акад. Н.В. Мельникова – механизация горных работ и акад. В.В. Ржевского – направление перемещения фронта работ в пределах рабочей зоны карьера.

В классификации каждый вариант системы разработки состоит из трех частей: технология вскрышных работ, технология добычных работ и вскрытие карьерного поля и рабочих горизонтов. Каждая часть представляет цепь звеньев, определяющих технологию, механизацию и конструктивные средства технологических потоков на карьере. Звенья технологий, механизации процессов и средств вскрытия представлены в порядке возрастания их энергоемкости. *Номера звеньев в каждой части представляют собой шифр, а их последовательность – вариант системы открытой разработки месторождения полезного ископаемого*. Количество вариантов систем открытой разработки по теории графов равно числу возможных сочетаний звеньев в цепи каждой части и частей между собой (*рис. 1.1*).

Оценка эффективности каждого варианта систем разработки производится по энергетической теории открытых горных работ суммой энергопоглощений в технологических процессах всех звеньев, составляющих систему разработки.

Метод энергетической оценки технологии горных работ учитывает природные условия месторождения, свойства разрабатываемых горных пород, взрывчатых и энергетических материалов, параметры технологии горных работ, горных и транспортных машин, конструкцию вскрывающих

Таблица 1.4

Классификация систем открытой разработки месторождений полезных ископаемых

| | | Технология вскрышных работ | | | | Механизация | | | |
|---------------------------|----|---|-------|----|----------------------------|-------------|----------------------------|--|--|
| Группа систем | № | Наименование | Схема | № | экскавации | № | Перемещения и перевозки | | |
| А Бестранспортная | 1 | Перевалка вскрыши в выработанное пространство экскаватором | | 1 | Мехлопата | 1 | Нет | | |
| | 2 | Перевалка и перезакавка вскрыши в выработанном пространстве экскаватором | | 2 | Драглайн | 2 | Драглайн | | |
| Б Транспортно – отвальная | 3 | Перемещение вскрыши в выработанное пространство специальными средствами | | 3 | Роторный экскаватор | 3 | Отвалообразователь | | |
| | 4 | Комбинация перевалки и перемещения вскрыши во внутренние отвалы | | 4 | Многочерпаковый экскаватор | 4 | Транспортно-отвальный мост | | |
| В Комбинация А+Б | 5 | Перевозка во внутренние или погоризонтные отвалы средствами транспорта | | 5 | Фрезерный экскаватор | 5 | Железнодорожный транспорт | | |
| | 6 | Перевозка вскрыши на внешние отвалы одним видом транспорта | | 6 | Комбайн | 6 | Автомобильный транспорт | | |
| Г Транспортная | 7 | Перевозка вскрыши на внешние отвалы комбинированным транспортом | | 7 | Ковшовой погрузчик | 7 | Конвейер | | |
| | 8 | Комбинация перевозки вскрыши во внутренние и внешние отвалы | | 8 | Бульдозер | 8 | Гидротранспорт | | |
| Д Комбинация А+Б+Г | 9 | Комбинация перемещения и перевозки вскрыши во внутренние отвалы | | 9 | Скрепер | 9 | Комбинация авто + ж.д. | | |
| | 10 | Комбинация перевалки вскрыши во внутренние отвалы и перевозки во внешние отвалы | | 10 | Гидромеханизация | 10 | Комбинация авто + конвейер | | |

см. продолжение

Продолжение таблицы 1.4

| | | Технология добычных работ | | | | Механизация | | | |
|---|-------------------------|----------------------------|----|--|--|-------------|--|--|--|
| № | Способ разработки забоя | экскавации | № | перемещения и перевозки | | | | | |
| 1 | Валовая выемка | Мехлопата | 1 | Гравитационный | | | | | |
| 2 | Селективная выемка | Драглайн | 2 | Драглайн | | | | | |
| | | Роторный экскаватор | 3 | Грузоподъёмное устройство (кран, дерик, кабель - кран) | | | | | |
| | | Многочерпаковый экскаватор | 4 | Железнодорожный транспорт | | | | | |
| | | Фрезерный экскаватор | 5 | Автомобильный транспорт | | | | | |
| | | Комбайн | 6 | Конвейер | | | | | |
| | | Ковшовой погрузчик | 7 | Комбинация авто + гравитационный | | | | | |
| | | Бульдозер | 8 | Комбинация авто + конвейер | | | | | |
| | | Скрепер | 9 | Комбинация авто + гравит + ж.д. | | | | | |
| | | Гидромеханизация | 10 | Гидротранспорт | | | | | |

см. окончание

| | | Вскрытие | | | | рабочих горизонтов | |
|---|----------------------------|-----------------|----------------|--------|------------------------------------|--------------------|--|
| | | карьерного поля | | Трасса | | № | |
| № | Средства | № | Трасса | № | Вид выработки | | |
| 1 | Внешняя наклонная траншея | 1 | Простая | 1 | Продольная разрезная траншея. | | |
| 2 | Внутренняя наклонная берма | 2 | Тупиковая | 2 | Поперечная разрезная траншея. | | |
| 3 | Кругая траншея | 3 | Спиральная | 3 | Разрезная траншея в виде сектора | | |
| 4 | Гравитационная выработка | 4 | Петлевая | 4 | Разрезная траншея в виде котлована | | |
| 5 | Подземная горная выработка | 5 | Прямая | 5 | Без разрезных траншей | | |
| | | 6 | Диагональная | | | | |
| | | 7 | Вертикальная | | | | |
| | | 8 | Наклонная | | | | |
| | | 9 | Ступенчатая | | | | |
| | | 10 | Горизонтальная | | | | |

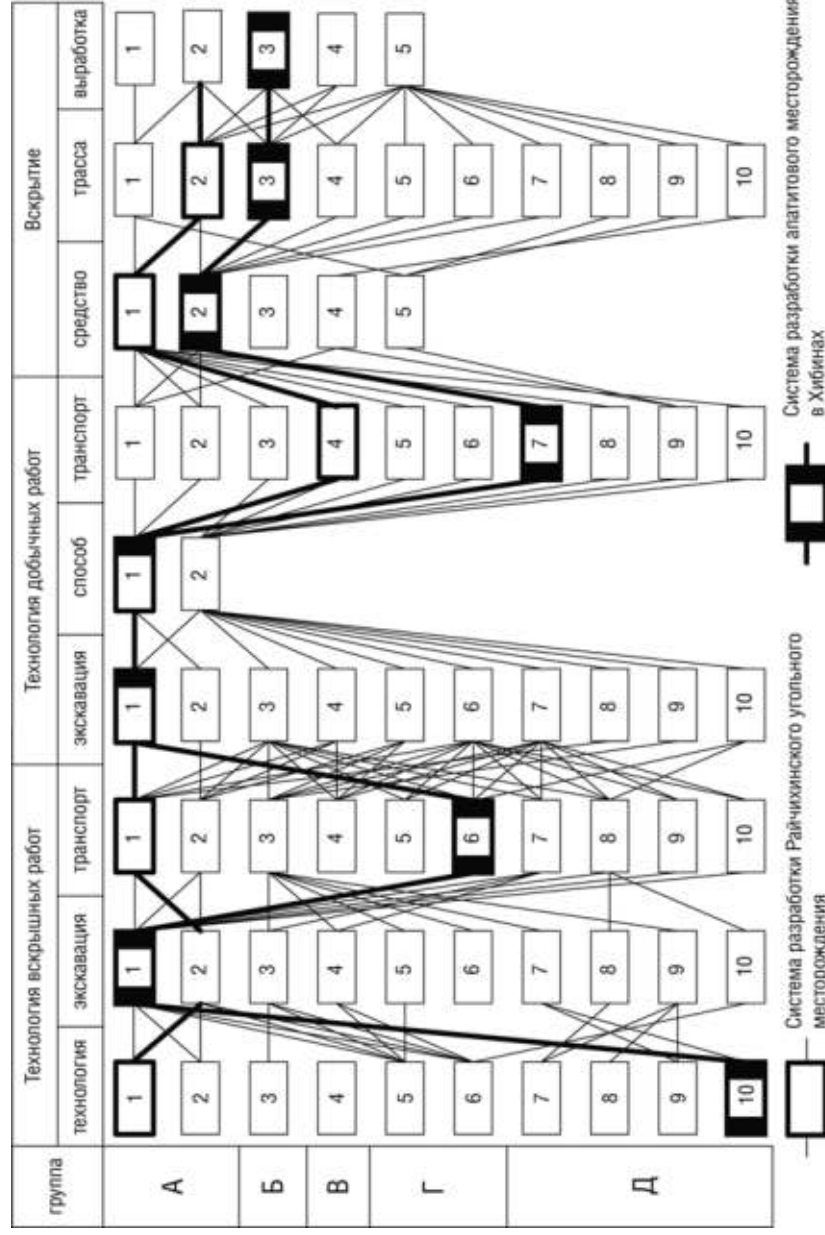


Рис. 1.1. Граф вариантов систем открытой разработки месторождений полезных ископаемых

горных выработок и технологию переработки полезного ископаемого. Энергетические показатели метода (удельное энергопоглощение) базируются на физических законах, измеряемых параметрах и показателях и не зависят от уровня и колебания цен на оборудование, материалы и энергию.

Учитывая пропорциональность экономических затрат энергопоглощению, эффективность каждого варианта систем разработки оценивается величиной энергопоглощения в Дж/т или Дж/м³. Вариант с меньшим значением энергопоглощения в совокупности звеньев показывает экономическую эффективность принятых решений в выборе системы разработки в конкретных природных условиях месторождения.

Сущность энергетического метода заключается в том, что для производства горных работ комплектом оборудования при определенной системе разработки месторождения необходимо затратить энергию на дробление массива для получения требуемого состава горной массы по крупности, выемку и погрузку породы, перемещение и укладку ее в отвал. При этом энергия расходуется на преодоление сопротивления среды рабочими органами машин и совершение полезной работы по переводу объекта приложения энергии (горной породы) из одного состояния в другое.

Расход энергии зависит от свойств горной породы, степени изменения качества и состояния в процессе воздействия на горную породу. Так, разрушение массива, разрыхление горной массы – это изменение ее качества (массив – раздробленная порода), подъем ее для погрузки и перемещение есть изменение состояния.

Полезная энергия, затрачиваемая для производства горных работ (энергозатраты) и поглощаемая в процессе производства, называется технологическим энергопоглощением. (Расчетные зависимости энергетического метода изложены в учебнике Ю.И. Анистратова, К.Ю. Анистратова «Технологические процессы открытых горных работ».)

Все системы разработки, сохраняя наименования академика Н.В. Мельникова, разделены по величине энергопоглощения на пять групп:

- А – бестранспортная (1,2), с минимальным энергопоглощением;
- Б – транспортно-отвальная (3), с малым энергопоглощением;
- В – комбинация (А+Б) бестранспортной и транспортно-отвальной (4), со средним энергопоглощением;
- Г – транспортная (5,6,7,8), с максимальным энергопоглощением;
- Д – комбинация (А+Б+Г) бестранспортной, транспортно-отвальной и транспортной (9, 10), с большим энергопоглощением.

Например, удельное энергопоглощение (энергозатраты) разработки Райчихинского угольного месторождения (рис. 1.2) системой разработки 1.2.1/1.1.4/1.1.2 (1 – перевалка вскрыши 2 – драглайном в выработанное

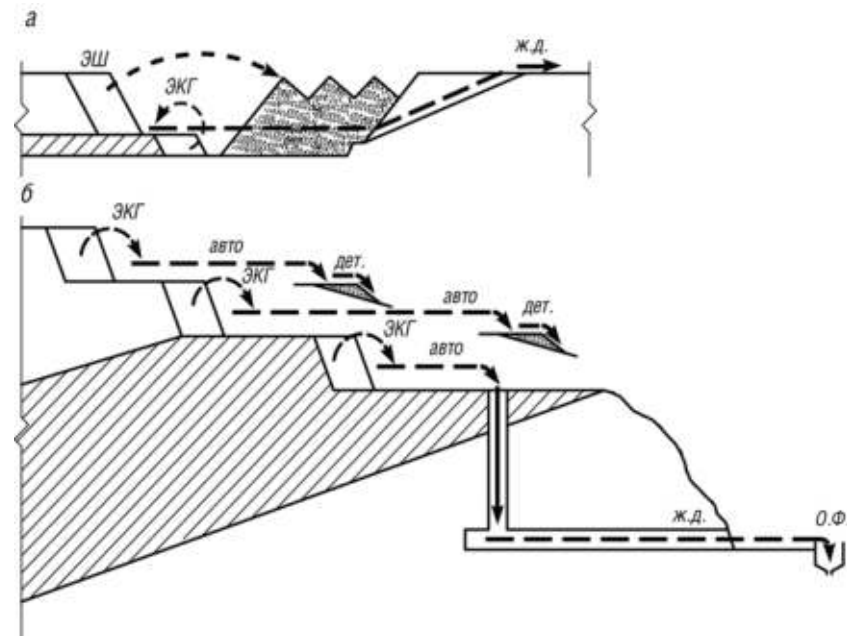


Рис. 1.2. Варианты систем разработки:
а – Райчихинского угольного месторождения;
б – апатитового месторождения в Хибинах

пространство 1 – без использования транспорта; 1 – добыча полезного ископаемого мехлопатами, 1 – валовой выемкой с доставкой из карьера 4 – железнодорожным транспортом; вскрытие карьерного поля 1 – общей внешней наклонной траншеей с 1 – простой трассой, вскрытие рабочего горизонта 2 – наклонной и продольной разрезными траншеями) составляет 1495 МДж/м³ относится к группе А классификации систем разработки по признаку энергозатрат на добычу полезного ископаемого открытым способом.

Удельное энергопоглощение разработки апатитового месторождения в Хибинах на Кольском полуострове системой разработки 6.1.6/1.1.7/2.3.3 (6 – перевозка вскрыши от 1 – мехлопат на внешние отвалы 6 – автотранспортом; 1 – добыча полезного ископаемого мехлопатами, 1 – валовой выемкой, с доставкой его из забоев 7 – комбинированным транспортом: до рудоспусков автотранспортом, после рудоспусков до обогатительной фабрики железнодорожным транспортом; вскрытие карьерного поля 2 – внутренней наклонной групповой бермой

со 3 – спиральной трассой, вскрытие рабочих горизонтов 3 – наклонными и поперечными разрезными траншеями) составляет 48359 МДж/м³ относится к группе Г классификации систем разработки по признаку энергозатрат на добычу полезного ископаемого открытым способом

Классификация объединяет и систематизирует по энергетическому признаку технологии вскрышных и добычных работ, вскрытие карьерного поля и рабочих горизонтов и средств механизации горных работ в различных природных условиях месторождений. Она предназначена для анализа эффективности систем разработки существующих горных предприятий, добывающих полезное ископаемое открытым способом в конкретных природных условиях, а также при проектировании новых горных предприятий для выбора и обоснования систем разработки конструированием и сравнением вариантов с использованием компьютерного моделирования с числовыми параметрами энергозатрат элементов системы разработки.

1.2. ЭЛЕМЕНТЫ, ПАРАМЕТРЫ И ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Открытая разработка месторождения образует *эксплуатационное пространство карьера*, под которым понимается форма выемки в земной коре от поверхности в глубину, образующейся в процессе добычи полезного ископаемого открытым способом.

Совокупность уступов карьера в эксплуатационном пространстве, находящихся в данное время в одновременной разработке называется *рабочей зоной карьера*.

В эксплуатационном пространстве карьера функционируют комплекты горного и транспортного оборудования, объединенные в *технологические потоки* с выполнением всех производственных процессов – от подготовки массива горных пород к выемке до отвалообразования пустых пород и некондиционных руд и передачи потребителю полезных ископаемых.

Под *технологическим потоком* понимается взаимосвязанная совокупность горных и транспортных машин определенной производительности, независимо ведущих разработку определенной зоны карьера, с выполнением всех технологических процессов – от подготовки горных пород к выемке до отвалообразования пустых пород, складирования или передачи полезного ископаемого потребителю в равномерном ритме.

Эксплуатационное пространство карьера состоит из *функциональных элементов*, сочетание которых вместе с механизацией производственных процессов определяет систему разработки.

Элемент представляет собой совокупность плоскостей, ограничивающих пространство в пределах одной функциональной части эксплуатационного пространства карьера.

Основными элементами являются: выемочный (экскаваторный) блок, горизонтальная и наклонная транспортные бермы (съезд, внутренняя траншея), наклонная траншея (внешняя траншея), предохранительная берма, берма периодической очистки, разрезная траншея, вскрытые запасы, выработанное пространство, закругление, площадки примыкания, петли и тупики транспортных коммуникаций.

Конструктивно и функционально элементы системы разработки представляют собой следующий вид (*рис. 1.3А*).

Выемочный блок – основной, определяющий производительность отдельного технологического потока, элемент системы разработки. Он включает в себя объем готовых к выемке горных пород и рабочую площадку. Форма и геометрические размеры элемента зависят от рода, вида, типа и параметров используемого для разработки горных пород оборудования и технологии горных работ.

Высота блока равна высоте уступа, которая определяется параметрами горной и транспортной техники и технологией разработки с учетом безопасности работ в соответствии с «Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом».

Ширина блока определяется величиной бермы безопасности, шириной резервной полосы, транспортных коммуникаций, зазора безопасности между транспортной полосой и нижней бровкой развала, величиной развала и шириной заходки выемочно-погрузочной машины по целику. В крепких породах ширина заходки по целику устанавливается в зависимости от технологии подготовки горных пород к выемке, которая принимается для обеспечения экскавационной машине необходимой степени дробления, разрыхления породы и высоты развала. Общая ширина развала принимается кратной ширине заходки экскаватора на уровне стояния.

Длина блока определяется эффективностью работы экскавационной машины с учетом транспортного обслуживания всех блоков по длине фронта работ. Основная форма выемочного блока в плане прямоугольная. При необходимости по природным условиям вписывания в криволинейный контур блок по длине делится на три части со стыковкой частей элементов по оси транспортной полосы рабочей площадки.

В паспорте выемочного блока даны следующие параметры: размеры поперечного сечения, площадь в плане, длина трассы транспорта, производительность экскавационной машины, состав и количество вспомогательных машин и оборудования.

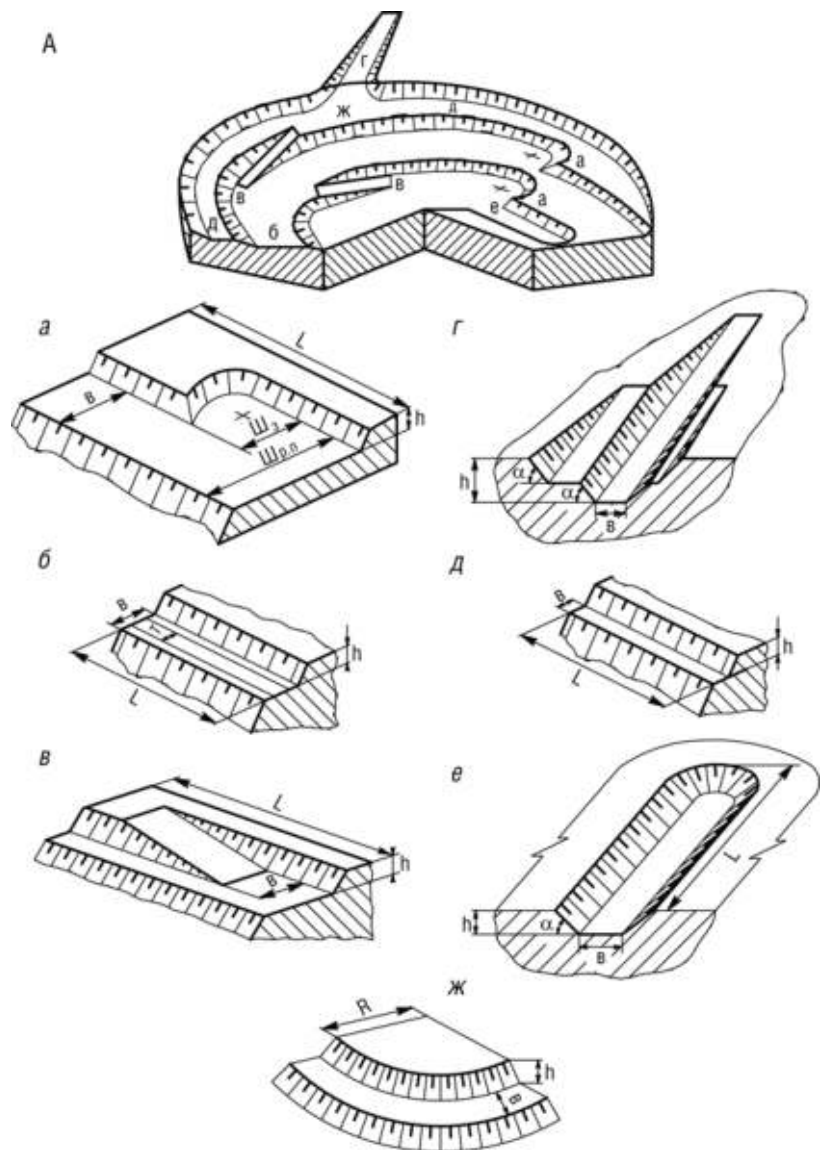


Рис. 1.3. Элементы систем разработки:
 а – выемочный (экскавационный) блок, б – горизонтальная транспортная берма, в – наклонная транспортная берма, г – наклонная траншея, д – предохранительная и периодической очистки берма, е – разрезная траншея, ж – закругление

Горизонтальная транспортная берма – элемент системы разработки, предназначенный для транспортного обслуживания технологического потока в карьере. Он состоит из площадки для размещения транспортных коммуникации с обустройством (согласно правилам технической эксплуатации), бермы безопасности и откоса массива вышележащего горизонта.

Ширина элемента транспортной бермы определяется принятым для транспортного обслуживания технологического потока типом транспортных средств, организацией движения, технологией и механизацией ее обслуживания (удаление просыпи с транспортных средств, осыпи с откоса, снега).

Длина элемента транспортной бермы устанавливается пропорционально элементам транспортного пути (длине става конвейера, расстоянию между опорами контактной линии и пр.), но не менее длины тормозного пути или разгона для достижения установленной скорости движения транспортного средства. Угол откоса бермы в зависимости от свойств массива и технологии заоткоски принимается от 50 до 80 градусов. Высота откоса бермы соответствует высоте рабочих горизонтов.

В паспорт горизонтальной транспортной бермы помимо линейных размеров входят: площадь в плане, длина трассы, допустимая скорость транспортных средств, длина коммуникаций,

Наклонная транспортная берма представляет собой транспортную берму, но в профиле с уклоном соответствующим виду транспорта. Ширина наклонной транспортной бермы аналогична горизонтальной. В паспорте элемента указываются данные, аналогичные элементу горизонтальной транспортной бермы.

Наклонная траншея – элемент, предназначенный для ввода в карьер транспортного потока на определенную глубину. Ее форма в разрезе и параметры определяются глубиной заложения траншеи, принятыми углами откосов бортов, количеством обслуживаемых горизонтов с односторонним или двухсторонним примыканием и количеством путей. Уклон траншеи в продольном направлении и ее план принят аналогично наклонной транспортной берме.

Предохранительная и периодической очистки бермы – элементы системы разработки, входящие в конструкцию борта карьера в конечном положении. Функционально предназначены для задержания и накопления осыпающейся породы с поверхности откосов борта карьера и периодической их очистки средствами механизации. В сечении они повторяют форму транспортной бермы, отличаясь от нее в первом случае отсутствием транспортной полосы, во втором ее наличием, но

в минимальных размерах, обеспечивающих проход бульдозера или грейдера для штабелирования накапливающейся породы на площадке и возможность ее погрузки погрузчиком или сброса на нижележащую транспортную или аналогичную берму.

Высота откоса бермы соответствует высоте рабочих горизонтов, но на практике для увеличения угла откоса борта карьера они сдвигаются или страиваются, достигая в настоящее время на глубоких карьерах 60 м. Угол откоса, как и в транспортной берме, принимается в зависимости от свойств массива горных пород и технологии отстройки откоса от 50 до 80 градусов. В продольном профиле бермы горизонтальны или для обеспечения постоянного расстояния по высоте от транспортной бермы – с уклоном, принятым для транспортной бермы. Конструкция борта карьера с наклонными бермами позволяет увеличить угол откоса борта карьера.

Разрезная траншея – элемент, функциональное назначение которого – создание рабочего пространства для высокопроизводительной работы оборудования в выемочном блоке и обеспечение его транспортного обслуживания. Форма в плане прямоугольная, квадратная или в виде сектора. Длина соответствует величине подготавливаемого с ее помощью выемочного блока.

Ширина по дну принимается минимальной, соответствующей технологии ее проведения, и максимальной, обеспечивающей в начале эксплуатации выемочного блока пространство для размещения развала, транспортной полосы и бермы безопасности.

Высота соответствует высоте вскрываемого с помощью разрезной траншеи горизонта, т.е. высоте выемочного блока.

Вскрытые запасы – элемент системы разработки, функциональное назначение которого обеспечение надежности работы карьера.

Ширина, длина и высота элемента принимается равной или кратной размерам выемочного блока. Учитывая, что правилами эксплуатации месторождений открытым способом предусматривается трехмесячный запас, то количество элементов в добычной зоне должно соответствовать этой величине.

Выработанное пространство – элемент системы при разработке горизонтальных и пологопадающих залежей, который образуется в результате производства вскрышных и добычных работ. Используется для размещения вскрышных пород отвалов.

Закругление – элемент, аналогичный горизонтальной транспортной берме, предназначен для стыковки элементов, требующих соединения между собой под углом, но отличается наличием кривизны в одну или другую сторону.

Площадка примыкания – элемент, предназначенный для связи транспортных коммуникаций горизонта с путями трассы наклонной транспортной бермы. По форме в разрезе, плане и профиле аналогичен горизонтальной транспортной берме, но отличается от нее функциональной назначенностью, которая и определяет ее параметры. На площадке происходит соединение транспортных средств грузопотока по трассе наклонной траншеи с нижележащих горизонтов с грузопотоком вышележащего горизонта.

Длина принимается равной длине поезда с учетом резерва на неточность установки поезда. При автомобильном транспорте на площадке предусматривается место для остановки самосвалов во время пропуска идущих на подъем груженых автосамосвалов. Ее длина в этом случае равна длине тормозного пути. При конвейерном транспорте на площадке примыкания располагаются перегрузочные устройства с забойного или сборочного конвейера на подъемный.

Площадка примыкания для каждого вида транспорта принимается в трех вариантах: без уклона в продольном направлении, с уклоном, принятым для трассы на наклонной транспортной берме, и со смягченным уклоном.

Площадка петли предназначена для соединения элементов транспортной бермы в местах изменения направления трассы транспортных коммуникаций. Используется в основном при автомобильном транспорте. В плане петля имеет округлую форму с правым или левым разворотом на 270 или 360° при минимальном и смягченном радиусах по оси транспортной полосы.

Площадка тупика предназначена для размещения железнодорожных путей тупиковой трассы шириной, достаточной для размещения тупика при однопутевой или двухпутевой трассе. По длине она соответствует длине тупика.

При проектировании карьера и в производственных условиях при составлении плана горных работ для обеспечения безопасности и эффективности производства составляются паспорта каждого элемента системы разработки с указанием его параметров в конкретных горно-технических условиях (рис. 1.4).

Основными параметрами системы разработки являются: геометрические и параметрические показатели элементов, параметры основного и вспомогательного горного и транспортного оборудования.

Основными показателями системы разработки являются: энергопотребление (Дж/м³), скорость продвижения забоев (м/мес), скорость продвижения фронта работ (м/год), скорость углубки карьера (м/год), величина рабочей зоны карьера в профиле (м) и в плане (м²), производительность

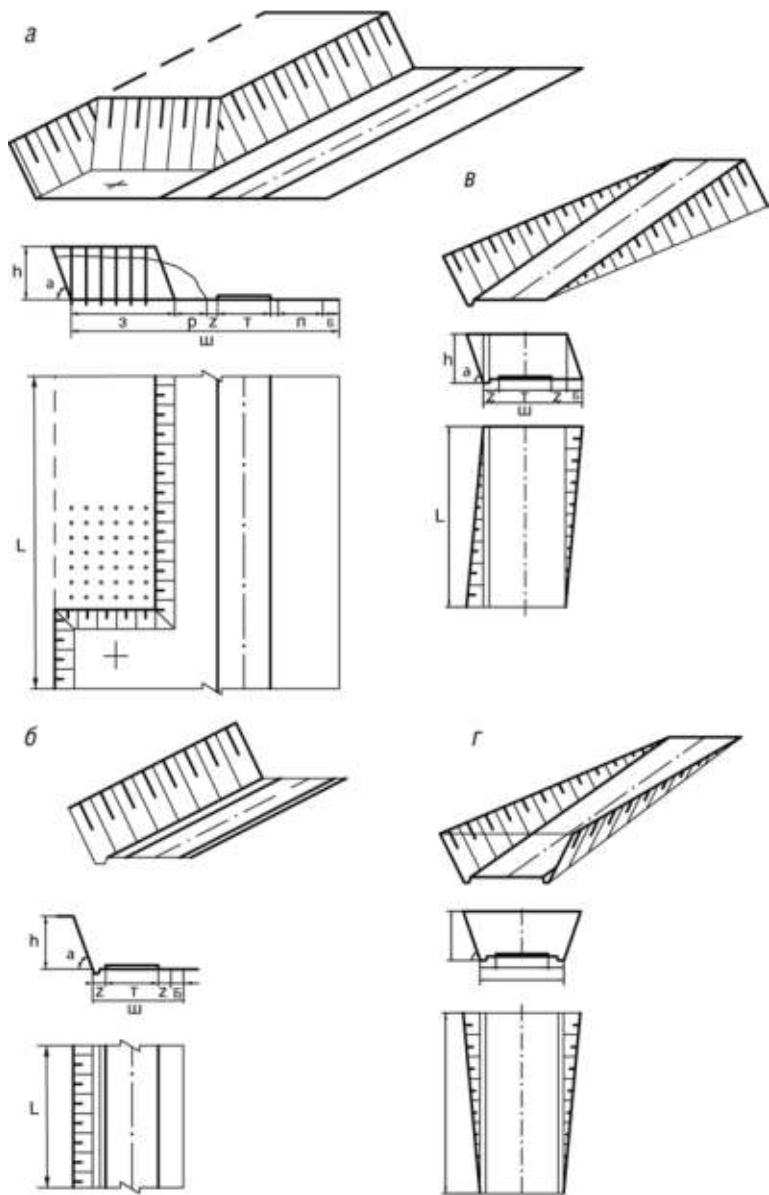


Рис. 1.4. Паспорта элементов систем разработки:
 а – выемочный (экскавационный) блок, б – горизонтальная транспортная берма,
 в – наклонная транспортная берма, г – наклонная траншея.

единицы длины или площади, потери и разубоживание полезного ископаемого (%).

Скорость продвижения забоя V определяется параметрами забоя (высота h и ширина b) и производительностью выемочно-погрузочной техники Q

$$V_3 = \frac{Q}{hb}$$

Скорость продвижения фронта работ V_ϕ на горизонтальных и пологих месторождениях определяется высотой добычного уступа h , длиной блока добычного экскаватора L_6 и производительностью добычного оборудования Q

$$V_\phi = \frac{Q}{hL_6}$$

Скорость продвижения фронта работ на наклонных и крутых месторождениях зависит от скорости углубления горных работ

$$V_\phi = V_y (\text{ctg}\gamma_n + \text{ctg}\gamma_d)$$

Скорость углубления зависит от времени проведения разрезных траншей на вскрываемом горизонте.

Подвижение фронта работ на пологих месторождениях одностороннее, на крутых – двухстороннее (рис. 1.5).

Величина рабочей зоны на горизонтальных и пологих месторождениях постоянна, на наклонных и крутопадающих изменяется по мере углубления горных работ.

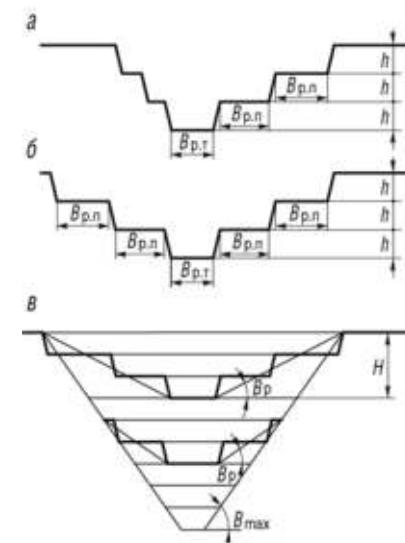


Рис. 1.5. Подвижение фронта работ:
 а – одностороннее,
 б – двухстороннее,
 в – величина рабочей зоны

Глава 2

ТЕХНОЛОГИЯ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ

2.1. БЕСТРАНСПОРТНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ (А)

Геологические условия горизонтальных и пологих пластообразных месторождений позволяют полностью или частично использовать выработанное пространство для размещения пород вскрыши. Мощность пласта полезного ископаемого и вскрыши, рабочие параметры вскрышного оборудования и технология добычных работ определяют систему разработки и технологию вскрышных работ. По классификации системы разработки горизонтальных и пологих пластовых месторождений относятся к бестранспортной, транспортно-отвальной и комбинированной.

А-1. Технология вскрышных работ с перевалкой вскрыши в выработанное пространство одноковшовыми экскаваторами

Для производства работ по этой технологии применяются вскрышные экскаваторы с большими рабочими параметрами: механические лопаты и драглайны.

Механическая лопата находится на кровле пласта полезного ископаемого и разрабатывает всю толщу покрывающих пород одним уступом (рис. 2.1). На кровле добычного уступа оставляется слой породы для предохранения от выветривания полезного ископаемого и потери его качеств. После зачистки пласта полезное ископаемое вынимают одноковшовыми экскаваторами, как правило с верхней погрузкой.

Расчет параметров технологии заключается в определении рабочих параметров вскрышных экскаваторов для конкретной мощности покрывающих пород в зависимости от ширины заходки экскаватора B , мощности пласта полезного ископаемого h , углов откосов уступов α и отвала β .

Максимальная ширина заходки механической лопаты при перевалке вскрыши в выработанное пространство

$$B_{\max} = 1,7 R_{q,y}$$

минимальная

$$B_{\min} = 0,5c_x + R_{q,y}$$

где $R_{q,y}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, c_x – ширина хода экскаватора.

В основу расчета положено условие равенства объемов вскрышной заходки V_1 на единицу подвигания и породы в отвале V_2 .

Объем породы на единицу подвигания вскрышной заходки (m^3)

$$V_1 = BHk_p,$$

где H – мощность вскрыши, м; k_p – коэффициент разрыхления породы.

Объем отвала на единицу длины фронта горных работ (м)

$$V_2 = BH_0 - 0,25B^2 \operatorname{tg} \beta,$$

где H_0 – высота отвала, м; β – угол откоса отвала, градус.

Для размещения породы в отвале необходимо, чтобы $V_1 = V_2$, т.е.

$$BHk_p = BH_0 - 0,25B^2 \operatorname{tg} \beta.$$

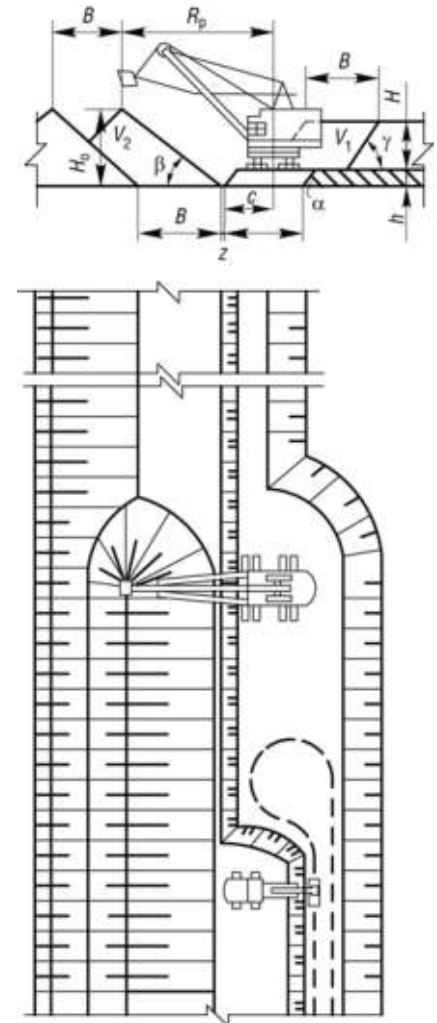


Рис. 2.1. Технологическая схема разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство механической лопатой

Отсюда высота отвала (м)

$$H_0 = Hk_p + 0,25B \operatorname{tg} \beta.$$

Высота разгрузки экскаватора

$$h_p \geq H_0 - h \text{ или } h_p = Hk_p + 0,25B \operatorname{tg} \beta - h.$$

Радиус разгрузки экскаватора

$$R_p \geq c + h \operatorname{ctg} \alpha + z + H_0 \operatorname{ctg} \beta,$$

где c – расстояние от оси вскрывного экскаватора до верхней бровки уступа полезного ископаемого, м;
 z – ширина свободного выработанного пространства, м.

При решении обратной задачи определяется возможная мощность вскрывши, обрабатываемая в конкретных условиях вскрывным экскаватором:

♦ с учетом высоты разгрузки экскаватора h_p

$$H_{\max} \leq \frac{h_p - 0,25B \operatorname{tg} \beta + h}{k_p};$$

♦ с учетом радиуса разгрузки экскаватора

$$H_{\max} \leq \frac{R_p - (c + h \operatorname{ctg} \alpha + z + 0,25B)}{k_p \operatorname{ctg} \beta}.$$

В окончательном виде принимается минимальное значение.

При конструировании технологической схемы для возможности применения на вскрывных работах экскаваторов с меньшими рабочими параметрами следует стремиться к уменьшению ширины свободного выработанного пространства, увеличению угла откоса внутреннего отвала и расстояния от оси вскрывного экскаватора до верхней бровки уступа полезного ископаемого. Минимальная ширина свободного выработанного пространства определяется параметрами канавы для отвода воды из карьера, которая прокладывается вдоль добычного уступа с уклоном в сторону зумпфа. Уменьшению ширины свободного выработанного пространства способствует размещение транспортных коммуникаций для доставки полезного ископаемого на кровле пласта.

Увеличению угла откоса внутреннего отвала способствует применение в основании отвала эффективного дренажа. Для этой цели в основании отвала в сторону канавы укладывают дренажные трубы.

Драглайн при производстве вскрывных работ может располагаться на кровле вскрывного уступа (рис. 2.2) или на промежуточном горизонте. В первом случае достигается его максимальная производительность, но, находясь на большом расстоянии от выработанного пространства, он должен иметь большие рабочие параметры. При расположении на промежуточном горизонте часть вскрывных пород в забое драглайн черпает выше уровня стояния, что при разработке трудно экскавируемых пород снижает его производительность. Однако в этом случае он находится ближе к отвалу и может иметь меньшие рабочие параметры.

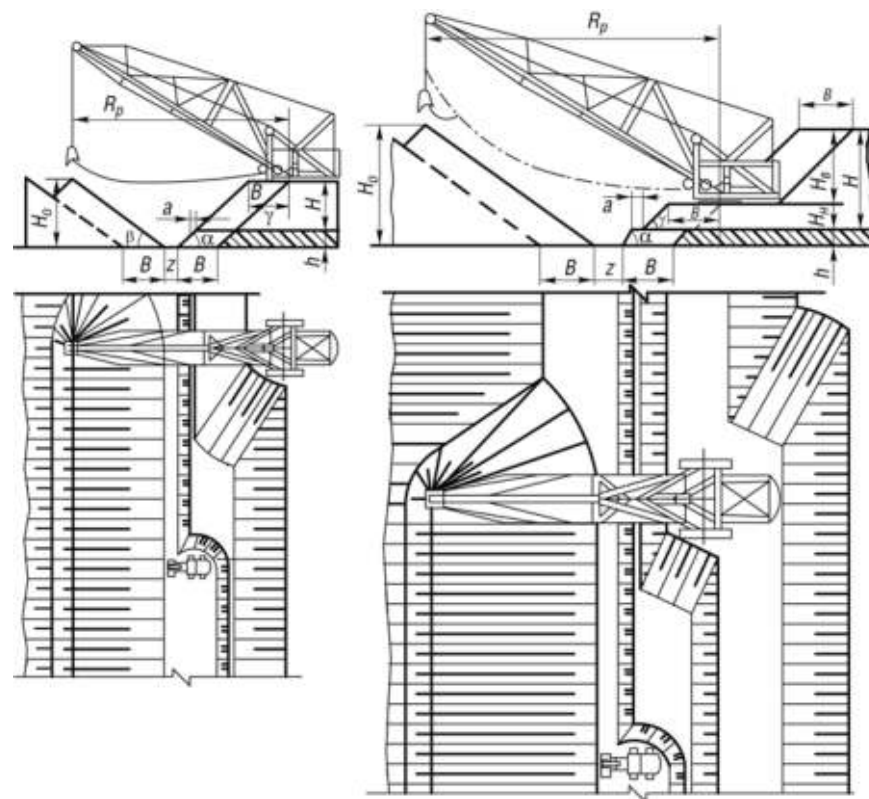


Рис. 2.2. Технологическая схема разработки с перевалкой вскрывши в выработанное пространство драглайном.

Расчет параметров технологии производится с учетом тех же условий, что и при применении механической лопаты.

Необходимая высота отвала (м) по условию размещения вскрыши в выработанном пространстве

$$H_0 = Hk_p + 0,25B \operatorname{tg}\beta \text{ или}$$

$$H_0 = \frac{R_p - (b + H \operatorname{ctg}\gamma + a + h \operatorname{ctg}\alpha + z)}{\operatorname{ctg}\beta}.$$

Нормальная ширина заходки драглайна

$$B = 1,4R_q,$$

где R_q – радиус черпания экскаватора.

Необходимая высота разгрузки драглайна (м)

$$h_p \geq H_0 - h - H \text{ или } h_p = 0,25B \operatorname{tg}\beta - h + H(k_p - 1).$$

Радиус разгрузки драглайна (м)

$$R_p \geq b + H \operatorname{ctg}\gamma + a + h \operatorname{ctg}\alpha + z + H_0 \operatorname{ctg}\beta,$$

где b – расстояние от оси вскрышного драглайна до верхней бровки породного уступа;

γ – угол устойчивого откоса породного уступа, градус;

a – ширина площадки, м.

В случае расположения драглайна на промежуточном горизонте вначале рассчитывается высота нижнего вскрышного подступа по условию размещения пород вскрыши в выработанном пространстве (м):

$$H_H = H_0 - h - h_p = Hk_p + 0,25B \operatorname{tg}\beta - h - h_p.$$

Высота верхнего вскрышного подступа (м)

$$H_B = H - H_H,$$

она принимается не более 0,5–0,7 высоты разгрузки экскаватора h_p .

Максимальная мощность вскрыши (м), отрабатывается драглайном по схеме

$$H_{\max} = \frac{R_p - (b + a + z + h \operatorname{ctg}\alpha + 0,25B) + H_n \operatorname{ctg}\gamma}{k_p \operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma}.$$

Драглайны получили широкое распространение на карьерах при разработке горизонтальных и пологих залежей с непосредственной перевалкой вскрыши в выработанное пространство. Они имеют большие рабочие параметры по сравнению с механическими лопатами.

Экскаватор-карьер. В простых условиях один драглайн может работать, поочередно производя вскрышные и добычные работы, размещая вскрышу в выработанном пространстве, а полезное ископаемое – в средства транспорта (схема экскаватор-карьер (рис. 2.3). При расположении драглайна на подступе, а именно на почве плодородного слоя, появляется возможность совмещения вскрышных и добычных работ с первым этапом рекультивации поверхности выработанного пространства – перемещения плодородного слоя земли на поверхность внутреннего отвала.

Траншейная технология.

Для отработки тонких пластов угля и мощности покрывающих пород, не превышающей глубину черпания драглайна, применяется технология разработки с размещением вскрыши на бортах разрезных траншей.

Траншеи в пределах карьерного поля проводятся параллельно на расстоянии достаточном для выемки угля под вскрышей из этих траншей шнекобуровыми машинами или комбайнами (рис.2.4). Уголь из траншеи драглайном

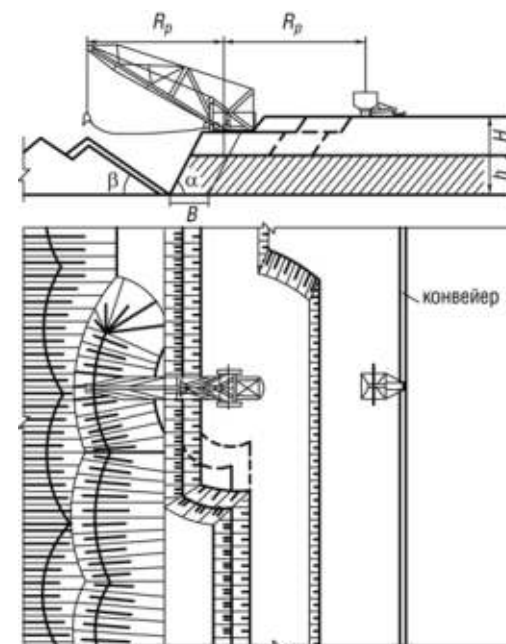


Рис. 2.3. Технологическая схема «экскаватор-карьер»

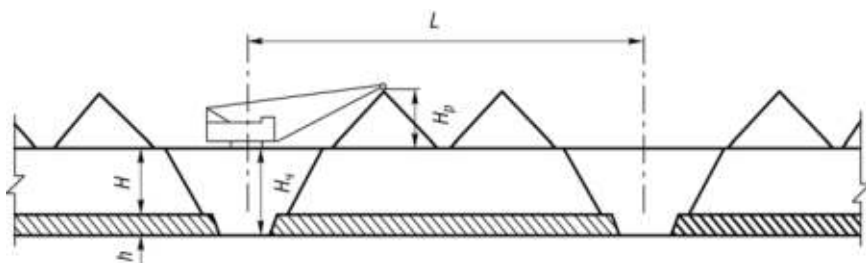


Рис. 2.4. Траншейная технология вскрышных работ

грузится в средства транспорта. Ширина траншеи определяется габаритами шнекобуровых машин и их транспортным обслуживанием и составляет 15–20 м. Глубина выемки угля выбуриванием шнекобуровыми машинами 60 м, комбайнами 200 м, следовательно, расстояние между траншеями составляет двойную величину этих параметров. Отвалы вскрыши при проведении траншей располагаются на поверхности по обе стороны траншеи.

Расчет параметров этой технологии заключается в выборе драглайна с параметрами по глубине черпания, отвечающими глубине залегания пласта угля. Система разработки с использованием выемки угля из открытых горных выработок выбуриванием связана с потерями угля в недрах, которые составляют при шнекобуровой выемке 35–50%, при комбайновой выемке – 20–30%.

Селективная экскавация вскрышных пород. При наличии во вскрышной толще агрессивных, самовозгорающихся на воздухе или радиоактивных горных пород для охраны окружающей среды применяют специальные технологические схемы производства вскрышных работ драглайнами для изоляции этих пород в отвалах.

В зависимости от положения агрессивных пород в покрывающей толще месторождения разделяют на три основных типа:

- ♦ к первому типу относятся месторождения, где агрессивные породы расположены в верхней части вскрыши и имеют выход на дневную поверхность;
- ♦ второй тип предполагает внутреннее расположение агрессивных пород, которые изолированы инертными породами как от дневной поверхности, так и от полезного ископаемого;
- ♦ в месторождениях третьего типа агрессивные породы залегают непосредственно над пластом полезного ископаемого.

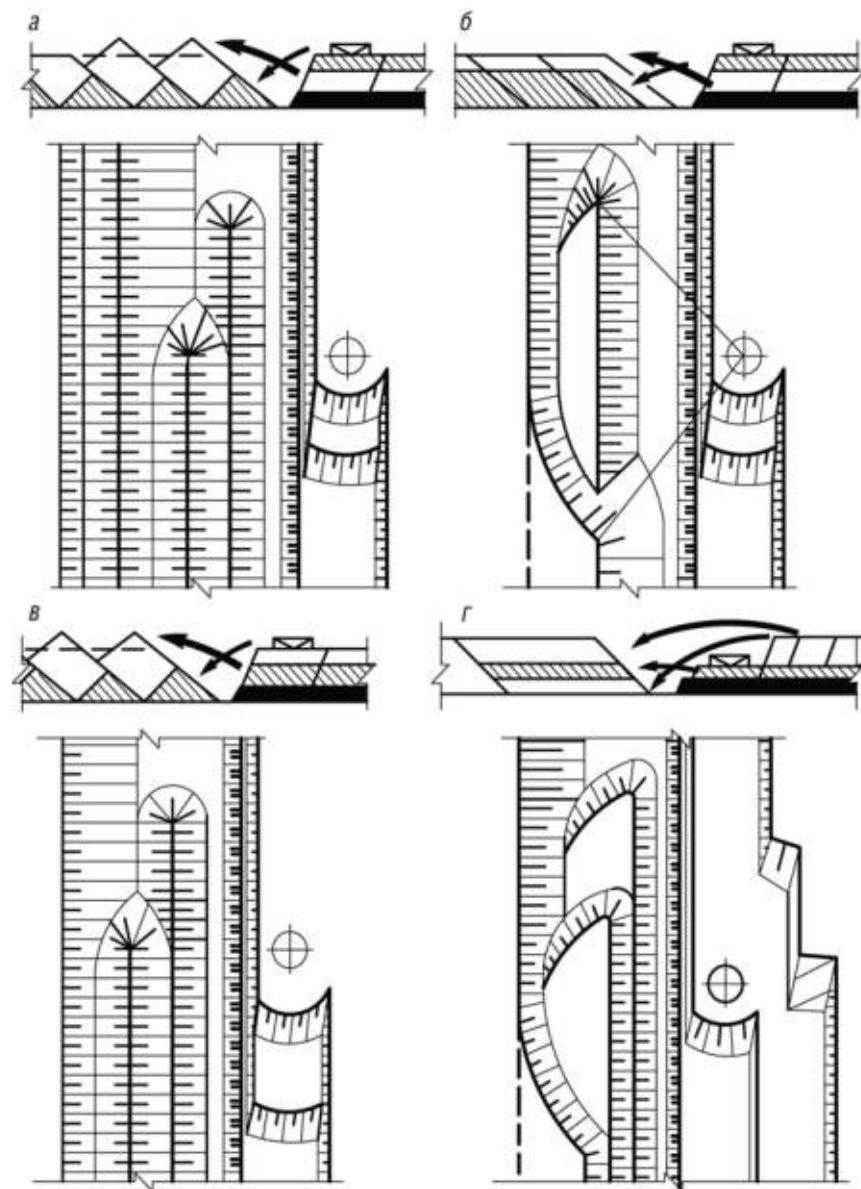


Рис. 2.5. Технологические схемы вскрышных работ с изоляцией агрессивных пород в отвале: а и б – при расположении агрессивных пород по поверхности вскрышного массива; в и г – то же, в глубине вскрышного массива

Технология вскрышных работ в данном случае предусматривает послынную экскавацию забоя с помещением агрессивных пород в основание отвала с односторонней или полной изоляцией их инертными породами (рис. 2.5). Для предохранения от самовозгорания достаточен слой пластичных или сыпучих пород толщиной 0,5–1,5 м, полускальных пород толщиной 2–3 м, а для изоляции радиоактивных пород достаточен слой толщиной 0,6–1 м.

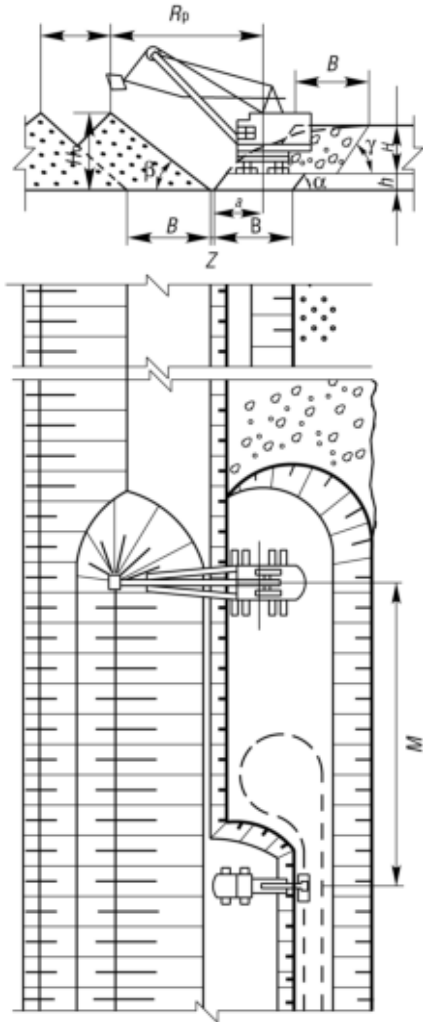


Рис. 2.6. Технология вскрышных работ в крепких горных породах с перевалкой вскрыши в выработанное пространство механической лопатой

Перевалка крепких горных пород. Технология вскрышных работ с перевалкой вскрыши в выработанное пространство одноковшовыми экскаваторами возможна при крепких горных породах, покрывающих полезное ископаемое. В этом случае параметры буровзрывных работ рассчитываются из условия необходимой степени дробления массива для обеспечения эффективной работы экскаватора и возможности размещения развала горной массы внутри экскаваторной заходки с минимальным развалом в сторону выработанного пространства (рис. 2.6).

Перемещение горных пород силой взрыва. Применение взрывного разрушения массива горных пород позволяет использовать в этой технологии силу взрыва для перемещения части горной породы (А) (рис. 2.7) в выработанное пространство. Однако применение для экскавации взорванной горной массы механической

лопаты ведет к некоторым потерям полезного ископаемого в целике между отвалом и заходкой добычного экскаватора, поэтому эта технология эффективна при пластах полезного ископаемого небольшой мощности.

Исключаются потери полезного ископаемого при использовании в этой технологии драглайна. Он располагается ближе к выработанному пространству, что создает возможность экскавации взорванной горной массы, очистки необходимого пространства между пластом полезного ископаемого и отвалом и размещения в выработанном пространстве большего объема вскрыши. В случае, если вскрышной уступ сверху сложен мягкими четвертичными отложениями и крепкими – в нижней части, то драглайн располагается на подступе между мягкими и крепкими горными породами. Экскавация мягких горных пород производится во время производства в массиве крепких горных пород буровзрывных работ с перемещением вскрыши внутрь выработанного пространства (А) или на поверхность откоса уступа (Б) для создания пригрузки массива для повышения степени дробления горных пород (рис. 2.8).

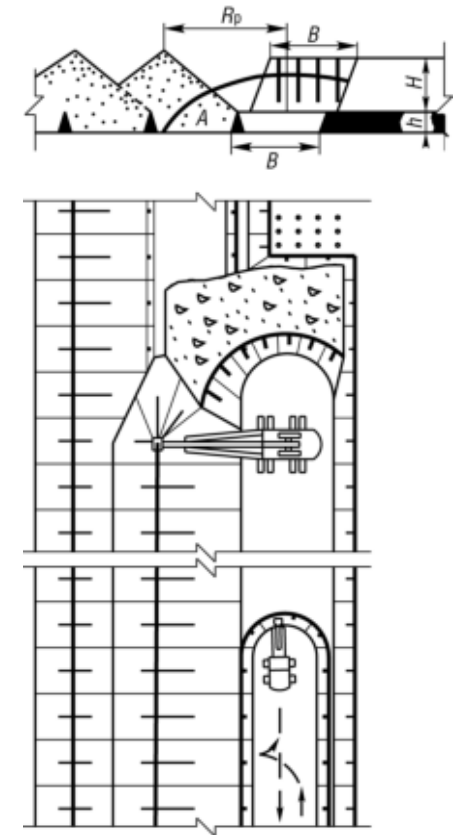


Рис. 2.7. Использование силы взрыва для перемещения части (А) горной породы в выработанное пространство

А62. Технология вскрышных работ с перевалкой и переэкскавацией вскрыши в выработанном пространстве одноковшовыми экскаваторами

Для увеличения использования объема выработанного пространства применяют переэкскавацию породы во внутреннем отвале с помощью

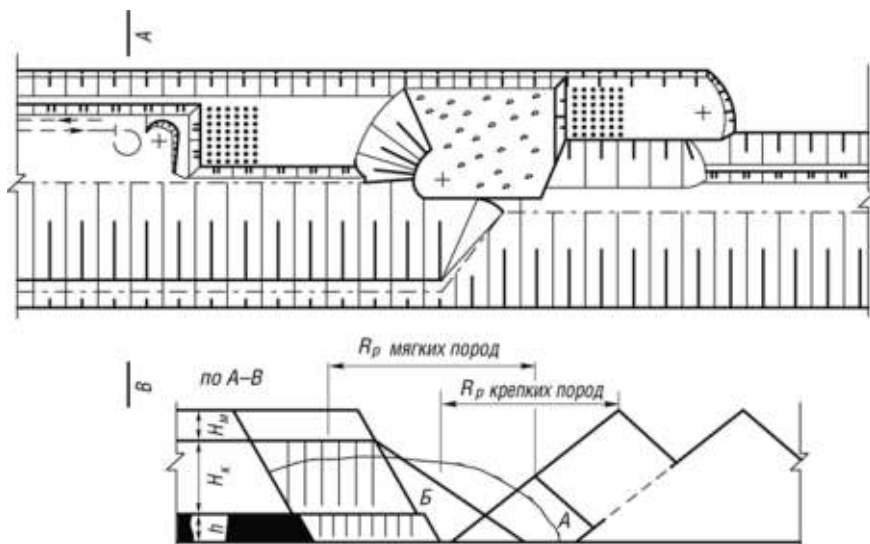


Рис. 2.8. Технология вскрышных работ в разнопрочных породах с перевалкой вскрыши в выработанное пространство драглайном

драглайнов. Это позволяет обрабатывать большую высоту вскрышного уступа с перемещением вскрыши в выработанное пространство.

Из многих вариантов этой технологии типичными являются пять (рис.2.9):

- ♦ разработка и перемещение вскрыши механической лопатой в выработанное пространство с засыпкой части пласта полезного ископаемого и ее переэкскавация драглайном во внутреннем отвале (а);
- ♦ разработка и перемещение вскрыши драглайном в выработанное пространство с засыпкой части пласта полезного ископаемого и ее переэкскавация драглайном внутри отвала (б);
- ♦ переэкскавация в выработанном пространстве вскрыши от предыдущей заходки и разработка забоя с перемещением вскрыши в отвал механической лопатой или драглайном без засыпки добычного уступа (в);
- ♦ разработка части вскрышного уступа с перемещением вскрыши в выработанное пространство драглайном и одновременная разработка оставшейся части вскрыши в забое и ее переэкскавация другим драглайном внутри отвала (г);
- ♦ разработка, перемещение и переэкскавация вскрыши в выработанное пространство одним драглайном (д).

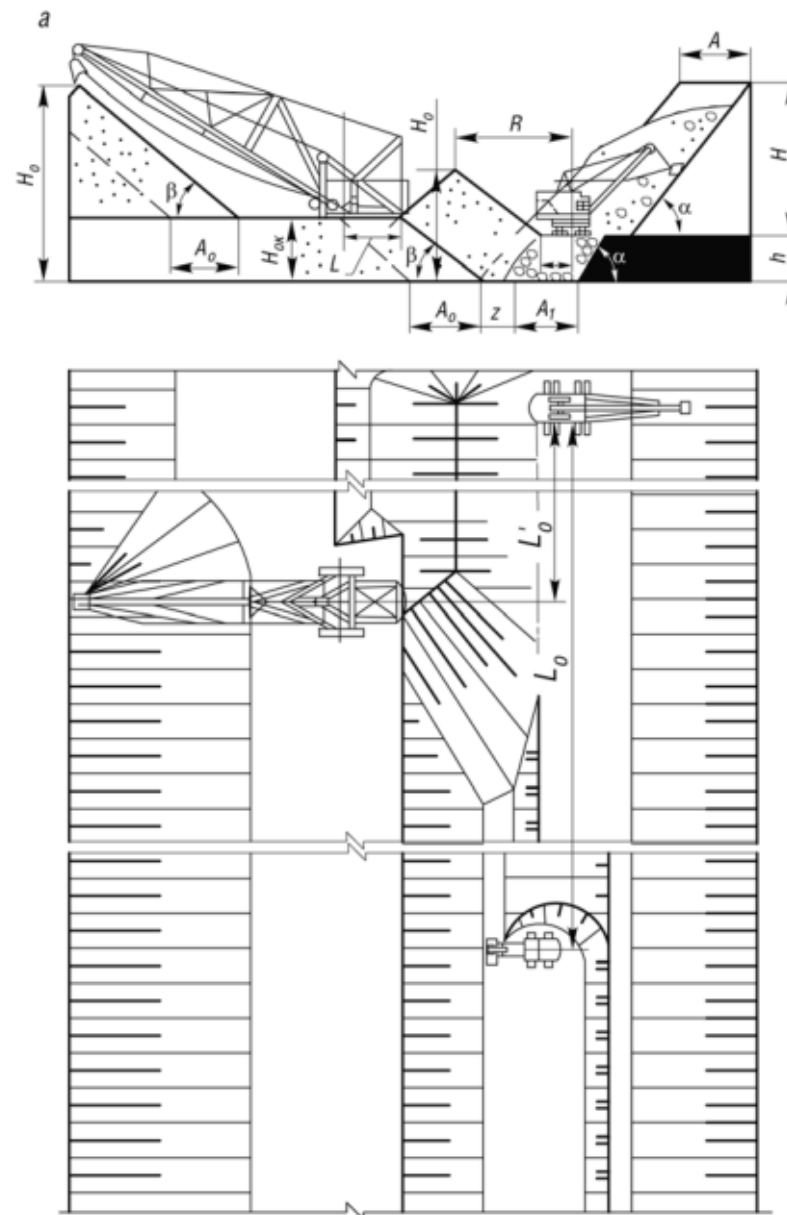


Рис. 2.9а. Вариант технологии вскрышных работ с кратной перевалкой породы во внутренние отвалы одноковшевыми экскаваторами (а)

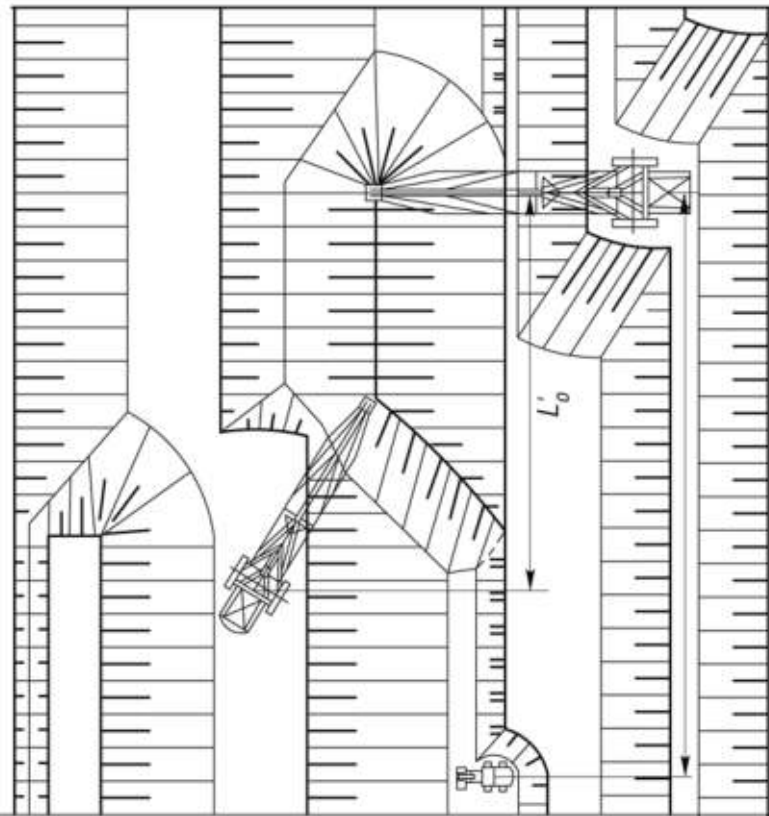
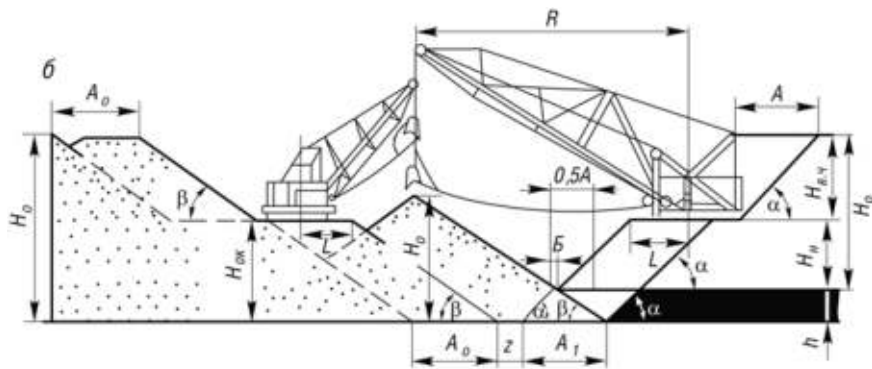


Рис. 2.9б. Вариант технологии вскрышных работ с кратной перевалкой породы во внутренние отвалы одноковшевыми экскаваторами (б)

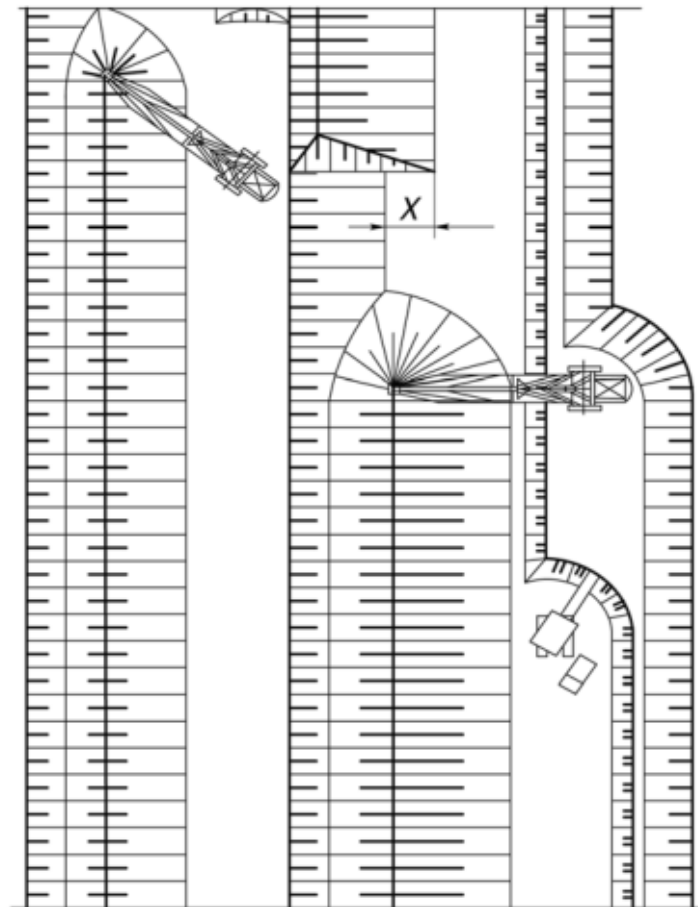
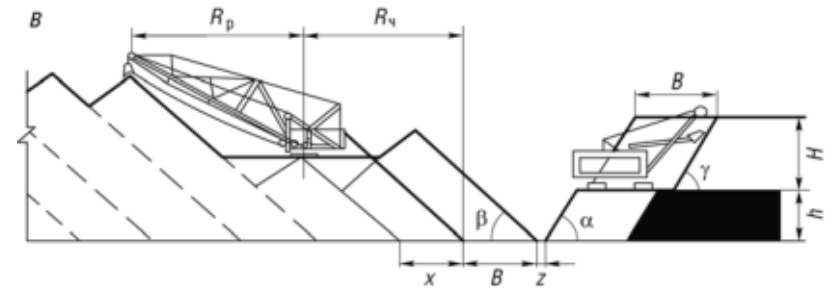


Рис. 2.9в. Вариант технологии вскрышных работ с кратной перевалкой породы во внутренние отвалы одноковшевыми экскаваторами (в)

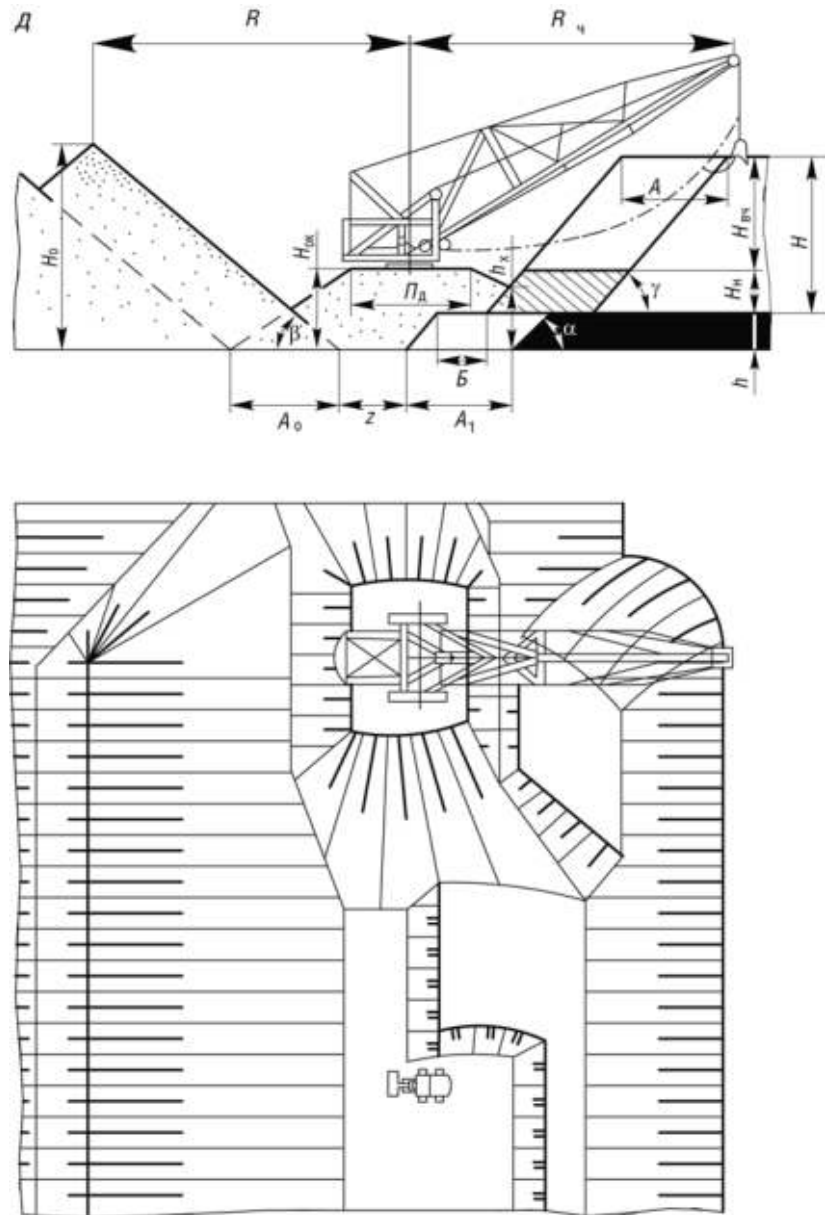
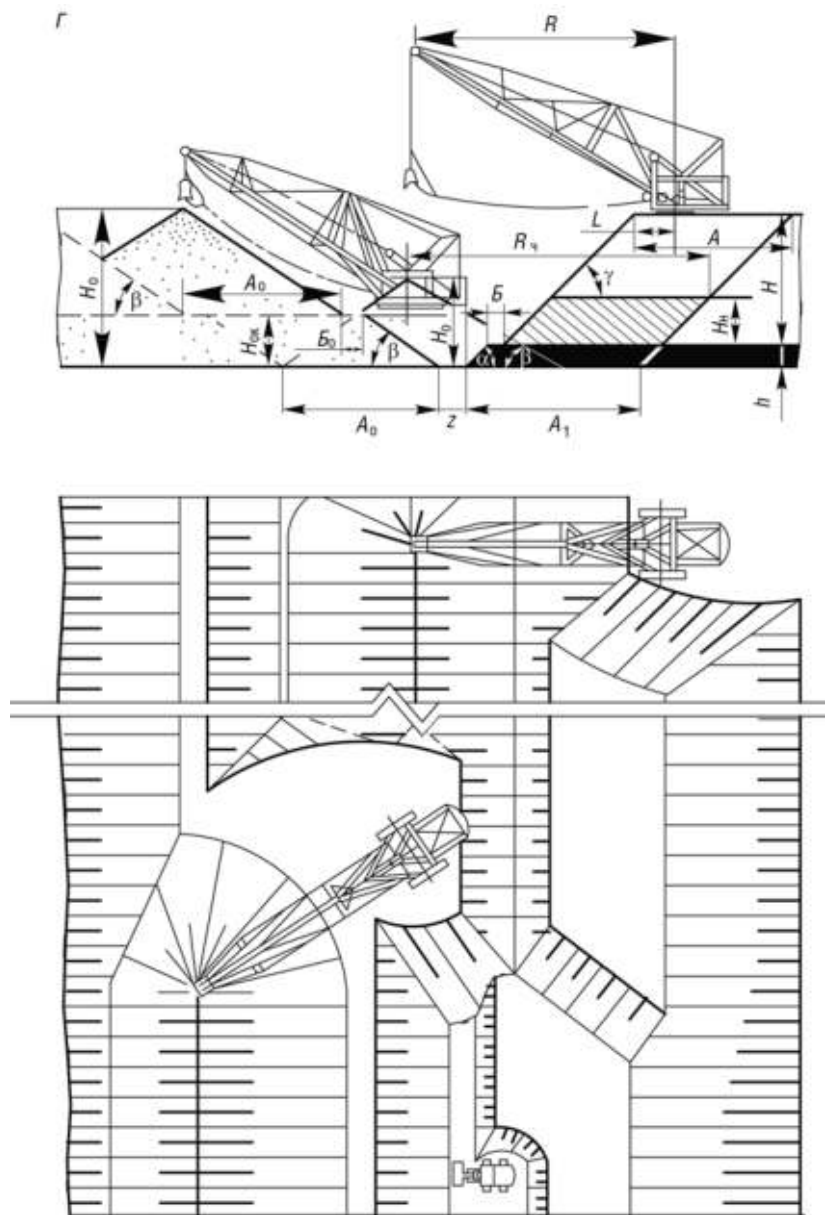


Рис. 2.9г. Вариант технологии вскрышных работ с кратной перевалкой породы во внутренние отвалы одноковшевыми экскаваторами (г)

Рис. 2.9д. Вариант технологии вскрышных работ с кратной перевалкой породы во внутренние отвалы одноковшевыми экскаваторами (д)

В первом варианте экскаватор, находясь на кровле пласта полезного ископаемого, экскавирует породу, перемещает ее в выработанное пространство и частично засыпает пласт полезного ископаемого. Находящийся на отвале драглайн, перемещаясь вслед за механической лопатой на расстояние l_0 , переэкскавирует породу дальше в выработанное пространство, освобождая пласт от вскрышной породы, и создает необходимое пространство между отвалом и добычным уступом. Добычной экскаватор находится на расстоянии l_0 от вскрышного. Это расстояние должно обеспечивать необходимый по правилам технической эксплуатации объем вскрытых запасов по длине фронта работ.

Данная технология применяется при разработке мощных пластов полезного ископаемого и ограниченных рабочих параметрах механической лопаты. Недостатками этой схемы являются: возможные потери полезного ископаемого, сложность в отводе воды с почвы пласта вследствие засыпки выработанного пространства у добычного уступа и невозможность организации поточного транспортного обслуживания с расположением транспортных коммуникаций на почве уступа.

Второй вариант аналогичен первому, только экскавацию породы в выработанное пространство осуществляет драглайн, который располагается на кровле вскрышного уступа или на промежуточном горизонте.

В третьем варианте в начале фронта горных работ драглайн переэкскавирует породу в отвале от предыдущей заходки механической лопаты или драглайна, освобождая в необходимом объеме пространство для размещения породы при разработке следующей заходки в массиве. Это позволяет исключить потери полезного ископаемого, улучшить условия транспортного обслуживания и технологию добычных работ.

В четвертом варианте драглайн с расположением на кровле вскрышного уступа разрабатывает часть его по высоте и перемещает в выработанное пространство с частичной засыпкой пласта полезного ископаемого. Драглайн на отвале одновременно разрабатывает оставшуюся часть вскрышного уступа и переэкскавирует породу в отвале от первого драглайна, размещая ее перед собой по фронту работ и внутри отвала в выработанном пространстве. Эта схема позволяет увеличить на 20–30% высоту вскрышного уступа, обрабатываемого по бестранспортной технологии.

В пятом варианте использована технология разработки вскрышного уступа с засыпкой пласта полезного ископаемого и переэкскавация вскрыши, как в четвертом варианте, но осуществляемая одним драглайном с большими рабочими параметрами и его расположением в выработанном пространстве. Технология работы заключается в том, что экскаватор создает из экскавируемой породы части уступа насыпное

основание, высотой, достаточной для размещения внутри отвала всей экскавируемой и переэкскавируемой вскрыши. Преимущества этой схемы состоят в том, что драглайн располагается ближе к выработанному пространству и, следовательно, может переместить в отвал большой объем пород при минимальном количестве экскавационной техники.

Расчет параметров первого и второго вариантов технологии разработки с частичной засыпкой пласта полезного ископаемого с переэкскавацией вскрыши в выработанном пространстве для его зачистки заключается в определении рабочих параметров драглайна и технологии (рис. 2.10).

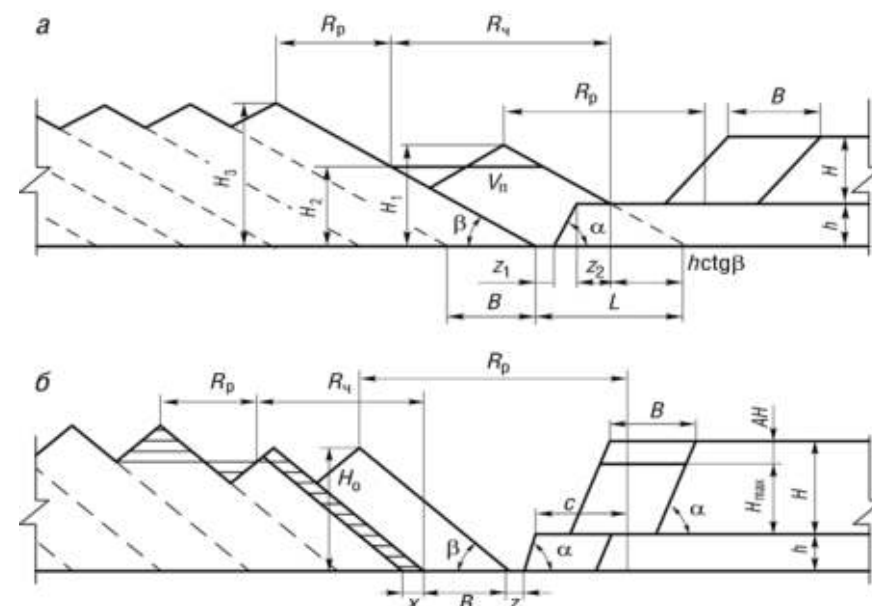


Рис. 2.10. Расчётная схема параметров технологии вскрышных работ с кратной переэкскавацией породы во внутренние отвалы:

- а – с частичной засыпкой пласта полезного ископаемого,
- б – без засыпки добычного уступа

Объем экскавируемой породы на единицу подвигания забоя (м^3)

$$V = BHk_p.$$

Необходимый объем переэкскавируемой породы

$$V_{\Pi} = LH_1 - 0,25L^2 \operatorname{tg}\beta - h(0,5h \operatorname{ctg}\alpha + z_2 + 0,5h \operatorname{ctg}\beta),$$

где H_1 – высота отвала,

$$H_1 = h + h_p,$$

h_p – высота разгрузки экскаватора на вскрыше;

L – ширина выработанного пространства, подлежащая освобождению от породы

$$L = h(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta) + z_1 + z_2,$$

где z_2 – величина засыпки пласта породой, принимается от 0 до необходимых размеров в конкретных условиях.

Рабочие параметры драглайна на переэкскавации:

$$R_q = H_2 \operatorname{ctg}\beta + z_1 + h \operatorname{ctg}\alpha + z_2,$$

$$R_p = (H_3 - H_2) \operatorname{ctg}\beta,$$

где H_2 – высота установки драглайна на переэкскавации

$$H_2 = H_1 - 0,25L \operatorname{tg}\beta,$$

где H_3 – высота отвала после переэкскавации

$$H_3 = Hk_p + 0,25 B \operatorname{tg}\beta.$$

Расчет параметров третьего варианта технологии с предварительной переэкскавацией драглайном части вскрыши, занятой отвалом от предыдущей заходки, заключается в определении величины полосы (x) в выработанном пространстве, достаточной для размещения отвала при разработке забоя без засыпки добычного уступа.

Максимальная мощность вскрыши размещаемой в выработанном пространстве без необходимости переэкскавации:

1) с учетом высоты разгрузки вскрышного экскаватора

$$H_{\max} = \frac{H_p - 0,25B \operatorname{tg}\beta + h}{k_p};$$

2) с учетом радиуса разгрузки вскрышного экскаватора

$$H_{\max} = \frac{R_p - (c + h \operatorname{ctg}\alpha + z) - 0,25B}{k_p \operatorname{ctg}\beta}.$$

Превышение мощности вскрыши, для размещения которой в выработанном пространстве необходима переэкскавация породы,

$$\Delta H = H - H_{\max}.$$

Объем породы в отвале, подлежащий переэкскавации,

$$V_{\Pi} = \Delta H B k_p.$$

Пространство в отвале подлежащее переэкскавации,

$$V_{\Pi} = x H_0 - 0,25x^2 \operatorname{tg}\beta.$$

Величина полосы в выработанном пространстве от предыдущей заходки, подлежащей освобождению для размещения породы в выработанном пространстве без засыпки добычного уступа,

$$x = \frac{H_0 - \sqrt{H_0^2 - \Delta H B k_p \operatorname{tg}\beta}}{0,5 \operatorname{tg}\beta},$$

где H_0 – высота отвала:

при экскавации породы в забое вскрыши механической лопатой

$$H_0 = h + H_p,$$

при экскавации драглайном

$$H_0 = h + H + H_p.$$

Расчет четвертого варианта технологии с разделением вскрышного уступа по высоте между драглайном во вскрышном забое и драглайном в отвале заключается в определении высоты вскрышного уступа для перевалки вскрыши в выработанное пространство с частичной засыпкой пласта, параметров технологии отвалообразования оставшейся части вскрышного уступа и переэкскавации вскрыши для освобождения пласта полезного ископаемого от частичной засыпки.

Расчет параметров технологии аналогичен методике определения параметров первого варианта технологии, в котором предусматривается частичная засыпка пласта полезного ископаемого (рис. 2.11):

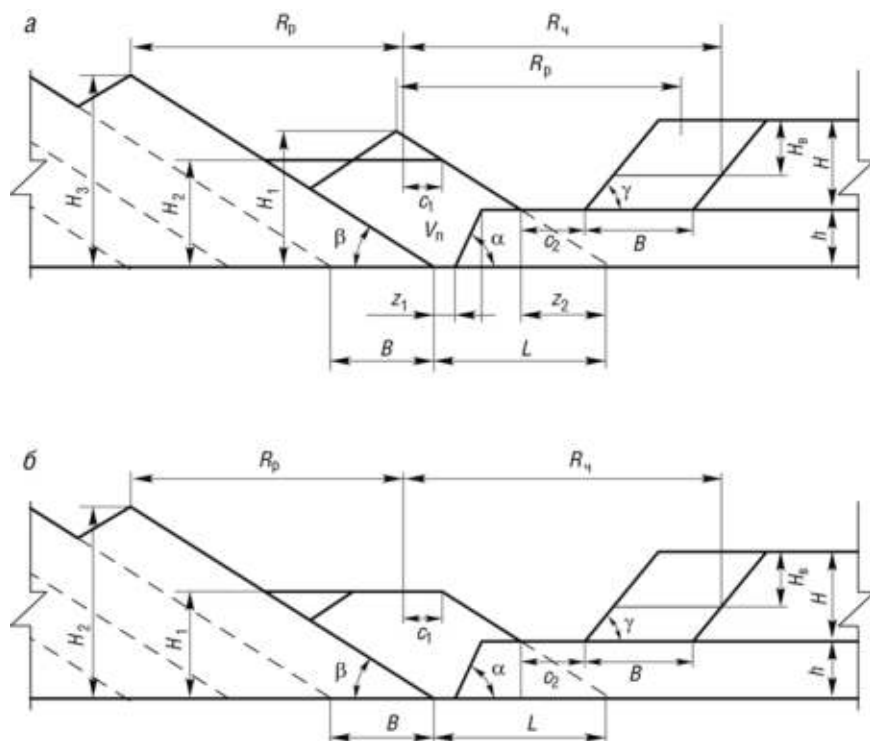


Рис. 2.11. Расчётная схема параметров технологии вскрышных работ:
 а – с разделением вскрышного уступа по высоте между драглайном во вскрышном забое и драглайном в выработанном пространстве,
 б – с использованием одного драглайна на экскавации и переэкскавации вскрыши

1) объем экскавируемой породы при условии допустимой величины частичной засыпки пласта полезного ископаемого,

$$V_1 = LH_1 - 0,25L^2 \operatorname{tg}\beta - h(0,5h \operatorname{ctg}\alpha + z_2 + 0,5h \operatorname{ctg}\beta),$$

где $L = h(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta) + z_1 + z_2$;

2) высота части уступа для экскавации драглайном с его расположением на кровле или промежуточном горизонте

$$H_n = \frac{V_1}{B} \text{ из условия } V_1 = H_n B;$$

3) объем породы оставшейся вскрыши во вскрышном уступе и для переэкскавации драглайном в выработанном пространстве

$$V_2 = BH_n + V_1;$$

4) высота установки драглайна на отвале в выработанном пространстве

$$H_2 = 0,75L \operatorname{tg}\beta;$$

5) высота отвала после переэкскавации

$$H_3 = Hk_p + 0,25B \operatorname{tg}\beta.$$

6) рабочие параметры драглайна на переэкскавации

$$R_q = c_1 + (H_2 - h) \operatorname{ctg}\beta + c_2 + (H - H_n) \operatorname{ctg}\gamma,$$

$$R_p = (H_3 - H_2) \operatorname{ctg}\beta + (L - c_1),$$

где c_1 – расстояние от оси расположения драглайна до бровки отвала;
 c_2 – расстояние нижней бровки отвала на кровле добычного уступа до нижней бровки вскрышного уступа.

Расчет параметров пятого варианта технологии с использованием одного драглайна на экскавации и переэкскавации заключается в определении параметров экскаватора и уровня его расположения в выработанном пространстве (рис. 2.11б).

$$R_q = c_1 + (H_1 - h) \operatorname{ctg}\beta + c_2 + H \operatorname{ctg}\gamma + B,$$

$$R_p = (H_2 - H_1) \operatorname{ctg}\beta + (L - c_1),$$

$$H_1 = 0,75L \operatorname{tg}\beta.$$

Сравнение вариантов технологических схем вскрышных работ с переэкскавацией вскрыши в выработанном пространстве различным оборудованием производится по коэффициенту переэкскавации, который

представляет собой отношение объема переэкскавируемой породы к объему перемещаемой в выработанное пространство

$$K_n = \frac{V_n}{V}$$

Ширина заходки вскрышного экскаватора. При расчетах технологических схем с перевалкой пород вскрыши в выработанное пространство одноковшовыми экскаваторами возникает задача определения ширины заходки (B). Она устанавливается из обеспечения максимальной производительности экскаватора, что было рассмотрено в курсе «Технологические процессы открытых горных работ» в разделе «Выемочно-погрузочные работы». Однако при выборе ширины заходки следует иметь в виду, что величина ширины вскрышной заходки пропорциональна высоте отвала H_o , которая складывается из мощности пласта полезного ископаемого h и высоты разгрузки экскаватора h_p , и обратно пропорциональна углу откоса внутреннего отвала β и высоте вскрышного уступа H

$$B = \frac{H_o - Hk_p}{0,25\text{tg}\beta}$$

В конкретных условиях окончательный выбор ширины заходки устанавливается из соотношения затрат на вскрышные работы в зависимости от ширины заходки и высоты уступа. Увеличение ширины заходки снижает количество циклов перемещения вскрышного экскаватора по фронту работ и, следовательно, уменьшает затраты на перемещение транспортных средств и электро-коммуникаций на рабочих площадках.

Параметры технологии по длине фронта работ. Расчет параметров технологии перевалки вскрыши в выработанное пространство одноковшовыми экскаваторами рассмотрен на единицу длины фронта работ. При расчете этих параметров по длине фронта работ необходимо учитывать колебания мощности вскрыши и изменение мощности пласта полезного ископаемого. Для расчета принимают экстремальные значения: максимальную мощность вскрыши и минимальную мощность полезного ископаемого.

Размещение вскрыши в фланговых частях карьерного поля. На флангах карьерного поля при значительной глубине карьера конструкция откоса флангового борта карьера при размещении на нем предохранительной и транспортной берм для транспорта полезного ископаемого уменьшает

длину отвального фронта. В этом случае вскрышу с участка вскрышного фронта на фланге невозможно непосредственно направить в выработанное пространство. Для ее размещения применяется несколько вариантов: на борту карьера (рис. 2.12), в выработанном пространстве, производя дополнительную переэкскавацию пород вскрыши на отвале или используют экскаватор с рабочими параметрами, несколько большими, чем это необходимо для ее размещения по расчету. Последний вариант учитывается при проектировании карьера, располагая этот фланг карьера в местности с пониженной мощностью вскрыши. В этом случае величина рабочих параметров экскаватора будет достаточной для экскавации породы вскрыши под углом к фронту работ.

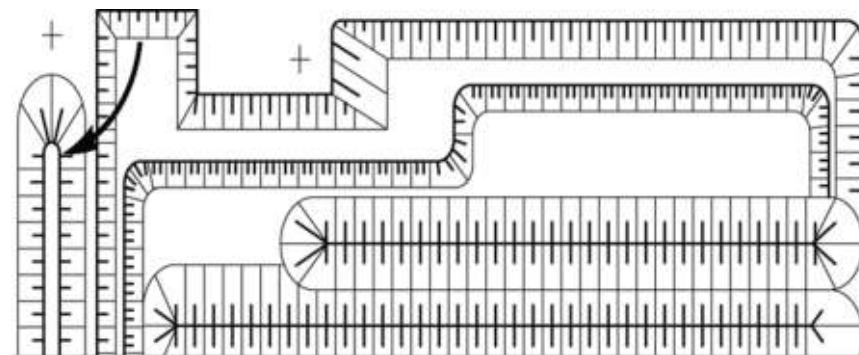


Рис. 2.12. Размещение вскрыши на борту карьера из фланговой зоны карьера

Выбор вскрышного экскаватора и определение производительности карьера по полезному ископаемому. После выбора для конкретных условий месторождения полезного ископаемого технологии разработки по расчетным параметрам выбирается соответствующий им вскрышной экскаватор. Его производительность позволяет определить скорость подвигания вскрышного забоя (V_3), следовательно, величину вскрытых запасов по длине фронта работ, а их объем – возможную производительность по полезному ископаемому

$$\frac{Q_3}{HB} = V_3, \quad V_3 h B = \Pi_{п.и},$$

где Q_3 – производительность вскрышного экскаватора;
 $\Pi_{п.и}$ – производительность по полезному ископаемому.

Объем вскрытых запасов. По правилам технической эксплуатации карьера для надежности работы добычного технологического потока вскрытых запасов должно быть не менее чем на три месяца работы. Поэтому в системах разработки с технологией перевалки вскрыши в выработанное пространство требуется значительный интервал по фронту работ между вскрышным и добычным экскаваторами. Это обстоятельство приводит к тому, что при окончании отработки заходки вскрышной экскаватор для врезки в новую заходку должен перегоняться холостым ходом в начало фронта работ (рис. 2.13).

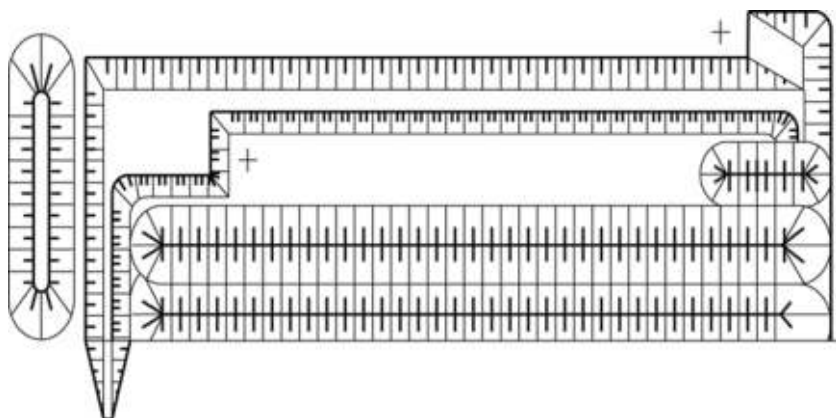


Рис. 2.13. Положение горных работ на карьере после перегона вскрышного экскаватора по фронту работ и врезки в новую заходку

Производительность экскаватора на переэкскавации вскрыши. В вариантах с переэкскавацией вскрыши производительность экскаватора в выработанном пространстве меньше производительности вскрышного экскаватора на коэффициент переэкскавации

$$Q_{п} = Q_{э}k_{п}.$$

Коэффициент переэкскавации. При большой мощности вскрыши и высокой устойчивости внутренних отвалов возможна многократная переэкскавация вскрышных пород в отвале до момента равенства затрат на перемещение пород вскрыши во внутренние отвалы с переэкскавацией и перевозку вскрыши средствами транспорта. Эта технология

особенно актуальна при разработке месторождения с пологим залеганием пласта.

Экономически допустимый коэффициент переэкскавации можно определить по формуле

$$K_{пер} = \frac{C_1 - C_6}{C_{п}} \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

где $C_1, C_6, C_{п}$ – затраты на 1 м³ вскрышных работ, соответственно, при использовании транспорта, простой перевалки и переэкскавации.

Основные достоинства технологии вскрышных работ с экскаваторной перевалкой породы в отвал заключаются в обеспечении высокой производительности вскрышных экскаваторов и низких затратах на вскрышные работы.

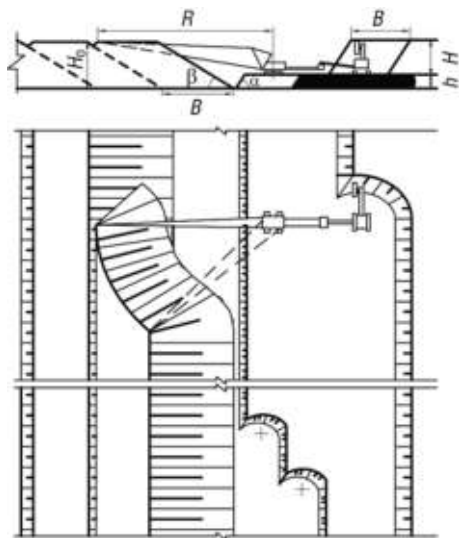
2.2. ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ (Б)

Б-3. Технология вскрышных работ с перемещением вскрыши в выработанное пространство консольным отвалообразователем

Транспортно-отвальная система разработки предусматривает применение специальных средств, позволяющих увеличить дальность и объемы перемещения вскрыши в выработанное пространство. Это консольные отвалообразователи, транспортно-отвальные мосты с ленточными конвейерами и метатели с использованием воздушной струи реактивных двигателей.

Широкое применение эта технология получила благодаря созданию комплексов роторных экскаваторов с консольными отвалообразователями. По этой технологии экскаватор располагается на кровле пласта полезного ископаемого. Горная порода от экскаватора передается на отвалообразователь, который перемещает ее в выработанное пространство. При этом укладка породы в отвал отвалообразователем производится при повороте консоли по радиусу в пределах паспорта отсыпки отвала (рис. 2.14). Шаг передвижки отвалообразователя по фронту соответствует шагу передвижки экскаватора в забое.

Консольный отвалообразователь может располагаться на кровле пласта или в выработанном пространстве (рис. 2.15).



Возможность взаимного размещения экскаватора и отвалообразователя на рабочей площадке позволяет регулировать ширину вскрытых запасов полезного ископаемого, что важно при сезонной работе по вскрыше. В этом случае для создания зимнего объема вскрытых запасов отвалообразователь располагается на максимальном расстоянии от роторного экскаватора, ближе к внутреннему отвалу. При минимальных вскрытых запасах полезного ископаемого отвалообразователь находится в экскаваторной заходке позади роторного экскаватора (рис. 2.16).

Рис. 2.14. Транспортно-отвальная система разработки с перемещением вскрыши в выработанное пространство консольным отвалообразователем

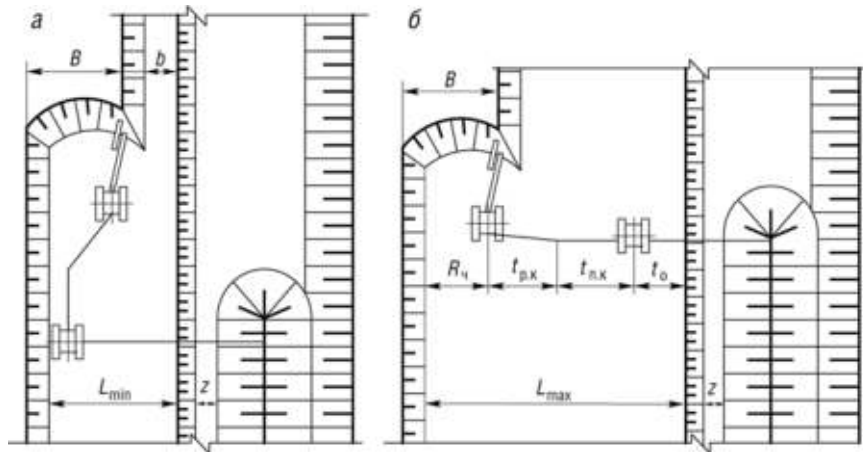


Рис. 2.16. Технологические схемы вскрышных работ с перемещением вскрыши в выработанное пространство консольным отвалообразователем при минимальном (а) и максимальном (б) объеме вскрытых запасов полезного ископаемого

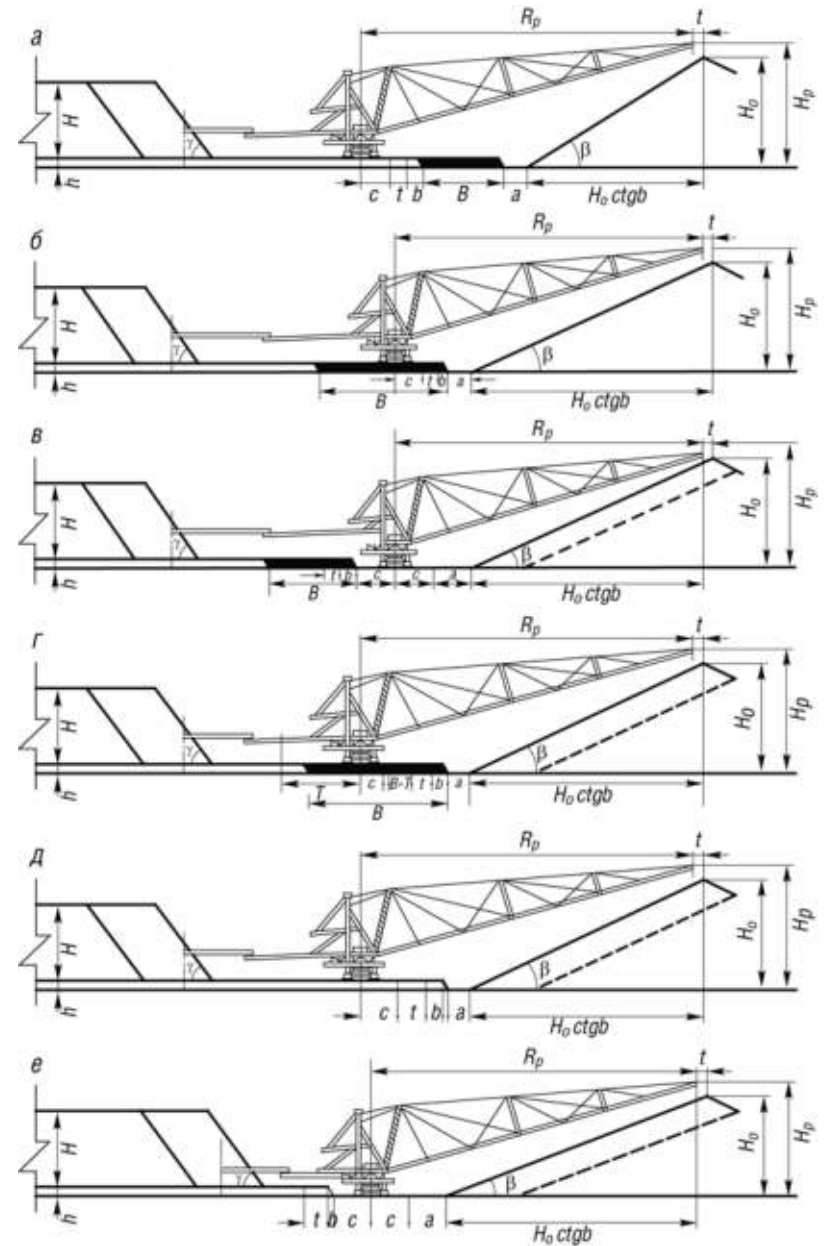


Рис. 2.15. Схемы размещения отвалообразователя на рабочей площадке

Расчет параметров технологии заключается в определении высоты вскрышного уступа, ширины заходки, размеров отвала и ширины площади вскрытых запасов в зависимости от линейных параметров отвалообразователя и роторного экскаватора.

Высота вскрышного уступа определяется высотой черпания роторного экскаватора.

Ширина заходки экскаватора:

- ◆ с поворотной стрелой $B = R$,
- ◆ с поворотным корпусом $B = 1,7R$, где R – радиус черпания экскаватора, м.

Объем экскавируемой породы (см. рис. 2.15)

$$V = BHk_p.$$

Высота отвала равна высоте разгрузки отвалообразователя (H_p) и мощности добычного уступа (h) при его размещении на кровле пласта

$$H_o = H_p + h.$$

Объем отвала

$$V_o = BH_o k_p,$$

где H – высота вскрышного уступа, м;
 k_p – коэффициент разрыхления горных пород в отвале;
 B – ширина заходки экскаватора, м.

Ширина площади вскрытых запасов полезного ископаемого (см. рис. 2.16):

◆ максимальная

$$L_{\max} = R_{ч.у} + l_{р.к} + l_{п.к} + l_o - z - H_o \operatorname{ctg} \beta;$$

◆ минимальная

$$L_{\min} = B + b,$$

где $R_{ч.у}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м;
 $l_{р.к}$ – длина разгрузочной консоли экскаватора, м;
 $l_{п.к}$ – длина приемной консоли отвалообразователя, м;
 l_o – длина отвальной консоли отвалообразователя, м;
 z – зазор по дну между добычным уступом и отвалом, м;
 b – ширина транспортной бермы на уступе, м.

При мощности вскрыши, превышающей высоту черпания экскаватора и возможности размещения ее в выработанном пространстве, уступ разделяется по высоте на две части. Нижняя часть разрабатывается экскаватором на высоту черпания. Отработка верхней части производится другим экскаватором с перемещением породы на рабочую площадку в выемочный блок нижнего экскаватора (рис. 2.17). В этом случае производительность нижнего экскаватора должна обеспечивать экскавацию объема горной массы своей и заходки верхней части.



Рис. 2.17. Схема разработки вскрышного уступа с разделением по высоте

Для увеличения дальности перемещения вскрыши в выработанное пространство была предложена конструкция отвалообразователя с аэробаллонной подвеской консоли (рис. 2.18). Конвейер расположен между баллонами, наполненными гелием, объем которых по сечению достаточен для обеспечения подъемной силы, уравнивающей вес конвейера. Перемещение такого отвалообразователя осуществляется бульдозерами с якорными тросами.

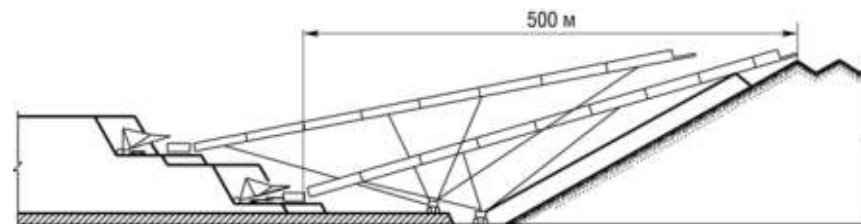


Рис. 2.18. Схема технологии разработки месторождения с перемещением вскрыши отвалообразователем с аэробаллонной подвеской консоли

Технология вскрышных работ с перемещением вскрыши в выработанное пространство консольным отвалообразователем может быть использована при разработке крепких вскрышных пород с буровзрывной подготовкой горной массы к экскавации. В этом случае при высокой степени дробления породы для экскавации взорванной горной массы применяется компактный

роторный экскаватор, который передает горную массу непосредственно на отвалообразователь. Высокая степень дробления массива горных пород обеспечивается применением бурозарядного комбайна (рис. 2.19).

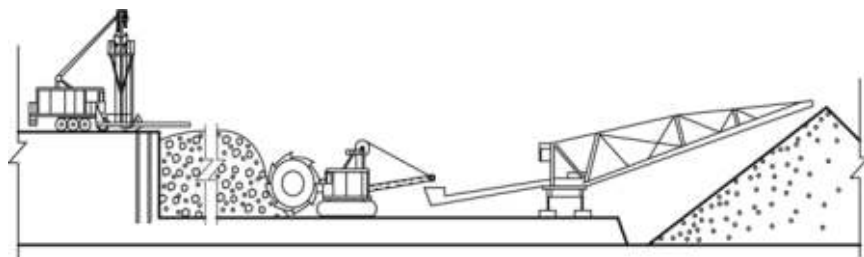


Рис. 2.19. Схема технологии вскрышных работ с перемещением вскрыши в выработанное пространство консольным отвалообразователем, подготовкой крепких горных пород к выемке бурозарядным комбайном и экскавацией взорванной горной массы компактным роторным экскаватором.

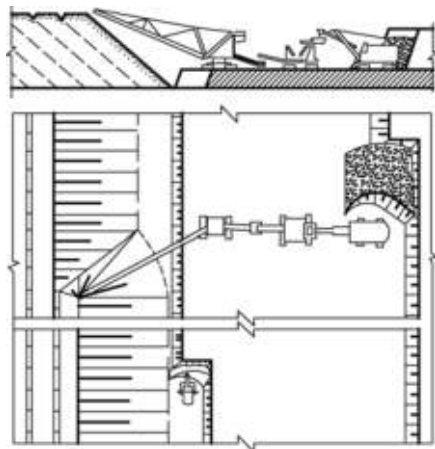


Рис. 2.20. Технология вскрышных работ с перемещением вскрыши в выработанное пространство консольным отвалообразователем, подготовкой горных пород к выемке буровзрывным способом и экскавацией взорванной горной массы одноковшевым экскаватором с погрузкой в передвижную дробильно-грохотильную установку.

При применении технологии подготовки горных пород к выемке с использованием буровых станков и зарядных машин экскавация взорванной горной массы осуществляется канатными или гидравлическими экскаваторами с погрузкой горной массы в бункер передвижной дробильной установки. После дополнительного дробления крупных кусков горная масса конвейером консоли передвижной дробильной установки передается на отвалообразователь (рис. 2.20).

Технология разработки вскрыши с консольным отвалообразователем

обеспечивает высокую производительность за счет поточности производства и автоматизации управления горным оборудованием, большой объем вскрытых запасов и независимость вскрышных и добычных работ.

Б-3. Технология вскрышных работ с перемещением породы в выработанное пространство транспортно-отвальным мостом

Технология вскрышных работ с перемещением вскрыши транспортно-отвальным мостом аналогична технологии с консольным отвалообразователем.

Параметры технологической схемы с использованием транспортно-отвального моста определяются пролетным строением и длиной отвальной консоли.

Транспортно-отвальные мосты проектируются и изготавливаются индивидуально для конкретных условий месторождения (рис. 2.21). В зависимости от геологических условий месторождения, количества пластов полезного ископаемого в свите, мощности и свойств пород вскрыши, необходимых объемов вскрытых запасов конструкции транспортно-отвальных мостов предусматривают различное расположение опор забойной и отвальной стороны (рис. 2.22).

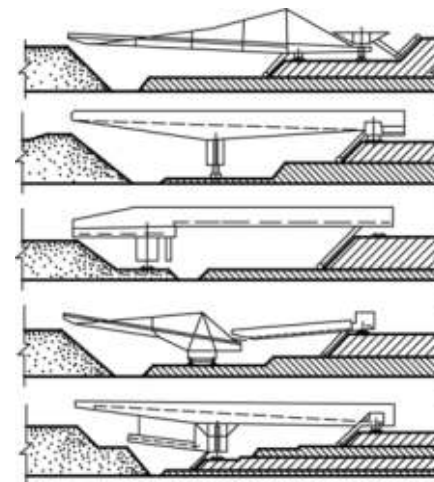


Рис. 2.21. Конструкции транспортно-отвальных мостов.

Расчет параметров аналогичен расчету технологии вскрышных работ с консольным отвалообразователем.

Самый длинный транспортно-отвальный мост длиной 585,5 м был сооружен в Германии для карьера Эспенхайн (рис. 2.23).

Транспортный мост, перемещаясь, имеет незначительную возможность отклоняться от перпендикулярного положения оси к фронту работ. Из-за этого возникают проблемы отработки тупиков на флангах карьерного поля с учетом того, что при проектировании и раскройке карьерного поля при

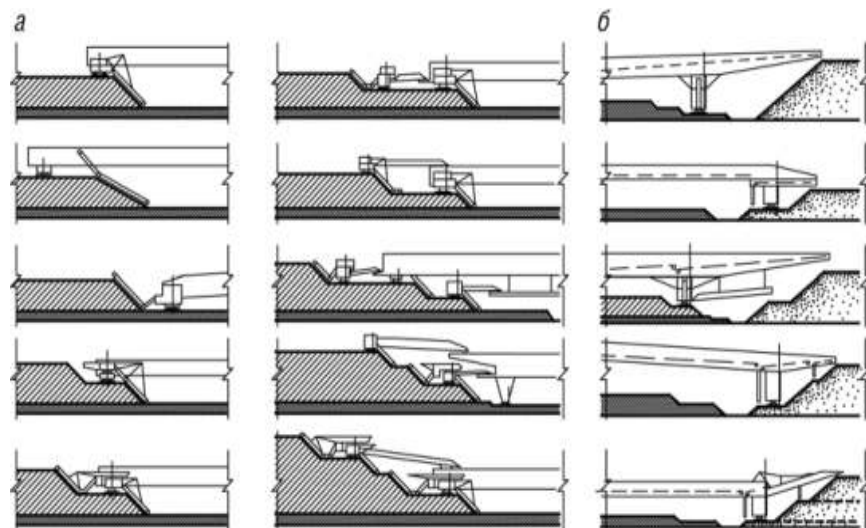


Рис. 2.22. Схемы установки забойных (а) и отвальных (б) опор транспортно-отвальных мостов

благоприятной конфигурации залежи в плане применяют параллельное, веерное или комбинированное перемещение фронта работ. При параллельном перемещении фронта работ в торцевой части, где расположена капитальная траншея для полезного ископаемого, разработки ведут специальной экскавационной техникой с перемещением породы на внешние отвалы средствами транспорта (рис. 2.24).

При веерном развитии фронта работ капитальная траншея, предназначенная для перевозки полезного ископаемого, располагается на поворотном пункте и служит весь срок существования карьера.

При комбинированном перемещении фронта работ часть карьерного поля обрабатывается с параллельным, а часть с веерным перемещением фронта работ. В этом случае необходим перенос поворотного пункта.

Применение транспортно-отвальных мостов позволяет обеспечить поточность и автоматизацию производства, высокую производительность выемочного оборудования и большой объем вскрытых запасов полезного ископаемого.

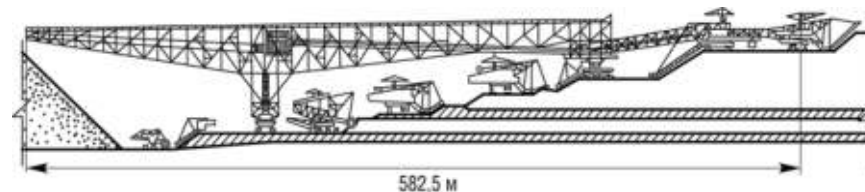


Рис. 2.23. Транспортно-отвальный мост на карьере Эспенхайн.

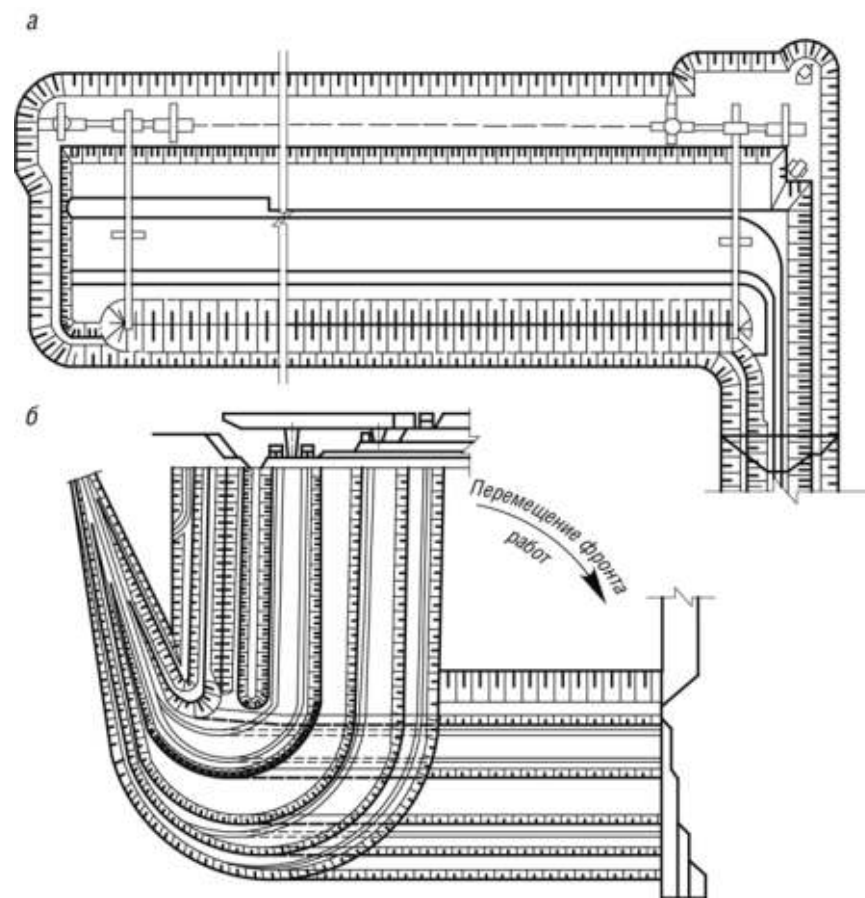


Рис. 2.24. Технологические схемы разработки месторождения с использованием транспортно-отвального моста при параллельном (а) и веерном (б) перемещении фронта работ

Б-3. Технология вскрышных работ драгой

Дражные вскрышные работы с перемещением вскрыши в выработанное пространство применяются для разработки россыпных месторождений.

Технология работ заключается с поочередной, аналогично схеме «экскаватор-карьер», отработкой драгой покрывающих полезное ископаемое вскрышных пород и добычи полезного ископаемого. Драга, перемещаясь вдоль дражного полигона многоковшевым или фрезерным рабочим органом, производит разработку порывающих пород и перемещает их в выработанное пространство полигона позади драги (рис.2.25). Ширина дражного полигона устанавливается из условия достижения максимальной производительности драги по горной массе, что соответствует углу ее маневрирования.

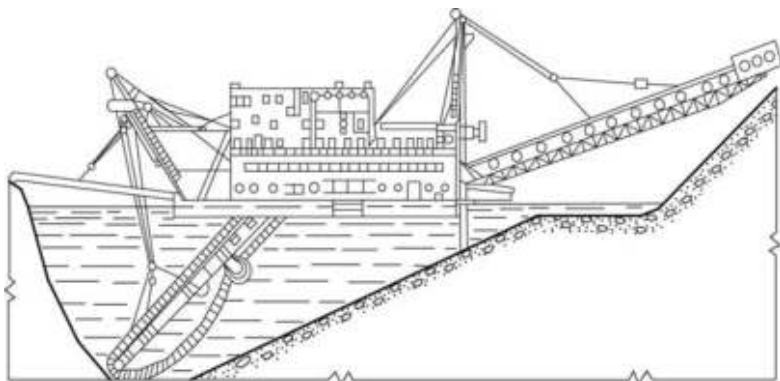


Рис. 2.25. Технология вскрышных работ драгой

2.3. КОМБИНАЦИЯ БЕСТРАНСПОРТНОЙ И ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНОЙ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ (В)

В-4. Технология вскрышных работ с перевалкой породы в выработанное пространство одноковшовым экскаватором и перемещением пород вскрыши консольным отвалообразователем

При мощности вскрыши, превышающей возможности простой перевалки вскрыши в выработанное пространство или вскрыша представлена разнопрочными горными породами, используется комбинация бестранспортной и транспортно-отвалной систем разработки.

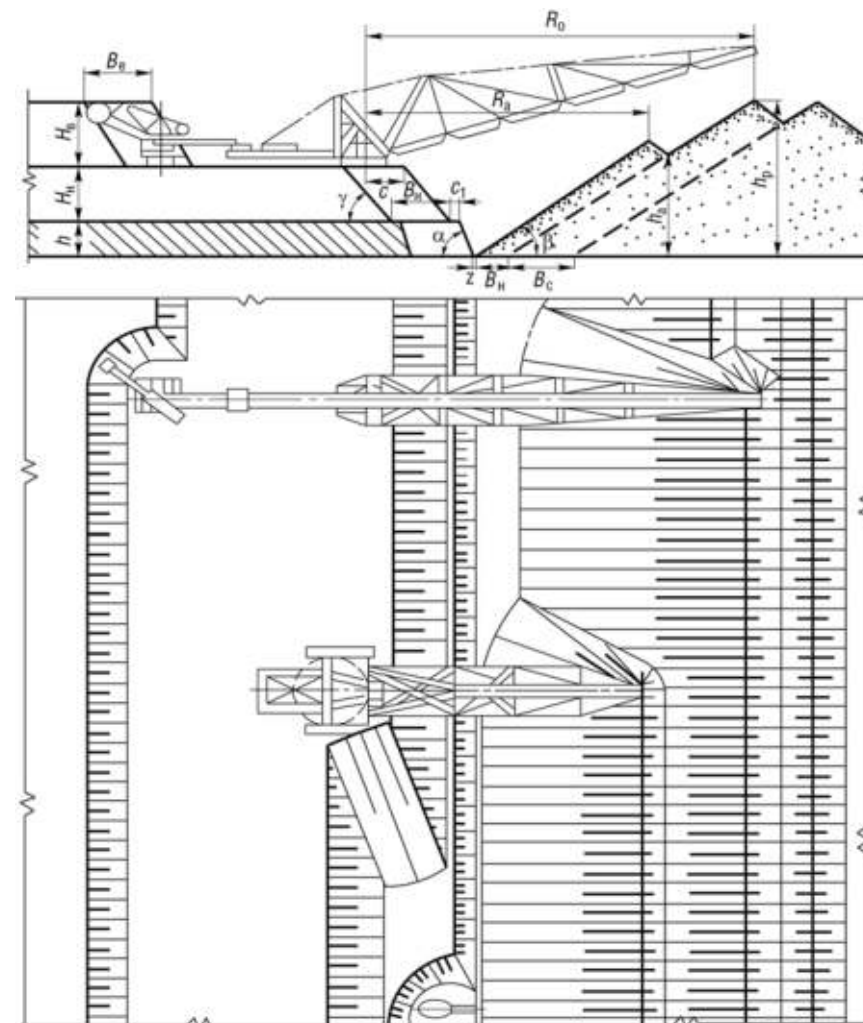


Рис. 2.26. Технология вскрышных работ с перевалкой вскрыши в выработанное пространство и перемещением консольным отвалообразователем

Расчет комбинированной системы разработки состоит в определении параметров технологий перевалки и перемещения вскрыши в выработанное пространство. При этом рассматриваются варианты:

- ⇨ определение максимальной высоты уступа для драглайна, для оставшейся мощности вскрыши выбор роторного экскаватора и отвалообразователя с необходимой длиной отвальной консоли;
- ⇨ определение высоты уступа для роторного экскаватора, для оставшейся мощности вскрыши выбор драглайна с необходимыми параметрами.

Применение комбинированной системы разработки месторождения требует соблюдения равенства скорости подвигания фронта работ на верхнем и нижнем вскрышных горизонтах. Это возможно при

$$\frac{Q_p}{H_n B_n} = \frac{Q_d}{H_n B_n},$$

где Q_p и Q_d – производительность, соответственно, роторного экскаватора и драглайна;

H_B и H_n , B_B и B_n – высота уступов и ширина заходок соответственно роторного экскаватора и драглайна.

Максимальная высота уступа определяется по формуле

$$H_n = \frac{h + h_p - 0,25 B_n \operatorname{tg} \beta}{k_p - 1},$$

где h – высота добычного уступа,

h_p – высота разгрузки драглайна,

k_p – коэффициент разрыхления горных пород в отвале.

Вместимость отвала должна обеспечивать размещение объемов вскрышных пород обеих заходок.

Из условия равенства площади заходок и отвала

$$(H_n B_n + H_B B_B) k_p = B_n h_d + B_B h_p - 0,25 \operatorname{tg} \beta (B_n^2 + B_B^2).$$

Высота отвала драглайна

$$h_n = H_n k_p + 0,25 B_n \operatorname{tg} \beta \text{ или } h_n = \frac{R_o - (c + H_n \operatorname{ctg} \gamma + c_1 + h \operatorname{ctg} \alpha + z)}{\operatorname{ctg} \beta},$$

Радиус разгрузки драглайна

$$R_d = c + H_n \operatorname{ctg} \gamma + c_1 + h \operatorname{ctg} \alpha + z + h_d \operatorname{ctg} \beta,$$

где α , γ и β – угол откоса уступа полезного ископаемого, нижнего вскрышного уступа и отвала.

Радиус разгрузки отвалообразователя

$$R_o = c + h \operatorname{ctg} \gamma + c_1 + h \operatorname{ctg} \alpha + z + B_n + h_d \operatorname{ctg} \beta.$$

Разнопрочная толща вскрышных пород разделяется на уступы по природным свойствам: мягкие четвертичные отложения разрабатываются роторным экскаватором, крепкие горные породы после взрывного дробления экскавируются механической лопатой или драглайном (рис. 2.27). Перевалка крепких горных пород в выработанное пространство по фронту обычно опережает перемещение мягких горных пород с верхнего уступа.

Применение перемещения вскрыши с верхнего горизонта в выработанное пространство отвалообразователем благоприятно для восстановления поверхности выработанного пространства и его рекультивации. Возможность отсыпки отвала обвалообразователем веерным перемещением консоли при малом шаге его передвижки позволяет уменьшить объем планировочных работ на поверхности отвала и обеспечить размещение на его поверхности четвертичных отложений и плодородного слоя.

Расчет параметров технологии разработки крепких горных пород нижнего уступа производится аналогично изложенному в разделе 2.1.

2.4. ТРАНСПОРТНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ (Г)

Г-5. Технология вскрышных работ с перевозкой породы во внутренние или погоризонтные отвалы средствами транспорта

На горизонтальных и пологих месторождениях с большой мощностью пласта или свиты пластов полезное ископаемое разрабатывается несколькими уступами, что приводит к большой ширине добычной рабочей зоны. Перевалка и перемещение вскрышных пород в выработанное пространство через эту зону существующими средствами механизации невозможно. В этом случае используется технология разработки месторождения с перевозкой породы во внутренние отвалы.

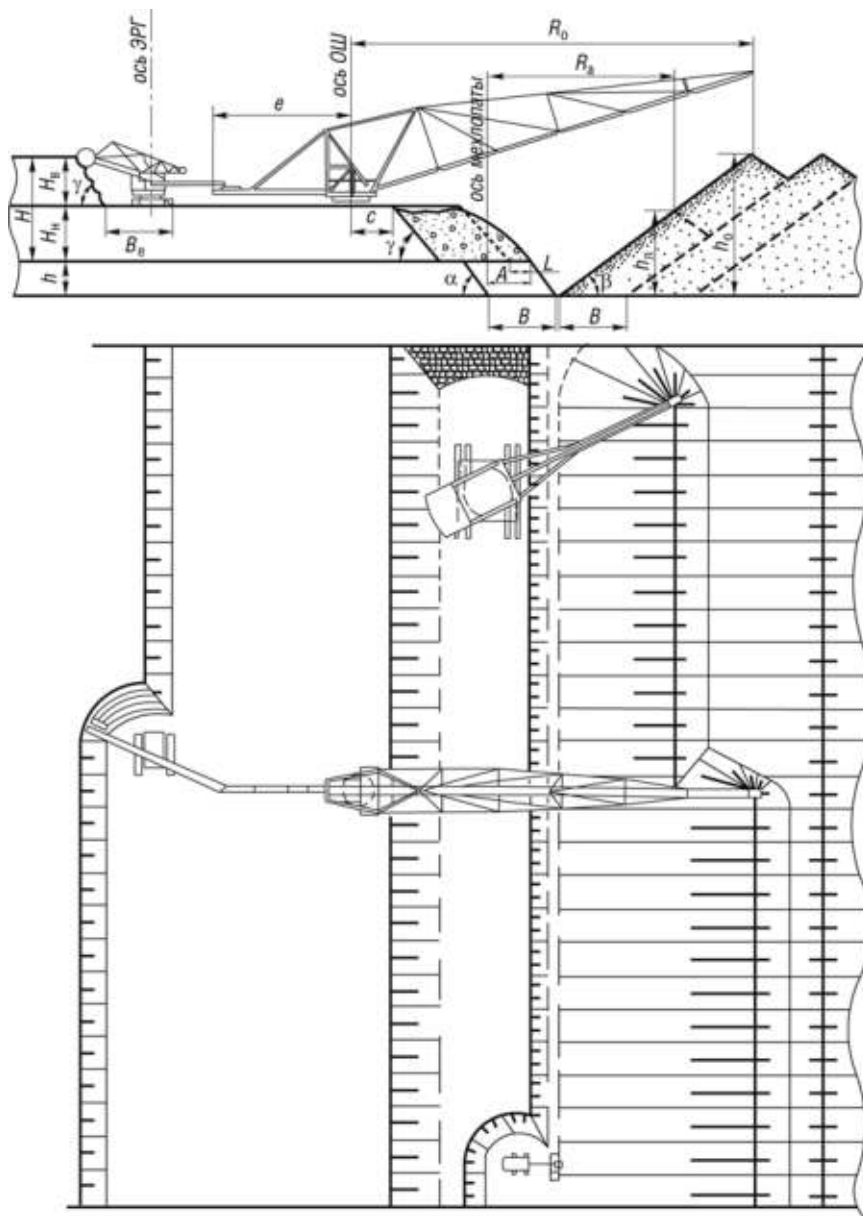


Рис. 2.27. Комбинация бестранспортной и транспортно-отвальной систем разработки месторождения с разнопрочными вскрышными породами

Разработка уступов при перевозке мягких горных пород вскрыши во внутренние отвалы производится роторными или многоковшовыми экскаваторами с погрузкой породы в железнодорожный или конвейерный транспорт.

При железнодорожном транспорте пути на вскрышных уступах соединяются петлей с путями отвальных уступов в торцевой части карьера, в которой расположен путепровод для пропуска железнодорожного транспорта с добычных уступов (рис.2.28). Фронт работ на карьере вокруг этой петли развивается веерно. Путь от забоев до отвалов с целью уменьшения затрат энергии на транспортирование вскрыши делается с уклоном в сторону отвала.

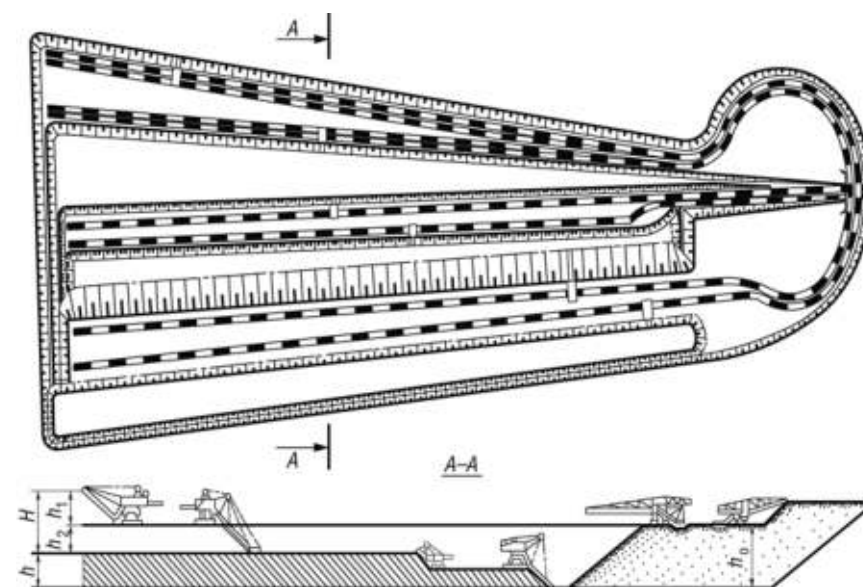


Рис. 2.28. Транспортная система разработки с перевозкой вскрыши в выработанное про-

Расчет параметров транспортной системы разработки заключается в определении высоты вскрышных уступов из условия равенства или некоторого превышения уровня вскрышного горизонта соответствующего отвального уступа для создания уклона в сторону отвала.

Если покрывающие породы разрабатываются двумя уступами (h_1 и h_2), то вскрыша может размещаться отвальными экскаваторами в одном уступе или в двух (рис.2.29). В этом случае высота уступа, на котором располагаются транспортные коммуникации будет равна:

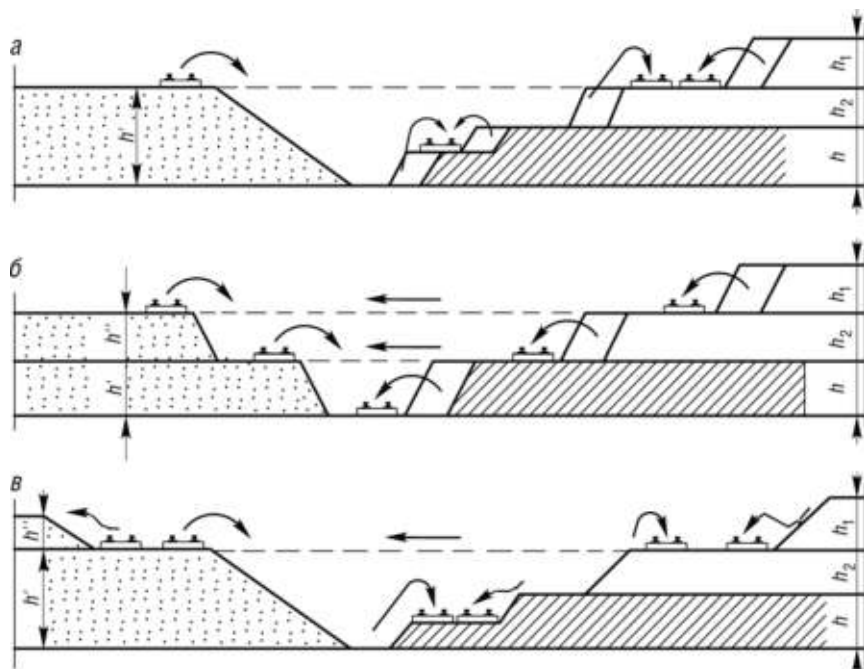


Рис. 2.29. Схемы транспортной связи вскрышных и отвальных горизонтов при железнодорожном транспорте горных пород:
 а – при отсыпке вскрышных пород на отвале одним уступом,
 б – при отсыпке вскрышных пород на отвале двумя уступами с отдельными транспортными горизонтами,
 в – при отсыпке вскрышных пород двумя уступами с одним транспортным горизонтом на отвале

♦ в первом случае

$$h_2 \geq k_p H - h;$$

♦ во втором случае

$$h_2 \geq h/k_p;$$

♦ в третьем

$$h_2 \geq h/(k_p - 1).$$

Грузопотоки породы и полезного ископаемого при этой системе разработки рассредоточены. Их транспортные пути пересекаются на разных

отметках. Технология разработки пород вскрыши с транспортированием их во внутренние отвалы с помощью конвейеров представлена на рис. 2.30.

На карьерах с горизонтальным залеганием полезного ископаемого, где породы вскрыши представлены крепкими или разнопрочными породами при ограниченной в плане и сложной конфигурации рабочей зоны карьера, используется автомобильный транспорт с перевозкой вскрыши во внутренние отвалы. Отвалообразование в выработанном пространстве многоярусное бульдозерное. Транспортные коммуникации с рабочих горизонтов располагаются на бермах в торцевых частях карьера с уклоном в сторону отвала. При значительной протяженности фронта работ для сокращения длины транспортирования из пород вскрыши сооружают временные насыпи в центральной части фронта, соединяющие рабочие горизонты с отвальными. По мере подвигания фронта работ их отработывают, освобождая временно законсервированные запасы полезного ископаемого, и сооружают новые.

Для обеспечения устойчивости внутренних отвалов в системе разработки горизонтальных месторождений особое внимание уделяется осушению отвала, для чего предусматривается дренаж в основании отвала через специальные трубы, которые укладываются на почву пласта перед отвалообразованием.

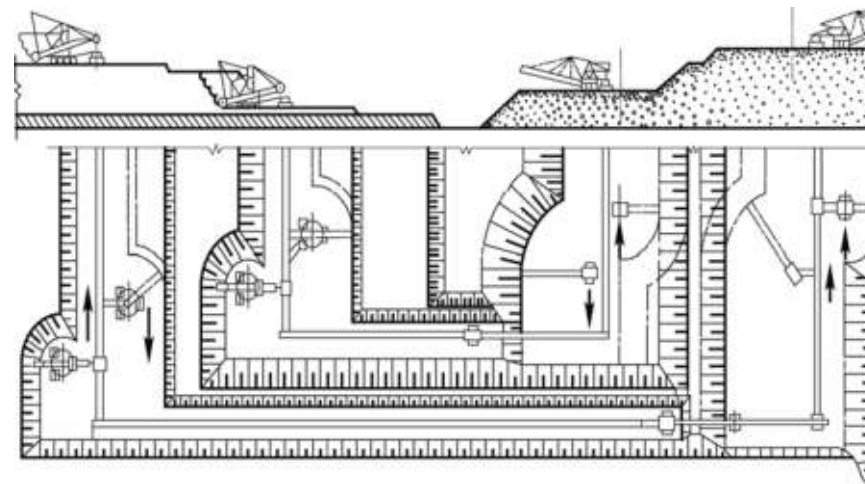


Рис. 2.30. Транспортная система разработки с перевозкой вскрыши в выработанное пространство конвейерным транспортом

На наклонных и крутопадающих вытянутых по простиранию или мощных рудных месторождениях применение системы разработки с перевозкой вскрыши в выработанное пространство возможно при фиксированной глубине карьера, которая определяется геологическими условиями или экономической целесообразностью. В этом случае разработка месторождения с перемещением вскрыши в выработанное пространство производится после создания рабочей зоны карьера с фиксированной глубиной.

Глубина открытой разработки свиты пластов, вытянутых по простиранию (рис. 2.31), определяется эффективностью разработки месторождений с крепкими горными породами по граничному коэффициенту вскрыши.

При открытой разработке мощных рудных месторождений для перемещения вскрыши в выработанное пространство глубина выработанного пространства определяется экономической целесообразностью с учетом разницы затрат на перевозку вскрыши на внешние и внутренние отвалы в течение всего срока отработки месторождения на соответствующую глубину.

Особенность расчета параметров технологии разработки для этих месторождений заключается в том, что объем складированных горных пород на отвальных горизонтах больше объема разрабатываемых пород вскрышных горизонтов на величину коэффициента разрыхления горных пород. Для сохранения одинаковой скорости перемещения вскрышного и отвального фронтов ширина отвальных уступов

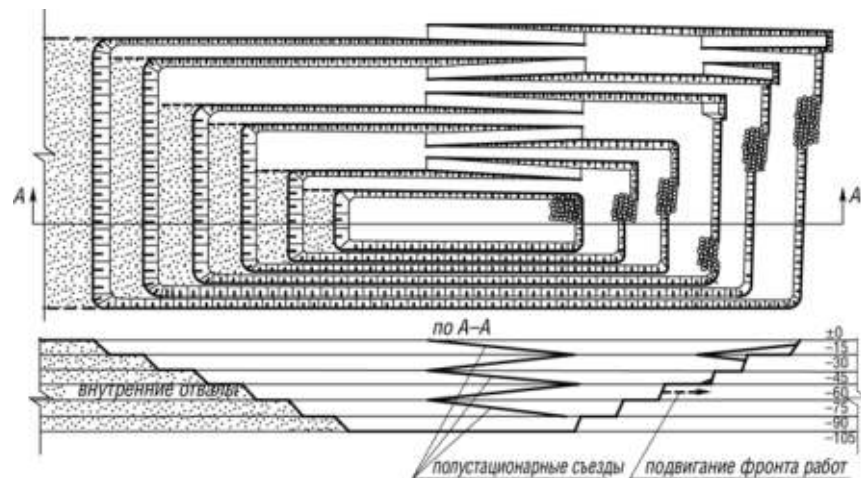


Рис. 2.31. Технология вскрышных работ с перевозкой вскрыши во внутренние отвалы при разработке крутопадающих вытянутых по простиранию месторождений

принимается больше вскрышных на величину коэффициента разрыхления горных пород в отвале.

Транспорт вскрыши при отработке этих месторождений осуществляется автомобильным или конвейерным транспортом.

Г-6. Технология вскрышных работ с перевозкой породы на внешние отвалы

Технология вскрышных работ с перевозкой вскрыши экскавационно-транспортными машинами или транспортными средствами на внешние отвалы применяется при разработке неглубоко залегающих горизонтальных месторождений (россыпей, строительных материалов) и месторождений, распространяющихся на большую глубину. В качестве экскавационно-транспортных машин применяются скреперы, бульдозеры, автопогрузчики, земснаряды, в качестве транспортных средств — все виды карьерного транспорта, которые, в свою очередь, определяют в этой системе технологию, способы вскрытия месторождения и рабочих горизонтов разработки.

Технология вскрышных работ с перевозкой породы экскавационно-транспортными машинами. Россыпные месторождения цветных, драгоценных металлов и алмазов представляют собой аллювиальные отложения песков в древних руслах рек. Вскрышные породы представляют собой верхнюю часть рыхлых отложений (торфа) в границах россыпи, не содержащих промышленных концентраций полезного минерала. Мощность этого слоя обычно незначительна и составляет 5–8 м. Мощность продуктивной толщи, содержащей полезный минерал (пески), достигает 20 м. Ширина россыпи в среднем составляет 200–250 м.

Вскрышные работы производятся колесными скреперами, бульдозерами или автопогрузчиками в комбинации с бульдозерами. Отвалы вскрышных пород размещаются на борту карьера.

Технология разработки колесными скреперами заключается в срезании тонкими стружками торфов на наклонном забое при движении вниз, перемещении по полигону, выездной траншее и разгрузке породы на отвале (рис. 2.32).

Расчет параметров технологии разработки заключается в определении среднего расстояния транспортирования горной породы скрепером (м):

$$L_{\text{ср}} = 0,6 (B + D) + c + d,$$

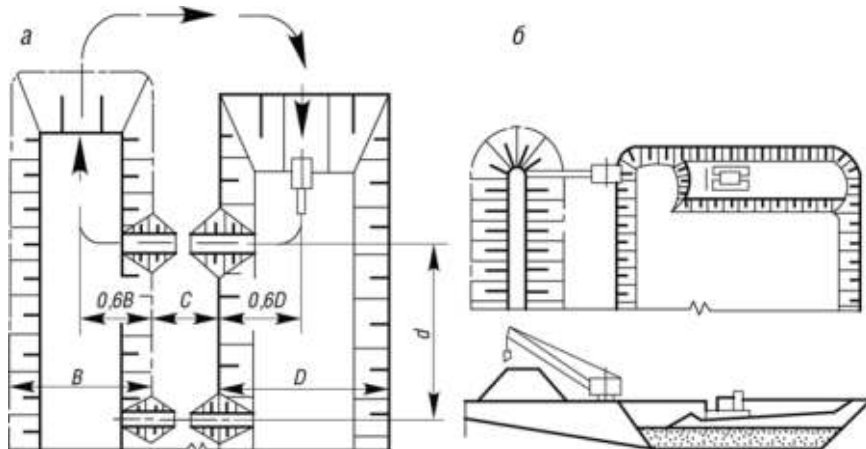


Рис. 2.32. Технологические схемы разработки вскрышных пород россыпных месторождений скреперами (а), бульдозером и драглайном (б) с внешним отвалообразованием

где B – ширина отвала;
 D – ширина полигона россыпи;
 c – расстояние на поверхности от отвала до полигона;
 d – шаг переноса траншеи для перемещения скрепера из полигона на отвал.

Выездная траншея переносится вслед за фронтом работ. При небольшой мощности вскрыши выездная траншея для выезда скрепера из полигона обычно не сооружается, для чего борт карьера выполняется до угла $10\text{--}15^\circ$. В этом случае объем горных работ увеличивается, а среднее расстояние доставки пород на отвал (м)

$$L_{\text{ср}} = 0,6D + B + c + 40.$$

При узких россыпях производство вскрышных работ скреперами выполняется по челночной схеме, когда скрепер заполняется при движении поперек россыпи, выезжает на отвал, разгружается и при следующем наполнении ковша направляется для разгрузки в отвал, расположенный на другом борту полигона. В этом случае среднее расстояние транспортирования

$$L_{\text{ср}} = 0,5D + B + 0,5c + 20.$$

В этих же условиях для производства вскрышных работ может использоваться бульдозер, который срезает слоями покрывающую породу и перемещает ее поперек полигона россыпи на борт.

Среднее рассчитанное расстояние доставки вскрыши в отвал определяется как расстояние между центрами тяжести объема вскрыши в россыпи и на отвале:

$$L_{\text{ср}} = 0,6(B + D) + c.$$

На вскрышных работах возможно применение комбинированной разработки бульдозерами и экскаваторами, бульдозерами и автопогрузчиками. По этой технологии драглайн находится на борту полигона и, принимая породу, доставляемую бульдозером поперечными заходками, размещает ее в отвал. С комплектом бульдозер и автопогрузчик технология вскрышных работ заключается в выемке бульдозером горной породы, ее штабелировании, автопогрузчик экскавирует горную породу и доставляет на отвал.

Месторождения строительных материалов (песка, гравия, известняка, глины) относятся к горизонтально залегающим месторождениям. Они представляют собой отложения в земной коре, покрытые мягкими горными породами четвертичного периода. Мощность продуктивной толщи этих месторождений от нескольких до десятков метров. Мощность покрывающих пород, как правило, незначительна. Технология вскрышных работ на этих месторождениях аналогична технологии вскрышных работ при разработке россыпей.

Технология вскрышных работ с перевозкой породы транспортными средствами. Геологические условия месторождений с наклонным и крутым распространением на большую глубину пластовых, жильных, штокообразных рудных залежей не позволяют использовать выработанное пространство для размещения пустых пород, поэтому при разработке этих месторождений широко применяется технология с перевозкой вскрыши на внешние отвалы средствами транспорта. Обычно эти месторождения представлены полускальными и скальными породами, разработка которых производится одноковшовыми экскаваторами – канатными и гидравлическими экскаваторами с буровзрывным или механическим рыхлением при подготовке горных пород к выемке.

При разработке наклонных и крутых месторождений горные работы развиваются в глубину. Рабочая зона, т.е. число уступов, находящихся в одновременной работе, в процессе эксплуатации изменяется. Вскрытие рабочих горизонтов производится в течение всего срока существования

карьера, и их относительный объем на каждом горизонте по сравнению с объемом вскрышных работ обычно возрастает с углублением рабочей зоны. Длина фронта уступа уменьшается, а расстояние транспортирования горной массы из карьера увеличивается.

Принимая во внимание величину энергопоглощения и затрат на перемещение горной массы из карьера на внешние отвалы, которые достигают 70% общих затрат на добычу полезного ископаемого на этих месторождениях, технологию вскрышных работ при разработке наклонных и крутых месторождений рассматривают в зависимости от вида применяемого транспорта.

Технология вскрышных работ с перевозкой породы железнодорожным транспортом. При разработке месторождений, имеющих большое простирание и объемы перевозок, применяется железнодорожный транспорт. Отличительной особенностью данной разработки является необходимость размещения транспортных коммуникаций на рабочих площадках и борту карьера (рис. 2.33).

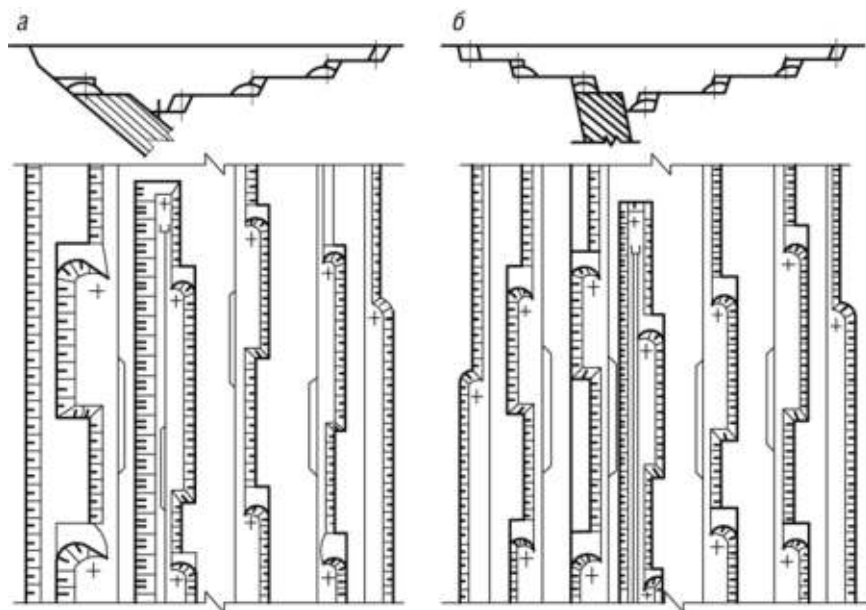


Рис. 2.33. Технология разработки месторождений с наклонным (а) и крутым (б) распространением залежи на глубину с перевозкой вскрыши на внешние отвалы железнодорожным транспортом

При большой глубине карьера трасса железнодорожного пути, служащая для связи забоев с внешними отвалами, является сложной и протяженной. Необходимость устройства обменных пунктов вблизи забоев в карьере и отвальных тупиков на отвалах, площадок в пунктах примыкания забойных путей к наклонной траншее, способ вскрытия карьерного поля и рабочих горизонтов, горное и транспортное оборудование определяют параметры элементов системы разработки.

Параметры элементов системы разработки

Высота уступа. Геологические условия месторождений, распространяющихся в глубину, как правило, представлены крепкими горными породами, для экскавации которых требуется буровзрывное рыхление массива. В этих условиях для выемочно-погрузочных работ используются канатные или гидравлические лопаты. Высота уступа (h) по правилам безопасности принимается $1,5 h_q$ с условием, что высота развала горной массы после взрыва не будет превышать высоту черпания экскаватора (h_q).

Высоту уступа в первом приближении можно определить по эмпирической формуле

$$h_y = 9,06e^{0,0392E},$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³,
 $e = 2,71828183$ – основание натуральных логарифмов.

Высота уступа при верхней погрузке механической лопатой с удлиненным рабочим оборудованием устанавливается из условия высоты транспортного сосуда h_T и необходимого зазора с между ним и ковшом

$$h = h_p - (h_T + c),$$

где h_p – высота разгрузки экскаватора.

Для уменьшения затрат на содержание транспортных коммуникаций и передвижку путей при разработке месторождений с перевозкой вскрыши железнодорожным транспортом целесообразно иметь возможно меньшее число горизонтов в работе и большую высоту уступа.

Ширина заходки при работе механических лопат определяется свойствами горных пород.

В мягких горных породах ширина экскаваторной заходки составляет $B = 1,5R_q$.

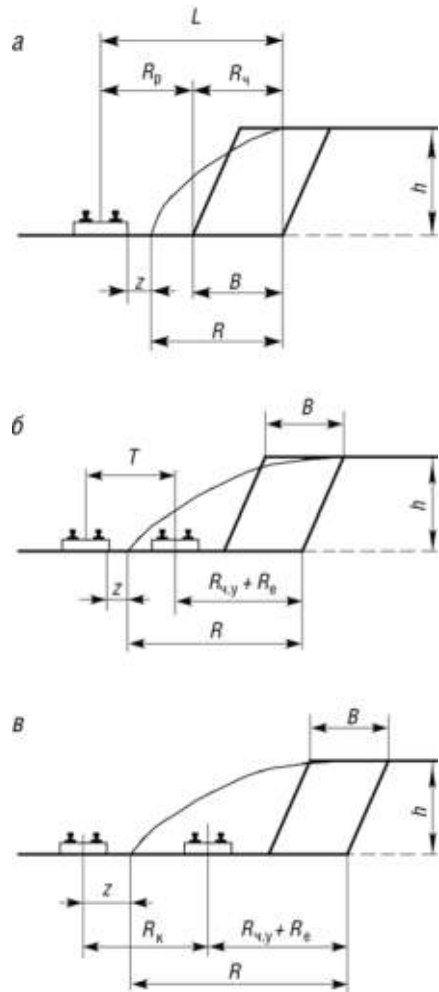


Рис. 2.34. Схемы к определению ширины заходки:
 а – передвижка пути при экскавации развала одной заходкой экскаватора;
 б – то же, двумя заходками экскаватора;
 в – предварительная передвижка пути краном за зону развала.

При разработке крепких горных пород ширина заходки определяется технологией выемочно-погрузочных, буровзрывных и вспомогательных работ.

В выемочно-погрузочных работах определяющим параметром является расстояние L от нижней бровки уступа до оси железнодорожного пути (рис. 2.34). Он равен сумме радиусов черпания $R_{ч.у}$ и разгрузки R_p .

Технология взрывных работ принимается в зависимости от способа передвижки железнодорожного пути. Расчет параметров развала взорванной горной массы и способы его формирования при буровзрывной подготовке изложены в учебнике Ю.И. Анистратова, К.Ю. Анистратова «Технологические процессы открытых горных работ».

Взрывание без предварительной разборки забойных путей возможно при общей величине развала с учетом ширины заходки R

$$R \leq 0,8(R_{ч.у} + R_p) - z,$$

где z — безопасное расстояние от подошвы развала до оси железнодорожных путей ($z = 3$ м).

Расчетная величина развала с учетом разрыхления взорванных горных пород определяет ширину заходки по целику и, следовательно, шаг передвижки

забойных путей. При этом высота уступа, принятая с учетом высоты развала горной массы, безопасной по условию высоты черпания экскаватора, может быть изменена с целью получения необходимой ширины развала для выемочно-погрузочных работ.

Ширина заходки по целику при однорядном расположении скважин равна линии сопротивления по подошве.

При технологии выемочно-погрузочных работ, при которой развал взорванной горной массы убирают за два прохода экскаватора, ширина развала

$$R \leq 0,8(R_{ч.у} + R_p) + B - z.$$

В развале взорванной горной массы ширина заходки экскаватора $B_p = 1,7 R_{ч.у}$

Технология экскавации развала горной массы за два прохода экскаватора позволяет увеличить ширину заходки по целику или высоту уступа.

При максимальной высоте уступа, рассчитанной по условию безопасной экскавации взорванной горной массы, или применении многорядного взрывания скважинных зарядов, при которых образуется широкий развал горной массы, забойные пути перед взрывом разбираются и временно укладываются за пределы ожидаемого развала. Расстояние, на которое они должны быть отнесены, не должно превышать радиус действия крана R_k . В этом случае ширина развала определяется по формуле

$$R \leq 0,8(R_{ч.у} + R_p) + R_k - z.$$

В итоге при разработке крепких вскрышных горных пород с перевозкой горной массы железнодорожным транспортом принимается та ширина заходки, которая обеспечивает уменьшение числа передвижки путей и простоев экскаватора.

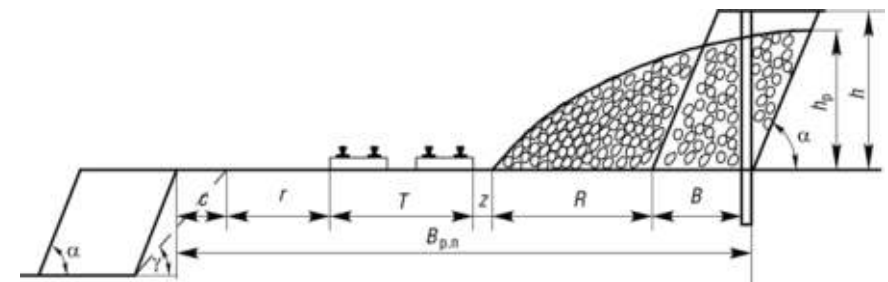


Рис. 2.35. Схема к определению ширины рабочей площадки

При работе механических лопат с верхней погрузкой развал взорванной горной массы экскавируется за один проход экскаватора, следовательно

$$R \leq 1,7R_{ч.у.}$$

Ширина рабочей площадки зависит от высоты уступа, параметров выемочно-погрузочного оборудования и технологии транспортного обслуживания экскаваторов на рабочем горизонте.

При работе механических лопат ширина рабочей площадки (рис. 2.35) складывается из ширины экскаваторной заходки B , величины развала породы R , полосы безопасности z , транспортной полосы T , резервной полосы r , безопасного расстояния от верхней бровки уступа c .

$$B_{р.п} = B + R + z + T + r + c.$$

Ширина развала в скальных породах зависит от свойств массива и технологии буровзрывных работ.

$$R = \frac{2(c+hctg\alpha)(k_p h - h_p)}{h_p}, \text{ м,}$$

где c – расстояние от верхней бровки уступа до первого ряда скважин;
 h – высота уступа;
 α – угол откоса уступа;
 k_p – коэффициент разрыхления пород в развале;
 h_p – высота развала.

Расстояние от нижней бровки развала до транспортной полосы обычно принимается равным $z = 3$ м.

Ширина транспортной полосы T принимается в соответствии со схемой путевого развития на уступе. При одном забойном пути $T = 3$ м, при двух путях на уступе в зависимости от принимаемой ширины междупутья $T = 7,5–15$ м. Минимальный размер междупутья 4,5 м. Для сокращения циклов передвижки забойных путей ширину междупутья обычно принимают равной ширине заходки.

Резервная полоса r обеспечивает независимое подвигание смежных уступов и возможность перемещения вспомогательной техники, транспортных средств для доставки материалов, взрывчатого вещества и др. Минимальная ее величина равна ширине заходки экскаватора.

Безопасное расстояние от верхней бровки определяется шириной возможной призмы обрушения:

$$c = h(ctg\gamma - ctg\alpha),$$

где $\gamma = 35–60^\circ$ – угол устойчивого откоса уступа в массиве,
 $\alpha = 60–80^\circ$ – угол откоса рабочего уступа.

На практике величину c принимают равной $(0,4–0,5)h$.

Ширина рабочей площадки, открывающей доступ к полезному ископаемому должна включать необходимый объем вскрытых полезных ископаемых.

Длина экскаваторного блока. По условиям обеспечения экскаватора взорванной горной массой и возможности подготовки к взрыву массива горной породы в необходимом для его бесперебойной работы объеме, длина экскаваторного блока (рис. 2.36)

$$L_0 = \frac{T}{hB} Q_{сут},$$

где T – расчетное количество дней работы экскаватора по экскавации взорванной горной массы;
 h – высота уступа, м;
 B – ширина заходки, м;
 $Q_{сут}$ – суточная производительность экскаватора, м³/сут.

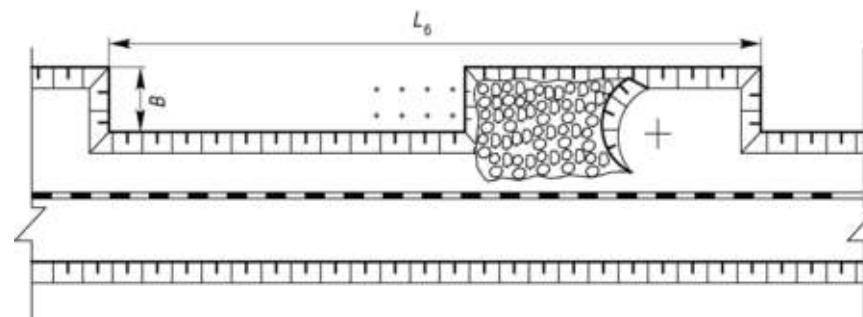


Рис. 2.36. Схема экскаваторного блока при технологии вскрышных работ с железнодорожным транспортом

С учетом возможной эксплуатационной производительности экскаватора длина блока

$$L_6 = \frac{60 T_3 T}{h B} E n_u k_3 k_o,$$

где T_3 — число часов работы экскаватора в сутки;
 E — вместимость ковша экскаватора, м³;
 n_u — число циклов экскавации в минуту;
 k_3 — коэффициент экскавации;
 k_o — коэффициент обеспечения забоя порожняком.

$$k_o = \frac{1}{1 + \frac{E 60 t_o n_u k_3}{E_o n}}$$

где E_o — вместимость вагона, м³;
 n — число вагонов в поезде;
 t_o — продолжительность обмена поездов, ч

$$t_o = 2 \left(\frac{L_c}{v_c} + \frac{L_\phi}{v_3} + \tau \right),$$

где L_c и L_ϕ — длина соединительного пути и фронта уступа, км;
 v_c и v_3 — скорость движения поезда по соединительным и забойным путям, км/ч;
 τ — время на связь, ч.

Оптимальная величина коэффициента k_o при тупиковой конструкции фронта обычно составляет 0,65–0,7. Рациональная длина экскаваторного блока по условию обеспечения экскаваторного забоя порожняком можно определить из выражения

$$L_6 = v_3 \left[\frac{E_o n (f - k_o)}{120 E n_u k_3 k_o} - \frac{L_c}{v_c} - \tau \right],$$

где $f = 1,15 - 1,25$ — коэффициент резерва производительности экскаватора.

Обычно длина экскаваторного блока составляет для угольных карьеров 1200–3000, на рудных карьерах в два раза меньше.

Конструкция и длина фронта работ. Конструкцию фронта работ определяет количество экскаваторных блоков на горизонте и схема транспортных коммуникаций. Конструкция фронта работ и его длина взаимосвязаны. Они определяются способом вскрытия и объемом горных работ на рабочем горизонте.

Наиболее простая конструкция фронта работ при одном экскаваторном блоке на горизонте с тупиковым и сквозным движением поездов (рис. 2.37). В первом варианте обмен поездов после погрузки производится за пределами рабочего горизонта на обменном пункте. Во время обмена экскаватор вынужден простаивать, что снижает его производительность и скорость подвигания фронта работ. Во втором варианте обмен поездов производится на обменном пункте, который располагается на горизонте. Время обмена в этом случае уменьшается, однако расположение обменного пункта на горизонте требует увеличения ширины рабочей площадки и усложняет передвижку железнодорожных путей.

При сквозном движении подача поездов под погрузку производится без перерыва экскавационных работ. Это обеспечивает максимальную производительность экскаватора и большую скорость подвигания фронта. Однако организация сквозного движения поездов на горизонте усложняет вскрытие рабочей зоны карьера.

Увеличение экскаваторных блоков на горизонте при тупиковом и сквозном движении поездов усложняет схему транспортных коммуникаций. Это увеличивает ширину рабочей площадки, усложняет обмен поездов у экскаваторов и увеличивает время на передвижку железнодорожных

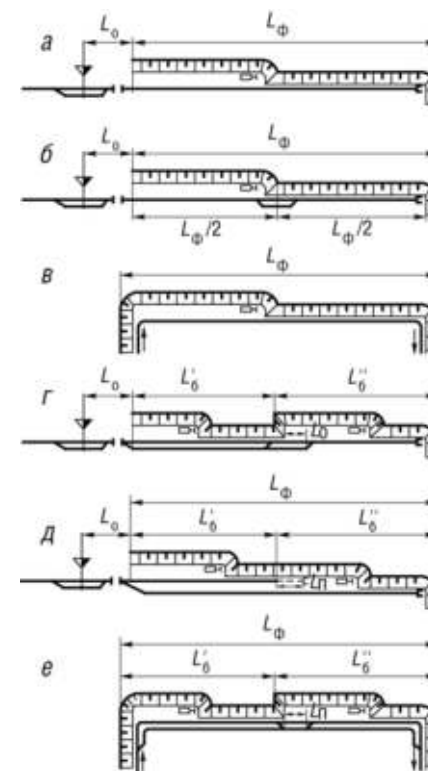


Рис. 2.37. Конструкции фронта работ с перевозкой горной массы железнодорожным транспортом

путей. Поэтому увеличение количества экскаваторных блоков на горизонте снижает эффективность технологии разработки месторождения перевозкой горной массы на внешние отвалы железнодорожным транспортом.

Исследования проф. Е.Ф.Шешко показывают, что по условиям обмена железнодорожных составов на горизонте рационально иметь не более трех экскаваторов при длине экскаваторных блоков 500–600 м и не более двух – при 1200–1600 м. В этом случае длина фронта работ на горизонте составляет 2–2,5 км.

Уменьшить число экскаваторных блоков на горизонте возможно использованием более мощной экскавационной техники. Расчеты показывают, что длина экскаваторного блока для экскаватора с ковшом 5 м³ составляет 800 м, для экскаваторов с ковшами 8 м³ – 1000 м, 12,5 м³ – 1400 м, 20 м³ – 200 м.

Экскаватор с большими рабочими параметрами и вместимостью ковша помимо высокой производительности позволяет увеличить высоту разрабатываемого уступа и шаг передвижки пути. Это сокращает количество транспортных горизонтов, упрощает схему железнодорожных путей в рабочей зоне карьера.

Длина фронта работ на горизонте по условию обеспечения каждого экскаватора независимым железнодорожным путем может быть определена по формуле проф. Е.Ф. Шешко

$$L_{\phi} = \frac{v_3 \left[t_n - 2(n_6 - 1) \left(\frac{L_c}{v_c} - \tau \right) \right]}{n_6 - \frac{1}{n_6}}, \text{ км},$$

где n_6 – число экскаваторных блоков.

Отвалообразование вскрышных пород при технологии горных работ с перевозкой вскрыши железнодорожным транспортом производится одноковшовыми экскаваторами – механическими лопатами и драглайнами.

Высота отвала определяется свойствами складываемых пород, механизацией и технологией отвалообразования. Экскаватор на отвале для обеспечения безопасности работ должен находиться за пределами бермы обрушения

$$c = h_0(\text{ctg}\gamma - \text{ctg}\beta),$$

где h_0 – высота отвала;
 γ – угол возможного обрушения отвала;
 β – угол откоса отвала.

Высота отвала скальных горных пород при отвалообразовании механическими лопатами по правилам безопасности принимается 30 м. При использовании для отвалообразования драглайна, у которого радиус разгрузки больше, высота отвала увеличивается на величину, пропорциональную радиусу разгрузки экскаватора.

Площадь отвала. Система разработки месторождений с перевозкой вскрыши железнодорожным транспортом на внешние отвалы требует для размещения горных пород на поверхности больших площадей. Величина этой площади составляет

$$S_0 = \frac{Vk_p}{h_0},$$

где V – объем вскрышных пород в контуре карьера, подлежащий отвалообразованию, м³;
 k_p – коэффициент разрыхления горных пород в отвале.

Количество отвальных забоев. Приемная способность отвала должна соответствовать суточному объему породы, поступающему из карьера ($V_{\text{сут}}$). В этом случае количество отвальных забоев должно быть

$$n_3 = \frac{V_{\text{сут}}}{V_3},$$

где V_3 – приемная способность отвального забоя, м³/сут.

$$V_3 = \frac{fT_c}{t_0 + t_p} nq,$$

где $f = 0,85–0,95$ – коэффициент, учитывающий неравномерность работы отвального забоя;
 $t_0 = 2L_0/v_{\text{ср}} + \tau$ – продолжительность обмена поездов у отвального забоя, ч;

L_o – длина отвального пути от обменного пункта до отвального забоя (рис. 2.38), км;

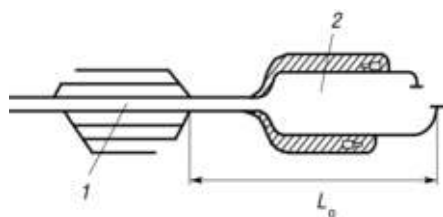


Рис. 2.38. Схема транспортного обслуживания внешнего железнодорожного отвала:
1 – отвальная станция,
2 – отвал

$V_{ср}$ – средняя скорость движения поезда по отвальным путям, км/ч;

τ – время на сношения, ч;

$t_p = L_{т.п}$ – время разгрузки состава, ч;

t – время разгрузки одного думпкара, ч;

n – число думпкаров в поезде.

Общее число отвальных забоев с учетом резерва для организации переукладки пути на отвале

$$n_o = n_p \left(1 + \frac{t_{п.п}}{t} \right),$$

где $t_{п.п}$ – продолжительность переукладки пути, сут;

$t = V_o/V_3$ – продолжительность работы отвального тупика, сут;

$V_o = zh_oL_o$ – вместимость отвального блока, м³;

z – шаг переукладки пути, м.

Конструкция отвального фронта. От конструкции фронта требуется обеспечение: бесперебойного складирования горных пород, высокой пропускной способности отвала, безопасного и производительного использования транспорта и экскавационного оборудования.

Конструкции отвального фронта при железнодорожном транспорте различаются направлением перемещения по мере развития. Оно может быть параллельным и кольцевым (рис. 2.39).

При параллельном перемещении отвального фронта требуется минимальный объем горно-строительных работ при возведении первоначальной отвальной насыпи. Параллельный фронт отвальных работ позволяет использовать на переукладке железнодорожного пути железнодорожные краны. Недостатком этой конструкции является некоторое увеличение времени обмена составов поездов вследствие тупиковой подачи поездов к отвальным забоям.

Кольцевая конструкция требует для ввода в эксплуатацию большего объема горно-строительных работ, но обеспечивает минимальное время

на обмен составов у забоев на отвале. Недостатком этой конструкции является усложнение передвижки пути на отвале.

Технология вскрышных работ с перевозкой породы автомобильным транспортом. Для разработки месторождений со сложным строением и залеганием полезного ископаемого с ограниченными размерами в плане и распространением полезного ископаемого на значительную глубину для перевозки вскрыши на внешние отвалы применяется автомобильный транспорт.

Технология горных работ, способы вскрытия карьерного поля и рабочих горизонтов определяют параметры системы разработки месторождений с перевозкой вскрыши на внешние отвалы автомобильным транспортом.

Параметры элементов системы разработки

Высота уступа. При разработке мягких горных пород высота уступа ограничивается высотой черпания экскавационной техникой.

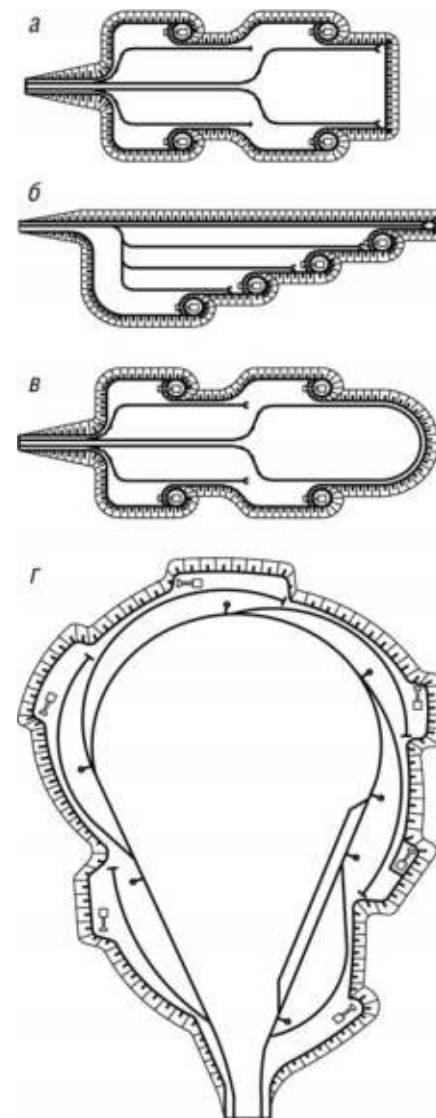
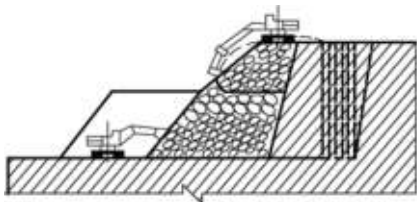


Рис. 2.39. Конструкции отвального фронта: а – с параллельным, двухсторонним перемещением отвального фронта и тупиковой схемой путевого развития, б – с параллельным, односторонним перемещением отвального фронта и тупиковой схемой путевого развития, в – с параллельным, двухсторонним перемещением отвального фронта и комбинированным с тупиковой и кольцевой схемой путевого развития (г)

В крепких горных породах отсутствие ограничений транспортными коммуникациями в величине развала взорванной горной массы и возможность управления взрывным разрушением массива уступа эффективных и безопасных выемочно-погрузочных работ позволяет в системе разработки месторождений с перевозкой вскрыши автомобильным транспортом иметь повышенную высоту уступа. В этом случае высота уступа устанавливается с учетом способов подготовки горных пород к выемке, обеспечивающих высоту развала, допустимую по условию черпания экскаватора.

При экскавации взорванной горной массы механической или гидравлической лопатой высота развала взорванной горной массы по правилам безопасности должна составлять $1,5h_q$. С учетом коэффициента разрыхления взорванных горных пород в развале k_p высота уступа определяется:



$$h = \frac{1,5h_q}{k_p},$$

где h_q – высота черпания экскаватора.

В хорошо взрываемых породах возможно увеличение высоты уступа до максимальной по технологии буровзрывных работ. В этом случае экскавация горной массы при большой высоте развала может производиться послойно. Для экскавации верхней части развала взорванной горной массы используют гидравлические экскаваторы с нижним черпанием с поверхности развала (рис. 2.40), а экскавацию нижней части развала на разрабатываемом горизонте производят прямым черпанием.

Ширина заходки. В настоящее время высокую производительность современных экскаваторов обеспечивают достижения

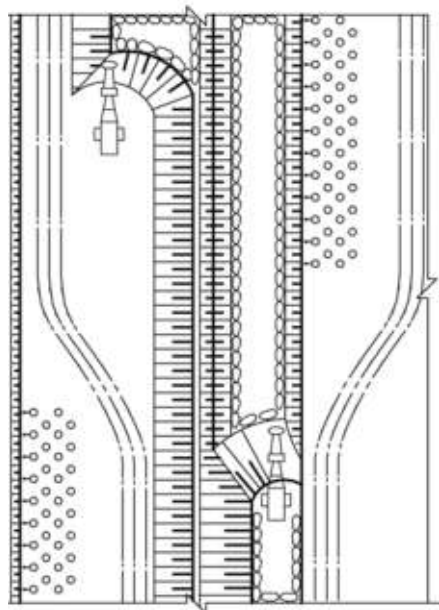


Рис. 2.40. Разделение развала взорванной горной массы на слои

в технологии взрывной подготовки горных пород к выемке многорядным короткозамедленным взрыванием массива горных пород. При этом ширина заходки по целику определяется числом рядов взрываемых скважин, которые в конкретных породах обеспечивают необходимое дробление и степень разрыхления пород в развале.

В системах разработки с перевозкой вскрыши автомобильным транспортом отработка горизонта при взрывном рыхлении производится заходками с направлением развала горной массы вкrest простирания фронта работ или с направлением развала горной массы вдоль фронта (рис. 2.41).

При направлении развала вкrest простирания фронта работ ширина заходки по целику (B) определяется:

- ♦ количеством заходов экскаватора для экскавации развала горной массы после взрыва массива (N), принимаемых по технологическим или транспортным условиям

$$B = 1,5R_{q,y}N - R,$$

где $R_{q,y}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния;
 R – величина развала, количеством рядов скважин (рис. 2.42)

$$B = b(n - 1) + W$$

или $B = b(n - 1) + c + hctg\alpha,$

где b – расстояние между рядами скважин;
 n – количество рядов скважин;
 W – линия сопротивления по подошве;
 c – расстояние от верхней бровки до первого ряда скважин;
 h – высота уступа;
 α – угол откоса уступа.

Для эффективности производства буровзрывных работ при направлении развала внутрь заходки ее ширина по целику должна иметь увеличенные размеры (рис. 2.43).

При большой ширине заходки, в которой могут работать несколько экскаваторов, экскаваторный блок в плане представляет собой **панель**.

Ширина панели принимается равной величине подвигания фронта, необходимой для углубления горных работ на высоту уступа:

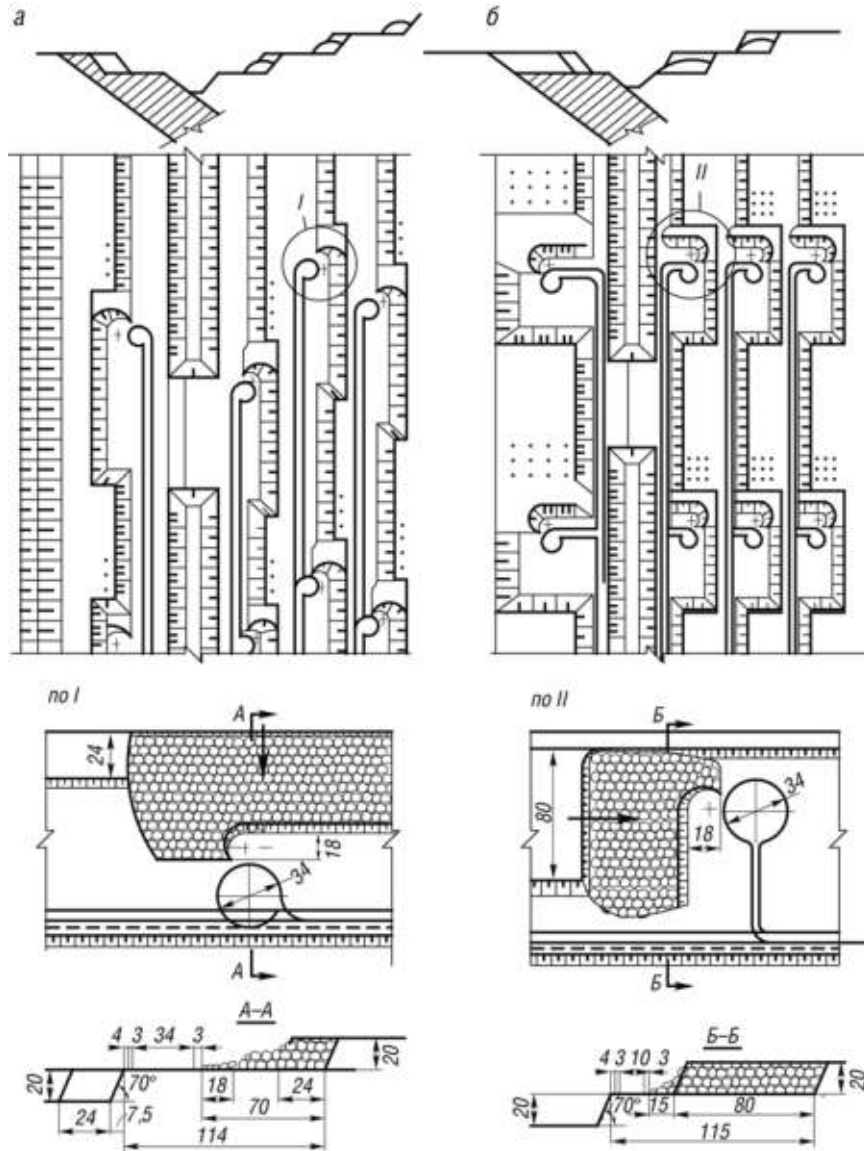


Рис. 2.41. Технологическая схема разработки наклонных месторождений с перевозкой вскрыши автомобильным транспортом на внешние отвалы:
 а – заходками нормальной ширины;
 б – широкими заходками

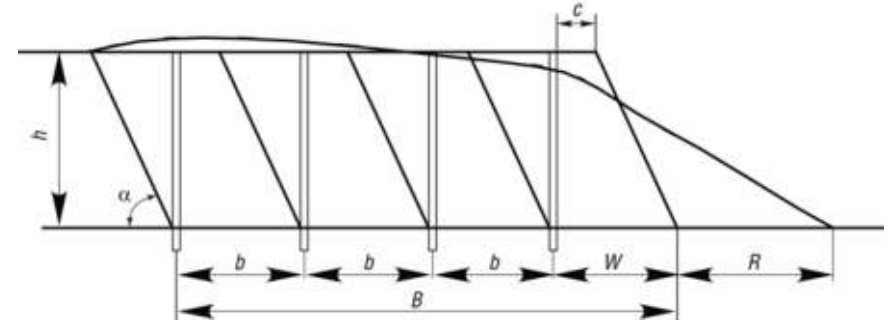


Рис. 2.42. Ширина заходки по целику при многорядном взрывании уступа

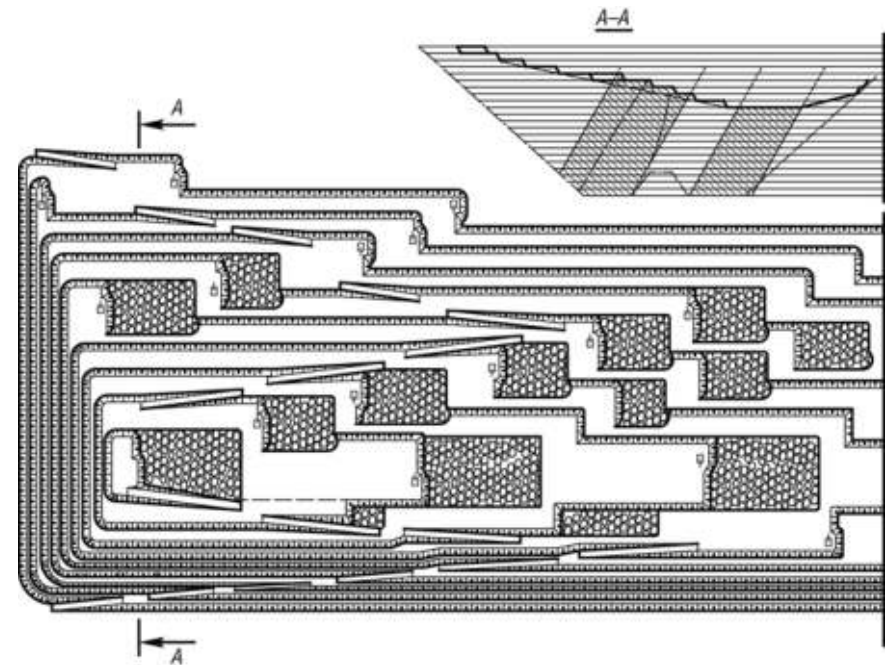


Рис. 2.43. Отработка уступов широкими заходками

- ◆ на наклонных и крутопадающих пластообразных залежах (рис. 2.44)

$$B = 0,5h(3\text{tg}\alpha + \text{ctg}\beta) + a + T + R,$$

где a – ширина дна разрезной траншеи;

T – ширина транспортной полосы;

- ◆ на крутопадающих рудных залежах

$$B = a + 2h\text{ctg}\alpha + c + T + R,$$

где c – берма безопасности.

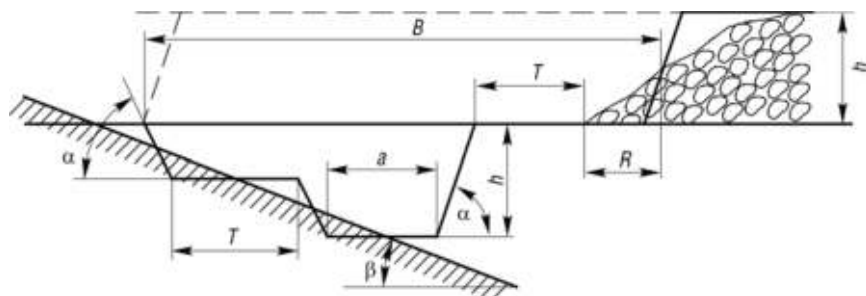


Рис. 2.44. Схема к расчёту ширины панели при отработке наклонных и крутопадающих пластообразных залежей

На добычных уступах ширину панели принимают равной ширине вскрышной панели или кратной ей. При большой производственной мощности карьера по полезному ископаемому ширину панели устанавливают, исходя из числа необходимых в эксплуатации добычных забоев.

Ширина панели при отработке наклонных пластообразных вытянутых по простиранию и штокообразных залежей или имеющих ограниченную в плане рабочую зону (рис. 2.45 а, б, в), принимается равной величине этапа отработки месторождения.

$$B = \frac{\Pi}{nQ} h\text{ctg}\beta,$$

где Π – производительность карьера по полезному ископаемому;

n – число добычных экскаваторов на каждом горизонте;

Q – эксплуатационная производительность добычного экскаватора;

β – угол откоса борта карьера в этапе.

Ширина рабочей площадки.

В системах разработки с автомобильным транспортом в ширину рабочей площадки входит (рис. 2.46):

- ◆ в мягких породах заходка по целику (B), транспортная полоса (T) и берма безопасности (c),

$$B_{p.п} = B + T + c,$$

- ◆ в скальных породах (рис. 2.46 б) заходка по целику (B), развал горной массы после взрыва (R), транспортная полоса (T) и берма безопасности (c).

$$B_{p.п} = B + R + T + c,$$

где $c = h(\text{ctg}\gamma - \text{ctg}\alpha)$

h – высота уступа;

γ и α – углы внутреннего трения и откоса уступа.

Ширина транспортной полосы определяется параметрами машин, организацией транспортного обслуживания забоя и размещением разворотного пункта автосамосвалов. Движение автосамосвалов на рабочей площадке может быть одностороннее и встречное, а развороты самосвалов – на рабочей площадке или в забойном пространстве (рис. 2.47).

При направлении развала горной массы вдоль фронта, т.е. внутрь заходки, величина развала

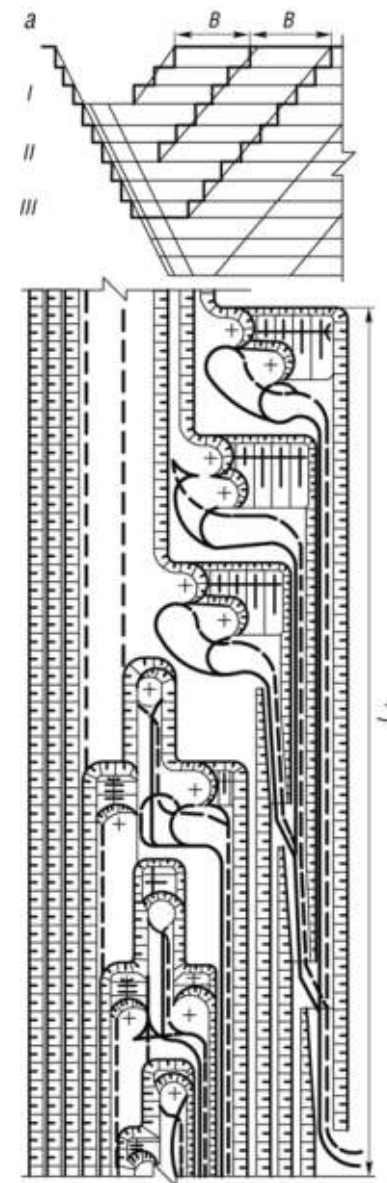


Рис. 2.45а. Технология разработки горизонтов карьера наклонных пластообразных вытянутых по простиранию панелями

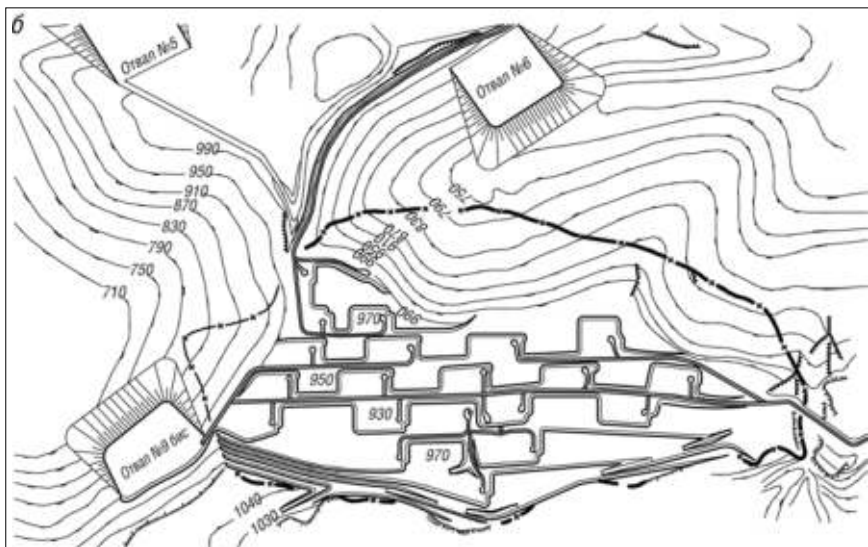


Рис. 2.45б. Технология разработки горизонтов карьера ограниченных в плане панелями

вкрест простираения фронта при короткозамедленном взрывании уменьшается практически до одной трети высоты уступа ($1/3h$), что позволяет увеличить ее и сократить ширину рабочей площадки вкрест простираения фронта до минимума.

Размеры рабочих площадок в рабочей зоне карьера определяют угол рабочего борта карьера (β_p), который влияет на текущий коэффициент вскрыши и на величину затрат на добычу полезного ископаемого. Чем больше угол откоса рабочего борта карьера, тем эффективнее открытая разработка месторождения полезного ископаемого.

Технология отработки в рабочей зоне карьера горизонтов панелями имеет три варианта (рис. 2.48). В них рабочая площадка, служащая для размещения развала взорванной горной массы, выемочно-погрузочной техники и транспортных площадок, функционально перемещается внутрь панели. Наибольший угол откоса рабочего борта карьера достигается при совмещенном расположении панелей в профиле. В этом случае транспортное обслуживание забоев тупиковое. В остальных вариантах – сквозное.

Длина экскаваторного блока при автотранспорте должна обеспечивать производительную работу выемочно-погрузочного, транспортного

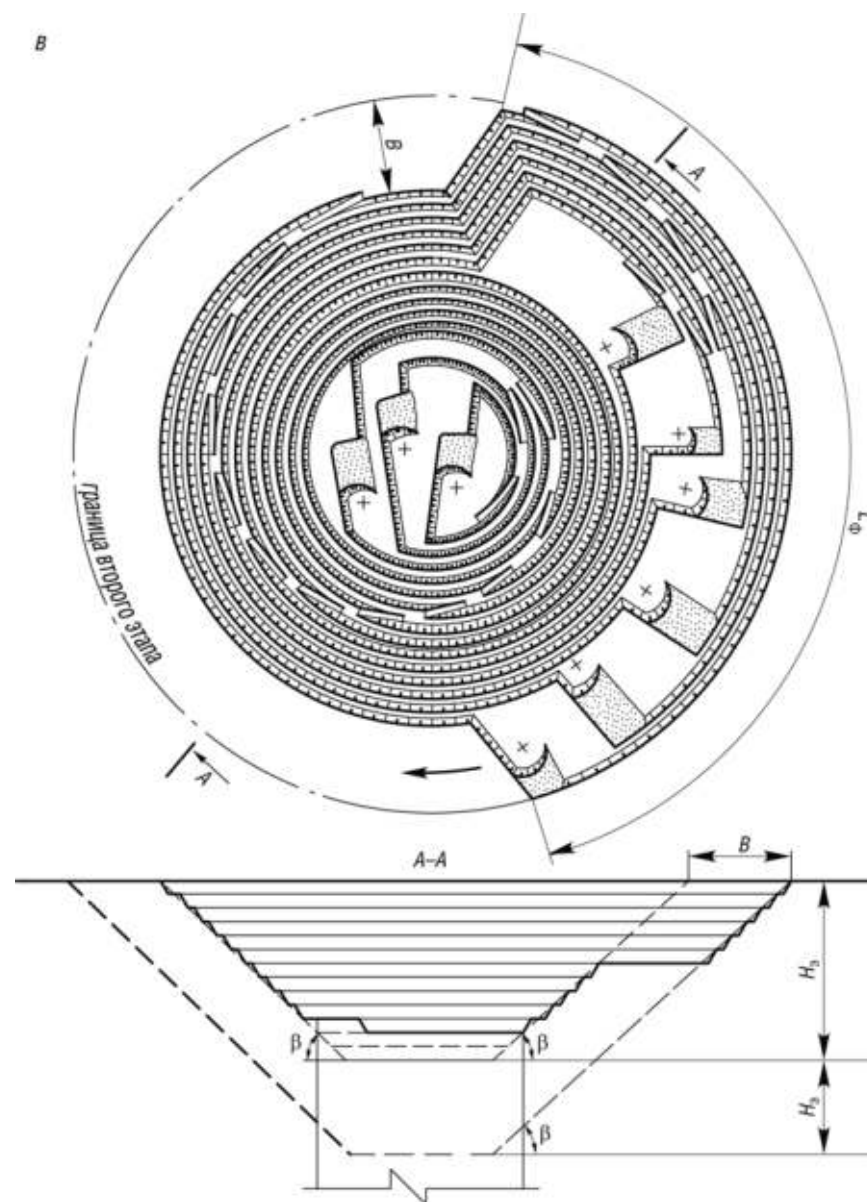


Рис. 2.45в. Технология разработки горизонтов карьера штокообразных месторождений панелями

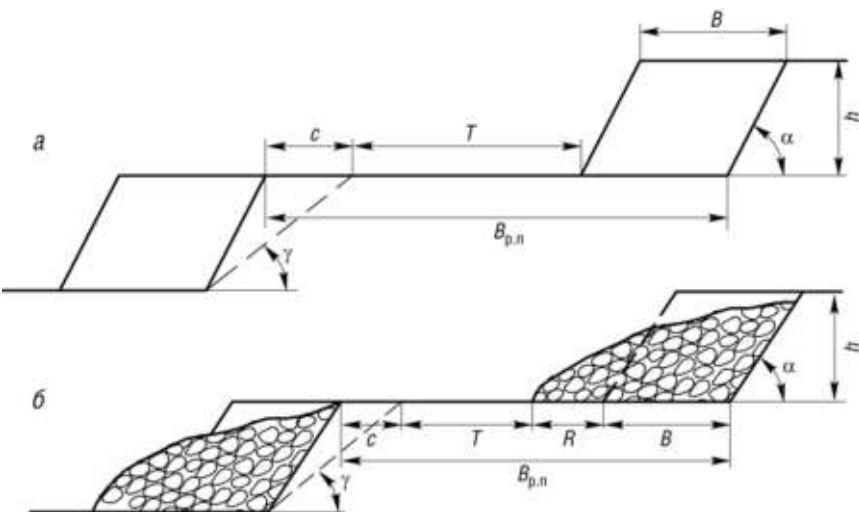


Рис. 2.46. Ширина рабочей площадки в системах разработки с автомобильным транспортом в мягких (а) и скальных (б) породах

и бурового оборудования. Минимальная длина экскаваторного блока по условию обеспечения запасом взорванной горной массы определяется:

$$L_6 = \frac{tQ_{сут}}{hB},$$

где t – число дней экскавации взорванной горной массы (при проведении взрывных работ в блоке два раза в месяц);
 $Q_{сут}$ – производительность экскаватора в сутки, м³/сут.

Длина панели меньше длины блока с нормальной шириной заходки в пропорции $V/V_{п}$ или

$$L_{6,п} = \frac{V}{hB_{п}}, \quad V = L_6 h B,$$

где $B_{п}$ – ширина панели, м.

Конструкция и длина фронта работ. Конструкции фронта работ в системах разработки с перевозкой вскрыши на внешние отвалы

| Тип забоя | Тип заходки | Ширина заходки | Особые условия работ | Движение машин на уступе и схемы подачи под погрузку | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|------------|-------------|--------------------------|-------------------------|--|------------|-----------|-----------|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|
| | | | | Одностороннее | | Встречное | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | Сквозная и петлевое | Тупиковое | Петлевое | Тупиковое | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Торцовый | Сквозная | Широкая $A_{ш} > 2R_{ш}$ | Без забойной сортировки | Сквозная | Тупиковое | Петлевое | Тупиковое | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | 25 | 26 | 27 | 28 | 29 | 30 | 31 | 32 | 33 | 34 | 35 | 36 | 37 | 38 | 39 |
| | | | | | | | | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | 25 | 26 | 27 | 28 | 29 | 30 | 31 | 32 | 33 | 34 | 35 | 36 | 37 | 38 | 39 | | | | | | | | | | | | | | |
| Продольный | Сквозная | Узкая | Траншейная | Тупиковая | Траншейная | Петлевая | Тупиковая | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | 25 | 26 | 27 | 28 | 29 | 30 | 31 | 32 | 33 | 34 | 35 | 36 | 37 | 38 | 39 | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | 25 | 26 | 27 | 28 | 29 | 30 | 31 | 32 | 33 | 34 | 35 | 36 | 37 | 38 | 39 | | | | | | | | | | | | | | |

Рис. 2.47. Схемы транспортного обслуживания забоев в системах разработки с перевозкой вскрыши автомобильным транспортом

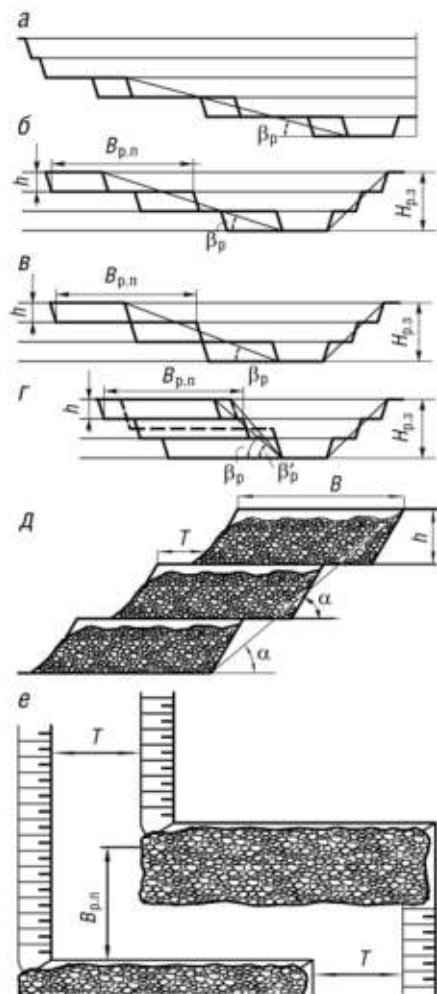


Рис. 2.48. Технология отработки горизонтов:

а – заходками нормальной ширины, б – широкими заходками, в – широкими заходками с тупиковой подачей транспорта в забой, г – панелями с тупиковой подачей транспорта в забой, д, е – размещение развала горной массы в забое панели

отличаются направлением перемещения фронта работ: на пластовых месторождениях от разрезной траншеи – поперечное (рис. 2.41, а) и продольное (рис. 2.45, б), на округлых в плане – кольцевое (рис. 2.45, в) или спиральное (рис. 2.49).

Длина фронта работ при автотранспорте зависит от размеров карьерного поля и глубины разработки месторождения. Принимая во внимание расстояние эффективности автотранспорта горной массы, длина фронта устанавливается в диапазоне 800–3000 м.

Количество экскаваторных блоков по длине фронта работ ограничивается организацией буровзрывных работ на горизонте и составляет обычно от трех до пяти.

Отработка горизонтов панелями увеличивает интенсивность горных работ в рабочей зоне карьера. Это достигается размещением большего их количества на горизонте и возможностью экскавации развала горной массы на рабочей площадке панели несколькими экскаваторами.

Технология отработки горизонтов панелями с продольным перемещением фронта работ позволяет обрабатывать месторождение в пределах этапа с постоянным коэффициентом вскрыши. Длина фронта в этом случае определяется размерами месторождения.

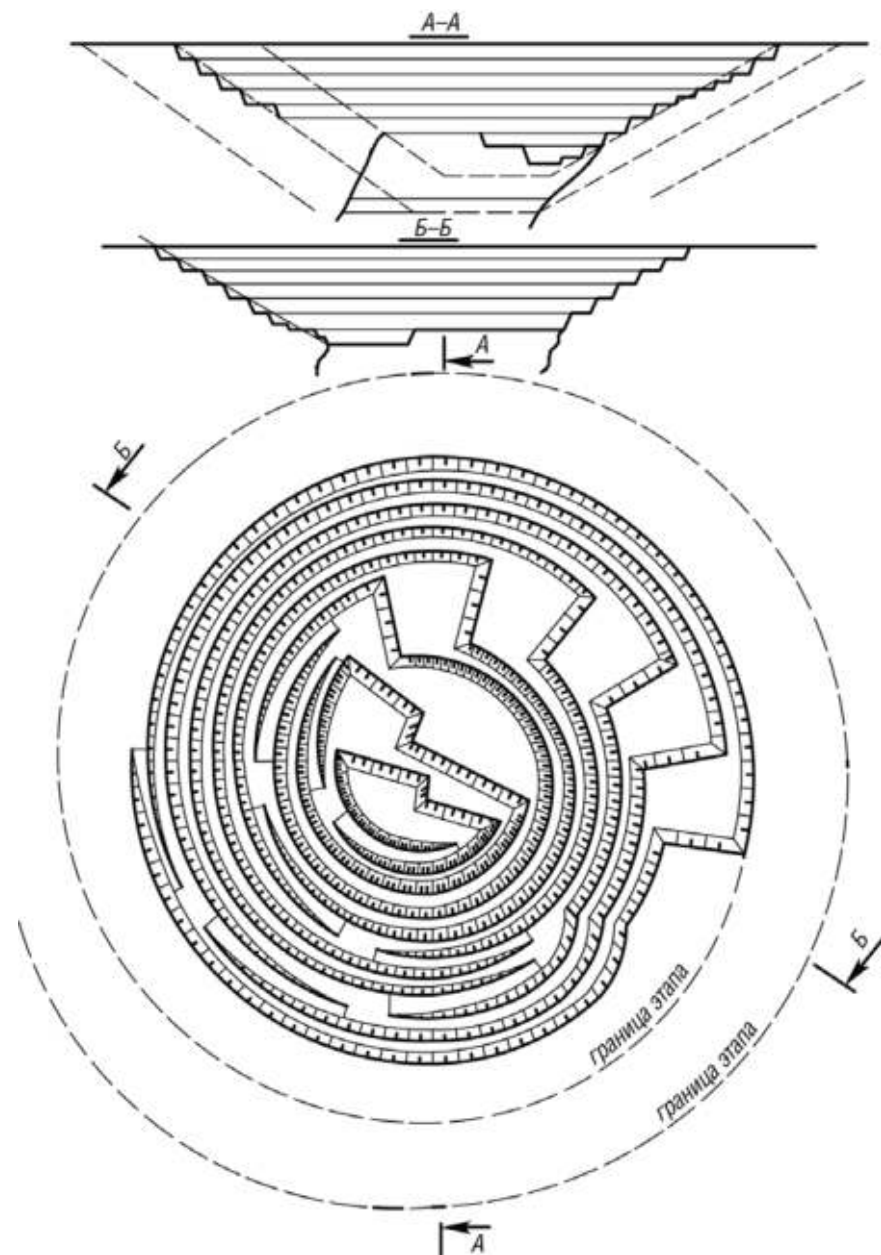


Рис. 2.49. Спиральное перемещение фронта работ

Преимуществами панельного способа отработки горизонтов являются: сокращение периода освоения проектной мощности карьера за счет возможности использования большого числа выемочно-погрузочной техники, применение моделей экскаваторов с большой вместимостью ковша, автосамосвалов особо большой грузоподъемности, что позволяет увеличить производительность карьера.

При применении панельного способа отработки горизонта вследствие уменьшения ширины рабочих площадок сокращается объем горно-строительных работ карьера и увеличивается угол откоса рабочего борта рабочей зоны. Максимальное значение угла откоса рабочего борта карьера в рабочей зоне достигается повышением высоты уступа (рис. 2.49).

Панель по фронту обрабатывается в течение более длительного времени, чем при отработке заходками нормальной ширины, особенно при высоких уступах, поэтому дороги на рабочих площадках можно строить с улучшенным покрытием. Это позволяет значительно повысить скорость движения машин и улучшить условия эксплуатации средств автотранспорта.

При разработке месторождений с косогорным рельефом (рис. 2.50) технология отработки горизонтов с автомобильным транспортом обеспечивает:

- ◆ безопасность и нормальное функционирование горных машин на нижележащих горизонтах;
- ◆ снижение объема горно-строительных работ и стабильность коэффициента вскрыши в течение всего периода эксплуатации месторождения;
- ◆ возможность развития горных работ от флангов к центру и из середины карьерного поля к флангам.

Технология вскрышных работ с перевозкой вскрыши автомобильным транспортом дает возможность концентрировать выемочно-погрузочные работы и повысить интенсивность разработки месторождения в 2–3 раза по сравнению с технологией вскрышных работ с железнодорожным транспортом. Производительность экскаваторов при этой технологии вследствие уменьшения простоев по транспортным условиям увеличивается на 20–25%. Все это позволяет увеличить темп углубления горных работ до 50 м/год и обеспечить интенсивную разработку месторождений с минимальными значениями текущих коэффициентов вскрыши.

Отвалообразование горных пород в системе разработки месторождений с перевозкой вскрыши на внешние отвалы автомобильным транспортом производится бульдозерами (рис. 2.51).

Высота отвала зависит от свойств складированных пород и основания отвала. В равнинной местности высота бульдозерного отвала по правилам безопасности составляет 25–40 м, при устойчивых скальных породах 100–150 м. При неустойчивых породах применяется многоярусное отвалообразование, т.е. после заполнения площади отвала вскрышные породы отсыплются вторым ярусом (рис. 2.52).

На месторождениях с косогорным рельефом высота отвала определяется высотой расположения отвального горизонта от господствующей поверхности.

Площадь отвала должна обеспечить размещение вскрышных пород за период отработки месторождения.

$$S_o = \frac{Vk_p}{nh_o}, \text{ м}^2,$$

где V – объем вскрышных пород в контуре карьера, подлежащих размещению в отвале, м^3 ;

n – количество ярусов отвалообразования;

h_o – высота яруса отвала, м.

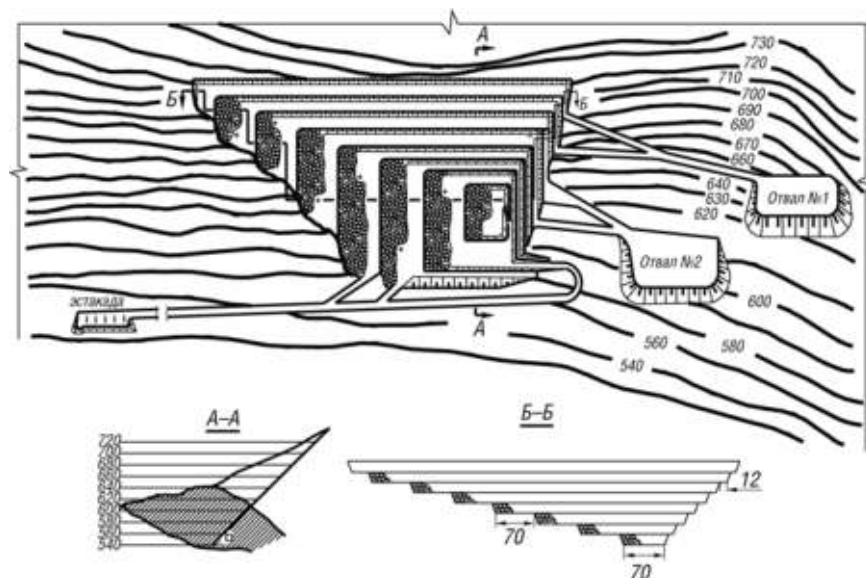


Рис. 2.50. Технология отработки горизонтов карьера на месторождении с косогорным рельефом поверхности

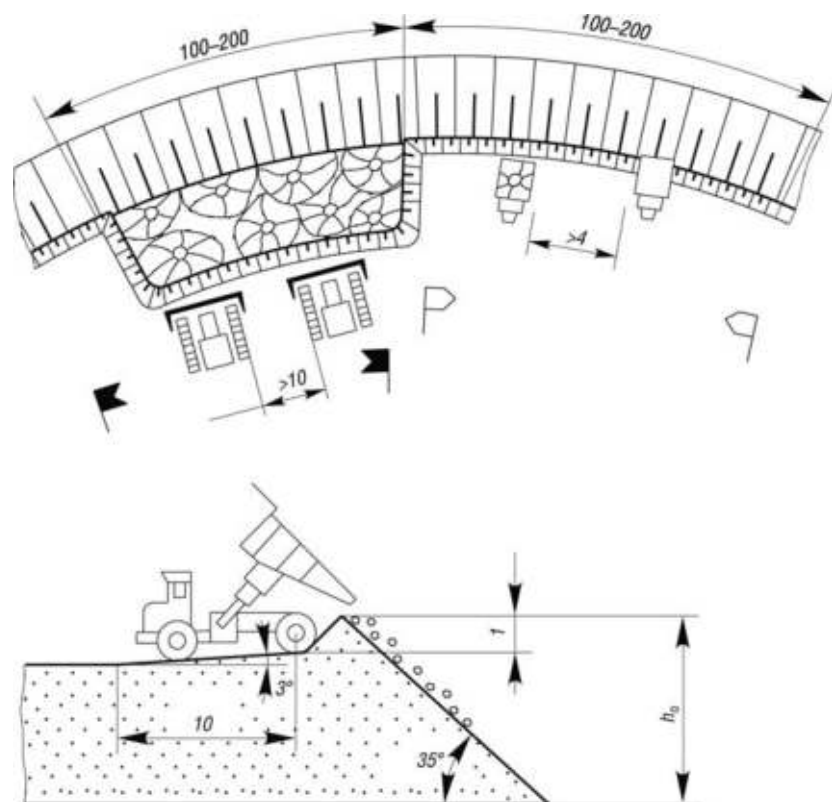


Рис. 2.51. Бульдозерное отвалообразование вскрышных пород в системах разработки с перевозкой вскрыши автомобильным транспортом на внешние отвалы

Количество отвальных забоев определяется объемом вскрыши, доставляемой на отвал в смену (W , м³), количеством бульдозеров, работающих на отвале (n_6) и их производительностью ($Q_{см}$)

$$n = \frac{W}{n_6 Q_{см}}$$

Длина отвального участка для одного забоя

$$L = \frac{Q_{см}}{V}, \text{ м,}$$

где V – приемная способность 1 м длины отвала, м³.

Конструкция отвального фронта. Форма развития фронта при бульдозерном отвалообразовании с транспортом вскрыши автосамосвалами параллельная и веерная (рис. 2.53). Параллельная форма развития отвала применяется при возможности заполнения отвальной площади только в двух направлениях, веерная – во всех направлениях. Для безопасности поверхность отвала формируется с подъемом в сторону откоса в 3°.

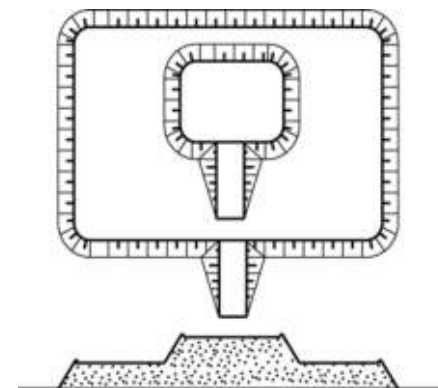


Рис. 2.52. Схема многоярусного бульдозерного отвала

Технология вскрышных работ с перевозкой породы конвейерным транспортом. Конвейерный транспорт на рудных наклонных и крутых месторождениях с перемещением пород во внешние отвалы в основном применяется при разработке мягких пород четвертичных отложений.

Размеры вскрышных и отвальных заходок при конвейерном транспорте определяются параметрами роторных экскаваторов, отвалообразователей и схемами их работы. С учетом ширины вскрышной заходки, полосы транспортных коммуникаций, схем погрузки на забойные конвейеры, способа и порядка отработки смежных уступов устанавливают минимальную ширину рабочей площадки. Расчет этих параметров аналогичен расчетным зависимостям при железнодорожном транспорте.

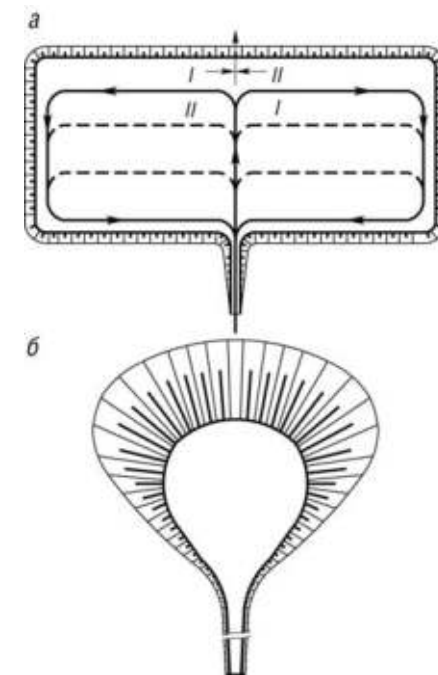


Рис. 2.53. Конструкция отвального фронта: а – параллельная, б – веерная, I, II – зоны отвалообразования

Длина фронта работ определяется, помимо природных условий, типом и производительностью выемочно-погрузочного оборудования.

В настоящее время имеется успешный опыт применения конвейерного транспорта на карьерах со скальными породами. Для эффективного его использования необходимо дробление горных пород. Это достигается двумя способами:

- ♦ путем применения передвижных дробилок в забое, в которые через бункер-питатель загружают одноковшовыми экскаваторами горную массу и уже после дробления подают ее на конвейер;
- ♦ путем совершенствования взрывных работ с целью повышения степени дробления горной массы и получения необходимого состава взорванной горной массы по крупности для конвейеров с резиновой лентой.

В нашей стране сконструированы и выпускаются самоходные дробильные агрегаты СДА-3 производительностью 1000 т/ч на гусеничном ходу, имеющие приемочный бункер и погрузочную консоль. Они работают в комплексе с одноковшовым экскаватором и передвигаются в забое по мере его отработки вдоль конвейерной линии.

Крупнейшим разработчиком-производителем мобильных дробильно-перегрузочных агрегатов является фирма «ПХБ-Везерхютте» (ФРГ). Агрегаты этой фирмы выпускаются на гусеничном, колесном или шагающем ходу производительностью 300–3000 т/ч. Планируется выпуск установок производительностью до 6 тыс. т/ч. Установки со щековыми дробилками производительностью 2 тыс. т/ч работают на открытой разработке бокситов в Австралии (наиболее крупный агрегат действует в карьере «Уорсли»). Установка на шагающем ходу с конусной дробилкой «Аллис-Челмерс» работает с 1982 г. в карьере «Фоскор Фалаборва» (ЮАР). Руда из забоя загружается экскаватором в бункер вместимостью 30 м³ откуда пластинчатым питателем подается в дробилку; раздробленный материал выгружается другим пластинчатым питателем. Масса агрегата 850 т. Управляется он компьютером. Фирмой «Маннесман-Деаг» (ФРГ) создан дробильно-перегрузочный агрегат с дробилкой производительностью 2500 т/ч. Порода поступает от гидравлического экскаватора в бункер с грохотом, а после дробления до куска размером 300 мм – на конвейер. В дробилке установлен высокоскоростной ротор с заменяемыми зубцами. Повторный подъемный конвейер разгружается на расстоянии 56 м. Система установлена на гусеничном шасси, снабжена гидравликой, может совершать полный поворот.

Мобильные дробильно-сортировочные агрегаты изготавливаются фирмой «Стеммлер корпорейшн» (США). Они отличаются небольшой высотой, что позволяет загружать их непосредственно экскаваторами. Разгрузочная консоль оборудована конвейером с гидравлическим приводом. Установка имеет гусеничный ход или полозья. Наиболее крупная установка такого типа для дробления скальной вскрыши и многолетнемерзлых пород сооружена на карьере в Канаде. Производительность зубчатой валковой дробилки 3 тыс. т/ч, масса 250 т, вместимость бункера 100 т, длина 8,23 м, ширина 9,15 м, высота 8,53 м, степень дробления от 1,37 до 0,45 м. Длина разгрузочного конвейера 15,25 м, ширина 2,13 м. Для работы в суровых условиях вечной мерзлоты стенки бункера обогреваются.

Эффективность технологии вскрышных работ с конвейерным транспортом обеспечивается описанной выше панельной схемой отработки горизонтов с повышенной высотой уступа. Подача вскрыши по этой схеме из забоя от дробильного агрегата на забойный конвейер, расположенный на транспортной берме вдоль фронта работ, осуществляется погрузочной консолью дробильного агрегата или через конвейерный перегружатель. Это позволяет передвижку конвейера на горизонте осуществлять с шагом, равным ширине панели, а следовательно, сократить до минимума простои экскаваторов и дробильных агрегатов (рис. 2.54).

В легкодробимых, особенно сильнотрещиноватых, полускальных породах возможно применение конвейерных комплексов без

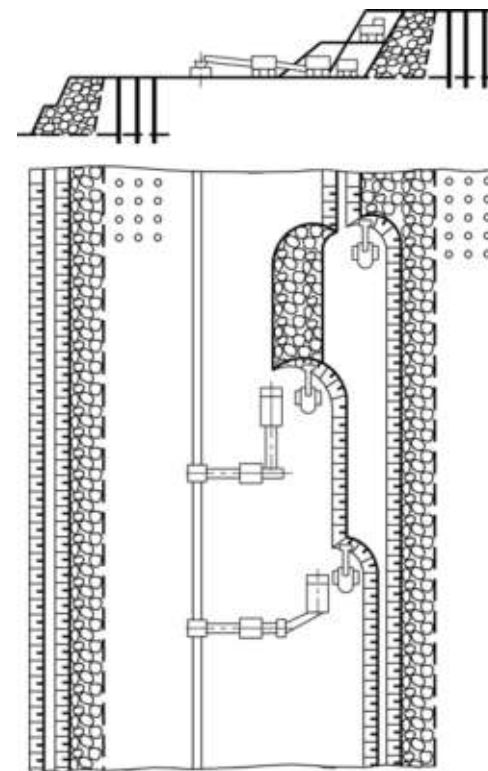


Рис. 2.54. Технологическая схема разработки крепких горных пород на карьерах с конвейерным транспортом

дробильных агрегатов. В этом случае экскаватор непосредственно производит погрузку горной массы в бункер с колосниковым грохотом для отсева негабаритных кусков передвижного перегружателя, с которого горная масса поступает на забойный конвейер.

Технология вскрышных работ с конвейерным транспортом обеспечивает высокую производительность труда, автоматизацию управления и интенсификацию горных работ.

Технология вскрышных работ с перемещением породы гидротранспортом. Технология с перемещением вскрыши гидротранспортом применяется при разработке мягких и полускальных горных пород, как правило, на верхних горизонтах месторождений с наклонным и крутым залеганием рудных тел.

При наличии в толще вскрышных пород попутных полезных ископаемых, например глины, песка, мела и др., с целью комплексного использования пород вскрыши на карьерах возможно применение технологии разработки попутных полезных ископаемых с доставкой их средствами гидротранспорта. Это позволит при сохранении общей системы разработки на карьере обеспечить добычу и доставку попутных полезных ископаемых собственными транспортными средствами.

Для разработки и подготовки к гидротранспорту полускальных пород используются экскаваторы, передвижные дробилки и загрузочные аппараты. Перспективным является применение неметаллических труб для гидротранспорта пород от загрузочного аппарата до магистрального пульповода.

Г-7. Технология вскрышных работ с перевозкой породы на внешние отвалы комбинированным транспортом

При разработке месторождений на большую глубину для доставки горной массы из карьера используются сочетания различных видов транспорта. Наибольшее распространение получила комбинация автомобильного транспорта с железнодорожным, конвейерным или скиповым. На нагорных карьерах применяется комбинация автомобильного транспорта с гравитационной доставкой руды по рудоспускам и рудоскатам.

Расчет параметров технологии разработки с комбинированным транспортом производится отдельно для каждой зоны карьера, в которой используется соответствующий вид транспорта.

Особенность системы разработки в случае применения комбинированного транспорта заключается в управлении развитием фронта горных работ на горизонте перегрузки: с автомобильного транспорта на железнодорожный, в скиповой и конвейерный подъемники, в рудоспуски и в рудоскаты.

Задачей этого управления является создание возможности для продолжительного функционирования перегрузочного пункта, обеспечивающего эффективность перегрузки с одного вида транспорта на другой. Это достигается проведением опережающей выемки на горизонте для размещения в нем перегрузочного пункта с одного транспорта на другой или, наоборот, задержки горных работ в районе действующего перегрузочного пункта.

Определение места заложения перегрузочного пункта или подъемника, шага его переноса и длительности функционирования производится на основе технико-экономических расчетов, обеспечивающих минимум затрат на транспортирование горной массы из карьера. При расчете учитывается усложнение технологии разработки горизонта в зоне перегрузочного пункта или подъемника. Оно вызывает необходимость уменьшения массы одновременно взрываемых зарядов взрывчатого вещества для уменьшения сейсмического воздействия на сооружения, исключения разлета кусков породы и усложнения трассы, что в целом снижает интенсивность горных работ, производительность горного и транспортного оборудования.

При размещении рудоспусков в рабочей зоне карьера при отработке горизонтов возникает необходимость в их срезке. Применение обычной технологии буровзрывных работ в зоне рудоспуска приводит к разрушению устья рудоспуска. К тому же крупные куски при взрыве уступа могут попасть в рудоспуск, что практически выводит его из эксплуатации.

Для исключения этого явления горные работы в зоне погашения рудоспуска или рудоската производят послойно, уступами малой высоты с подготовкой горной массы взрывом зарядов в скважинах малого диаметра. В последнем слое для предотвращения разрушения устья рудоспуска на нижележащем горизонте скважины бурят без перебура.

В некоторых случаях срезку устья неглубоких рудоспусков производят при целиком заполненном рудоспуске, что исключает попадание в него крупных кусков породы. Но и в этом случае скважины в районе устья в рудоспуске бурят без перебура, линию наименьшего сопротивления от стенок рудоспуска принимают по расчету минимальной, а расстояние между скважинами по опыту карьеров принимают равным 1,2–1,5 линии наименьшего сопротивления. Выемку горной массы в районе рудоспуска производят тупиковым забоем.

В связи с увеличением глубины карьеров, усложнениями горногеологических условий системы разработки с комбинированным транспортом будут приобретать все большее значение. Им посвящены многие научные исследования, конструкторские разработки по созданию и освоению специальных подъемников горной массы из карьера.

В настоящее время успешно используются системы разработки с комбинацией автомобильного транспорта и скипового подъемника, комбинация автомобильного и гравитационного транспорта по рудоспускам на нагорных карьерах страны. Имеется богатый опыт эксплуатации систем разработки с автотранспортом и конвейерными подъемниками с предварительным дроблением пород в полустационарных дробилках на карьерах чёрной металлургии и в других горнодобывающих отраслях.

Г68. Технология вскрышных работ с перевозкой вскрыши во внутренние и внешние отвалы

Разработку с перевозкой породы во внешние отвалы применяют на месторождениях с горизонтальным или пологим залеганием мощных пластов с большой глубиной залегания, когда всю породу невозможно разместить в выработанном пространстве. Иногда при разработке таких месторождений, представленных двумя или большим числом пластов, породу вскрыши транспортируют во внешние отвалы, а породу из междупластья – во внутренние. Таким образом, исключается необходимость перевозки во внешние отвалы всего объема породы.

При расчете параметров технологии рассматривают варианты, при которых наибольшее количество вскрыши перемещается во внутренние отвалы. По эффективности они занимают промежуточное положение между системами разработки с перемещением пород вскрыши во внутренние отвалы и перевозкой их на внешние.

2.5. КОМБИНАЦИЯ БЕСТРАНСПОРТНОЙ, ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНОЙ И ТРАНСПОРТНОЙ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ (Д)

Д69. Технология вскрышных работ с перемещением пород в выработанное пространство консольным отвалообразователем и перевозкой конвейерным и автомобильным транспортом

При разработке особо ценных руд открытым способом глубина карьеров достигает больших значений. В мощной толще мягких

покрывающих пород этих карьеров, как правило осадочного происхождения, встречаются пропластки крепких горных пород, представленные в виде линз сланцами и песчаниками. Мощность их колеблется от нескольких сантиметров до 10 м. Они располагаются на различной глубине и имеют ограниченные в плане размеры. Их наличие в небольшом количестве в общей массе вскрышных пород усложняет технологию горных работ.

Для разработки мягких горных пород используют роторные комплексы: на нижних горизонтах с перемещением породы вскрыши во внутренние отвалы отвалообразователем, на верхних – конвейерным транспортом.

Горизонты с пропластками разрабатываются одноковшовыми экскаваторами с буровзрывной подготовкой горной массы и автомобильным транспортом на внутренние отвалы, которые размещаются ярусами на отвалах породы от роторных комплексов (рис. 2.55).

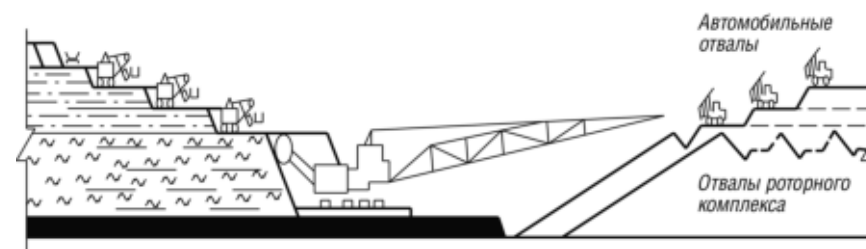


Рис. 2.55. Технологическая схема разработки месторождения с перемещением вскрыши консольным экскаватором и перевозкой конвейерным и автомобильным транспортом

Расчет параметров этой технологии заключается в определении ширины заходок экскаваторов, рабочих площадок, скорости подвигания забоев при условии одинаковой скорости подвигания фронта работ на всех горизонтах. Основными элементами расчета этой системы разработки являются заходка и рабочая площадка роторного комплекса, обеспечивающего непосредственное вскрытие и подготовку вскрытых запасов полезного ископаемого. Для горизонтов с буровзрывной подготовкой равнопрочных пород перед рабочей площадкой необходимо предусматривать пространство для размещения развала и транспортной полосы.

Д-10. Технология вскрышных работ с перевалкой породы во внутренние и перевозкой во внешние отвалы

Эта система применяется для разработки горизонтальных и пологих мощных залежей при большой мощности покрывающих пород. Наиболее часто эта система разработки используется на карьерах с крепкими горными породами, на которых верхние горизонты отрабатываются карьерными экскаваторами с перевозкой породы железнодорожным транспортом во внешние отвалы, а нижние — одноковшовым экскаватором с кратной перевалкой вскрыши драглайном в выработанном пространстве. Эта технология разработки достаточно эффективна даже в сложных геологических условиях.

В некоторых вариантах этой технологии возможно использование энергии взрыва взрывчатого вещества для перемещения части породы нижнего уступа в выработанное пространство. Оставшаяся часть породы в заходке перемещается механической лопатой или драглайном в выработанное пространство, в котором драглайн однократно или двукратно ее переэкскавирует.

На практике применяются многообразные комбинации рассмотренных технологических схем. Например, технология вскрышных работ с перемещением пород в выработанное пространство консольным отвалообразователем и перевозкой конвейерным транспортом; технология вскрышных работ с перемещением пород одноковшовыми экскаваторами, отвалообразователем или транспортно-отвальным мостом и перевозкой в выработанное пространство мягких пород железнодорожным транспортом, а крепких — автомобильным.

Цель этих комбинаций — за счет сокращения расстояния перемещения и перевозки пород вскрыши уменьшить затраты на производство вскрышных работ, а следовательно, повысить эффективность системы разработки.

2.6. ТЕХНОЛОГИЯ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ (ОТКРЫТОЙ И ПОДЗЕМНОЙ) РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Большинство месторождений руд цветных, редких, радиоактивных, драгоценных металлов разрабатывается комбинированным способом.

Технология вскрышных работ при комбинированной отработке месторождений имеет свои особенности. В понятие комбинированная разработка входит последовательная или одновременная разработка месторождения открытым и подземным способами.

При одновременной разработке месторождений подземным и открытым способами специфика технологии вскрышных работ заключается в создании в зонах над выработанным пространством подземного рудника уступов пониженной высоты для возможности их быстрого обурирования, взрывания суммарным зарядом, не влияющим на состояние массива над выработанным пространством, и выемки его мобильной техникой. Для этой цели используются легкие станки для бурения, автопогрузчики, которые доставляют вскрышу непосредственно на отвал или под откос в забой экскаватора, находящегося вне зоны влияния пустот подземного рудника.

При небольшом радиусе зоны, опасной по сдвигению, возможна отработка горизонтов без уменьшения высоты уступа. В этом случае подготовка горных пород к выемке ведется однорядным взрыванием с ограниченным числом скважин.

Режим взрывных работ на карьере и подземном руднике при совместной разработке месторождения для обеспечения безопасности работ строго согласуется.

Для уменьшения влияния массовых взрывов на подземный рудник при расстоянии до подземных выработок менее 30 м масса заряда на карьере рассредоточивается. Интервал замедления составляет от 20 до 100 мс.

В момент взрывных работ и во время осмотра состояния открытых выработок и отвалов, наиболее подверженных сейсмическому воздействию, все работы прекращаются, а оборудование выводится за пределы опасных по обрушению и сдвигению зон.

Наибольший опыт совместной отработки месторождения открытым и подземным способами имеет Тырныаузский вольфрам-молибденовый комбинат. Это месторождение нагорного типа (абсолютные отметки от 2400 до 3200 м) с весьма сложными топографическими и климатическими условиями.

На карьере тщательно ведутся наблюдения и контроль с помощью геофизических методов за массивом над подземными горными выработками. Вся площадь открытых горных работ в плане разделена на зоны, опасные по сдвигению и обрушению, составляющие около 30%, и не опасные.

Наблюдения на Тырныаузском вольфрам-молибденовом месторождении показали, что зона сдвига над подземными выработками представляет собой воронку с вертикальной или наклонной осью. Процесс обрушения породы в зоне сдвига может продолжаться несколько месяцев, после чего также длительное время происходит уплотнение породы в провале.

Деформация массива, т.е. образование воронки в рабочей зоне карьера от обрушения подземных камер, зависит от расстояния между поверхностью карьера и подземной камерой. Для интенсификации горных работ на карьере и сокращения длины транспортирования в этом районе в непосредственной близости от опасной зоны проходят порододоспуски, по которым вскрышу, доставленную погрузчиком, перемещают на горизонт подземной штольни и по ней конвейером доставляют на отвал.

2.7. ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИИ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ

Энергетическим показателем оценки технологии вскрышных работ, т.е. части систем разработки, является совершаемая работа. Согласно технологии открытых горных работ объем породы определенной массы, находящийся в забое вскрышного уступа, перемещается на некоторое расстояние в отвал.

Единица объема горной породы (м^3), перемещаемая из массива в отвал или к пункту назначения по некоторой траектории с энергетических позиций, оценивается как совершаемая работа силы (F) равной 1 ньютону при перемещении (H или L) на 1 м,

$$A = F \cdot L, \text{ Дж.}$$

Единица горной массы поглощает энергию в результате совершаемой над ней работы и представляет собой энергопоглощение или энергозатраты.

Для перемещения объема породы в заходке шириной B (м), высотой h (м) и длиной l (м) на расстояние L (м) необходимо совершить работу

$$A = (Bhl)\rho gL, \text{ Дж.} \left(\text{м} \cdot \text{м} \cdot \text{м} \cdot \frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \cdot \frac{\text{м}}{\text{с}^2} \cdot \text{м} = \frac{\text{кгм}}{\text{с}^2} = \text{Н} \cdot \text{м} = \text{Дж} \right),$$

где ρ – плотность породы, $\text{кг}/\text{м}^3$;

g – ускорение свободного падения, $\text{м}/\text{с}^2$.

Количественно энергозатраты зависят от свойств горных пород, их объема и параметров трассы перемещения, т.е. кинематики перемещения.

Кинематика перемещения вскрышных пород зависит от горно-геологических условий месторождения и системы разработки.

Путь перемещения может быть простым, состоящим из одного или двух участков, или сложным – из трех и более участков.

В системах разработки с поперечным перемещением вскрышных пород, относительно фронта работ, кинематическая схема строится следующим образом. При непосредственной перевалке вскрыши в выработанное пространство участок пути перемещения один – это путь от забоя до места разгрузки в отвал. Система разработки с кратной экскаваторной перевалкой вскрышных пород представлена двумя и более участками перемещения: участок от забоя до отвала и участок внутри отвала при переэкскавации. Система разработки с перемещением вскрышных пород отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами также состоит из двух участков – участок от забоя до загрузочной консоли и участок перемещения вскрыши отвалообразователем в отвал.

Кинематика перемещения вскрыши в системах разработки с продольным перемещением пород в отвалы транспортными средствами более сложная. Здесь возможны различные варианты в зависимости от горно-геологических условий месторождения. Если перемещение вскрыши осуществляется во внутренние отвалы, то путь делится на участок продольного перемещения по рабочим уступам карьера, участок по торцевой части карьера и участок перемещения на отвале.

Кинематика перемещения вскрыши в системах разработки с колесным транспортом на крутопадающих месторождениях зависит от геометрии эксплуатационного пространства карьера и может быть разделена на участки: в рабочей зоне, на бортах, на поверхности и в отвале.

Энергозатраты при разработке вскрышного забоя зависят от применяемого оборудования.

В технологии разработки вскрыши драглайнами с переэкскавацией в выработанном пространстве выделяются следующие участки кинематики перемещения породы (рис. 2.56): участок перемещения при подъеме породы до уровня стояния драглайна, участок перемещения из забоя в промежуточный отвал, участок перемещения при подъеме породы в результате черпания из промежуточного отвала и участок переэкскавации породы в основной отвал.

При разработке горизонтального или пологопадающего пластообразного месторождения

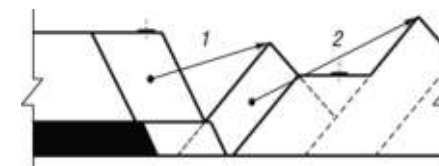


Рис. 2.56. Кинематическая схема перемещения пород вскрыши при технологии разработки с перевалкой и переэкскавацией в выработанном пространстве

с перевозкой вскрыши на внешние отвалы кинематическая схема перемещения пород вскрыши колесным транспортом состоит из участков от забоя вдоль фронта работ, по торцевой части карьера и по наклонной внешней траншее.

При разработке слабонаклонного пластового месторождения, когда угол падения залежи превышает уклоны, преодолеваемые транспортом, кинематическая схема перемещения горной массы имеет более сложный вид. Перемещение пород вскрыши осуществляется от забоя вдоль фронта работ, далее по торцевой части карьера. В отвальной зоне траектория перемещения может состоять из нескольких участков. В простом случае это прямолинейное перемещение по отвалу. Но возможны более сложные траектории, подобные тем, которые имеют место во вскрышной зоне карьера.

В общем случае для описания траектории перемещения вскрышных пород необходимо знание всех параметров трассы и технологических параметров карьера. В рабочей зоне карьера перемещение горной массы вдоль фронта работ, далее по транспортным коммуникациям вскрышного или добычного горизонта. Для выезда на участок перемещения по капитальной трассе необходимо преодолеть участки по наклонным съездам и по вышележащим горизонтам карьера, наклонной траншее и далее по поверхности до отвалов. На отвале возможны различные траектории перемещения, которые зависят от технологии отвалообразования.

При разработке нагорных месторождений траектория перемещения горных пород зависит от горно-геологических условий. Технология разработки также строго подчинена природным условиям. При этом возможны участки перемещения с одного горизонта на нижележащий горизонт по наклонным транспортным бермам. Траектория перемещения вдоль фронта работ криволинейна.

Энергетическая оценка технологии вскрышных работ производится на 1 м подвигания вскрышного забоя при мощности пласта полезного ископаемого h , мощности вскрыши H , углы откоса добычного и вскрышного уступов соответственно a и b , угол откоса отвала g , ширина заходки B , плотность породы r . Вскрышное оборудование устанавливается на минимальном расстоянии до верхней бровки уступа с учетом бермы обрушения. Расстояние между нижней бровкой добычного уступа и нижней бровкой откоса отвала z .

Бестранспортная система разработки (А)

Технологическая схема разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство механической лопатой с расположением на кровле пласта полезного ископаемого (А-1).

Перемещение породы осуществляется из забоя во внутренний отвал. При разработке забоя экскаватор экскавирует породу у подошвы вскрышного уступа и перемещает ковш на высоту h_q (м) до полного его наполнения. Далее порода перемещается в отвал на расстояние L (м). При этом может происходить подъем породы относительно точки, где происходит полное наполнение ковша.

Энергозатраты суммируются из затрат на черпание породы в забое и затрат на перемещение породы в отвал. В соответствии с теоретической формулой энергозатраты на 1 м подвигания забоя составят

$$A = B \cdot H \cdot \rho \cdot g \left(h_q + \frac{L}{\cos \varphi} \right), \text{ Дж,}$$

где H – высота вскрышного уступа, м,
 L – расстояние перемещения породы в отвал, м,
 g – ускорение свободного падения, м/с².

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{\Delta h}{L},$$

где $\Delta h = h_0 - (h + h_q)$, – высота подъема породы, м.

Технологическая схема разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство драглайном с расположением на кровле вскрышного уступа

Энергозатраты совершаются при подъеме породы по всей высоте вскрышного уступа h (м) и при перемещении породы из забоя в отвал на расстояние L (м). При перемещении возможен подъем породы относительно уровня стояния драглайна.

Энергозатраты суммируются из затрат на черпание породы в забое и на перемещение породы в отвал.

$$A = B \cdot H \cdot \rho \cdot g \left(H + \frac{L}{\cos \varphi} \right), \text{ Дж.}$$

Угол φ определяется из соотношения $\operatorname{tg} \varphi = \Delta h / L$, где $\Delta h = h_0 - h$, м.

Технологическая схема разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство драглайном с расположением на промежуточном вскрышном горизонте

Энергозатраты совершаются при подъеме породы на нижней части вскрышного уступа h_n (м) и при перемещении всей породы из забоя в отвал на расстояние L (м). При отработке верхней части вскрышного уступа порода перемещается вниз до уровня стояния драглайна. Объем породы, обрабатываемый при нижнем черпании, составляет часть от общего объема.

При перемещении возможен подъем породы относительно уровня стояния драглайна. Энергозатраты суммируются из затрат на черпание породы в забое и затрат на перемещение породы в отвал.

$$A = B \cdot \rho \cdot g \left(h_n^2 + \frac{L}{\cos \varphi} \right), \text{ Дж.}$$

Технологическая схема разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство механической лопатой с засыпкой части пласта полезного ископаемого и переэкскавацией вскрыши во внутреннем отвале драглайном (А-2)

В данной технологической схеме затрата энергии совершается при подъеме породы на высоту полного наполнения ковша экскаватора $hч$ (м) и при перемещении породы из забоя в отвал на расстояние L_1 (м), а также при переэкскавации породы на перемещении L_2 (м). При перемещении породы из забоя вскрышного уступа возможен подъем породы относительно уровня стояния драглайна.

Сумма энергозатрат состоит из затрат на черпание породы в забое и затрат на перемещение породы в отвал и на отвале.

$$A = \rho \cdot g \cdot B \cdot H \left(h_n + \frac{L_1}{\cos \varphi_1} \right) + \rho \cdot g \cdot S \cdot \frac{L_2}{\cos \varphi_2}, \text{ Дж.}$$

где S – объем переэкскавации (на 1 м подвигания), м^3 .

Технологическая схема разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство драглайном с засыпкой части пласта полезного ископаемого и переэкскавацией вскрыши во внутреннем отвале

Энергозатраты совершаются при подъеме породы по всей высоте вскрышного уступа h (м) и при перемещении породы из забоя в отвал на расстояние L_1 (м), а также при переэкскавации породы на перемещении L_2 (м). При перемещении породы из забоя вскрышного уступа возможен подъем породы относительно уровня стояния драглайна.

Сумма энергозатрат состоит из затрат на черпание породы в забое и затрат на перемещение породы в отвал и на отвале

$$A = \rho \cdot g \cdot B \cdot H \left(H + \frac{L_1}{\cos \varphi_1} \right) + \rho \cdot g \cdot S \cdot \frac{L_2}{\cos \varphi_2}, \text{ Дж.}$$

где S – объем переэкскавации (на 1 м подвигания), м^3 .

Технологическая схема разработки с перевалкой и переэкскавацией вскрыши одним драглайном, расположенном на промежуточном отвале

Энергозатраты совершаются при подъеме породы по нижнему вскрышному подступу на высоту $h_ч$ (м), при перемещении породы из забоя в отвал на расстояние L_1 (м) и L_2 (м), а также при переэкскавации породы из промежуточного отвала в основной на расстояние L_3 (м). Энергозатраты при верхнем черпании не учитываются, так как при этом порода перемещается вниз. При перемещении породы из забоя вскрышного уступа возможен ее подъем относительно уровня стояния драглайна.

Сумма энергозатрат состоит из затрат на черпание породы на нижнем подступе в забое, на перемещение из забоя в промежуточный и основной отвал, на перемещение породы в основной отвал из промежуточного

$$A = \rho \cdot g \cdot S_1 \cdot \frac{L_1}{\cos \varphi_1} + \rho \cdot g \cdot S_2 \cdot \frac{L_2}{\cos \varphi_2} + \rho \cdot g \cdot S_3 \cdot \frac{L_3}{\cos \varphi_3}, \text{ Дж.}$$

где L_1 – расстояние перемещения породы объемом S_1 из забоя в промежуточный отвал, м;

L_2 – расстояние перемещение породы объемом S_2 из забоя в основной отвал, м;

L_3 – расстояние переэкскавации породы объемом S_3 из промежуточного отвала в основной, м.

Транспорто-отвальная система разработки (Б)

Технологическая схема разработки с перемещением вскрыши в выработанное пространство роторным экскаватором с консольным отвалообразователем (Б-3)

В данной технологической схеме энергозатраты совершаются при перемещении породы по транспортерным лентам роторного экскаватора на расстояние L_3 и отвалообразователя на расстояние L_0 (м).

$$A = B \cdot H \cdot \rho \cdot g \cdot (L_3 + L_0), \text{ Дж.}$$

Транспортная система разработки (Г)

Технологическая схема разработки с перевозкой вскрыши во внутренние отвалы (Г-5)

Технология разработки предусматривает отработку пород вскрыши многочерпаковыми экскаваторами с погрузкой в железнодорожный транспорт. Перемещение пород вскрыши осуществляется по фронту работ на расстояние L_{ϕ} (м), по торцевой части карьера на расстояние L_T (м) и по отвалам на расстояние L_O (м).

Сумма энергозатрат состоит из затрат при подъеме пород с нижнего уступа на высоту $h_{\text{ч}}$ (м) и затрат при перемещении пород в отвал на расстояния L_{ϕ} , L_T , L_O .

$$A = B \cdot h_{\text{ч}} \cdot \rho \cdot g \cdot h_{\text{ч}} + B \cdot H \cdot \rho \cdot g \cdot (L_{\phi} + L_T + L_O), \text{ Дж}$$

Технологическая схема разработки с перевозкой вскрыши во внешние отвалы (Г-6)

Энергозатраты в технологии разработки месторождения с перевозкой вскрыши на внешние отвалы в крепких породах состоят из затрат по процессам вскрышных технологических потоков: бурение взрывных скважин, взрывное дробление массива, экскавация, перемещение по транспортным коммуникациям и отвалообразование.

Энергозатраты при бурении (Дж/кг)

$$A_6 = \left(\frac{\sigma_{\text{сж}}^2}{2E\rho} \cdot \frac{\lg 0,05B}{d_{\text{ч}}} + \frac{h+l_{\text{п}}}{2} \right) \cdot \frac{\pi(0,05B)^2(h+l_{\text{п}})}{hab}$$

Энергозатраты при взрывном дроблении массива (Дж/кг)

$$A_{\text{в.д}} = \frac{0,04\sigma_{\text{сж}}^2 k_{\text{д}}^2}{2E\rho} \cdot \frac{\lg 6,5d_0}{B} + \frac{B}{6,5} \cdot (k_{\text{р}} - 1) + \frac{(c+h\text{ctg}\alpha)(k_{\text{р}}h-h_{\text{р}})}{2h_{\text{р}}}$$

Энергозатраты при экскавации (Дж/кг)

$$A_3 = \frac{0,22B^2 k_{\text{с}} h_{\text{ч}} k_{\text{р.к}}}{E\rho} + \frac{v_{\text{п}}^2}{2g} + h_{\text{разгр}}$$

Энергозатраты при транспортировании (Дж/кг)

$$A_1 = \frac{v_{\text{ср}}^2}{2g} + \omega_0 L + H$$

Энергозатраты при бульдозерном отвалообразовании (Дж/кг)

$$A_0 = (f \pm i + f_1 f_2) l_0$$

Суммарные энергозатраты по вскрышному технологическому потоку (Дж/кг)

$$A = A_6 + A_{\text{в.д}} + A_3 + A_1 + A_0$$

В эти формулы входят следующие параметры:

$\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности горной породы при одноосном сжатии, Па, (в учебнике «Технологические процессы открытых горных работ»);

B – ширина ковша выемочно-погрузочной машины, мм;

$d_{\text{ч}}$ – диаметр частиц продуктов разрушения при бурении, мм;

E – модуль упругости, Па;

ρ – плотность породы, т/м³;

h – высота уступа, м;

$l_{\text{п}}$ – глубина перебура, м;

α – угол откоса уступа, градус;

c – расстояние первого ряда скважин от верхней бровки уступа, м;

a – расстояние между скважинами, м,

b – расстояние между рядами скважин, м,

$k_{\text{д}}$ – коэффициент динамичности;

d_0 – средний размер отдельностей в массиве, мм;

$k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления горной массы в развале;

$h_{\text{р}}$ – высота развала горной массы в забое, м;

$k_{\text{с}}$ – удельное сопротивление породы копанью, Н/м²;

$h_{\text{ч}}$ – высота черпания экскаватора, м;

$k_{\text{р.к}}$ – коэффициент разрыхления горной массы в ковше;

$v_{\text{п}}$ – скорость перемещения горной массы к месту разгрузки, м/с;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

$h_{\text{разгр}}$ – высота разгрузки горной породы от уровня стояния выемочно-погрузочной машины, м;

$v_{\text{ср}}$ – средняя скорость перемещения горной массы в технологическом потоке, м/с;

ω_0 – основное сопротивление движению транспорта, Н/кН;

L – расстояние перемещения горной массы в технологическом потоке, м;

H – высота подъема горной массы в процессе перемещения средствами транспорта в технологическом потоке (разность отметок пункта погрузки и пункта разгрузки горной массы), м;

$f_1 = 0,7-1,0$ — динамический коэффициент трения породы о породу на отвале;

i — уклон поверхности отвала в тысячных;

$f_2 = 0,4-0,6$ — динамический коэффициент трения породы о металл;

l_0 — расстояние перемещения породы на отвале, м.

Комбинированная система разработки (Д)

Технологическая схема комбинированной разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство механической лопатой и перевозкой вскрыши во внутренние отвалы железнодорожным транспортом

Энергозатраты суммируются из затрат на разработку с применением многочерпаковых экскаваторов с перевозкой породы железнодорожным транспортом и затрат на перевалку механической лопатой.

$$A = B \cdot h_n \cdot \rho \cdot g \cdot h_n + B \cdot H_n \cdot \rho \cdot g \cdot (L_\phi + L_1 + L_0) + \left(B \cdot H_n \cdot \rho \cdot g \cdot h_n + B \cdot H_n \cdot \rho \cdot g \cdot \frac{L}{\cos\phi} \right), \text{ Дж.}$$

Сравнительный анализ технологий вскрышных работ, выполненных в аналогичных условиях показал, что энергозатраты перевалки и перемещения вскрыши в выработанное пространство меньше перевозки вскрыши во внутренние и во внешние отвалы (рис. 2.57).

При разработке горизонтальных пластовых месторождений наименьшие энергозатраты достигаются при использовании технологических схем с перевалкой вскрыши в выработанное пространство с засыпкой части пласта полезного ископаемого и переэкскавацией вскрыши во внутреннем отвале (схемы 1, 2).

В следующих технологических схемах энергозатраты увеличиваются в следующей последовательности:

- ♦ с простой перевалкой вскрыши в выработанное пространство, с расположением вскрышного оборудования на нижней, верхней площадках или на промежуточных вскрышных горизонтах (схемы 3, 4, 5);
- ♦ с перемещением пород вскрыши в отвал консольными отвалообразователями при разработке уступов роторными экскаваторами (схема 6), а также перевалкой и переэкскавацией одним драглайном, расположенным на промежуточном отвале при разработке горизонтальных месторождений (схема 7).

| № | Технологические схемы | Название технологических схем разработки | Механическая лопата, драглайн | Формулы для расчета энергозатрат | Энергозатраты, МДж |
|---|-----------------------|--|-------------------------------|--|--------------------|
| 1 | | Перевалка вскрыши в выработанное пространство с засыпкой части пласта полезного ископаемого и переэкскавацией вскрыши во внутреннем отвале | Механическая лопата, драглайн | $A = \rho g B H \left(h_n + \frac{L_1}{\cos\phi} \right) + \rho g S \frac{L_2}{\cos\phi}$ | 1197 |
| 2 | | Перевалка вскрыши в выработанное пространство с засыпкой части пласта полезного ископаемого и переэкскавацией вскрыши во внутреннем отвале | Драглайн | $A = \rho g B H \left(H + \frac{L_1}{\cos\phi} \right) + \rho g S \frac{L_2}{\cos\phi}$ | 1276 |
| 3 | | Перевалка вскрыши в выработанное пространство с расположением вскрышного оборудования на нижней площадке вскрышного уступа | Мехлопата | $A = \rho g B H \left(h_n + \frac{L}{\cos\phi} \right)$ | 1319 |
| 4 | | Перевалка вскрыши в выработанное пространство с расположением вскрышного оборудования на верхней площадке вскрышного уступа | Драглайн | $A = \rho g B H \left(H + \frac{L}{\cos\phi} \right)$ | 1331 |
| 5 | | Перевалка вскрыши в выработанное пространство с расположением вскрышного оборудования на промежуточном вскрышном горизонте | Драглайн | $A = \rho g B H \left(h_n^2 + H + \frac{L}{\cos\phi} \right)$ | 1467 |

Рис. 2.57. См. окончание

| № | Технологические схемы | Название технологических схем разработки | Механическая лопата, драглайн | Формулы для расчета энергозатрат | Энергозатраты, МДж |
|----|-----------------------|--|---|---|--------------------|
| 6 | | Перемещение вскрыши в выработанное пространство с расположением вскрышного оборудования на нижней площадке вскрышного уступа | Роторный экскаватор, отвалообразователь | $A = \rho g B H (L_3 + L_0)$ | 1595 |
| 7 | | Перевалка и переэкскавация вскрыши в выработанное пространство одним драглайном, расположенном на промежуточном отвале | Драглайн | $A = \rho g \left(S_3 + \frac{L_3 + S_3 + L_3}{\cos \varphi} + S_3 + \frac{L_3}{\cos \varphi} \right)$ | 1754 |
| 8 | | Комбинированная разработка с перевалкой и перевозкой вскрыши во внутренние отвалы | Многочелковые экскаваторы, железнодорожный транспорт, механическая лопата | $A = B h_1 \rho g h_1 + B H \rho g (L_0 + L_1 + L_2) + B H \rho g \left(h_3 + \frac{L}{\cos \varphi} \right)$ | 16827 |
| 9 | | Перевозка вскрыши во внутренние отвалы | Многочелковые экскаваторы, железнодорожный транспорт | $A = B h_1 \rho g h_1 + B H \rho g (L_0 + L_1 + L_2)$ | 25403 |
| 10 | | Перевозка вскрыши во внешние отвалы | Механические лопаты, колесный транспорт | $A = \left(h_1 + l_1 + \frac{h_1 + h_2}{\sin i} \right) + \left(h_2 + l_2 + \frac{h_2 + h_3 + h}{\sin i} \right) + \left(h_3 + l_3 + \frac{h_3 + h_4 + h}{\sin i} \right)$ | 48359 |

Рис. 2.57. Энергетическая оценка систем разработки месторождений полезных ископаемых

Технологические схемы с перевозкой пород вскрыши во внутренние или внешние отвалы средствами транспортирования по величине энергозатрат намного превосходят технологические схемы с простой или многократной перевалкой, поскольку энергозатраты прямо пропорциональны расстоянию перемещения пород от забоя до отвала.

Графически увеличение энергозатрат в зависимости от технологических параметров представлено на рис. 2.58.

В технологических схемах разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство, с расположением вскрышного оборудования на нижней площадке вскрышного уступа энергозатраты растут с увеличением высоты добычного и вскрышного уступа.

Аналогичная закономерность наблюдается:

- ♦ в технологических схемах разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство, с расположением вскрышного оборудования на промежуточном вскрышном горизонте с увеличением высоты нижнего подустапа;
- ♦ в технологических схемах разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство с засыпкой части пласта полезного ископаемого и переэкскавацией во внутреннем отвале, а также в схемах с перевалкой и переэкскавацией вскрыши одним драглайном, расположенном на промежуточном отвале с увеличением высоты вскрышного уступа.

Контрольные вопросы

1. Принципы классификаций систем открытой разработки месторождений.
2. Основные элементы систем разработки.
3. Технология и принцип расчета параметров технологии вскрышных работ бестранспортной системы разработки (А).
4. Технология и принцип расчета параметров технологии вскрышных работ транспортно-отвальной системы разработки (Б).
5. Технология и принцип расчета параметров технологии вскрышных работ комбинированной системы разработки (В).
6. Технология и принцип расчета параметров технологии вскрышных работ транспортной системы разработки (Г).
7. Технология и принцип расчета параметров технологии вскрышных работ комбинированной системы разработки (Д).

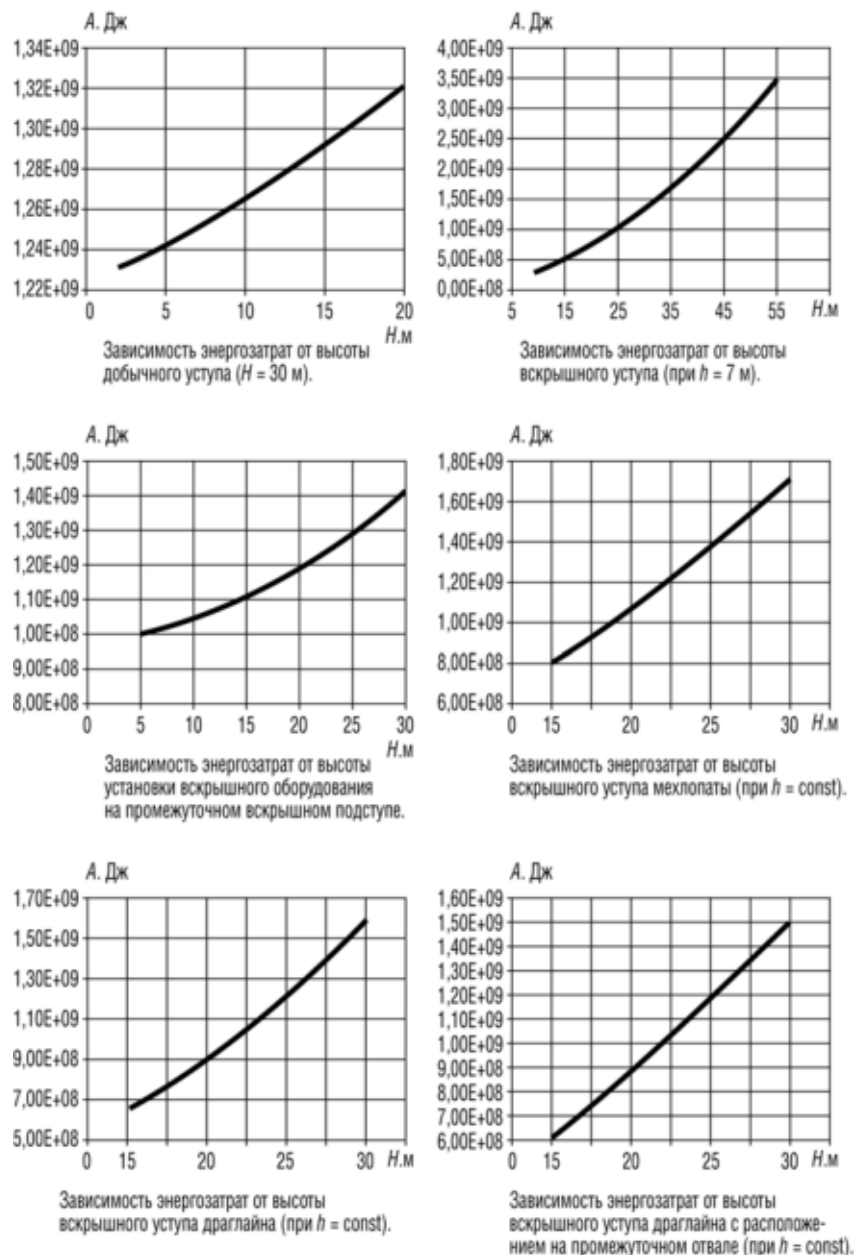


Рис. 2.58. Зависимости энергозатрат во вскрышных работах от параметров технологии

8. Принцип расчета энергопоглощения во вскрышном технологическом грузопотоке.

Проблемы для исследований

1. Расширение области применения технологии разработки с непосредственной перевалкой вскрыши в выработанное пространство.
2. Совершенствование технологических схем разработки с кратной перевалкой вскрыши в выработанное пространство.
3. Применение отвалообразования на месторождениях с крутым залеганием рудных тел с постоянным и временным размещением отвалов в выработанном пространстве.
4. Увеличение углов откосов рабочего борта карьера.

Темы практических и лабораторных работ

1. Расчет параметров технологических схем производства вскрышных работ на горизонтальных и пологих месторождениях.
2. Расчет параметров технологических схем производства вскрышных работ при разработке месторождений с крутым и наклонным залеганием рудного тела.
3. Изучение на макетах элементов систем разработки.
4. Объемное моделирование рабочего и нерабочего бортов карьера и систем разработки месторождений полезных ископаемых на моделирующих стендах с увлажненным песком, пластилином и другим материалом.
5. Моделирование на ЭВМ технологии вскрышных работ при разработке месторождений полезных ископаемых.

Глава 3

ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Технология добычных работ является второй составляющей системы открытой разработки полезных ископаемых. Она так же, как и в технологии вскрышных работ, формируется из способа разработки забоя, механизации экскавации горной массы, перемещения и перевозки.

Технология добычных работ на карьерах по добыче полезного ископаемого, особенно руд цветных, редких, драгоценных и радиоактивных металлов, является наиболее сложной. Процессы добычи полезного ископаемого в технологическом потоке – бурение, взрывание, выемка, транспортирование, складирование, усреднение руды и обогащение – более взаимосвязаны, чем во вскрышном технологическом потоке. Это объясняется тем, что рудные залежи различаются по форме, размерам рудных тел и углу падения.

Рудные тела могут иметь форму: штокообразную, в виде гнезд, пластообразную, пластовую, плащеобразную, в виде линз, жил различных форм с согласным залеганием вмещающих пород, несогласным (секущим) залеганием.

Залегание полезного ископаемого в недрах может быть: вертикальное, крутое, пологое, горизонтальное, в виде одного тела или нескольких с ответвлениями (апофизами), выдержанное или изменяющееся в направлении простирания, с раздувами, в виде сетки. Встречаются столбообразные рудные тела в виде цилиндра различных размеров с ориентацией в вертикальном направлении, в виде воронок, кустов, гнезд, карманов и т.п.

Рудные месторождения различаются по содержанию на богатые, бедные и убогие; по качеству и обогатимости – на легкообогатимые и труднообогатимые, с наличием вредных примесей для обогащения или извлечения металла и без них и т.п.

По распространению в рудной толще месторождения рудные тела делятся на выдержанные, равномерно распределенные в объеме или

по площади, по различимости с пустыми породами и некондиционными рудами по цвету, плотности, дробимости, контрастности.

При *валовой выемке* затраты на экскавацию снижаются, но повышаются на транспортирование и обогащение. При селективной выемке удорожается выемочно-погрузочный процесс, но существенно снижаются затраты на другие процессы.

Раздельная выемка руды по содержанию и сортам позволяет упростить технологический процесс обогащения полезного ископаемого и добиться максимального извлечения полезного компонента.

Процесс добычных работ строится на данных общей геологической и эксплуатационной разведки месторождения, а также по результатам постоянного контроля качества добываемого полезного ископаемого.

3.2. КЛАССИФИКАЦИЯ И НОРМИРОВАНИЕ ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Запасы полезного ископаемого в зависимости от степени разведанности, изученности качества и горнотехнических условий разработки разделены на категории А, В, С₁ и С₂.

Категория А – запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей полное выявление условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого, а также его качества и технологических свойств.

Категория В – запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение основных особенностей условий залегания, формы и характера строения тел полезного ископаемого, а также качества и основных технологических свойств.

Категория С₁ – запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого, а также его качества и технологических свойств.

Категория С₂ – запасы, предварительно оцененные, качество полезного ископаемого определено по единичным пробам и образцам.

Запасы полезного ископаемого по экономическому значению разделяются на:

- ✧ *балансовые*, использование которых экономически целесообразно. Эти запасы должны удовлетворять условиям, установленным для подсчета запасов;
- ✧ *забалансовые*, использование которых в настоящее время экономически нецелесообразно вследствие малого количества, малой

мощности залежи, низкого содержания ценных компонентов, особой сложности условий эксплуатации, необходимости применения очень сложных процессов переработки. Однако эти запасы в дальнейшем могут явиться объектом промышленного освоения;

✧ *промышленные* – часть балансовых запасов, которая должна быть извлечена из недр по проекту или плану развития горных работ.

Добыча руды обеспечивается промышленными запасами полезного ископаемого и товарной рудой, которыми считаются балансовые запасы категорий А+В+С₁, принятые к проектированию за вычетом общерудничных потерь.

Продуктом горного предприятия является сырая руда, товарная руда и рудный концентрат.

Сырая руда представляет собой добытое полезное ископаемое без обработки для улучшения качества.

Товарной рудой считаются промышленные запасы, подсчитанные с учетом эксплуатационных потерь, разубоживания и технологической влаги.

Количество товарной руды определяют по формуле

$$Q_T = Q_r \frac{k_n}{k_p k_B},$$

где Q_T – погашенные балансовые запасы руды, тыс. м³;

k_n, k_p, k_B – коэффициенты, учитывающие, соответственно, эксплуатационные потери, разубоживание и технологическую влагу.

Содержание полезных компонентов в товарной руде в зависимости от содержания их в разубоженной массе и с учетом эксплуатационных потерь определяется по формулам:

$$C_T = C_r k_p k_B; \quad (1)$$

$$C_T = k_p k_B (C_r - C_p) + C_p; \quad (2)$$

$$C_T = \frac{k_p k_B}{k_n} (C_r - C_p) + k_p k_B (C_n - C_p) + C_p, \quad (3)$$

где C_T – содержание полезных компонентов в товарной руде, %, г/т;

C_T – содержание полезных компонентов в погашенных балансовых запасах руды (т.е. в погашенных промышленных запасах), %, г/т;

C_n – содержание полезных компонентов в потерянных при добыче балансовых запасах руды (также в промышленных запасах), %, г/т;

C_p – содержание полезных компонентов в разубоженной рудной массе и в примешиваемых пустых породах, %, г/т.

Формула (1) применяется при условии, когда $C_p = 0$, $C_n = C_T$, формула (2) – когда C_p известно, но не равно 0, а $C_n = C_T$, и формула (3) – когда все величины: C_T , C_p и C_n имеют разные значения.

Рудный концентрат образуется в результате процессов обогащения руды на обогатительной фабрике.

Стабильность и надежность добычных работ обеспечиваются регламентированными вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами полезного ископаемого.

К вскрытым запасам относятся балансовые запасы участков уступов, верхние площадки которых освобождены от покрывающих пород, или руды вышележащих уступов, причем во всех случаях должна быть проведена въездная траншея до отметки рабочего горизонта. Границами вскрытых запасов принимаются: по глубине – горизонт, подсеченный въездной траншеей, в плане – обнаженная площадь рудного уступа. Запасы находящиеся в бермах, подзаездами и сооружениями, учитываются особо и переводятся в категорию вскрытых после оформления разрешения на их выемку.

Подготовленными считаются запасы после выполнения подготовительных работ, к которым относятся: проведение разрезной траншеи, дренажных, водоотводных и транспортных выработок, не зачищенных от остатков вскрышных пород до 1,5 м.

К готовым к выемке относятся запасы, полностью зачищенные от вскрышных пород, выемка которых возможна с соблюдением правил технической эксплуатации и безопасности.

Объем готовых к выемке запасов планируется в зависимости от производительности мощности карьера по полезному ископаемому и режима работы предприятия. На момент сдачи карьера в эксплуатацию добычные работы должны быть обеспечены вскрытыми запасами: при круглогодичной работе – не менее чем на 3 месяца, при сезонной работе – на 7 месяцев.

3.3. ОСНОВНЫЕ ВИДЫ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО НА КАРЬЕРАХ И ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ ИХ ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Под *потерями* понимается часть балансовых запасов полезного ископаемого, оставленная в недрах по каким-то причинам или извлеченная, но не использованная для реализации при разработке месторождения.

Потери полезных ископаемых при открытой разработке месторождений принято подразделять на общекарьерные (общерудничные) и эксплуатационные.

К *общекарьерным* относятся потери в охранных, барьерных и других целиках, в бортах карьера под транспортными бермами, а также потери, вызванные горно-геологическими, гидрогеологическими и другими условиями.

К *эксплуатационным* относятся потери, происходящие непосредственно в процессе добычи руды, зависящие от принятой технологии разработки и организации горных работ в приконтактных зонах залежи или рудного тела. Они исчисляются в процентах по отношению к погашенным балансовым запасам за определенный период времени.

Различают также проектные, нормативные и плановые потери.

Проектными называются потери полезного ископаемого, определяемые на стадии проектирования предприятия. Проектом устанавливаются размеры как общекарьерных, так и эксплуатационных потерь. Величина общекарьерных потерь в процессе разработки месторождений обычно не изменяется. Эксплуатационные потери в зависимости от горно-геологических, организационных и технологических факторов могут существенно изменяться.

Нормативными называются потери полезного ископаемого, которые устанавливаются технико-экономическим расчетом для каждого эксплуатационного блока (участка) по данным эксплуатационной разведки. По этим потерям определяется полнота извлечения погашаемых балансовых запасов при оценке хозяйственной деятельности предприятия.

Плановыми называются потери, которые рассчитываются по карьере или его участку в соответствии с планом развития горных работ на отчетный период и утвержденными нормативными показателями. В плановые потери включаются и ненормируемые потери, образующиеся при

проходке горно-капитальных выработок, транспортных берм и др. Если блок (участок) разрабатывается в течение нескольких лет (планируемых периодов времени), то среднее значение плановых потерь по блоку (участку) должно быть тождественным их нормативным показателям в том же контуре.

Для экономически целесообразного снижения потерь полезного ископаемого допускается разубоживание руды некондиционными рудами и пустыми породами.

Граница технически и экономически целесообразного снижения потерь за счет увеличения разубоживания или, наоборот, увеличения потерь за счет уменьшения разубоживания в каждом конкретном случае различна и определяется путем технико-экономического сопоставления возможных вариантов ведения горных работ в приконтактных зонах блока (участка) на стадии нормирования.

Контроль за соблюдением утвержденных нормативов потерь и разубоживания, а также за правильным отражением их в годовых технических отчетах и при списании погашенных балансовых запасов производится геолого-маркшейдерской службой и ОТК горного предприятия.

Важным условием правильного нормирования и учета является установление основных видов эксплуатационных потерь. Особенно это важно с точки зрения выбора технически возможных вариантов разработки для их экономического сравнения при нормировании потерь и разубоживания, установления характера экономически неоправданных потерь и разработки мероприятий по их снижению.

По классификации акад. М.И. Агошкова все потери по месту их образования подразделяются на классы.

I класс – карьерные (общеприисковые).

Потери в охранных целиках около капитальных выработок, скважин, под зданиями, сооружениями, водоемами, водоносными горизонтами, коммуникациями, заповедными зонами, в барьерных целиках.

II класс – эксплуатационные.

Эксплуатационные потери полезного ископаемого делятся на подклассы и группы:

♦ **подкласс А** – потери полезного ископаемого в массиве:

- ♦ от неполноты извлечения руды по контуру месторождения,
- ♦ в лежачем и висячем боках рудного тела (почве, кровли),
- ♦ в геологических нарушениях месторождений,
- ♦ на флангах месторождения;

♦ **подкласс Б** – потери добытого полезного ископаемого:

♦ **группа I** – в выработанном пространстве, смешанным с породой,

в отвале, в местах обрушений, завалов, в пожарных и затопленных участках;

- ✧ **группа II** - потери вне выработанного пространства: в отвалах полезного ископаемого, смешанного с породой, в местах складирования, погрузки, разгрузки и сортировки полезного ископаемого.

Из приведенной классификации эксплуатационных потерь видно, что она охватывает все главные виды потерь, происходящие при открытой разработке месторождений, отражает места и стадии технологических процессов, удобна при организации технико-экономического нормирования и учета их на горных предприятиях.

В соответствии с «Типовыми методическими указаниями» по нормированию потерь твердых полезных ископаемых на открытых горных работах нормированию подлежит только та часть эксплуатационных потерь, которая зависит от технологии, ее параметров и организации горных работ на добычных уступах.

К этим потерям относятся:

- ✧ потери массива полезного ископаемого в почве и лежащем боку залежи, когда граница открытых горных работ совпадает с ее контуром;
- ✧ потери в целиках внутри выемочного участка,
- ✧ потери полезного ископаемого, удаленного в отвал вместе с породами вскрыши и забалансовыми рудами при проходке подготовительных выработок,
- ✧ потери при селективной разработке блока (участка), когда полезное ископаемое оставляют в почве и лежащем боку залежи, а также в местах погрузки, разгрузки, складирования и сортировки.

Если при добычных работах порода, оставленная на контакте залежи после производства вскрышных работ, отгружается вместе с рудой на обогатительную фабрику, то возможное содержание полезного компонента в товарной руде снижается и при этом ухудшаются технико-экономические показатели всего горно-обогатительного цикла. Поэтому наравне с потерями нормируется и разубоживание.

Потери и разубоживание на открытых горных работах образуются при ведении горных работ в зонах контакта руды с пустой породой.

При эксплуатации сложноструктурных месторождений разрабатываемые блоки (участки) характеризуются неоднородным строением и содержат наряду с кондиционным полезным ископаемым некондиционные сорта, а также прослойки или включения пустых пород

или забалансовых руд. В этом случае целесообразна селективная выемка кондиционного и некондиционного полезного ископаемого и пустых пород.

При отработке месторождений, сложенных скальными породами, валовая выемка наиболее проста и обеспечивает высокую производительность труда.

Возможные виды потерь и разубоживания при валовой и селективной разработке блоков (участков) горизонтальных и пологих залежей предложены проф. Б.П. Юматовым и показаны на *рис. 3.1*.

На пологих месторождениях потери представляют собой слой теряемого полезного ископаемого, а разубоживание – слой примешиваемых пород по всей площади блока при зачистке кровли и почвы залежи.

При разработке наклонных залежей с применением механических лопат потери и разубоживание образуются за счет создания горизонтальных площадок, необходимых для нормальной работы экскаваторов. Если же применяются экскаваторы типа драглайна, то потери и разубоживание образуются так же, как и на пологих месторождениях – в виде слоя, но только более сложного профиля.

При крутых залежах потери и разубоживание образуются из-за несовпадения углов падения контакта залежи и откоса уступа. В этих условиях теряемое полезное ископаемое и примешиваемые породы на раздельно разрабатываемых контактах образуют в сечении треугольники.

Учет потерь и разубоживания полезных ископаемых обязателен для всех горнодобывающих предприятий. Он служит для оценки качества выполненных работ и контроля за правильным извлечением полезных ископаемых из недр.

Нормирование – это установление рациональных параметров извлечения, учет – фактическое извлечение полезных ископаемых. При нормировании, по данным эксплуатационной разведки, производится оптимизация параметров технически возможной технологии разработки блока (участка), при учете определяются фактические объемы потерянного полезного ископаемого и примешанных пород или забалансовых руд. Сопоставление данных учета с нормативными показателями является первым составным элементом в работе по снижению экономически неоправданных потерь и контролю хозяйственной деятельности горнодобывающего предприятия с точки зрения **бережного отношения к использованию природных ресурсов месторождения**.

Учет потерь и разубоживания полезных ископаемых по отработанной в пределах уступа залежи ведется раздельно по всем пройденным

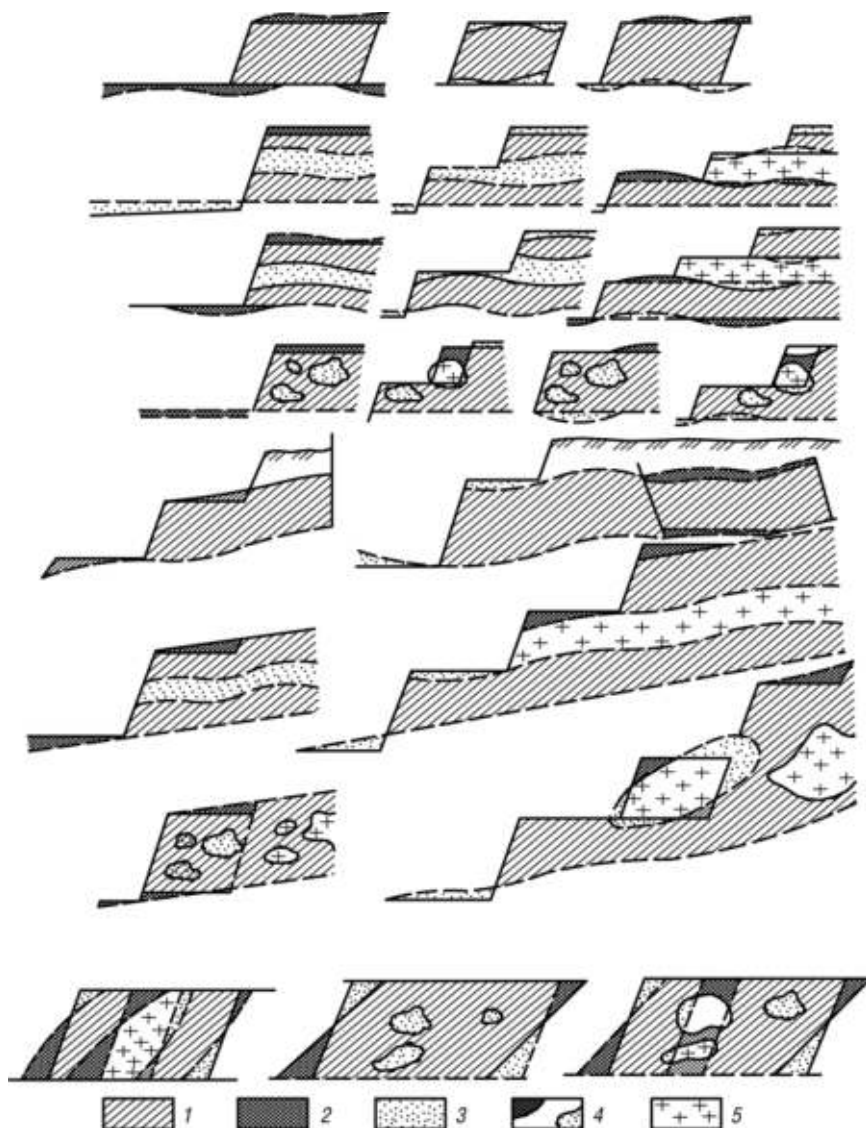


Рис. 3.1. Основные виды потерь и разубоживания при валовой и селективной выемке сложно-структурных залежей: 1 – полезное ископаемое, 2 – теряемое полезное ископаемое, 3 – примешиваемые породы, 4 – теряемое полезное ископаемое и примешиваемые породы при селективной выемке, 5 – часть включений, извлекаемых селективно

наклонным и разрезным траншеям, с последующим их суммированием по экскаваторному блоку, выемочному участку, уступу и в целом по карьеру. Если фактические потери и разубоживание превышают их нормативные значения, то сведения учета дополняются текстовым материалом и выкопировками из планов горных работ, поясняющими причины и места расположения сверхнормативных потерь и разубоживания. При значительных отклонениях значений потерь и разубоживания от нормативных указывается размер вызванного ими убытка.

Потери учитывают по полезному ископаемому и по всем содержащимся в нем полезным компонентам, имеющим промышленное значение, а разубоживание – по количеству пустых пород и забалансовых руд, примешанных в процессе добычи к полезному ископаемому.

Фактические значения потерь и разубоживания полезных ископаемых определяют с необходимой точностью по результатам непосредственных измерений. Если это невозможно или затруднительно, то их можно определять по разности показателей балансовых запасов и товарного полезного ископаемого.

В связи с многообразием горно-геологических и горнотехнических условий разрабатываемых месторождений, различной ценностью полезного ископаемого и его дефицитностью определение потерь и разубоживания по сложности, трудоемкости и достоверности может значительно отличаться. Поэтому безошибочный выбор методики учета потерь и разубоживания имеет важное значение.

В практике существуют два метода определения потерь и разубоживания, получившие название прямого и косвенного.

Прямой метод определения потерь и разубоживания заключается в непосредственном установлении количества теряемого полезного ископаемого и примешиваемых пород или забалансовых руд. Для этого производят маркшейдерскую съемку фактических границ участков вскрышных и добычных работ в разрабатываемых приконтактных зонах блоков (участков). Затем наносят результаты съемки на геолого-маркшейдерские планы и разрезы и рассчитывают количество теряемой руды и примешиваемых пород.

Одним из основных условий применения прямого метода учета потерь и разубоживания является четкое оконтуривание рудных тел полезного ископаемого, что достигается в результате обобщения данных геологоразведочных работ и уточнения их во время эксплуатационной разведки.

Объем потерь целиков различного назначения определяется по данным зондировочного бурения одним из известных способов подсчета

запасов в зависимости от конфигурации рудных тел и характера их залегания в массиве горных пород.

Потери взорванного полезного ископаемого, оставленного на рабочих площадках, транспортных путях, в местах перегрузки и складирования, в зависимости от объема устанавливаются путем замера или тахеометрической съемки с использованием результатов опробования.

Потери оставляемого полезного ископаемого и разубоживание пришешиваемых пород в массиве погашенных уступов определяются по элементам залегания рудных тел.

На месторождениях с наклонным и крутым залеганием рудных тел посредством тахеометрической съемки определяется контур отрабатываемого уступа, который наносится на соответствующие геологические разрезы.

При разработке полого- и горизонтально залегающих рудных тел для нахождения количественных показателей потерь и разубоживания наиболее эффективно использовать гипсометрические планы.

При *косвенном методе потери и разубоживание* определяются как разность между погашенными балансовыми запасами и добытым полезным ископаемым.

Косвенный метод не отражает действительного уровня количественных и качественных потерь, потому что при определении балансовых запасов допускается довольно высокая погрешность, влияющая на достоверность результатов. При косвенном методе определяются количественные и качественные потери в целом по карьере, что при низкой их точности не позволяет разработать эффективные мероприятия снижения потерь и разубоживания по отдельным участкам карьера и обеспечить рациональное использование недр.

На карьерах, разрабатывающих рудные тела штокверкового типа, потери и разубоживание меньше, чем на карьерах с жильными или линзовидными сложными рудными телами.

3.4. ЭКСПЛУАТАЦИОННАЯ РАЗВЕДКА НА КАРЬЕРАХ

Основные задачи эксплуатационной разведки на карьерах заключаются в точном установлении контуров рудного тела, внутри рудных включений пустых пород, выделении типов и сортов руд, оконтуривании ореолов их распространения и уточнении инженерно-геологических условий эксплуатации. Назначение опережающей эксплуатационной

разведки состоит в уточнении внешних контуров залежи на горизонтах, расположенных ниже горизонта текущих очистных работ, предварительном прослеживании и оконтуривании внутри рудных блоков пустых пород, ореолов развития различных технологических сортов руд. Это обусловлено необходимостью определения разносов бортов карьера, перспективного и текущего планирования добычи. Соответственно запасы руд, охваченные опережающей эксплуатационной разведкой, должны быть не меньше объема годовой добычи, а для обеспечения маневрирования горными работами – превышать его в два-три раза.

Эксплуатационная разведка осуществляется обычно бурением колонковых вертикальных или наклонных скважин, в некоторых случаях – бурением бескерновых скважин, а иногда проведением канав. Плотность разведочной сети определяется в зависимости от сложности геологического строения. Она в среднем в два раза превышает плотность сети для запасов категории В. Систему эксплуатационной разведки обычно приспособляют к системе детальной разведки путем последовательного уменьшения расстояния между скважинами в профилях детальной разведки.

Разведочная сеть сгущается дифференцированно в зависимости от сложности строения залежи. В первую очередь бурят скважины в контурной зоне. Промежуточные профили разбуривают в случаях, если данные основных профилей не дают однозначного решения. Они могут быть короткими, охватывающими либо приконтурную полосу, либо участки развития внутри рудных прослоев пустых пород, технологически различных типов и сортов руд и др. В участках сложного выклинивания и тектонических нарушений сеть может сгущаться до необходимого предела, кроме того, для решения отдельных неясных вопросов бурят одиночные скважины.

На *рис.3.2* показан геологический разрез, сделанный на основе эксплуатационной разведки пластообразных залежей. Первоначальная сеть скважин (50×50 м) сгущена в два раза, что необходимо для уточнения качественного состава руд и контуров рудных пластов.

На месторождениях руд цветных и редких металлов эксплуатационная разведка осуществляется преимущественно бурением скважин колонкового или бескернового бурения, но с обязательной проходкой контрольных шурфов (иногда канав). Необходимость проведения горных выработок предопределяется наличием расхождений между данными разведки и эксплуатации, возникающими из-за избирательного истирания зерна. В ряде случаев доказана высокая представительность шламов бескерновых скважин большого диаметра: они могут служить

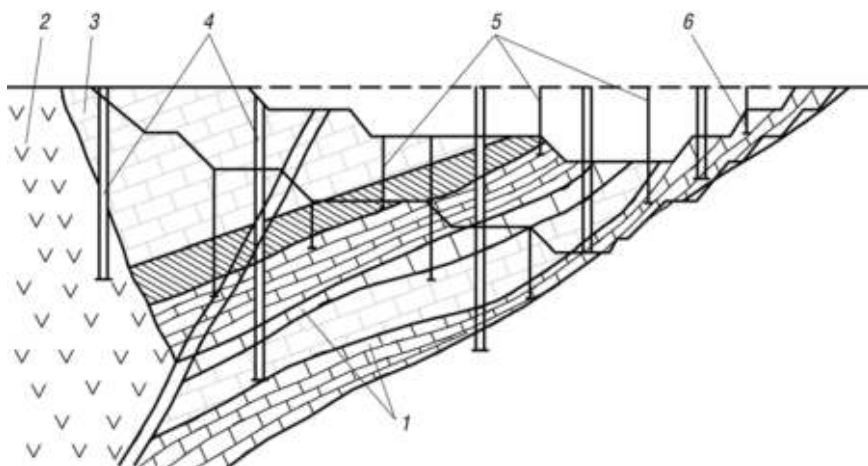


Рис. 3.2. Геологический разрез, полученный в результате эксплуатационной разведки: 1 – рудное тело, 2 – диабазы, 3 – доломиты, известняки, 4 – скважины детальной разведки, 5 – скважины эксплуатационной разведки, 6 – контур карьера

контрольными по отношению к скважинам колонкового бурения. В этих скважинах невозможно установить текстурные особенности руд, ориентировку и строение прожилков, характер распределения компонентов, что существенно снижает возможности их применения. Все скважины и выработки тщательно документируются и опробовываются, в них проводятся необходимые геофизические замеры.

Сопровождающая эксплуатационная разведка совпадает по времени с добычными работами, ведущимися с использованием буровзрывных скважин. Роль разведочных работ выполняют также нарезные траншеи, борта уступов и забои карьера. Основные задачи, стоящие перед сопровождающей эксплуатационной разведкой, заключаются в детальном оконтуривании прослоев, изучении характера распределения основных компонентов в рудах, проведении технологического опробования и картирования. По данным опробования буровзрывных скважин составляются проекты на массовые взрывы, осуществляются оперативное планирование и контроль добычи.

Плотность сети отбора проб зависит от характера распределения компонентов в рудном теле; определенное влияние оказывают также размеры взрывного блока и расстояние между взрывными скважинами. Наиболее распространены системы с отбором проб из каждой пробуренной скважины, т.е. по сетке 6×6 или 8×8 м или через одну скважину.

Для рудных тел с отчетливо выраженной в горизонтальном сечении анизотропией распределения компонентов устанавливается прямоугольная сеть: опробуется каждая скважина вкрест простирания и через одну по простиранию. Параметры сети опробуемых скважин и представительность шламовых проб на каждом месторождении устанавливаются экспериментально.

Помимо рядового химического опробования шлам буровзрывных скважин используется для отбора малых технологических проб. При определенных условиях опробование буровзрывных скважин успешно осуществляется геофизическими методами.

Для документации скважин по шламу на многих рудниках составляются эталонные коллекции (образцы) шламов, получаемых при бурении по породам месторождения и по типам руд. Такая коллекция в сочетании с геофизическими методами определения содержания позволяет достаточно уверенно разделять разрезы по типам руд и выявлять безрудные прослои.

Одна из важнейших задач эксплуатационной разведки – прогноз основных параметров залежи на нижних горизонтах. Эта задача в большинстве случаев успешно решается путем последовательного сгущения сети скважин детальной разведки. Однако иногда скважины эксплуатационной разведки не дают возможности прогнозировать пространственное размещение сортов руд на нижележащих горизонтах.

По мере сгущения сети скважин несоответствие контуров и качества руд истинным значениям постепенно уменьшается и только при сетке скважин 10×10 м исчезает полностью. Указанное обстоятельство позволяет отказаться от проведения опережающей эксплуатационной разведки, а сортовые планы и разрезы составлять с учетом структурных элементов и особенностей внутреннего строения рудных залежей, установленных по данным детальной разведки и уточненных в процессе геологической документации уступов карьера. Такие планы и разрезы были названы *геолого-технологическими*. Они позволяют не только проектировать добычные работы, но и прогнозировать с приемлемой точностью пространственное положение и качественную характеристику промышленных сортов руд на нижележащем горизонте.

На месторождениях, характеризующихся сложным строением рудных тел, эксплуатационная разведка решает задачу определения пространственного положения основных структурных элементов залежи. Взрывные скважины служат для установления пространственного положения сортов руд, выделения внутрирудных блоков пустых пород, оперативного

управления процессом добычи, а также по данным опробования – так называемых перебуров (2–3 м) – взрывных скважин для прогноза качественных показателей на нижележащем горизонте.

3.5. ВОЗМОЖНЫЕ МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И КАЧЕСТВА ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО В ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ УСЛОВИЯХ БЕЗ ОТБОРА ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБ

В настоящее время используются способы определения качества (в ряде случаев и количества) полезного ископаемого, закономерных зависимостей его от геологических факторов без отбора проб с использованием геофизических методов.

Радиометрические методы основаны на измерении естественной радиоактивности руд, главным образом гамма-излучения, возникающего при распаде радиоактивных элементов (урана, тория, калия), и служат для определения содержания радиоактивных элементов в рудах в условиях их естественного залегания и в отбитой массе.

Измерения выполняют радиометрами типа СРП-68 или специально предназначенным для опробования аппаратом «Агат-69». Радиометрические измерения позволяют определять мощности рудных тел и среднее содержание в них радиоактивных элементов.

Радиометрический анализ служит для определения содержания радиоактивных элементов в породах, рудах, геохимических пробах и продуктах химической обработки проб.

Гамма-спектральный анализ применяют для определения содержания урана, тория, калия в порошковых пробах.

Рентгено-спектральный анализ применяется для изучения порошковых проб.

Спектроскопический альфа-анализ служит для определения изотопных отношений радиоактивных минералов. Данные изотопного анализа помогают решить вопросы, связанные с определением условий формирования месторождений радиоактивного сырья и ореолов рассеяния металлов.

Эманационный анализ применяется для анализа газовых и водных проб, а также растворов из порошковых проб. Распределение радиоактивных элементов в породе, рудах и минералах и их концентрацию устанавливают путем регистрации треков альфа-частиц в фотоэмульсии пластинок, прикладываемых к поверхности штуфов, шлифов и аншлифов (радиография).

Ядерно-геофизические методы. Общая схема использования этих методов при опробовании сводится к воздействию на исследуемую среду определенного вида лучей и изучения спектрального анализа состава вторичного излучения, изучению интенсивности вторичного излучения, в том числе и электромагнитного или корпускулярного излучения неядерного происхождения (например, рентгеновского). Наибольшее значение и распространение в ядерной геофизике получили методы, использующие эффекты взаимодействия гамма-лучей и нейтронов с веществом.

Ядерно-геофизические методы применяются на месторождениях руд цветных, редких и радиоактивных металлов для решения следующих задач:

- ✧ определение элементного состава горных пород и руд по блокам горных разведочных выработок, на выходах коренных пород и в наносах, по керну и буровой мелочи взрывных буровых скважин;
- ✧ расчленение пород, оконтуривание рудных зон;
- ✧ экспресс-анализ проб, взорванной горной массы и опробование руд в навале, вагонах, на транспортной ленте;
- ✧ определение содержания металла в шламе;
- ✧ экспресс – анализ порошковых проб.

Селективный метод, гама – гамма метод (ГГМ-С), основан на эффекте фотопоглощения гамма-квантов низких энергий («мягких» гамма-лучей) атомами элементов с высокими атомными номерами. Метод позволяет дать оценку суммарного содержания Fe, Mn, Sb, Hg, Pb и других тяжелых металлов в пробах в естественном залегании, значительно сокращает трудоемкие процессы отбора и обработки проб.

Рентгенорадиометрический метод (РРМ) широко используется для определения содержания элементов в условиях естественного залегания пород (обнажения, горные выработки, шурфы, скважины), в геохимических пробах, при лабораторном анализе порошковых и штупных проб. Анализ осуществляется на Cu, W, Pb, Bi (с порогом чувствительности

до сотых долей процента), As, Mo, Ag, Sn, Sb, Nb (с порогом чувствительности до тысячных долей процента).

Метод широко используется для экспресс-анализа Sn, Mo, Ta, Nb, W, Zr, Sr, U, Th и полиметаллических руд, а также при разведке и эксплуатации месторождений Fe-Mn, Pb-Zn, W-Mo, Cu-Mo.

Гамма-нейтронный метод (ГНМ) используется для определения содержания бериллия в пробах и естественном залегании путем облучения исследуемых руд в горных выработках или буровых скважинах гамма-лучами радиоактивной сурьмы и регистрации генерируемых в них нейтронов, количество которых зависит от содержания бериллия. Сравнение результатов фотонейтронного каротажа, геологической документации керна и анализа керновых проб на бериллий показывает достаточную чувствительность и эффективность этого метода для поисков и разведки месторождений бериллия. Расхождение в анализах, выполненных этими методами, по сравнению с химическими анализами не превышает 0,3%.

Нейтрон-нейтронный метод (ННМ). Сущность метода заключается в регистрации потока замедлившихся нейтронов от помещенного в среду источника быстрых нейтронов. В настоящее время метод применяется в основном при анализе боросодержащих пород и руд. При опробовании руд используют барометр ПБМ-2. Повышенные концентрации бора, обнаруженные при проведении борометрических съемок, могут указывать на наличие скарновых руд Fe, Mo, Pb, Cu, Zn, W, грейзеновых месторождений Sn, W и Be.

Нейтронный гамма-метод (НГМ) основан на регистрации гамма-излучения, возникающего при радиационном захвате нейтронов ядрами элементов. Опробование и анализ руд выполняются на основе спектроскопической модификации метода установкой НРА-3. Определяют содержание Fe, Mn, Ni, Cr, Hg, Ti в штуфах, кернах, взорванной массе или грубодробленых пробах (диаметр зерен 3–10 мм).

Активационный метод (АМ) – метод наведенной активности на тепловых нейтронах. Сущность метода состоит в регистрации излучения радиоизотопов, образовавшихся в результате ядерных превращений под действием нейтронов, гамма-квантов или заряженных частиц. Наибольшее распространение в ядерно-геофизических методах получила активация нейтронов. Метод является одним из самых

чувствительных методов анализа. Применяется с целью определения фторсодержащих руд. Эффективность фторметрического метода установлена для месторождений апатита, флюорита, форстерита, вольфрама, молибдена, олова, ртути, сурьмы. Для проведения экспресс-анализов на V, Mn, Co, Jn, Al, Cu, F, Au разработаны и применяются лабораторные установки «Нейтрон-2» и «Нейтрон-3».

Метод ядерного гамма – резонанса (ЯГР) применяется для опробования олова в касситерите в естественном залегании и анализа порошковых проб. По чувствительности и точности уступает рентгенорадиометрическому методу.

Плотностной гамма-гамма метод (ГМП) применяется для определения плотности пород и руд в естественном залегании (обнажение, бока выработок, шпуры, скважины) и при лабораторных анализах штуфных и керновых проб.

Метод искусственной радиоактивности (МИР). При определении содержания меди в руде вскрытой буровой скважиной используется долгоживущий изотоп ^{64}Cu . Измерения производятся с помощью каротажной станции, приспособленной для регистрации электрических и радиоактивных полей.

Метод люминесценции (свечение в темноте) используется при разведке шеелита с помощью прибора ЛЮМ-2.

Оптико-геометрические методы основаны на количественном минералогическом анализе горных пород и руд.

Штуфной оптико – геометрический метод предусматривает выполнение последовательно операций:

- ✧ отбор ориентированных (ориентировка показывается условным знаком) в пространстве штуфов в виде сплошной колонки по линии мощности рудного пласта;
- ✧ полировка штуфов по плоскости, ориентированной по линии мощности пласта;
- ✧ анализ.

Линейный метод применяется при крупных выделениях рудного минерала, хорошо видных в забое. На линейном способе основана

созданная во ВСЕГЕИ автоматическая установка «Контраст». Световой зонд автоматически сканирует поверхность шлифа или аншлифа. Аналитическое устройство разделяет минералы по степени прозрачности или по отражательной способности, а счетно-решающее устройство подсчитывает количество каждого минерала.

Графический (площадной) метод применяется при разведке бериллоносных пегматитовых жил.

Минералогическое изучение по естественным типам руд и по типам разрезов основано на использовании геологической документации забоев по типам руд, которые легко определяются визуально в забое и имеют устойчивое (колеблющееся в малых пределах) среднее содержание полезного компонента. Применению этого метода должна предшествовать подготовка, заключающаяся в подборе эталонной коллекции естественных типов руд. На некоторых месторождениях (например, пластовых осадочного и гидротермально-метасоматического генезиса с постепенным изменением содержания полезного компонента по простиранию и падению рудных пластов) с успехом может быть применен метод минералогического опробования по типам разрезов.

Вещественный состав продуктивных отложений россыпей изучается с полнотой, обеспечивающей возможность оценки промышленного значения основных и всех попутных компонентов, а также учета вредных примесей. Содержание их в продуктивном пласте устанавливается на основании проб или концентрата (шлиха), полученного при отработке (промывке) проб, химическими, минералогическими, спектральными, ядерно-геофизическими и другими методами. Изучается также зерновой состав концентратов; устанавливается принципиальная возможность и экономическая целесообразность извлечения попутных полезных минералов в самостоятельные концентраты (например, дистен-силлиманитовый и ставролитовый концентраты на титано-циркониевых россыпях, золотой и вольфрамовый – на оловянных и др.).

По числу мономинеральных проб или концентратов полезных компонентов определяется:

- ✧ по золоту – его пробность на разных участках и состав лигатурных примесей;
- ✧ по платине – содержание платины и других металлов группы (палладия, родия, рутения, осмия, иридия);
- ✧ по касситериту – содержание олова, а также примесей (тантала, ниобия, скандия, индия, редких земель);

- ✧ по шеелиту, вольфрамиту – содержание трехоксида вольфрама и примесей (тантала, ниобия, скандия, редких земель);
- ✧ по рутилу, ильмениту, лейкоксену – содержание двуоксида титана, полезных попутных компонентов (скандия, ниобия, тантала, редких земель, ванадия), а также вредных примесей (трехоксида хрома и пятиоксида фосфора, глинозема и кремнезема);
- ✧ по циркону и бадделиту – содержание двуоксида циркония и примесей (гафния, скандия, редкоземельных элементов, иттрия, тория);
- ✧ по колумбиту, танталиту, микролиту, пироклору, лопариту – содержание пятиоксидов тантала и ниобия, а для пироклора и лопарита также редкоземельных элементов отдельно цериевой и иттриевой групп и примесей (тория, стронция);
- ✧ по монациту и ксенотиму – содержание редкоземельных элементов отдельно цериевой и иттриевой групп и тория (для монацита).

При изучении алмазоносных россыпей определяют зерновой состав алмазов, соотношение алмазов различных классов крупности по числу кристаллов, массе, общую среднюю массу одного кристалла и среднюю массу кристаллов отдельных фракций, выход алмазов по фракциям в процентах и абсолютных значениях, морфологические особенности, физические свойства, сортность, стоимость 1 карата. Одновременно изучаются минералы – спутники алмаза (пиропы, пикроильмениты, хромдиопсиды) и их корреляционные связи с алмазами.

3.6. МЕТОДИКА ДЕТАЛЬНОЙ РАЗВЕДКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН

Правильное определение контуров рудных тел для каждого взрывающего блока является сложной задачей, которая решается с учетом многих факторов. На открытых горных работах при планировании добычных работ контуры рудных тел устанавливаются на основании данных эксплуатационной разведки с учетом геологических особенностей месторождения. Подсчет запасов руды и уточнение контуров рудных тел осуществляются по данным опробования взрывных скважин.

Для определения оптимальной плотности сетки скважин эксплуатационной разведки применяют метод искусственного разрежения, заключающийся в следующем. В существующей сетке взрывных скважин по нескольким эксплуатационным блокам намечают варианты

возможного расположения скважин эксплуатационной разведки. Интервал опробования буровой мелочи из каждой скважины, кратный ее глубине, составляет от 2 до 5 м. Анализируют варианты, в которых взрывные скважины берут через одну и варианты с четными или нечетными скважинами, а также исследуют другие комбинации. По каждому варианту определяют запасы руды, металла, среднее квадратичное отклонение при определении запасов металла, погрешность определения среднего содержания в процентах, а также суммарную мощность рудных тел эксплуатационного блока. Результаты сравнения вариантов сводят в таблицу, по данным которой выбирают параметры сетки эксплуатационно-разведочных скважин.

Среднее квадратичное отклонение σ и коэффициенты вариации v определяют по следующим формулам:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum \Delta c^2 10^{-6}}{(n-1)}},$$

$$v = \frac{\sigma}{c} 100\%,$$

где Δc – отклонение содержания металла от среднего, %;
 n – число скважин;
 c – среднее содержание металла, %.

Погрешность определения содержания в абсолютных единицах q вычисляется по формуле

$$q = \frac{\sigma}{\sqrt{n}}.$$

Относительная погрешность

$$\rho = \frac{q}{c}.$$

Вариант с максимальными геологическими запасами металла, определенными с наименьшими погрешностями, считается предпочтительным.

Рассмотренный метод весьма трудоемкий, им нельзя определять параметры сетки скважин при неравномерном распределении металла и, кроме того, он требует дополнительных расчетов при близкой схожести вариантов.

Для месторождения с неравномерным распределением полезного компонента по простиранию и вкрест простирания параметры сетки скважин эксплуатационной разведки рекомендуется определять по следующей методике.

Расстояние между скважинами по первому направлению (м):

$$l = \frac{4\rho}{k},$$

где ρ – погрешность при определении содержания металла в блоке;
 k – коэффициент изменчивости содержания и мощности.

Величина погрешности зависит от ценности извлекаемого компонента и для цветных металлов находится в пределах 5–15%.

Коэффициент k определяется по формуле

$$k = \sqrt{k_c^2 + k_m^2},$$

где k_c – коэффициент изменчивости содержания;
 k_m – коэффициент изменчивости мощности

$$k_c = \frac{q_c}{c},$$

где q_c – средний градиент содержания металла в данном направлении;
 c – среднее содержание металла по всем пробам, %,

$$q_c = \frac{\sum \Delta c}{\sum c},$$

где $\sum \Delta c$ – арифметическая сумма разностей средних содержаний в соседних скважинах или в соседних пробах при опробовании разведочных выработок, пройденных на стадии разведки месторождения;

$\sum c$ – сумма содержаний металла по всем учтенным пробам или скважинам.

Коэффициент k_m вычисляют по аналогичным формулам.

Затем определяют расстояние между скважинами эксплуатационной разведки по второму направлению. Таким образом, расстояния между

скважинами по простиранию и вкрест простирания, которые часто соответствуют расстояниям между скважинами в ряду и между рядами, обратно пропорциональны коэффициентам изменчивости.

Параметры сетки взрывных скважин на карьерах цветной металлургии выбирают из условий экономического и качественного дробления горных пород.

При эксплуатации морфологически сложных месторождений высокоценных руд рекомендуется на основе предлагаемого метода находить степень соответствия параметров заложения взрывных скважин геолого-морфологической характеристике эксплуатационного блока. В случае несоответствия параметров заложения в характеристике эксплуатационного блока могут возникать дополнительные потери и разубоживание за счет неточного оконтуривания промышленных участков в пределах данного эксплуатационного блока.

Параметры заложения взрывных скважин, удовлетворяющие условиям оконтуривания мелких рудных тел, линз и включений, рекомендуется рассчитывать по следующим формулам

$$a = \sqrt{\frac{v_a s_l}{v_b}}, \quad b = \sqrt{\frac{v_b s_l}{v_a}},$$

где a и b — соответственно расстояния между скважинами в ряду и между рядами скважин, м;

v_a и v_b — коэффициенты вариации изменения содержания по простиранию и вкрест простирания рудного тела, %;

s_l — площадь влияния скважины, м²

$$s_l = \frac{s_{т,р} \rho^2}{v_a v_b};$$

$s_{т,р}$ — суммарная площадь рудных включений в пределах эксплуатационного блока, измеряемая планиметром на сортовом плане горизонта, м²;

ρ — погрешность определения среднего содержания, %.

Погрешность определения в зависимости от ценности полезного компонента колеблется от 3 до 5%.

Найденные параметры взрывных скважин по указанной методике сопоставляют с существующими. В случае необходимости производят их соответствующую корректировку.

3.7. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Главными пластовыми по значению являются угольные месторождения. По происхождению они относятся к осадочным и метаморфическим, образовавшимся в различные геологические периоды. По строению месторождения бывают простые, представленные однородным пластом или линзой угля, и сложные, в которых пласт представляет собой чередование пропластков углистых сланцев, глин и песчаников. Мощность пластов колеблется от сантиметров до 100 м и более.

Химический состав: углерод, водород, кислород, азот и сера. По происхождению и теплотворной способности угли разделяются на бурые, каменные и антрациты, которые, в свою очередь, разделяются на марки.

Теплотворная способность углей:

| | |
|----------------------|-------------------|
| лигнита | 2000–3200 кал/кг, |
| бурового угля | 4000–6200 кал/кг, |
| каменного угля | 8000–9500 кал/кг, |
| антрацита | 9000–9200 кал/кг. |

Содержание влаги и золы в углях колеблется от 2 до 20%. По крепости угли разделяются на мягкие, средней крепости и крепкие.

По разведанным запасам угля Россия занимает первое место в мире.

В настоящее время уголь является важным первичным источником выработки электроэнергии. На его долю приходится 40% вырабатываемой энергии в мире. Потребление энергии на душу населения в мире составляет 2,582 т условного топлива в год.

Добыча угля на карьерах производится роторными, многочерпаковыми, одноковшовыми экскаваторами и комбайнами с конвейерным, железнодорожным и автомобильным транспортом. Конкретная технология и механизация добычных работ определяется горно-геологическими условиями месторождения, производительностью карьера по полезному ископаемому и технологией вскрышных работ.

Добычные работы на горизонтальных и пологих месторождениях при однородном строении пласта и технологии вскрышных работ с перевалкой одноковшовыми экскаваторами выполняются механическими лопатами с фронтальным или нижним черпанием с автомобильным транспортом. При фронтальном черпании погрузка угля может осуществляться в транспортные средства на уровне стояния экскаватора или в транспортные средства, расположенные на кровле пласта (рис. 3.3). Ширина заходки экскаватора должна быть кратна ширине

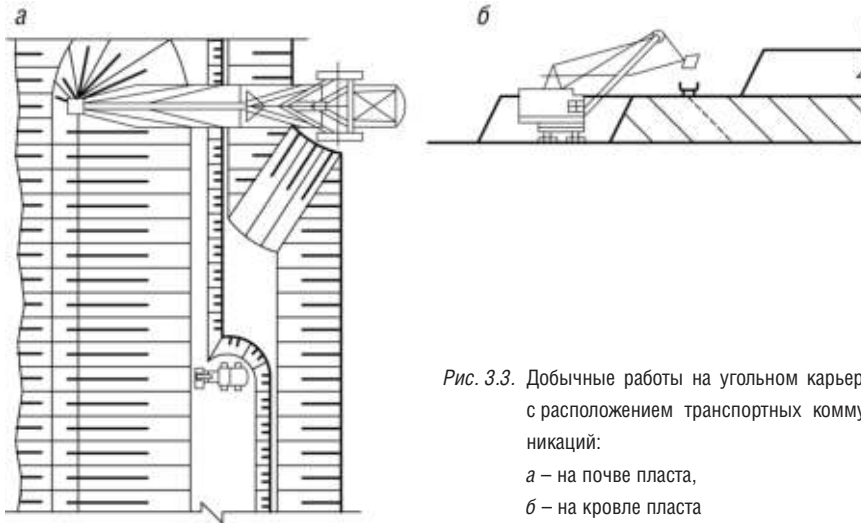


Рис. 3.3. Добычные работы на угольном карьере с расположением транспортных коммуникаций:
а – на почве пласта,
б – на кровле пласта

вскрышной заходки. Высота добычного уступа обычно равна мощности пласта угля и для производительной работы экскаватора составляет от 4 до 20 м.

При мощности пласта менее 4 м и технологии вскрышных работ с перевалкой всей вскрыши в выработанное пространство полезное ископаемое разрабатывается слоевым способом с рыхлением и штабелированием разрыхленной горной массы бульдозером. Из штабеля уголь загружается экскаватором или погрузчиком в средства транспорта.

При маломощных пластах (менее 4 м) и траншейной технологией вскрышных работ добыча полезного ископаемого производится выбуриванием шнекобуровыми машинами или комбайнами (рис. 3.4).

При технологии вскрышных работ с перемещением вскрыши в выработанное пространство транспортно-отвальным мостом или консольным отвалообразователем добычные работы выполняются роторными или многочерпаковыми экскаваторами с конвейерным или железнодорожным транспортом (рис. 3.5).

Добычные работы на месторождениях с большой мощностью угольного пласта при технологии вскрышных работ с перевозкой вскрыши на внешние отвалы производится с разделением пласта на уступы высотой, соответствующей параметрам экскавационной техники (рис. 3.6).

Разработка сложноструктурных угольных пластов производится селективно многочерпаковыми или фрезерными экскаваторами (рис. 3.7).

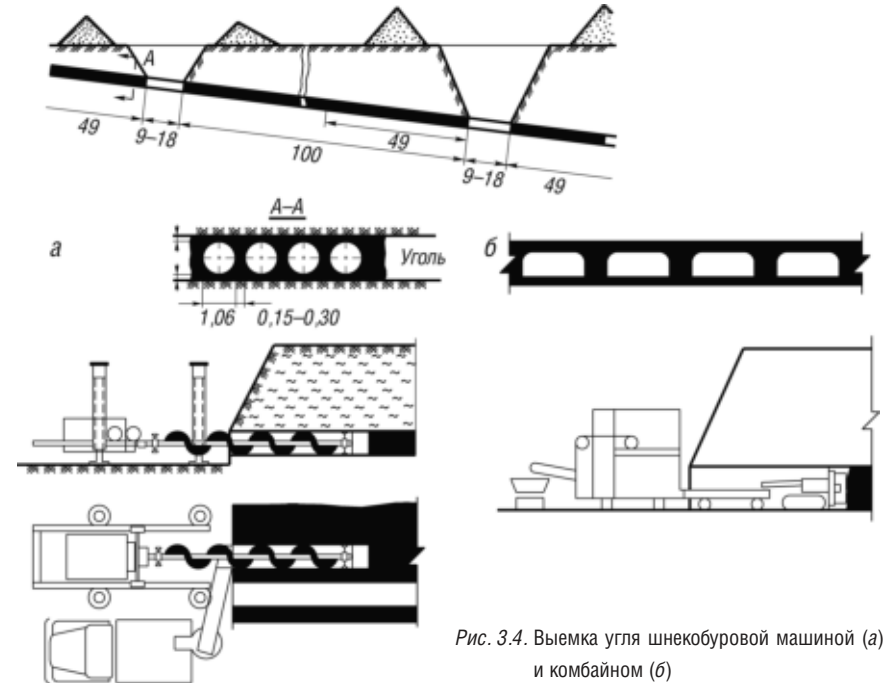


Рис. 3.4. Выемка угля шнекобуровой машиной (а) и комбайном (б)

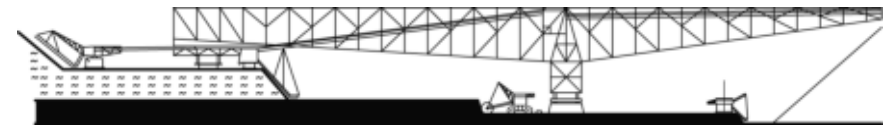


Рис. 3.5. Добыча угля роторными и многочерпаковыми экскаваторами

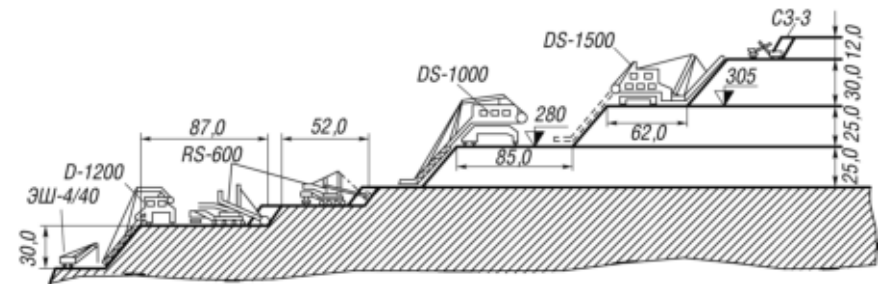


Рис. 3.6. Технология разработки угольного пласта на Ермолаевском угольном разрезе

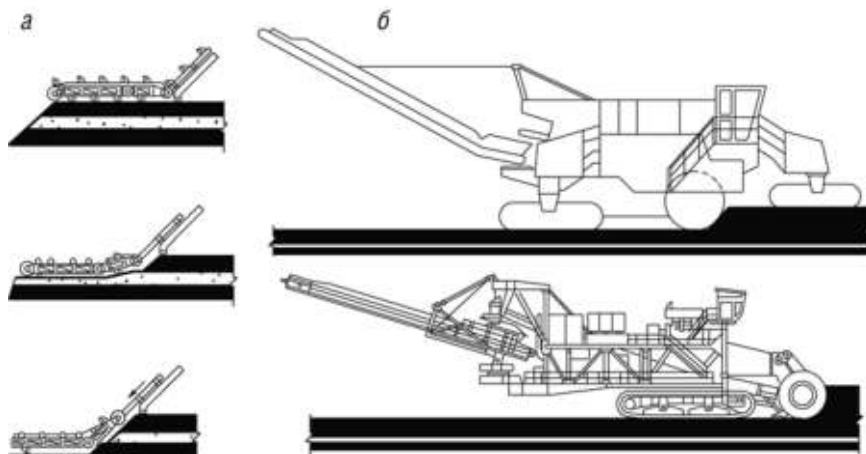


Рис. 3.7. Разработка сложно-структурных угольных пластов:
а – многочерпаковым экскаватором, б – фрезерным комбайном

На наклонных месторождениях и с крутым залеганием угольных пластов при технологии вскрышных работ с перевозкой вскрыши в выработанное пространство добычные работы осложняются необходимостью применения методов, позволяющих обеспечить выемку угля с минимальными потерями и разубоживанием пустыми породами в контактных зонах. На этих месторождениях параметры заходок зависят от мощности направления и угла падения залежи, а также от типа вмещающих пород. В скальных и полускальных породах блоки по полезному ископаемому и породам обуриваются и взрываются отдельно.

При наклонном согласном падении пластов с откосом уступа вмещающие породы (мягкие, плотные или разрыхленные полускальные и скальные) перемещаются бульдозерами в штабель, а затем погружаются экскаватором в средства транспорта (рис. 3.8).

При несогласном залегании пласта и откосов уступа полезное ископаемое и покрывающие породы отрабатываются невысокими слоями или опережающими траншеями экскаваторами с нижним черпанием.

При крутых маломощных пластах простая раздельная выемка производится:

- ✧ продольными заходками отдельно по полезному ископаемому и породе, когда разрезная траншея проводится со стороны висячего бока пласта;

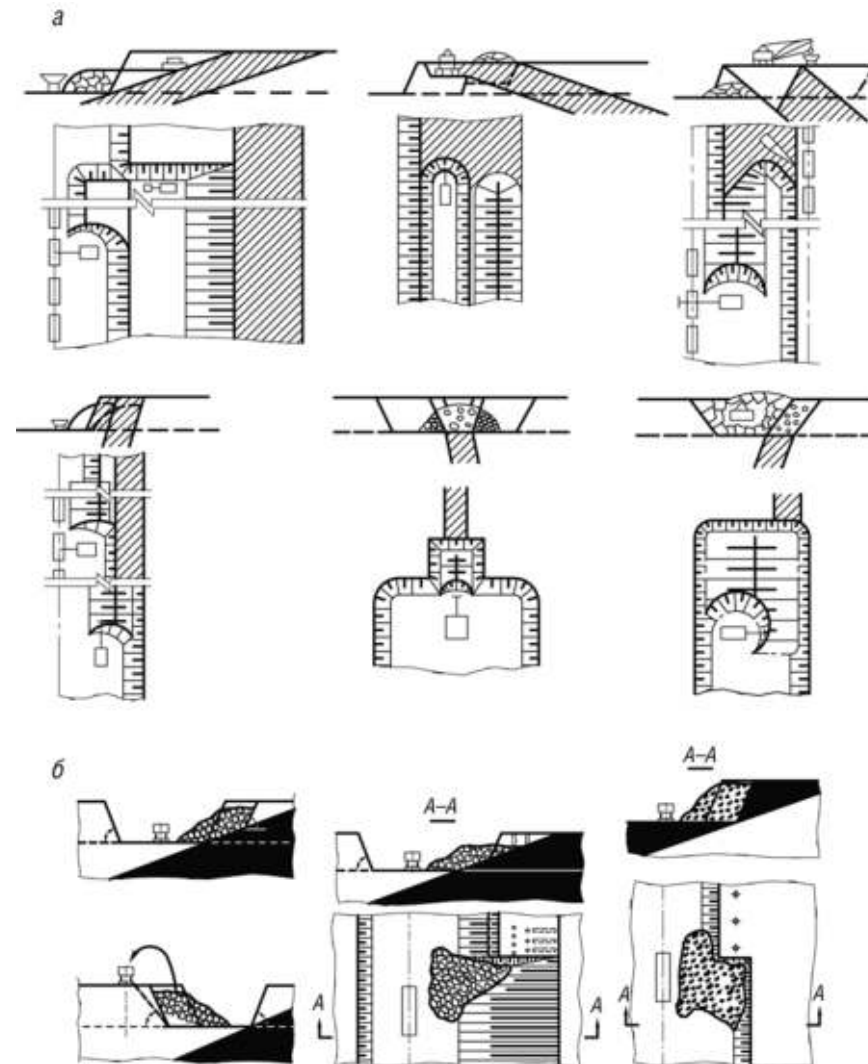


Рис. 3.8. Технологические схемы раздельной выемки пластообразных полезных ископаемых

- ✧ короткими продольными опережающими траншейными заходками по пласту полезного ископаемого;
- ✧ короткими поперечными заходками.

При отработке пласта со стороны висячего бока взрывные скважины обычно располагают по контакту залежи с вмещающими породами.

Потери полезного ископаемого при раздельной выемке составляют от 1 до 5 %.

Общие потери сокращаются с уменьшением угла падения пласта и высоты уступа, с увеличением мощности пласта и с применением автомобильного транспорта и гидравлических экскаваторов.

Примеры технологии добычных работ на угольных карьерах

Ирша-Бородинский буроугольный разрез

Ирша-Бородинское месторождение расположено в центральной части Рыбинского угленосного района Канско-Ачинского бассейна. Общие геологические запасы 1100 млн т. Средняя мощность основного пласта 34 м.

Климат района резко континентальный. Минимальная температура воздуха -40°C , максимальная $+46^{\circ}\text{C}$. Количество осадков колеблется по годам в пределах 235–510 мм. Скорость ветра обычно не превышает 5,5 м/с.

Четвертичные отложения глин, суглинков, песков и супесей с включениями гальки представляют собой породы вскрыши, мощность которых изменяется в пределах 3–12 м (рис. 3.9).

Комплект оборудования добычного технологического потока: экскавация угля – роторный экскаватор, транспорт – конвейерный.

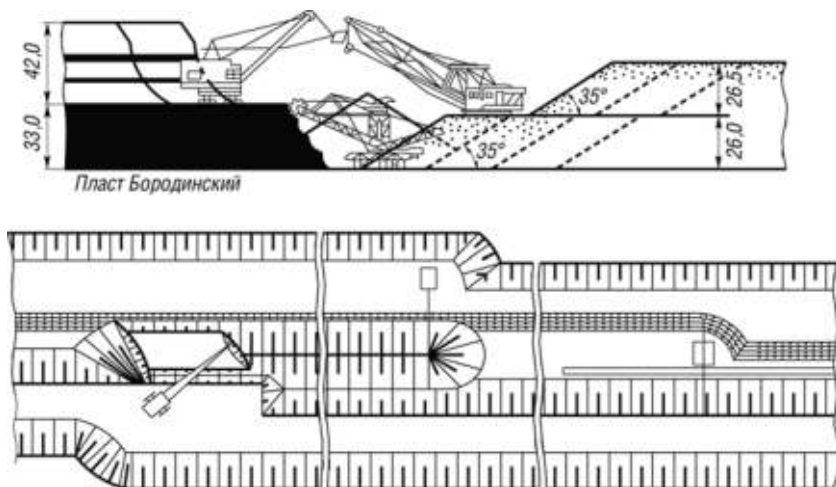


Рис. 3.9. Ирша-Бородинский угольный разрез

Коркинский буроугольный разрез

В настоящее время Коркинский карьер является наиболее глубоким из всех открытых разработок угольной промышленности. Разработка начата в 1933 г., проектная глубина 500 м.

Месторождение расположено в Челябинской области, в 35 км от г. Челябинска. Климат района резко континентальный с суровой зимой и коротким жарким летом, среднегодовая температура $+2,8^{\circ}\text{C}$. Снежный покров имеет мощность от 26 до 69 мм и удерживается в течение половины года. Количество атмосферных осадков 337–445 мм в год.

Поверхность района месторождения представляет лесостепную равнину с неглубокими впадинами. Свита, включающая 8 угольных пластов суммарной мощностью около 200 м, залегает в виде брахисинклинальной складки, которая ограничена на западе и востоке сбросами; по центру месторождения в меридиальном направлении проходит антиклинальная складка, разделяющая его на две мульды: западную и восточную. Угол падения пластов от 15° до 90° .

Уголь Коркинского месторождения относится к бурым, но обладает высокой теплотворной способностью — 4200 кал/кг, товарная зольность 32,6%. Крепость угля высокая; требуется предварительное рыхление взрывными работами.

Породы вскрыши — четвертичные, третичные и триас-юрские отложения в виде суглинков и глин мощностью 18 м, мелкозернистых песков и опок общей мощностью 16 м, а также аргиллитов, алевролитов, песчаников и конгломератов. Верхние уступы рыхлых отложений требуют применения взрывных работ только в зимний период, а основные триас-юрские отложения подвергаются рыхлению взрывными работами круглый год.

Максимальный коэффициент вскрыши 9 м³/т. Обводненность месторождения определяется притоком, приуроченным к угольному пласту, и составляет 300–400 м³/ч.

Вскрышные работы производятся с перевозкой вскрыши на внешние отвалы железнодорожным транспортом. Вскрытие породных горизонтов по проекту осуществляется внутренними траншеями с петлевой трассой, вскрытие угольных горизонтов — наклонной траншеей (рис. 3.10).

Комплект оборудования добычного технологического потока: буровые станки вращательного бурения, экскавация угля — ЭКГ-4,6, транспорт — конвейерный.

Бачатский каменноугольный карьер

Бачатское каменноугольное месторождение расположено в Кемеровской области в долине рек Малого и Большого Бачата.

Рельеф района равнинный с отдельными мелкими возвышенностями. Климат района резко континентальный, характеризуется большими колебаниями

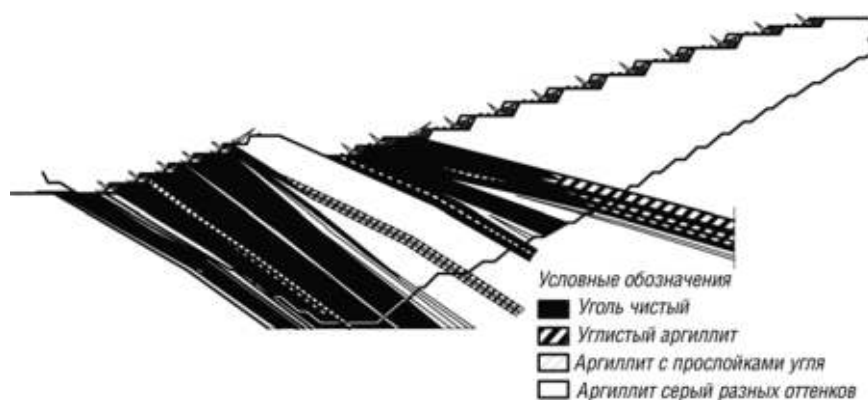


Рис. 3.10. Коркинский угольный разрез

температуры воздуха: минимальная – 51°С; максимальная + 37°С и небольшим количеством атмосферных осадков 374 мм в год. Средняя скорость ветра 4,1 м/с.

Продуктивные отложения кемеровской толщи мощностью 153 м представлены перемежающимися слоями песчаников 51,8 м, глинистых песчаников 26,5 м, алевролитов 16,1 м, аргиллитов 3,2 м и угольных пластов суммарной мощностью 55,4 м. Мощность отдельных угольных пластов колеблется от 0,5 до 40 м.

Продуктивные отложения покрыты валунно-конгломератовой толщей, состоящей из песчано-глинистых пород и плохо сортированного валунно-конгломератового материала.

Четвертичные отложения сложены в основном лессовидными суглинками и частично осадками аллювиального происхождения.

В тектоническом отношении поле Бачатского месторождения представляет собой сложную синклиналиную структуру с отчетливыми синклиналиными и антиклиналиными складками, имеющими разрывы. Крылья складок имеют крутое, местами опрокинутое залегание пластов (рис. 3.11).

Комплект оборудования добычного технологического потока: бурение скважин станками СБШ-200, экскавация угля – ЭКГ-5, автотранспорт – БелАЗ-540.

3.8. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ НА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРАХ

Железорудные месторождения представлены следующими типами руд со средним содержанием железа (в %): магнетиты 9,1; красные железняки 57,5; бурые железняки 37,1; сидериты 32,3; железо-хромоникелевые 33,0; титаномагнетитовые 16,6; железистые кварциты 35,3.



Рис. 3.11. Бачатский угольный разрез:

а – на 20 год эксплуатации, б – на полное развитие работ

В России разведано 192 месторождения. Все месторождения с большими запасами, позволяющими организацию при их разработке крупных горно-обогатительных комбинатов с открытым способом добычи полезного ископаемого с производительностью более 10 млн т в год.

Технология добычных работ на железорудных карьерах состоит в мягких породах – экскавации и транспорта, в крепких породах – из буровзрывной подготовки горных пород к выемке, экскавации механическими лопатами и доставки до обогатительной фабрики автомобильным, железнодорожным или комбинированным автомобильно-конвейерным транспортом. В мягких породах параметры технологии добычных работ определяются выемочно-погрузочной техникой. В скальных породах высота уступа составляет 15 или 20 м. Величина экскаваторного блока устанавливается такой, чтобы обеспечить непрерывную работу экскаватора минимум на две недели, длина фронта работ в добычной зоне карьера обычно аналогична вскрышной и составляет при железнодорожном транспорте 1500–2500 м, при автомобильном – 1000–1500 м.

Бурение скважин в добычной зоне осуществляется шарошечными, огневыми и комбинированными станками с диаметром скважин от 200 до 320 мм. Взрывание многорядное. Используется взрывчатое вещество с удельным расходом 0,75–0,78 кг/м³. Для увеличения разрушения минерального зерна применяют взрывчатое вещество с повышенной бризантностью или используют повышенный его расход, для чего сгущают сетку скважин. На карьерах КМА для повышения вместимости пробуренные скважины шарошечными станками расширяют в нижней

части огневым рабочим органом. Эскавация горной массы производится экскаваторами ЭКГ с ковшом 4,6, 8 и 12,5 м³.

Комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт успешно эксплуатируется на Оленегорском, Ковдорском, Криворожских карьерах. Перегрузочный пункт с автомобильного на конвейерный располагается в карьере (рис. 3.12) с учетом минимального расстояния доставки руды от забоев до перегрузочного пункта (как правило вверх на один уступ). В конструкцию перегрузочного пункта входит разгрузочная площадка, бункер и дробилка. По мере развития горных работ перегрузочный пункт перемещается ближе к рабочей зоне добычных работ, для чего дробилка и бункер конструктивно выполняются полустационарными. Их перемещение осуществляется специальными передвижками на гусеничном ходу. Конвейер обычно располагается в наклонной подземной выработке (рис. 3.13).

Доставляемая на поверхность руда направляется на обогатительную фабрику или на рудный склад.

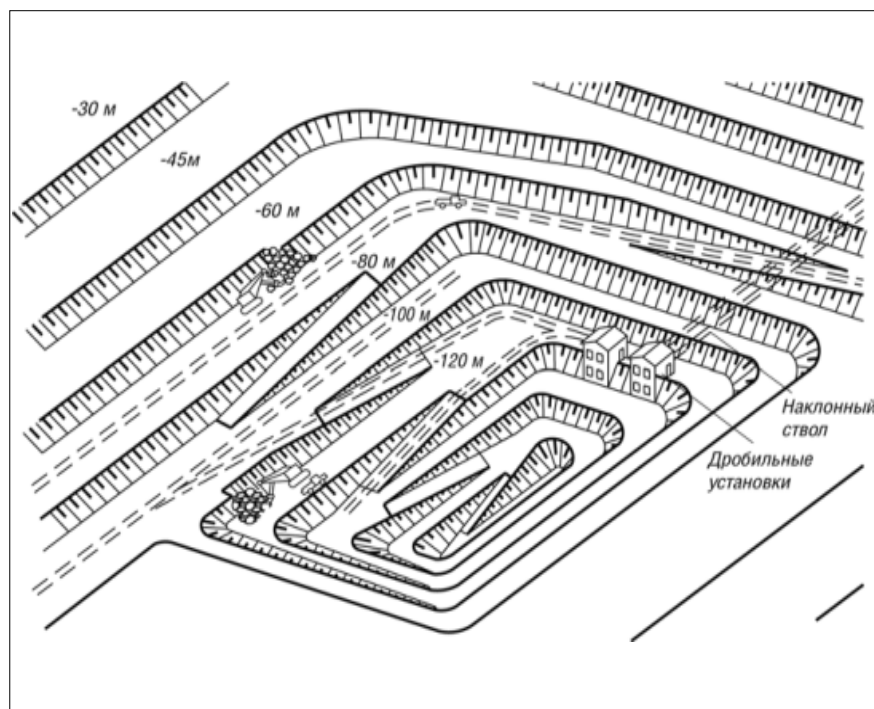


Рис. 3.12. Добычный технологический поток с комбинированным транспортом руды

Примеры технологии добычных работ на железорудных карьерах

Аккермановский железорудный карьер

Аккермановское месторождение находится в южной части Орско-Халиловского района железорудных месторождений в Оренбургской области и представляет собой плато, ограниченное холмами. Плато имеет общий уклон к р. Урал и местами рассекается оврагами.

Климат района резко континентальный с продолжительной суровой зимой и жарким сухим летом. Часто дуют сильные ветры, доходящие до буранов летом и снежных бурь зимой. Среднемесячная температура воздуха достигает +21,4 °С в июле и -16,8 °С в январе. Среднегодовое количество осадков составляет 300 мм; осадки выпадают в основном летом в виде ливневых дождей.

Полезным ископаемым является бурый железняк. Под рыхлыми наносами мощностью от 8 до 40 м залегают пласты руды мощностью от 8 до 44 м. Мощность прослоев пустой породы в руде 4 м. Бурый железняк залегают на известняке с весьма неровной поверхностью. Вскрышные породы и руда допускают экскавацию без предварительного рыхления.

Применительно к условиям месторождения построен железорудный карьер, разрабатываемый по варианту «экскаватор — карьер» (рис. 3.14).

Комплект оборудования добычного технологического потока состоит из драглайна ЭШ-15/90, бункера-перегрузателя, одноковшового экскаватора на зачистке почвы рудного пласта и средств железнодорожного транспорта.

Лебединский железорудный карьер Курской магнитной аномалии

Лебединское железорудное месторождение КМА расположено в 15 км от г. Старый Оскол Курской области.

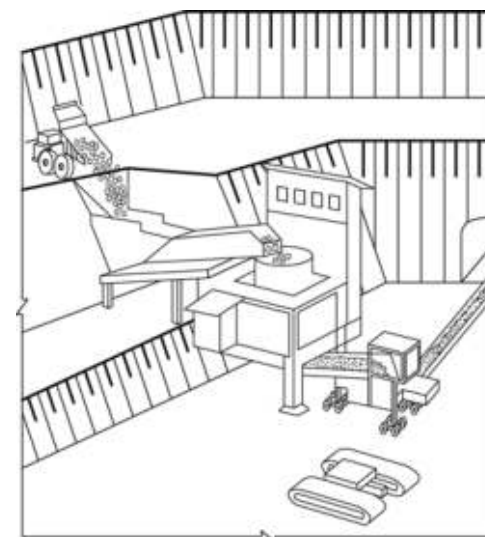


Рис. 3.13. Перегрузочный узел в технологическом потоке с автомобильного на конвейерный транспорт с полустационарной дробилкой

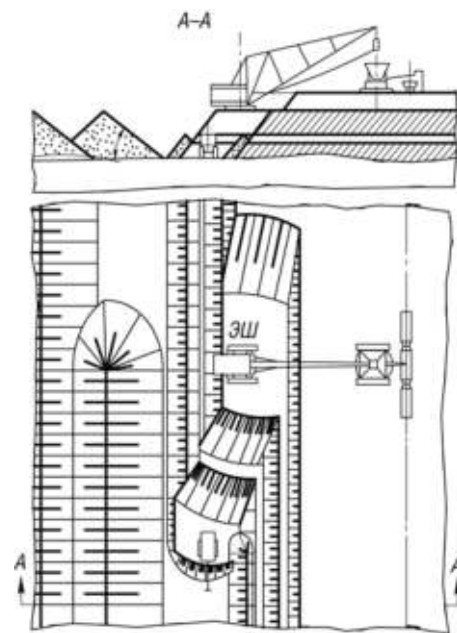


Рис. 3.14. Технология добычных работ на Аккермановском железорудном месторождении

Северная часть месторождения находится в пойме р. Осколец. Ширина русла реки 2–5 м. В центральной части месторождения находится село Лебеди, вблизи проходит железнодорожная ветка. Поверхность района холмистая, сильно изрезана глубокими оврагами. Климат района умеренно континентальный, с температурой воздуха в пределах + 37,5 °С и – 36 °С. Количество выпадающих за год осадков от 260 до 760 мм; большая часть их выпадает в виде дождя.

В геологическом строении месторождения принимают участие.

I. Осадочные образования – залегают горизонтально и включают четвертичные делювиальные суглинки и аллювиальные отложения мощностью от 0,15 до 25–30 м (песок, глины, галька);

- ✧ третичные плотные пестроцветные глины с прослоями песков мощностью 0–15 м;
- ✧ меловые отложения мела и мергеля, относительно выдержанного по мощности до 66 м, и сеноман-альбские пески средней мощностью 37 м;
- ✧ юрские песчаные глины мощностью 0≈42,5 м;
- ✧ глины, песчаники, глинисто-железистые брекчии неизвестного возраста средней мощностью 5,3 м.

II. Толща богатых железных руд сидерит-мартитового и лимонит-мартитового состава. Пластовое рудное тело площадью 3 км² имеет извилистый контур, слегка вытянутый в северо-восточном направлении, средняя мощность 22 м, максимальная – до 60 м, длина по простиранию 3 км, ширина 1 км.

III. Толща кварцитовых пород и кристаллических пород докембрия. Участок Лебединского месторождения в период его эксплуатации требует тщательного осушения, так как толща пород значительно обводнена, особенно горизонт

сеноман-альбских песков. В первый период эксплуатации приток воды в карьер достигает 4000 м³/ч.

Железистые кварциты разрабатываются уступами 15 м с применением буровзрывных работ.

Комплект оборудования добычного технологического потока: бурение скважин – станки СБШ-250, СБШ-320 и СБО-160/20, экскавация руды – ЭКГ-8И, транспорт с верхних добычных горизонтов – железнодорожный думпкарами 105 и 180 т, с нижних – автотранспорт БелАЗ-540 и 548 с доставкой на перегрузочный пункт на железнодорожный транспорт до обогатительной фабрики (рис. 3.15).

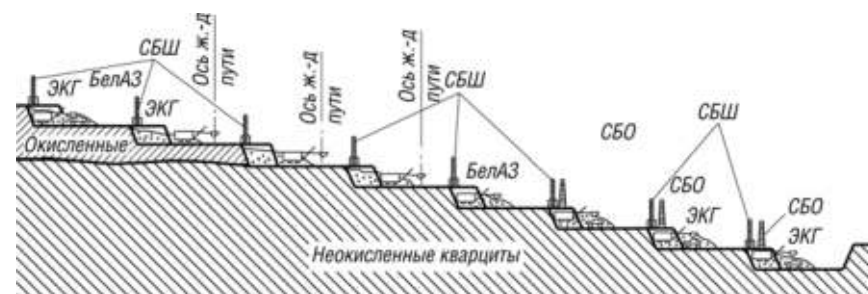


Рис. 3.15. Технология добычных работ на карьере Лебединского ГОКа

Железорудный карьер Качканарского ГОКа

Качканарское месторождение титаномагнетитовых руд находится на восточном склоне Среднего Урала в Свердловской области, в 30 км от железнодорожной станции Нижняя Тура. Район расположен в зоне перехода от осевой высокогорной части Уральского хребта к увалистой восточной части. Вершина самой высокой горы Качканар имеет абсолютную отметку 881,5 м.

В районе довольно густо развита система притоков рек Ис и Выя.

Река Выя имеет среднегодовой расход воды 1,28 м³/с. Климат района резко континентальный. Колебания температур достигают от +35 °С в июле до –37 °С в январе. Годовое количество осадков 400 мм. Максимальная глубина промерзания грунта 2,2 м.

Месторождение приурочено к Качканарскому пироксенитовому массиву, залегающему среди пород верхнего силлура и нижнего девона. В пределах названных массивов залегают обособления оливинитов, перидотитов и габбро.

Оруденение проявляется в виде вкрапленности, редко – в виде шпиров и прожилков и приурочено к пироксенитам.

Качканарское рудное поле приурочено к вершине массива, представлено мелко- и среднезернистыми вкрапленниками магнетитов, залегающих в оливинитах и пироксенитах. Залежь погружается на глубину свыше 500 м.

Добычные работы производятся с буровзрывной подготовкой горных пород. Комплект оборудования добычного технологического потока: бурение скважин – станки 2СБШ-200, СБШ-250, экскавация руды – ЭКГ-8И в автотранспорт БелАЗ-540 с доставкой до перегрузочного пункта на железнодорожный транспорт с думпкарами ВС-100, 105 и 180.

3.9. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ, РЕДКИХ И ДРАГОЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ

Месторождения руд цветных, редких и драгоценных металлов разнообразны по генезису, формам рудных тел, условиям залегания, качеству и содержанию полезных компонентов. К ним относятся месторождения: меди, никеля, кобальта, молибдена, алюминия, вольфрама, магния, свинца, цинка, олова, ртути, сурьмы, висмута, ниобия, бериллия, лития, гафния, цезия, рубидия, стронция, золота, платиноидов и серебра.

Большой особенностью этих месторождений является комплексность руд. Большинство представлено полиметаллическими рудами со значительным присутствием в них редких, драгоценных и редкоземельных элементов.

В технологию добычных работ входит способ разработки забоя, механизация выемочно-погрузочных работ и транспорт.

На рабочем горизонте в зависимости от сложности залегания полезного ископаемого способ разработки забоя может быть валовый и селективный (раздельный).

Валовая технология выемки руды применяется в забоях с однородной по сорту и качеству рудой. Она аналогична технологии во вскрышных забоях с мягкими или крепкими породами.

В сложных забоях с рудой одного сорта, качества и породами или многосортной рудой и породой технология выемки может быть валовая или раздельная (селективная).

На месторождениях со сложным залеганием рудных тел или пластов валовая добыча полезного ископаемого в забоях экскаваторами или погрузчиками с погрузкой в средства транспорта производится в тех случаях, когда технологически невозможно осуществить раздельную (селективную) выемку полезного ископаемого или затраты на селективную добычу больше суммы затрат на валовую добычу и последующее

выделение полезного компонента руды на специальных установках или в процессе обогащения на обогатительных фабриках. Она позволяет максимально использовать экскавационное и транспортное оборудование и упростить технологию разработки добычных горизонтов.

Производительность экскавационного оборудования и транспорта при валовой выемке скальных и полускальных пород с предварительным взрывным рыхлением пород на 15–25% выше, чем при внутризабойной сортировке взорванной горной массы. При разработке мягких горных пород при валовой выемке производительность горной и транспортной техники циклического действия на 10–15% выше, чем при селективной разработке, а техники непрерывного действия – на 5–10%. Однако затраты на обогащение при валовой выемке полезного ископаемого увеличиваются на 10–15%.

В каждом забое на карьере при валовой выемке содержание полезных и вредных компонентов колеблется, поэтому для последующего усреднения рудного потока и стабилизации процесса обогащения необходимо знать степень разубоживания R после взрыва.

Она может быть определена по формуле проф. В.П. Боголюбова, которая учитывает длину и площадь контакта руды и пустой породы в массиве

$$R = \frac{B_p m(n-1)}{W m_n k_p n_p + B_p m(n-1)},$$

где B_p – ширина развала;
 m – мощность смешиваемого слоя;
 n – число слоев или пластов;
 W – линия сопротивления по подошве;
 m_n – нормальная мощность рудного включения;
 k_p – коэффициент разрыхления пород;
 n_p – число рудных слоев или рудных включений.

Исходя из зависимости ширины развала от коэффициента разрыхления

$$R = \frac{1,6hkm(n-1)}{W m_n + 1,6hkm(n-1)},$$

где h – высота уступа;
 k – коэффициент взрываемости пород.

Для трудно взрывааемых пород $k = 1$, средневзрывааемых пород $k = 0,9$, легко взрывааемых пород $k = 0,8$. Эта формула дает представление о влиянии высоты уступа h , размеров рудных включений на уровень разубоживания руды.

Величины n , n_p и m_n определяются эксплуатационной разведкой по буровым скважинам. Зная их, можно прогнозировать разубоживание при данной технологии буровзрывных работ, а следовательно, можно найти такие параметры буровзрывных работ, при которых разубоживание будет минимальным.

Раздельная выемка залежей сложного строения, представленных мягкими и плотными рудами, осуществляется многоковшовыми роторными и цепными экскаваторами.

Способы раздельной выемки определяются сочетанием типов забоя и заходки, видом стружек, направлением перемещения ротора или черпаковой рамы и их конструкцией. Выбор способа выемки зависит обычно от угла и направления падения пластов по отношению к откосу уступа, числа пластов в пределах забоя и их направления к простиранию пластов, типа экскаваторов. Во многом выбор способа раздельной выемки определяется вертикальным углом встречи ротора с забоем ($35-40^\circ$), возможностью совмещения поворота и опускания роторной стрелы.

Разработку ведут обычно торцевым, реже продольным забоем (при наличии выдвигной стрелы и выемке по простиранию пластов). В зависимости от условий залегания полезного ископаемого и принятого способа работы ведут торцевым забоем на полную ширину, либо забоем уменьшенной ширины, либо узким (боковым) забоем.

При раздельной выемке горизонтального пласта цепным экскаватором с верхним черпанием, перемещающимся вдоль фронта работ, на первом этапе отрабатывается верхняя часть вскрыши. На втором этапе производится отработка пласта. При этом путь заполнения ковшей изменяется от величины, равной длине верхнего планирующего звена, до величины, равной полной длине ковшовой рамы.

При работе экскаватора с нижним черпанием могут отрабатываться пласты, залегающие на любой глубине относительно горизонта установки экскаватора.

Выемка пологих и наклонных пластов может производиться фронтальным забоем как при верхнем, так и при нижнем черпании.

Селективная разработка сложных забоев с крепкими рудами производится одноковшовыми экскаваторами. В зависимости от способа выемки выбирается технология буровзрывных работ и транспортного обслуживания.

При взрывании массива руды с сохранением геологической структуры применяется комбинированная выемка, включающая в различных сочетаниях раздельную выемку, приемы управляемого обрушения, внутризабойную сортировку, а также различные методы вертикальной и горизонтальной экскаваторной выемки.

Раздельная выемка и погрузка применяются на тех участках забоя, где руды и порода имеют четкие границы и где можно производить выборочную выемку.

Раздельная выемка сложно-структурных залежей повышает качество добываемого полезного ископаемого и снижает его потери, но осложняет организацию подготовки и выемки, а также снижает производительность выемочно-погрузочного оборудования и повышает себестоимость добытой руды.

Раздельная выемка пород из массива или развала взорванной массы в зависимости от сложности забоя может быть простой или сложной.

Простая раздельная выемка заключается в обособленной выемке и погрузке различных типов и сортов полезного ископаемого по длине уступа без сортировки их в вертикальной плоскости.

Она может осуществляться:

- ✧ узкими заходками, когда забой разделяется по ширине на две-три обособленные заходки при последовательной их отработке;
- ✧ заходками нормальной ширины, если мощность прослоек позволяет иметь заходку шириной до $1,5 R_{ч.у}$;
- ✧ выборочной погрузкой, когда по фронту взорванного блока экскаватор выбирает отдельно участки с полезным ископаемым и породой;
- ✧ ступенчатым забоем, когда каждая заходка взорванного блока отрабатывается горизонтальными слоями за два или несколько проходов экскаватора.

Сложная раздельная выемка состоит из комплекса специальных приемов разработки и сортировки полезного ископаемого по высоте уступа, причем приемы внутризабойной сортировки массы полезного ископаемого сочетаются с попутной погрузкой требуемых сортов полезного ископаемого.

Внутризабойная экскаваторная сортировка состоит из подготовки и собственно сортировки и характерна для рудных карьеров.

Собственно сортировка заключается в обособленной выемке и погрузке разнородной массы. Она обычно осуществляется методами управляемого обрушения, раздельного черпания или комбинированными методами.

Сортировка методом управляемого обрушения канатным экскаватором с неповоротным ковшом осуществляется в связно-сыпучих и сыпучих породах подработкой нижней части забоя в порядке, зависящем от расположения полезного ископаемого в развале. Обрушение пород и руд осуществляется обычными и специальными приемами: через открытый ковш, в закрытый ковш, на заполненный ковш, пятой ковша.

Сортировка методом управляемого обрушения состоит в определенном порядке разработки забоев. Вначале в забое создают лоткообразные выемки, используемые в дальнейшем для накопления массы в нижней их части, затем приступают к раздельной выемке (рис. 3.16) и обрушению руды или породы из верхних и нижних участков забоя.

При разработке забоя машинист экскаватора, исходя из конкретных горно-геологических и горнотехнических условий, выполняет в определенной последовательности следующие операции:

- ✦ создание лоткообразных выемок в шахматном порядке по рабочей поверхности забоя;
- ✦ отработку горной массы в зоне контакта различных сортов руды и породы;
- ✦ обрушение верхней части забоя и накопление обрушаемой массы в лоткообразных выемках;
- ✦ погрузку горной массы из лоткообразных выемок в транспортные сосуды;
- ✦ отработку целиков, выступов между лоткообразными выемками.

Основными параметрами рассматриваемого метода являются глубина, ширина и высота лоткообразных выемок, а также

расстояние между ними. Они обусловлены свойствами разрушения, сыпучестью и плотностью руды и породы, устойчивостью взорванной массы и ее отдельных участков.

Сортировка методом управляемого обрушения применима при наличии хорошо взорванной связно-сыпучей массы ($d_{ср.} \leq 35$ см, $k_p = 1,15-1,3$), способной удерживаться в откосе рабочей поверхности забоя и допускающей создание в ней лоткообразных выемок, и при отсутствии во взорванной массе большого числа сортов руды, а также негабаритных кусков.

Сортировка методом раздельной выемки канатной механической лопатой применяется обычно в довольно сложных забоях при горизонтальном и наклонном залегании слоев мощностью более 2 м. Она начинается с выемки верхних слоев на глубину 1–2 м. Наиболее широкое распространение метод раздельной выемки получил на карьерах по добыче цветных и редких металлов с автомобильным транспортом.

К комбинированным методам сортировки относятся методы послойной сортировки по фракциям, комбинации раздельного копания с управляемым обрушением.

В условиях раздельной выемки особенно эффективны гидравлические экскаваторы с поворотным ковшом, которые позволяют существенно снизить потери и разубоживание полезных ископаемых при разработке сложных забоев. При разработке развала взорванной горной массы применяется вертикальная селективная выемка, когда руда и порода по вертикали имеют контакты и возможно чередовать выемку рудных и породных участков при продольном ходе экскаватора.

Для забоев второго типа при аналогичной организации буровзрывных работ применяется выемка поперечными экскаваторными заходками разной ширины. Ширина заходки выбирается в соответствии с размерами рудных и породных участков забоя и комбинацией выемки поперечными экскаваторными заходками в сочетании с вертикальной экскаваторной селективной выемкой.

Производительность экскаваторов при селективной выемке в весьма сложных забоях, когда необходимо отделить четыре и более разновидностей сортов руд, включая породу, снижается на 25%, при выемке трех разновидностей руд и пород – на 20%, в забоях средней сложности при селективной выемке руды и породы – на 15%.

В последнее время исследования и конструкторские разработки позволили предложить и создать ряд новых средств для выемочно-погрузочных работ, использование которых исключительно эффективно для добычных работ руд цветных, редких и радиоактивных металлов.

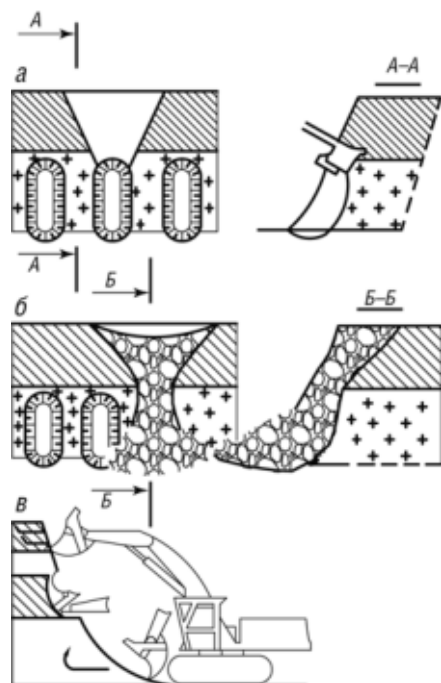


Рис. 3.16. Схемы раздельной выемки пород и руд канатной механической лопатой методом управляемого обрушения (а, б) и гидравлическим экскаватором (в)

Для мягких, плотных и полускальных руд созданы компактные роторные экскаваторы с гидравлическим приводом и повышенным усилием резания. Небольшие габариты, малый диаметр роторного колеса экскаватора и высокие усилия резания позволяют без буровзрывных работ обеспечить высокую степень селекции и уменьшить потери при сложной конфигурации кровли и почвы.

Для крепких и полускальных пород созданы добычные комбайны подобные комбайнам, предназначенным для проведения подземных горных выработок. Современные комбайны (рис. 3.17) позволяют разрабатывать уступы высотой 5–10 м с высокой селекцией.



Рис. 3.17. Добычной комбайн для разработки полезного ископаемого без предварительного рыхления

Высота добычного уступа и особенности буровзрывных работ в сложно-структурных рудных забоях

Способ разработки сложно-структурных месторождений цветных и редких металлов устанавливается с учетом:

- ✧ геолого-морфологических особенностей, характера распределения полезных компонентов в рудном теле;
- ✧ возможности применения методов геологической детальной разведки и предварительного опробования, обеспечивающих достоверность и представительность пробы;
- ✧ степени деформации массива при взрыве;
- ✧ рыхления пород для сохранения пространственного распределения рудных зон в развале для селективной выемки и сортировки, т.е. с учетом потерь и разубоживания.

Высота уступа принимается обычно равной 10–15 м. За рубежом на золоторудных и месторождениях цветных и редких металлов высота добычного уступа составляет 3–6 м.

Качество дробления горных пород зависит от высоты уступа и параметров буровзрывных работ. Уменьшение высоты уступа, сгущение сетки скважин с одновременным уменьшением их диаметра необходимо для качественного дробления руды в забое. На открытых горных работах при уменьшении диаметра скважин, применении обычных

средств бурения скважин малого диаметра (75, 100, 150 мм) увеличиваются затраты на подготовку горных пород к выемке, т.е. на бурение и зарядание скважин. В этом случае эффективно применение в процессе взрывного рыхления уступов малой высоты бурозарядного комбайна (рис. 3.18). Он может бурить по установленной сетке один, два или три ряда по 8–10 скважин,

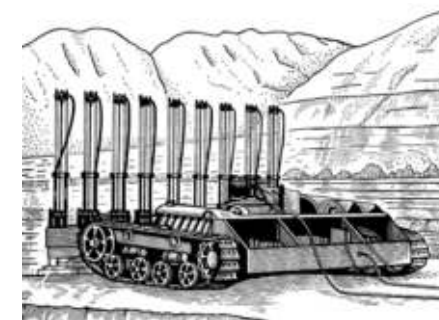


Рис. 3.18. Бурозарядный комбайн

зарядать скважины люющим взрывчатым веществом. Взрывание скважин малого диаметра, вследствие малого объема заряда, возможно без отгона оборудования. Следовательно, подготовка руд и выемка уступами малой высоты при применении бурозарядного комбайна позволят, помимо повышения эффективности подготовки руд к выемке, улучшить селективное взрывание сложных рудных горизонтов.

При подготовке рудных горизонтов к выемке обычно используются следующие методы взрывания:

- ✧ взрывание блоков с сохранением геологической структуры;
- ✧ раздельное взрывание рудных и безрудных участков;
- ✧ взрывание по контактам рудных тел с пустыми породами;
- ✧ направленное взрывание рудных и безрудных участков;
- ✧ совместное взрывание блоков на подобранный забой с многорядным и однорядным расположением скважин.

Взрывание массива с сохранением геологической структуры (буферное взрывание) производится на оставленную от предыдущего взрыва горную массу (подпорную стенку), примыкающую к откосу уступа (рис. 3.19). В этом случае происходит сравнительно небольшое смещение взорванной горной массы в блоке за счет деформации и перемещения буферного слоя. Коэффициент разрыхления скальных пород снижается с 1,5 до 1,15. При этом, помимо максимально возможного сохранения структуры взрываемого блока для последующей селективной выемки, достигается: более полное использование энергии взрыва на дробление породы; сокращение времени на вспомогательные операции, производимые обычно на рабочей площадке до взрыва и после; более эффективная работа экскаваторов с постоянной высотой забоя.



Рис. 3.19. Взрывание сложного забоя (а) на свободную площадку при горизонтальном расположении рудного тела (б), при вертикальном его расположении (в) с оставлением породы у откоса забоя (г)

Этот способ взрывания применяется при разработке сложно-структурных месторождений, представленных слабыми и средней крепости породами с хорошими показателями дробления.

Раздельное взрывание рудных и безрудных участков осуществляется в случаях (рис. 3.20):

а) когда по фронту взрывного блока можно выделить участки, представленные кондиционной рудой или пустыми породами. В этом случае бурятся вертикальные скважины на всю высоту уступа, а затем взрываются скважины в рудном массиве. После валовой погрузки взорванной руды взрываются скважины в породном массиве;

б) когда разрабатываются горизонтальные или слабонаклонные пласты и уступ по контактам рудных пластов с пустыми породами можно разделить на подуступы. В этом случае рудная и безрудная части уступа взрываются и отрабатываются отдельно. Производительность оборудования в этом случае снижается, а стоимость разработки увеличивается.

Взрывание по контактам рудных тел с пустыми породами обеспечивает получение руды высокого качества, однако при этом требуется бурить наклонные или вертикальные скважины разной глубины, чтобы отрыв рудного массива происходил по линии, близкой к контактам.

Направленное взрывание рудной массы производится со смещением в сторону от развала пустой породы. Этот способ является наиболее эффективным.

На практике применяется совместное взрывание сложно-структурных блоков на подобранный забой с однорядным и многорядным расположением скважин.

Экспериментальные исследования в области буровзрывных работ в производственных условиях показали, что при многорядном короткозамедленном взрывании с порядной схемой коммутации взрывной сети перемещение масс совпадает с порядком взрывания в направлении, перпендикулярном фронту работ. Реперы почти не отклоняются от створных линий и абсолютная величина смещения убывает в направлении от обнаженных поверхностей в глубь массива и от первого к последнему ряду скважин в зависимости от коэффициента разрыхления.

Смещение в горизонтальном направлении контактов различных сортов руд и пустых пород в результате взрывных работ в рудном забое можно определить по формулам:

$$\Delta l = \frac{H_y}{\cos \alpha} \left(\frac{k_p}{0,96 N^{0,0675}} - 1 \right)$$

$$\text{и } \Delta l = H_y \left(\frac{k_p}{0,96 N^{0,0675}} - 1 \right),$$

где H_y — высота уступа;
 α — угол откоса уступа;

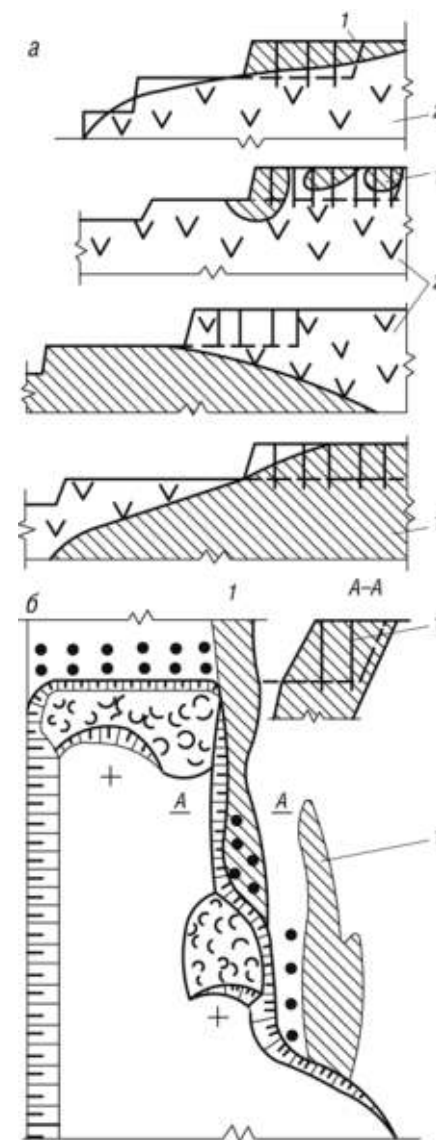


Рис. 3.20. Схемы к применению раздельного взрывания на добычном уступе: 1 — руда, 2 — порода

k_p – коэффициент разрыхления;

N – порядковый номер скважин, считая от забоя.

По первому уравнению определяют смещение до первого ряда скважин, по второму – за первым рядом скважин. При этом коэффициент разрыхления по рядам скважин

$$k'_p = \frac{k_p}{0,96 N^{0,0675}}.$$

Зависимость коэффициента разрыхления от удельного расхода q $k_p = 1,5q^{0,19}$.

Принципы усреднения руд при разработке сложно-структурных месторождений

Все вопросы усреднения руд решаются в соответствии с требованиями обогатительного процесса. Режим работы обогатительной фабрики регламентируется специальными технологическими условиями. На каждой обогатительной фабрике составляется режимная карта, в которой указываются основные параметры для всех стадий переработки руды. Соблюдение этих параметров обеспечивает наиболее эффективное ведение технологического процесса.

Основные требования режимных карт обогатительных фабрик регламентируют пределы колебаний содержаний извлекаемых металлов и вредных компонентов в руде, степень окисления металлов, влажность и крупность руды, процентное соотношение между рудами различных генетических типов и т.д.

В этих условиях возникает необходимость учитывать технологию добычи и усреднения руды. Под усреднением понимается комплекс мероприятий, обеспечивающих подачу на фабрику руды с постоянной качественной характеристикой в течение установленного периода.

Качество полезного ископаемого – это совокупность свойств массива, содержащего полезные компоненты. Определяется техническими условиями: физическими, механическими свойствами, а также вещественным составом.

В большинстве случаев усреднению подвергается полезное ископаемое с различным содержанием полезного компонента. Это объясняется тем, что процесс извлечения, настроенный на определенное содержание полезного компонента при поступлении руды с повышенным содержанием, ведет к потере компонента в хвостах обогащения, при поступлении руды с пониженным содержанием – к потере в хвостах реагентов.

Степень усреднения содержания полезного компонента (%) определяется по формуле

$$\eta = \left(1 - \frac{\sigma_2}{\sigma_1}\right) 100,$$

где σ_1 и σ_2 – средние квадратичные отклонения содержания металла соответственно в усредненной и неусредненной руде, %.

Среднее квадратичное отклонение

$$\sigma_{cp} = \sqrt{\frac{\sum_1^m \sigma^2}{(m-1)}},$$

где σ – частное значение отклонения;

m – число отклонений за исследуемый период.

Усреднение руды осуществляется непосредственно в карьере, на усреднительных складах и в бункерах рудоподготовительной фабрики.

Основой организации добычных руд в режиме внутри карьерного усреднения руды являются недельно-суточные и сменно-суточные графики, в которых определяются объемы добываемой руды для каждого экскаватора по сменам и суткам.

При составлении графиков учитывается:

- ✧ выполнение плановых показателей по содержанию полезных компонентов и усреднению руды;
- ✧ обеспечение планового выхода руды по отдельным сортам;
- ✧ соблюдение календарного плана горных работ по добыче руды и удалению пустых пород.

На каждый блок, намеченный к отработке, составляется картограмма с указанием качественной характеристики и геологических особенностей, которая выдается машинисту экскаватора, работающему в данном блоке. В каждой смене ведутся оперативное управление усреднением, учет, контроль и соответствующее распределение машин или локомотивосоставов по экскаваторам.

В некоторых случаях удается получить удовлетворительные результаты усреднения за счет изменения направления фронта горных работ. Однако наиболее эффективным способом усреднения является организация внутрикарьерных усреднительных складов и дробильно-сортировочных фабрик.

Усреднительные склады классифицируют по следующим признакам:

I. По месту расположения: усреднение на внутрикарьерных складах; усреднение на промежуточных складах, располагаемых между карьером и фабрикой; усреднение на дробильно-сортировочных фабриках; комбинированное усреднение руд.

II. По технологии укладки руды: слоевой способ размещения руды в усреднительном складе; комбинированные способы укладки руды.

III. По типу применяемого для усреднения руд оборудования:

- ✧ машины циклического действия;
- ✧ машины непрерывного действия;
- ✧ комбинированные машины.

Степень усреднения руды на складах колеблется в широких пределах, достигая 80–85% только на дробильно-сортировочных фабриках.

Примеры технологии добычных работ на карьерах цветных металлов

Норильское полиметаллическое месторождение

Месторождение расположено на севере Красноярского края. Рельеф поверхности района сложный. Климат крайне суровый.

Формы рудных тел: жильные, линзо- и пластообразные. Глубина залегания рудных тел от 150 до 1500 м. Руды сульфидные медно-никелевые, приуроченные к донной части мощной интрузии дифференцированных габбро-диабазов. Мощность пологопадающей (20–30°) залежи от 20 до 136 м.

Главные рудные минералы: пентландит, халькопирит, пирротин, второстепенные – магнетит, кубанит, плотиноиды. Руды сплошные и вкрапленные.

Месторождение обрабатывалось двумя карьерами: «Медвежий ручей» и «Угольный ручей».

Комплект оборудования включает: буровое и экскавационное оборудование, железнодорожный и автомобильный транспорт

Рудный карьер

Поверхность месторождения имеет ледниково-моренный ландшафт с местными, небольшой высоты возвышенностями и котловинами вспахивания, занимаемыми озерами. Климат района сравнительно мягкий.

Форма полезного ископаемого – мощная пластообразная залежь. Крепость полезного ископаемого по проф. М.М Протодяконову 12–15. Мощность

рудных тел от 2 до 50, в среднем 20–30 м. Угол падения залежи 40–50°. Простирание залежи 1500 м.

Рудные тела месторождения с поверхности покрыты толщей моренных отложений мощностью от 1 до 33 м (средняя 10–15 м), представленных валунно-глыбовым материалом, сцементированным суглинками, глинами и частично песками.

В лежачем боку рудных тел залегают преимущественно метаморфические породы – филлиты и туффиты с четким контактом; в висячем боку рудные тела постепенно переходят в безрудные породы.

Крепость вмещающих пород по проф. М. М. Протодяконову 10–15. Объемный вес руд и вмещающих пород 2,9 т/м³.

Коэффициент разрыхления пород принимается для расчетов равным 1,6. Нормальный приток подземных вод в карьер по расчету принят 260 л/ч.

Комплект оборудования добычного технологического оборудования включает буровые станки СБШ-250, экскаваторы ЭКГ-8 и железнодорожный транспорт от забоев до обогатительной фабрики (9 км) (рис. 3.21).

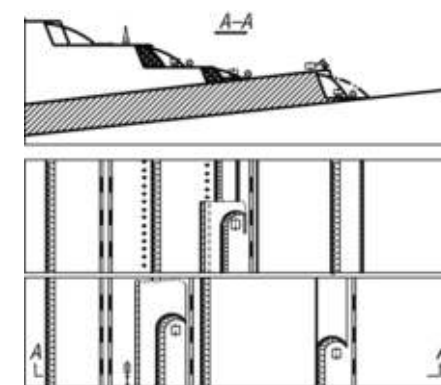


Рис. 3.21. Добыча руды

Рудный карьер

Климат района месторождения резко континентальный, колебания температур от –46 °С зимой до +36 °С летом. Среднегодовое количество осадков 532 мм.

В геологическом строении месторождения принимают участие кристаллические сланцы и кварциты, покрытые комплексом эффузивно-метаморфических пород (мраморов, кремнисто-углистых сланцев и др.). Вся толща пород прорезана гранит-порфирами, гранитами и гранодиоритами.

На контактах интрузии и осадочных серпентинитов со сланцами и мраморами образовались рудные тела, приуроченные к крыльям антиклинальных складок. Перечисленные породы покрыты третичными аллювиально-делювиальными образованиями и четвертичными суглинками.

Месторождение разбито на ряд рудных залежей, пять из которых имеют самостоятельное промышленное значение; залежи нередко включают массу сливающихся вместе рудных тел (рис. 3.22).

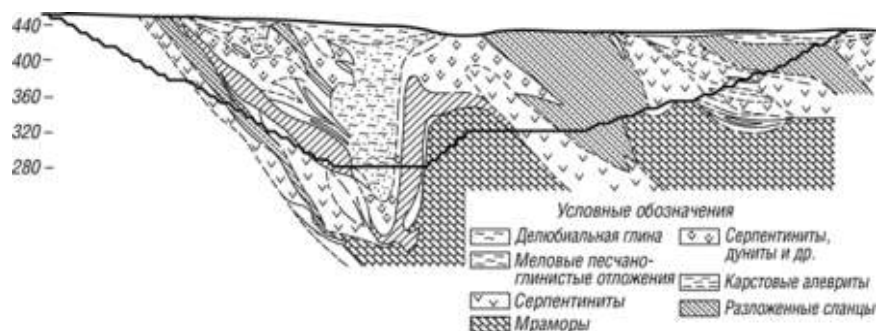


Рис. 3.22. Геологическое строение полиметаллического месторождения и контур карьерного поля

Форма рудного тела – залежь неправильной формы с раздувами и пережимами. Крепость руды по проф. М. М. Протодяконову 4–5. Объемный вес $1,87 \text{ т/м}^3$. Простираие залежей от 300 до 2300 м. Угол падения залежей $50\text{--}80^\circ$. Погружение залежей на глубину 250 м. Крепость вскрышных пород по проф. М. М. Протодяконову 4–6. Объемный вес $2\text{--}6 \text{ т/м}^3$.

Комплект оборудования добычного технологического потока: буровые станки СБШ-250, экскаваторы ЭКГ-4,6, железнодорожный транспорт. Высота добычного уступа по условиям разубоживания руд 8 м.

3.10. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ РАДИОАКТИВНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Радиоактивные металлы встречаются в угольных, рудных и нерудных месторождениях. Им присущи сложная морфология рудных тел, приуроченность промышленного оруденения к зонам смятия, трещиноватости, местам выклинивания, складчатости, неравномерность оруденения отдельных зон, рудных тел, блоков, участков, широкое колебание полезного компонента в рудах, многообразие руд радиоактивных металлов по составу, наличие различных технологических сортов руд (сульфидных, окисленных, смешанных).

При разработке в зависимости от содержания руды подразделяются на сорта: богатые, штупные, рядовые, бедные, забалансовые, требующие своего особого процесса обогащения и переработки. Для детальной разведки используют все описанные выше методы, включая гамма-каротаж и радиометрический анализ, основанный на зависимости

радиоактивности руд от содержания металла в полезном ископаемом. Это свойство именуется *контрастностью радиоактивных руд*. Оно характеризуется коэффициентом радиометрической контрастности, представляющим собой отношение средней радиоактивности богатых проб к средней радиоактивности всей рудной массы.

Радиоактивность измеряется с помощью радиометров, в которых радиоактивное излучение преобразуется в электрический импульс, учитываемый счетчиком, и характеризуется числом импульсов в единицу времени.

По коэффициенту радиометрической контрастности выделяют руды: высококонтрастные (руды жильных месторождений гидротермального типа), среднеконтрастные, слабоконтрастные (руды морфогенных месторождений), неконтрастные (руды осадочных месторождений).

Контрастность руд в значительной степени определяет эффективность раздельной выемки в забое и возможность радиометрической сортировки.

Эксплуатационная разведка радиоактивных рудных тел обеспечивается методом *радиометрии*. Для этой цели создана портативная и надежная высокопроизводительная аппаратура, которая в сочетании с ЭВМ позволяет обрабатывать большое число данных гамма-каротажа и радиометрического опробования для подсчета запасов, контроля добычи и величины потерь.

На карьерах используют три основных модификации радиометрических измерений: гамма-каротаж скважин, радиометрическое опробование поверхности забоя в системе профилей или площадной съемки и радиометрическое опробование и контроль разрабатываемой горной массы в транспортных сосудах.

Гамма-каротаж скважин производится радиометром, которым измеряется интенсивность γ -излучения по оси скважины (рис. 3.23).

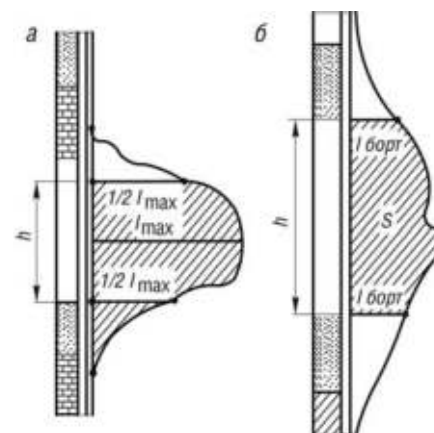


Рис. 3.23. Схема к определению мощности пласта и содержания урана гамма-каротажем (а) и по бортовой интенсивности (б)

Концентрация радиоактивного вещества в рудном теле c , его мощность h (см), площадь гамма-аномалии S , максимальная интенсивность γ -излучения в центре пласта I_{\max} находятся в количественных соотношениях, основанных на законах поглощения γ -излучения веществом:

$$c = \frac{S}{k_0 h}, \quad c = \frac{I_{\max}}{k_0},$$

где k_0 – коэффициент пропорциональности, характеризующий максимальную интенсивность;

γ – излучений при концентрации радиоактивного вещества, равной единице.

Эта зависимость справедлива для любой закономерности распределения радиоактивного вещества в рудном теле при условии одинаковой плотности руды и вмещающей породы. Если плотность руды отличается от плотности пород более чем в 1,5 раза, погрешность в определении содержания металла будет менее 10%. Гамма-каротаж скважины выполняется после ее промывки водой или продувки сжатым воздухом для исключения влияния продуктов распада радона, значительная концентрация которых может привести к искажению результатов и появлению ложных аномалий в эманулирующих породах.

Технология выемочно-погрузочных работ при добыче руд радиоактивных металлов отличается наибольшей тщательностью выполнения требований по исключению потерь и разубоживания, а также по ограждению рудных горизонтов от притока подземных и поверхностных вод.

При разработке пластообразных залежей во время вскрышных работ над пластом полезного ископаемого оставляют предохранительный слой до 3 м. Необходимость в нем вызывается предохранением от окисления и самовозгорания, потерь от выветривания и выемки некоторых легкорастворимых минералов радиоактивных руд при атмосферных осадках. Во время добычных работ при применении роторного экскаватора (рис. 3.24) предохранительный слой экскавируется с опережением, на которое рассчитана конструкция экскаватора. При этом совершенно исключается возможность прихвата руды из рудной толщи. Поэтому, по данным радиометрического контроля, при экскавации до вскрыши оставляется слой породы 0,1 м, который снимается уже бульдозером без прихвата руды.

Порода от довскрыши перемещается отвалообразователем в предотвал внутренних отвалов на расстояние, исключающее подвал добычного

уступа. При выемке зачищенной руды оставляется берма между довскрышей и рудным забоем, исключающая попадание пород довскрыши в рудный забой.

При невозможности непосредственного размещения пород в предотвал пород погрузчиками грузят в средства транспорта и вывозят в отвал, размещая ее так, чтобы сверху был слой пустых инертных вскрышных пород толщиной не менее 3 м.

Для исключения потерь руды целесообразно погрузку в средства транспорта производить на кровле добычного уступа, тогда просыпь от погрузки будет экскавироваться при разработке рудного пласта.

При погрузке в средства транспорта на уровне стояния экскаватора подошва забоя зачищается бульдозером вместе с прихватом пустых пород в почве пласта до 0,1 м и загружается экскаватором в средства транспорта для отправки на переработку как разубоженная руда.

С такими же мерами, исключающими потери и обеспечивающими минимальное разубоживание, производятся выемочно-погрузочные работы в крепких рудах.

При установлении технологии выемки руды из развала решение о валовой или селективной выемке принимается по критериям, делающим раздельную выемку предпочтительнее при мощности пропластков, объеме гнезд и оруденении меньших размеров, чем при добыче руд цветных металлов.

С целью учета добычи и разделения кондиционных руд на сорта, некондиционных руд для прямой переработки и выделения забалансовых руд и пустой породы на карьерах осуществляется оперативное опробование руды радиоактивных металлов с помощью специальных радиометрических контрольных станций (РКС) по интенсивности

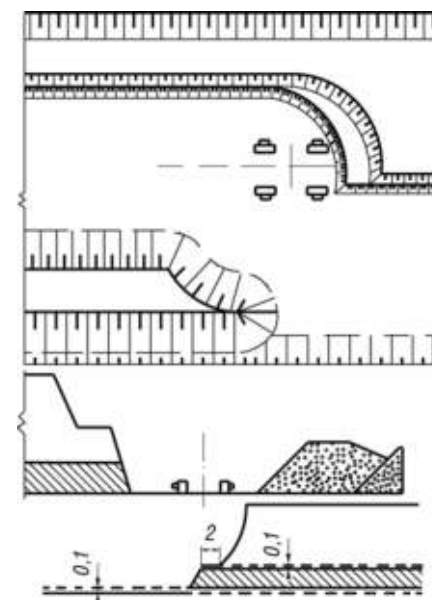


Рис. 3.24. Технологическая схема разработки радиоактивных руд роторным экскаватором

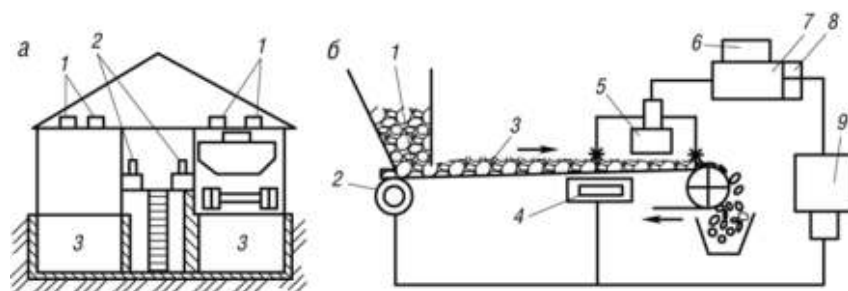


Рис. 3.25. Схема радиометрической контрольной станции:

а – для опробования руды в автосамосвалах (1 – датчики, 2 – радиометр, 3 – весы), б – то же, на карьере (1 – бункер, 2 – привод, 3 – датчик рудного потока, 4 – весы, 5 – датчик радиометра, 6 – самописец, 7 – блок радиометра, 8 – электромеханический счётчик, 9 – блок автоматического управления)

γ -излучения каждого заполненного рудной массой транспортного сосуда в технологическом потоке.

При большой производительности карьера работа этих станций автоматизирована, опробование производится одновременно с взвешиванием автосамосвала на весах (рис. 3.25). На этой станции радиометры располагаются над кузовом самосвала. Радиометрическое опробование выполняется одновременно со взвешиванием руд. В качестве радиометров используется аппаратура с сцинтилляционными датчиками с коническими экранами – коллиматорами, позволяющая выбрать такой угол коллимации, при котором угол загрузки самосвала рудой дает минимальную погрешность радиометрического опробования.

Руда в железнодорожных вагонах опробуется на РКС, датчики которых помещены в круговые коллиматоры. При движении вагона со скоростью 3–5 км/ч время контроля составляет около 10 с, что обеспечивает погрешность опробования по вагону $\pm 3\%$.

Настройка радиометров производится по эталонным источникам γ -излучений. Для контроля ежемесячно часть автосамосвалов с рудой после радиометрического опробования на РКС поступает в качестве валовой пробы на химическое опробование.

При радиометрическом опробовании руды при конвейерном транспорте датчик располагают над конвейером в месте нахождения весов. Современные автоматизированные радиометры обладают высокой чувствительностью. Время замера составляет 5–10 с. Относительная

погрешность $\pm 10\%$. Автоматизированные радиометры позволяют выделять до пяти сортов руды и пустой породы.

Контрольное опробование руды на РКС помимо содержания металла позволяет получить данные о радиометрической характеристике для процесса обогащения и переработки руды.

Примеры технологии добычных работ на карьерах радиоактивных металлов

Месторождение «Меловое»

Месторождение «Меловое» расположено в пустынной слабохолмистой равнине. Климат района резко континентальный, крайне засушливый, теплое время с температурой более 10 °С длится до 9,5 месяцев. Самый жаркий месяц года – июль со средней температурой 25,0. Максимальная температура 43 °С. Зимняя температура 4 °С. Максимальная скорость ветра 30 м/с. Среднегодовое количество осадков 92,9 мм.

В геологическом отношении район месторождения сложен песчано-глинистыми отложениями третичного и четвертичного периода.

Месторождение представлено двумя линзообразными залежами. Глубина залежи изменяется от 65 м до 152 м. В вертикальном строении залежь имеет сложную структуру.

Генезис рудообразования связан с залеганием костных обломков ихтиофауны. Они формировались в морском бассейне, где были развиты восходящие течения, определившие массовое скопление рыб. В результате сезонного сероводородного заражения воды возникла массовая гибель рыб, костный скелет которых содержит фосфор и элементы урана.

Рудная залежь имеет общую мощность от 3 до 9 м и состоит из трех рудных пластов средней мощностью 0,9 м, разделенных безрудными глинами мощностью от 0,25 до 8 м. Рудные пласты отличаются от вмещающих пород более темным, почти черным цветом. Руда самовозгорается при температуре 250° в результате окисления пирит-мельниковита, содержание которого в руде от 15 до 26%. Объемный вес сухой руды 1,69 т/м³, сырой 2,14 т/м³, естественная влажность 18–21%, коэффициент крепости 1,0–1,5.

Вскрышные работы производятся роторными экскаваторами с конвейерным транспортом. Горизонт с крепкими прослойками обрабатывается с буровзрывными работами одноковшовыми экскаваторами с автомобильным транспортом.

Комплект оборудования добычного технологического потока состоит из роторных экскаваторов с автомобильным транспортом (рис. 3.26).

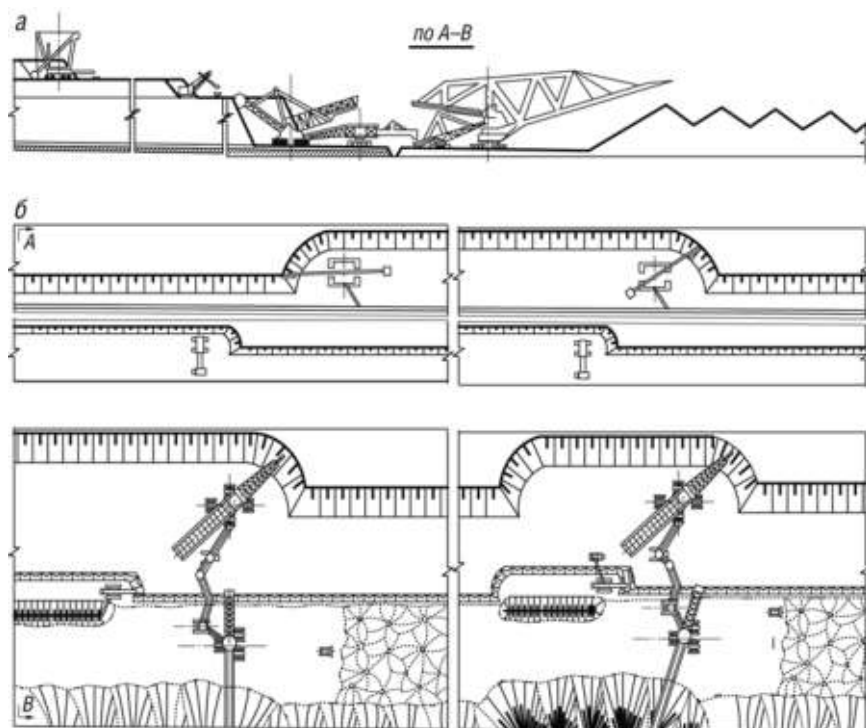


Рис. 3.26. Технология добычных работ на карьере месторождения «Меловое»:
 1 – экскаватор Sch-Rs – 1200, 2 – забойный конвейер, 3 – экскаватор ЭКГ-8И,
 4 – автосамосвал БелАЗ-548, 5 – экскаватор SRs -2400, 6 – отвалообразователь
 AR-B8800-150, 7 – экскаватор ЭРГ-400, 8 – автосамосвал БелАЗ-548,
 9 – бульдозер ДЭТ-250

Месторождение «Тулукуй»

Месторождение «Тулукуй» находится в восточном Забайкалье в Читинской области. Район представляет собой мелкосопочный рельеф с относительным превышением (300 м).

Климат резко континентальный. Среднегодовая температура 8 °С. Лето короткое, теплое. Средняя мощность снежного покрова 25 см.

Месторождение относится к типу гидротермальных ураново-молибденовой формации. Основными рудными элементами являются крупные тектонические разломы. В плане рудная зона простирается на 2 км, в ширину от 30 см до 100 м,

по высоте от 80 до 550 м. Оруденение является многоярусным. Рудные тела имеют жиллообразную и штокообразную форму. Протяженность отдельных тел в среднем 150 м. Руды имеют прожилковую и прожилково-вкрапленную структуру.

Водоприток образуется за счет трещинно-жилльных вод с постоянным дебитом. Суммарный водоприток составляет 200 м³/ч. По составу воды слабощелочные химически нейтральные.

Коэффициент крепости вмещающих пород по проф. М.М.Протодяконову 12–16, руд 8–10. Объемный вес пород и руд 2,5 т/м³.

Вскрышные работы производятся одноковшовыми экскаваторами с буровзрывной подготовкой горной массы к экскавации и перевозкой вскрыши на внешние отвалы автомобильным транспортом.

Добычной технологической поток аналогичен вскрышному (рис. 3.27).

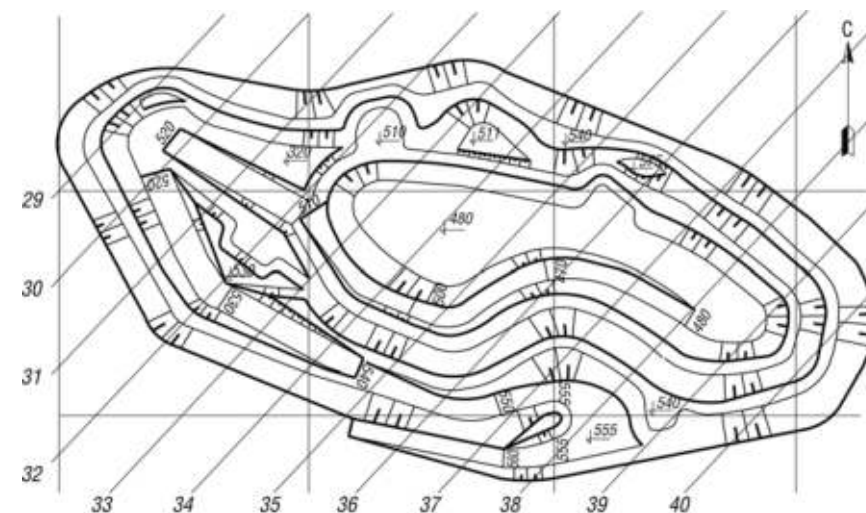


Рис. 3.27. План карьера месторождения «Тулукуй»

3.11. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ АЛМАЗНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Коренные месторождения алмазов находятся во многих областях России. Основные месторождения промышленного значения в настоящее время расположены в Якутии и в Архангельской области.

В Якутии месторождения представляют собой крутопадающие рудные тела с углом падения 80–90° с формой, в плане близкой к округлой.

Большая часть трубок имеет выход на поверхность. Средние размеры трубок на поверхности от нескольких десятков до сотен метров. По глубине рудные тела прослеживаются более 800 м. Вмещающие породы представлены известняками, мергелями и песчаниками. Объемный вес пород составляет 2,5 т/м³. Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова составляет для пород от 3 до 8, для руды – 3–9.

Кимберлитовая руда представляет собой брекчию, сцементированную серпентин-карбонатной основной массой. Массив сильно- и среднетрешиноватый. Прочность на одноосное сжатие от 2 до 90 МПа, сопротивление резанию от 10 до 46 МПа, модуль упругости от 300 до 1100 МПа, объемный вес 2,3–2,6 т/м³.

Ценность алмазных месторождений определяется как содержанием, так и качеством алмазов. Среди кристаллов выделяются несколько тысяч сортов, отличающихся по крупности, форме, структуре, механическим и другим физическим свойствам, наличием или отсутствием включений, примесей. Крупность кристаллов является определяющим фактором ценности. Для каждого месторождения характерно определенное распределение алмазов по крупности и ценности. Однако природное распределение алмазов отличается от распределения, получаемого после добычи и переработки руды. Это объясняется изменением качества кристаллов.

Добычные работы при разработке кимберлитовых месторождений производятся с использованием буровзрывной, безвзрывной и комбинированной технологии.

Буровзрывная технология в настоящее время применяется при разработке месторождений Якутии.

Буровзрывная подготовка предусматривает бурение скважин диаметром 250 мм по сетке 6×6 м, зарядание граммонитом 79/21 гранулитам АС-8 и АС-4В с удельным расходом 0,645 кг/м³ многорядного блока высотой 20 м. Экскавация взорванной горной массы производится экскаваторами ЭКГ-8 и ЭКГ-12,5 с погрузкой в автосамосвалы.

Однако при взрывной подготовке значительная часть алмазов, особенно крупных, подвергается разрушению. Это ведет к снижению качества кристаллосырья и его потребительских качеств.

Применение обычных бризантных взрывчатых веществ для разрушения массива кимберлита приводит к практически полному уничтожению кристаллов алмаза в зоне, равной 20 диаметрам вокруг взрывной скважины. Снижение этого явления достигается применением низкоплотных взрывчатых веществ, состоящих из гранулита на основе

аммиачной селитры и вспененного полистерола с добавлением связывающих добавок или обычного пороха.

Однако это не исключает вероятность разрушения кристаллов алмазов при взрывной подготовке к выемке.

Комбинированная технология предусматривает применение буровзрывной подготовки предварительного разупрочненного массива кимберлита естественными высокоминерализованными водами.

На карьере Удаченского ГОКа была опробована технология уменьшения прочности кимберлитов предварительным разупрочнением естественными высокоминерализованными водами.

Природная пластовая вода представляет собой хлоридно-кальциевый рассол с концентрацией солей 340 г/л, который снижает предел прочности кимберлита почти в два раза, что позволяет уменьшить сопротивление экскавации и затраты на измельчение на обогатительной фабрике.

Использование рассолов для разупрочнения кимберлита применялось в последующих вариантах:

- ✧ обводнении добычного блока минерализованными водами для проникновения его по естественной трещиноватости в течение 15–30 дней;
- ✧ обводнении взорванной по разреженной сетке 12×12 м низкоплотными взрывчатыми веществами с пониженным удельным расходом 0,23 кг/м³ горной массы;
- ✧ обводнении нижней части добычного блока, в которой размещаются заряды из пороха, верхняя необводненная часть заряжается низкоплотными взрывчатыми веществами отделенной от нижней части заряда пенополистрольной пробкой.

Разупрочнение кимберлита высокоминерализованными водами помимо возможности сохранения целостности и качества кристаллов позволяет снизить расход электроэнергии на 10%, взрывчатого вещества на 45% и бурения на 50%.

Однако использование шадящих взрывчатых веществ и ослабление прочности кимберлитов высокоминерализованными водами эффективно в малопрочных и сильнотрещиноватых кимберлитах при наличии в карьере высокоминерализованной воды.

При разработке крепких кимберлитов снижение или исключение потерь и качества кристаллов алмазов достигается применением механического способа разрушения массива: гидравлическими экскаваторами с повышенным усилием резания, тракторными рыхлителями, стреловыми или фрезерными экскаваторами.

Безвзрывная технология заключается в непосредственном разрушении массива кимберлита: гидравлическими экскаваторами, тракторными рыхлителями, стреловыми и фрезерными экскаваторами.

Технология разработки массива кимберлита гидравлическими экскаваторами возможна в следующих вариантах:

- ✧ с горизонтальными и вертикальными стружками (рис. 3.28);
- ✧ с предварительным рыхлением массива ковшом экскаватора;
- ✧ с предварительным рыхлением сменным рыхлителем;
- ✧ с предварительным рыхлением экскаватором-рыхлителем;
- ✧ с предварительным буровзрывным рыхлением на сотрясение массива.

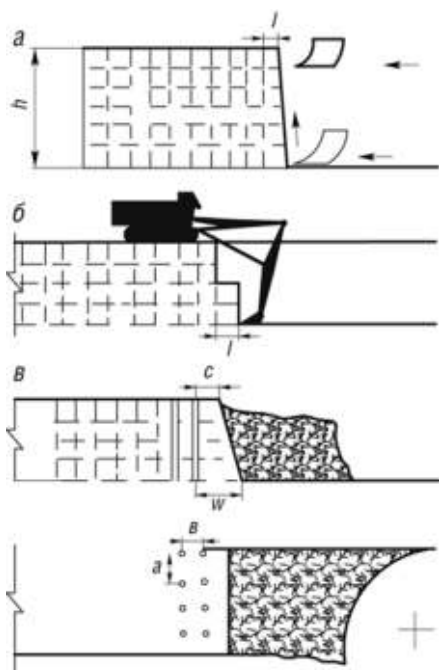


Рис. 3.28. Безвзрывная технология разработки кимберлита:

- а – гидравлическим экскаватором,
- б – гидравлическим экскаватором-рыхлителем,
- в – разрушением массива взрывом на сотрясение

Технология разработки массива кимберлита горизонтальными и вертикальными стружками, а также с предварительным рыхлением массива ковшом заключается во внедрении ковша экскаватора по трещинам на величину естественной блочности массива. Ковш экскаватора, работающий по этим технологиям, имеет в центральной части режущей кромки выступающий вперед зуб для проникновения в массив по трещине.

Для предварительного рыхления массива в четвертом варианте стрела гидравлического экскаватора фронтального или нижнего черпания имеет устройство, позволяющее быстро производить смену ковша на рыхлитель.

В варианте, где предварительное рыхление массива производится гидравлическим экскаватором нижнего черпания с рыхлителем, он фронтальным забоем производит рыхление массива

на возможную глубину для последующей экскавации горной массы другим экскаватором.

В варианте с буровзрывным рыхлением на сотрясение массива технология предусматривает бурение вертикальных скважин с размещением в них зарядов взрывчатого вещества, достаточного только для разрушения массива по трещинам.

Расчет параметров паспорта буровзрывных работ в этом варианте базируется на условии, что сопротивление разрушению цементирующего блока материала меньше, чем материала блоков.

В этом случае по энергетической теории расчет параметров буровзрывных работ будет следующий:

$$q = \frac{F_{др} + F_p}{F_{вв}\eta}, \text{ кг},$$

- где $F_{др}$ – удельная энергия разрушения массива, Дж/м³;
- $F_p = 0$ – удельная энергия формирования развала, Дж/м³;
- $F_{вв}$ – полная идеальная работа взрыва, кДж;
- $\eta = 0,05$ – коэффициент полезного использования энергии взрывчатого вещества при взрыве.

$$F_{др} = \frac{\sigma_p^2 \lg n}{2E}, \text{ Дж},$$

- где G_p^2 – предел прочности цементирующего материала, МПа;
- E – модуль упругости цементирующего материала, МПа;
- n – степень дробления массива по трещинам (для приближенных расчетов можно принимать $n = 10$).

Тогда удельный расход взрывчатого вещества для разрушения массива по трещинам

$$q = \frac{\sigma_p^2 F_{вв}\eta}{2E}, \text{ кг}.$$

Сопротивление по подошве

$$W = c + h \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м},$$

где c – безопасное расстояние от верхней бровки уступа, м;

h – высота уступа, м;
 α – угол откоса уступа, м.

Расстояние между скважинами (a) и рядами (b) при квадратной сетке

$$a = b = W.$$

Перебур скважин при взрывах на сотрясение массива отсутствует, т.е. $l_{\text{п}} = 0$.

Величина забойки заряда в скважине не должна превышать величину негабаритных кусков. При ширине ковша B величина забойки должна быть

$$l_3 \leq B.$$

Длина заряда в скважине

$$l_{\text{зар}} = h - l_3.$$

Масса заряда в скважине

$$P = aWhq, \text{ кг.}$$

Диаметр скважин для размещения заряда

$$d = 2 \sqrt{\frac{P}{\pi l_{\text{зар}} \Delta}}, \text{ м,}$$

где Δ – плотность заряжения взрывчатого вещества.

Производительность экскаватора при разработке массива, целостность которого нарушена взрывом на сотрясение, будет меньше, чем при экскавации горной массы из развала. Снижение производительности при расчете учитывается коэффициентом наполнения ковша, который в этом случае составляет $k_{\text{н}} = 0,4 \div 0,6$.

Технология разработки тракторными рыхлителями заключается в рыхлении кимберлита слоями на горизонтальной или наклонной до 20° поверхности, штабелировании и затем погрузки в средства транспорта экскаваторами или погрузчиками (рис. 3.29). Длина участка рыхления составляет 100–300 м, глубина слоя до 2 м.

Технология разработки кимберлитов стреловыми комбайнами базируется на механическом разрушении массива.

Основываясь на положительных результатах опытно-промышленных испытаний проходческого отечественного комбайна с механическим разрушением массива рабочим органом при разработке кимберлитовых зон восточного тела трубы «Сытыканская» Айхальского ГОКа в П.О. «Якуталмаз», вероятность разрушения крупных кристаллов алмаза прямым попаданием зубка рабочего органа комбайна мала.

Применение комбайнов сохраняет существующий порядок и параметры разработки горизонтов рабочей зоны. Комбайн, находясь в забое, разрушает массив и производит погрузку в средства транспорта. Ширина заходки определяется конструкцией и параметрами комбайна.

Комбайн со стреловым рабочим органом в виде шаровой головки со штыревыми резцами (см. рис. 3.17) разрушает массив по траектории, позволяющей совместить разрушение резанием и отколом. В этом случае отбитая горная масса состоит из мелких фракций от резания и крупных фракций от откола. Это позволяет уменьшить энергоемкость процесса и обеспечить подачу состава руды по фракционному составу, необходимого для процесса самоизмельчения в мельницах на обогатительной фабрике.

Комбайн со стреловым рабочим органом в виде цилиндрической горизонтальной фрезы (рис. 3.30) разрушает массив только резанием. В этом случае

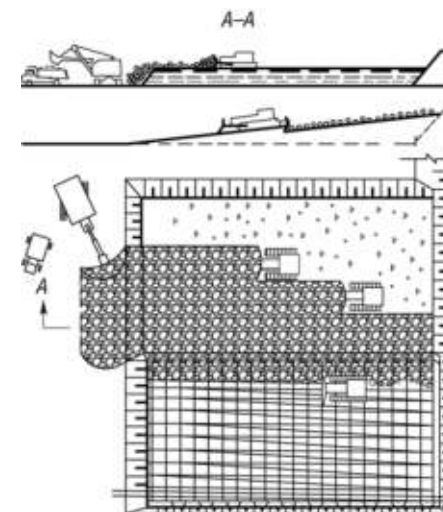


Рис. 3.29. Технология разработки кимберлита тракторными рыхлителями

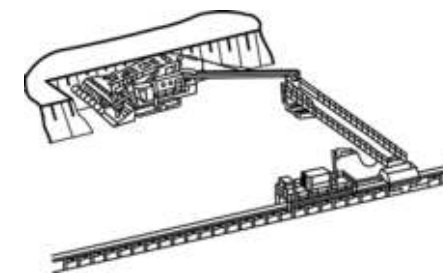


Рис. 3.30. Добычный комбайн с горизонтальной консольной фрезой

для обеспечения процесса самоизмельчения в мельницах необходимо добавлять крупные фракции, добытые буровзрывным способом.

Добычные комбайны для открытых горных работ, помимо обеспечения высокой мобильности и селективности обработки забоев, позволяют достичь высокого уровня поточности горного производства с конвейерным транспортом в сочетании с автоматизацией добычных, погрузочных и транспортных операций и возможности использования дистанционного управления.

Комбайновая технология формирует целый комплекс предпосылок для обеспечения экологической чистоты технологических процессов и повышения экономической эффективности открытых горных работ.

Отпадает необходимость ведения буровзрывных работ, а вместе с ними доставки взрывчатых материалов, строительства и эксплуатации базисного и расходного складов взрывчатого материала, применения взрывчатых веществ с соответствующими негативными последствиями выброса в атмосферу вредных газообразных продуктов взрыва, использования буровых станков, исключаются простои оборудования и его перемещение при массовых взрывах.

Исключение влияния взрывных работ на устойчивость уступов и бортов карьеров обеспечивает возможность их отстройки под более крутыми углами с уменьшением объема вскрышных работ, что вместе с сокращением ширины рабочих площадок ввиду отсутствия развала горной массы приводит к снижению текущего коэффициента вскрыши, сокращению срока и объема горнокапитальных и подготовительных работ. Повышается безопасность ведения горных работ.

Технология добычи кимберлитов фрезерными комбайнами по безвзрывной технологии основана на опыте использования фрезерных комбайнов фирмы «Виртген» на карьерах строительных материалов на отечественных и зарубежных карьерах.

Добычные комбайны послойного фрезерования представляют собой компактный мобильный агрегат на гусеничном ходу с небольшой глубиной фрезерования, реализующий технологические процессы механического отделения породы от массива методом резания, дробления и погрузки горной массы консольным конвейером в средства транспорта. Рабочий орган, управляемый гидросистемой, включает в себя шнековый барабан, оснащенный штыревыми резцами, расположенными по винтовой линии, и армированными вставками из кобальтвольфрамового твердого сплава.

Данная технология была успешно испытана в условиях кимберлитовых месторождений Якутии трубки «Юбилейная».

Это месторождение представлено следующими видами кимберлитов: брекчия расщепления желто-коричневого цвета, брекчия расщепления серого цвета, автолитовая брекчия, брекчие-видный кимберлит. Крепость указанных кимберлитов составила от 16 до 89 МПа, объемный вес — 2,28–2,31 т/м³.

Технология разработки представляется в двух вариантах:

- ✧ руда непосредственно загружается в автотранспорт (рис. 3.31);
- ✧ руда комбайном разгружается в продольный штабель, из которого автопогрузчиками загружается в средства транспорта.

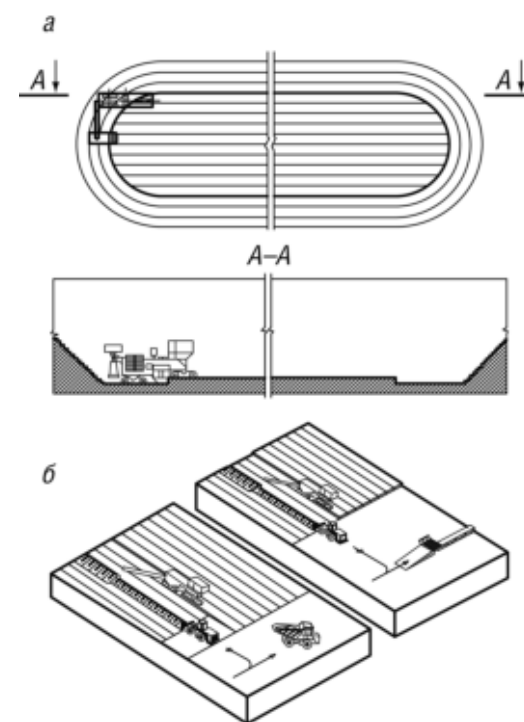


Рис. 3.31. Технология разработки фрезерным комбайном:
а – с погрузкой в автотранспорт,
б – со штабелированием кимберлита на рабочей площадке

Глубина фрезерования комбайном 2600SM фирмы «Виртген» составляла 25 см, производительность при разгрузке в штабель — 2200 тыс. м³ в смену (12 ч).

В первом случае комбайн должен останавливаться во время обмена самосвалов или длина участка фрезерования должна соответствовать времени загрузки транспортного средства. Обмен самосвалов происходит во время разворота комбайна в новую заходку.

Эффективность применения безвзрывной технологии послойным фрезерованием кимберлита характеризуется повышением сохранности кристаллов алмазов на 10%.

Сравнение способов разрушения кимберлита по энергозатратам приведено в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Энергозатраты способов разрушения кимберлита

| Способ разрушения и используемый механизм | Вид исполнительного органа или тип БВ | Удельная энергоёмкость разрушения, (кВт·ч)/м ³ | Средний диаметр куска кимберлита, см |
|---|--|---|--------------------------------------|
| Взрывное дробление | Гранулит П | 0,47 | 16,5 |
| | Экспериментальные заряды | 0,49 | 22,9 |
| | Граммонит 30/70 | 0,46 | 23,6 |
| Бульдозерное рыление | Однозубовая стойка | 9,5 | 46,0 |
| Взрывное дробление | Граммонит 79/21 | 0,5 | 24,0 |
| Карьерный комбайн | Барабанный | 10,6 | 3,3 |
| Взрывное дробление | Гранулит АС-8 | 0,53 | 11,8 |
| Проходческий комбайн легкого типа | Коническая коронка | 0,86 | 3,5 |
| Взрывное дробление | Гранулит АС-8 | 0,64 | 27,0 |
| Проходческий комбайн тяжелого типа | Коническая коронка | 0,71 | 2,6 |
| Взрывное дробление | Граммонит 79/21 | 0,45 | 28,2 |
| | Скважинное бурение (оценка продукта по обогащенному шламу) | Экспериментальное долото | 85,5 |
| | Шарошечное долото | 128,9 | 0,3 |

Примеры технологии добычных работ на алмазных карьерах

Алмазная трубка «Удачная»

Кимберлитовая трубка «Удачная» находится в центральной части Далдыно-Алакитского алмазоносного района на левом берегу ручья Пиропового в Якутии.

Климат района резко континентальный с продолжительной холодной зимой, коротким жарким летом и кратковременными переходными периодами. Среднегодовая температура воздуха составляет $-13,8^{\circ}\text{C}$. Амплитуда колебаний экстремальных температур воздуха составляет от -65°C (январь) до $+35^{\circ}\text{C}$ (июнь).

Среднегодовая сумма осадков составляет 27 мм. Наибольшее количество осадков выпадает в летний и осенний период. Зима малоснежная. В зимнее время часто наблюдаются туманы.

Наибольшая скорость ветра 22 м/с.

В геологическом строении района месторождения принимают участие среднекембрийские массивные доломиты с подчиненными прослойками известняков,

аргиллитов и глинисто-алевролитовых известняков. Изверженные породы в районе представлены траппами и кимберлитами.

Месторождение трубки «Удачная» состоит из двух сопряженных тел трубчатой формы. Восточное тело представлено базальтоидным, западное – брекчиевидным структурно-петрографическим типом кимберлита.

Кимберлиты и вмещающие породы характеризуются повышенной трещиноватостью с шириной трещин в кимберлитах до 20 см, во вмещающих породах до 40 см. Все трещины заполнены льдом.

Объемный вес кимберлита $2,37-2,44 \text{ т/м}^3$. Коэффициент крепости по проф. М.М.Протодеяконову 5–6, вмещающих пород 5–7.

В толще пород имеются газовые и нефтяные проявления.

Гидрогеологические условия определяются водоносным комплексом с водопритокком летом $350 \text{ м}^3/\text{ч}$, зимой $50 \text{ м}^3/\text{ч}$ с высокой степенью минерализации до 350 г/л и напором до 50 м.

Вечная мерзлота распространяется на глубину 400 м. В весенне-летний период происходит оттаивание пород на глубину 1,5 м.

Вскрышные работы производятся механическими лопатами с буровзрывной подготовкой и автомобильным транспортом вскрыши на внешние отвалы. Добычной технологической поток аналогичен вскрышному, но со шдающейся взрывной подготовкой кимберлита (рис. 3.32).

Алмазная трубка «Архангельская»

Месторождение находится в Архангельской области в пределах западной части Беломоро-Кулойского плато в верховьях реки Золотица с притоками Светлой и Белой. Территория представляет собой сильно заболоченную и залесянную полого-волнистую равнину. Климатические условия определяются влиянием Арктики и Белого моря. Зимой температура в среднем $-15-25^{\circ}\text{C}$, летом $+10-15^{\circ}\text{C}$. Среднегодовая температура около 0°C .

Трубка занимает крайнее положение на южном фланге месторождения и по своим размерам относится к крупным рудным залежам.

Под перекрывающими отложениями мощностью 28–30 м в плане трубка имеет грушевидную форму. Рудовмещающие породы относятся к позднеархейскому и позднепротерозойскому периодам. Рудное тело представлено автолитовыми брекчиями.

Гидрогеологические условия сложные. Над трубкой протекает ручей Светлый. Подземные воды с хлоридно-гидрокарбонатной натриевой минерализацией $0,26-0,52 \text{ г/л}$.

Отработка месторождения проектируется открытым способом на глубину 390 м. Горные работы на вскрыше и добыче полезного ископаемого предполагается проводить гидравлическими экскаваторами с прямой и обратной лопатами без буровзрывных работ и автомобильным транспортом (рис. 3.33).

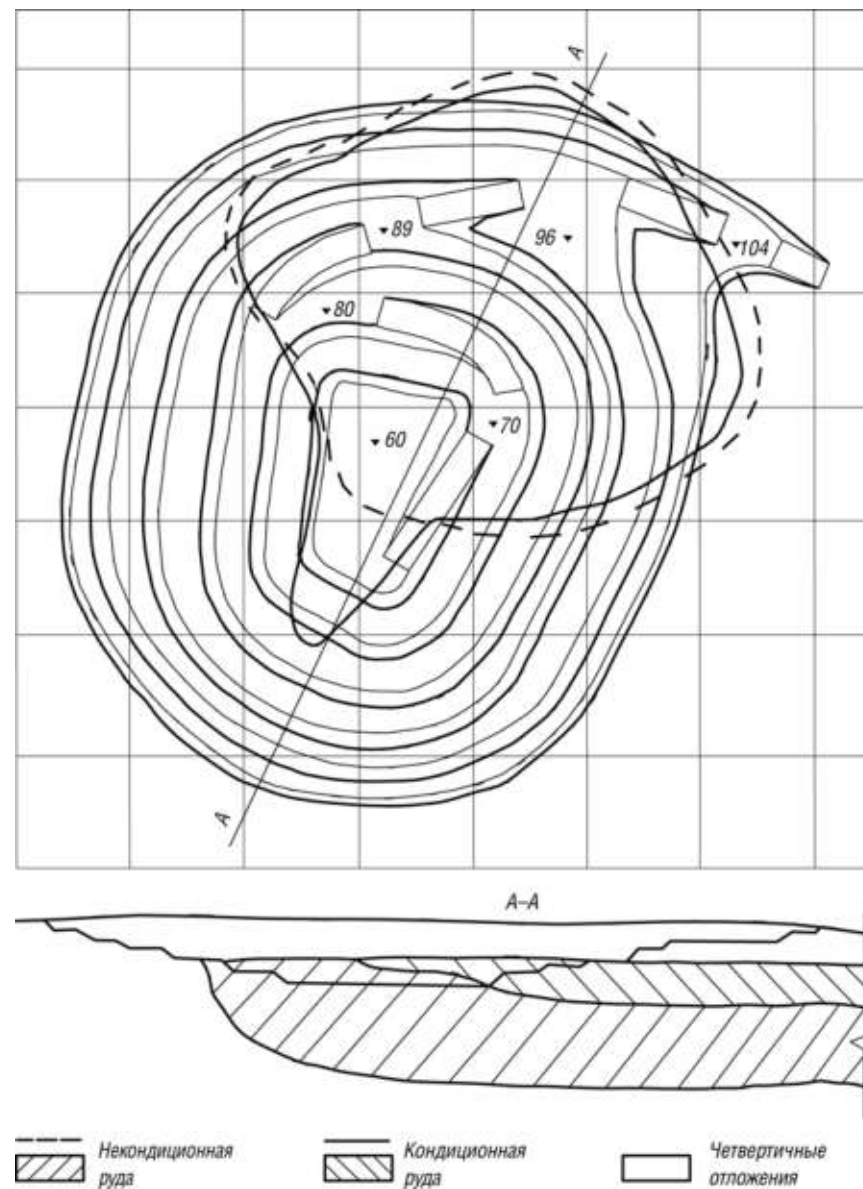
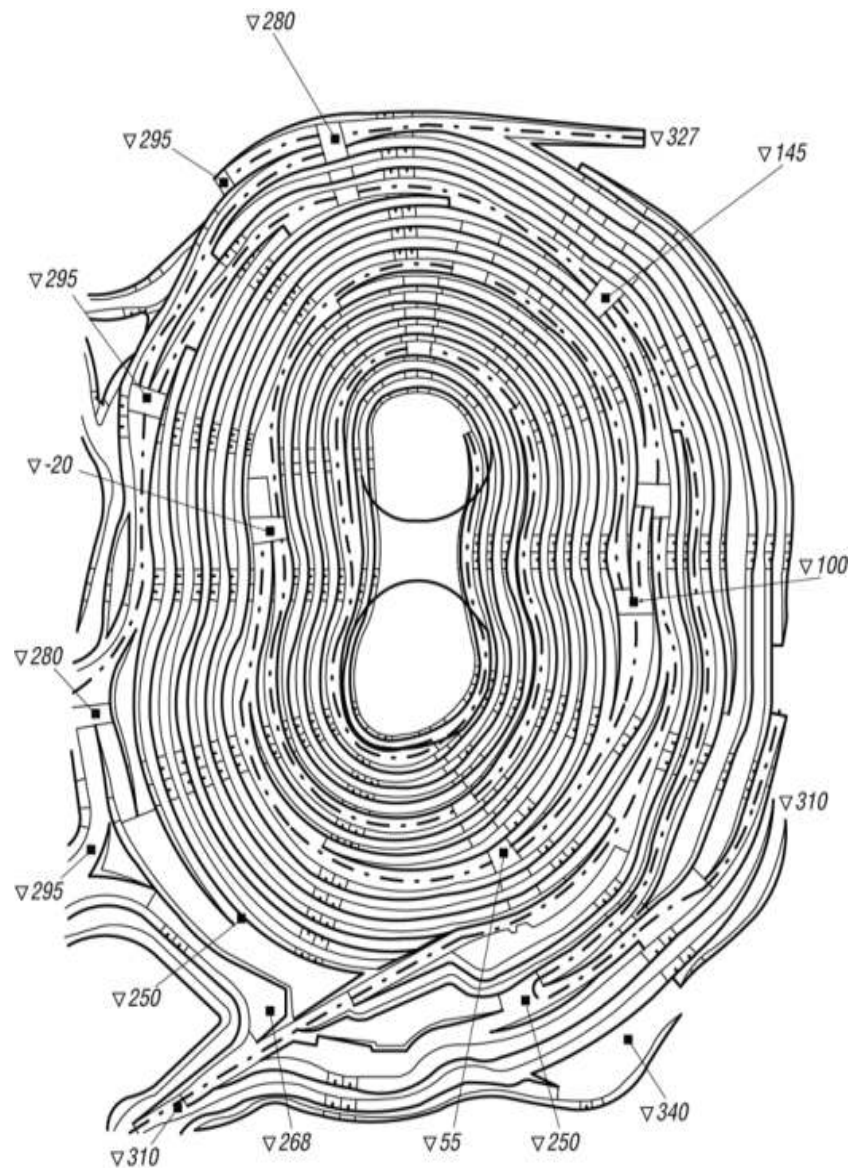


Рис. 3.32. План карьера «Удачный» до глубины 600 м

Рис. 3.33. Опытный карьер на месторождении трубки «Архангельская»

3.12. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ

Технология добычных работ и разработки россыпей алмазов, золота, касситерита определяется видом применяемой механизации: драги, экскаваторы, бульдозеры, скреперы и гидромониторы.

Алмазы и золото из россыпей в России добывают с древних времен.

Разработка россыпей драгами применяется на выдержанных по мощности россыпях (не менее 1,5 м) с большим простиранием, запасы которых обеспечивают длительную эксплуатацию драги на месторождении в течение 15–20 лет в песках без крупных включений валунов.

Технология добычных работ драгой складывается из подготовительных и собственно добычных работ. Подготовка, после производства вскрышных работ (удалении торфов), заключается в сооружении котлована и постоянном обеспечении его водой с подачей 100–150 л/с. При отсутствии поблизости естественных водоемов сооружаются специальные водосборники, из которых вода по трубам или насосам подается на дренажный полигон. Глубина котлована, заполненного водой, должна определяться исходя из того, что понтон драги находится на 1–1,5 м от поверхности россыпи.

Рабочим местом драги является ее забой, который имеет криволинейную форму. Геометрические размеры забоя зависят от параметров драги и характеристики разрабатываемых горных пород.

Конструкция забоя должна обеспечивать наибольшую производительность драги. Это достигается установлением рациональных размеров забоя (в первую очередь глубины черпания и ширины забоя).

Различают два основных способа разработки забоев драгами — послойный и подбойный (рис. 3.34). Послойная разработка заключается

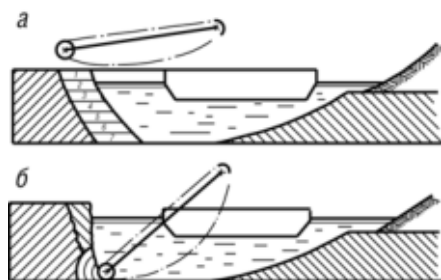


Рис. 3.34. Способы разработки забоев:
а – послойный, б – подбойный

в выемке горизонтальных слоев сверху вниз по всей ширине забоя на длину, соответствующую разовому уходу драги и длине ее рабочего органа. При послойной разработке забоя на драгу для извлечения полезного компонента поступает однородный материал из каждого горизонтального слоя небольшой толщины. Подбойную разработку начинают с подошвы забоя. Вследствие

этого верхняя часть забоя самопроизвольно обрушается и полезное ископаемое добывается с подошвы забоя из-под воды. При подбойной разработке забоя на драгу поступают смешанные пески среднего состава. Послойный и подбойный способы разработки забоя применяют в зависимости от местных условий, однако большим распространением пользуется послойный способ. В общем случае высота дражного забоя состоит из надводной и подводной частей (рис. 3.35).

Глубина разработки подводной части забоя зависит от длины черпаковой рамы драги и определяется по формуле

$$h = L \sin \alpha + r - m - f,$$

где L — длина черпаковой рамы, т. е. расстояние между центрами верхнего и нижнего барабанов, м;

α — угол наклона черпаковой рамы к горизонту, который не превышает 45° ;

r — радиус резания черпака, или расстояние от центра черпакового барабана до режущей кромки черпака, м;

f — фриборт понтона, м.

Глубина разработки подводной части забоя драгами мелкого черпания не превышает 8 м, среднего — до 18 м и глубокого — более 18 м.

Высота надводного борта забоя не должна превышать допустимый подъем черпаковой рамы драги.

В процессе работы драга совершает непрерывные боковые перемещения в забое и по мере его отработки периодически продвигается вперед.

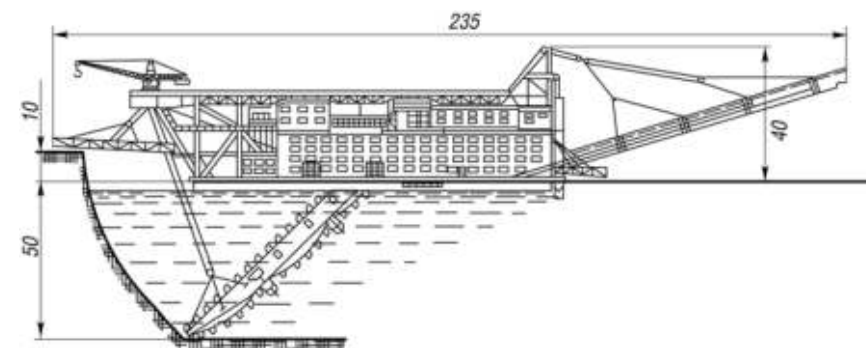


Рис. 3.35. Забой драги

Маневрирование драги в забое и ее поступательное продвижение осуществляются на канатах или на сваях.

Канатная драга снабжена пятью канатами, управляемыми маневровыми лебедками, расположенными на понтоне. Все канаты заякорены на поверхности: четыре попарно на бортах разреза и пятый впереди забоя, по ходу драги. Бортовые канаты служат для маневрирования драги в забое, головной канат — для поступательного продвижения драги. Разовый уход драги вперед составляет 1–3 м (рис. 3.36).

Свайная драга снабжена двумя бортовыми канатами для маневрирования в забое и двумя сваями для поступательного продвижения; свая является также пунктом поворота драги при ее боковых перемещениях в забое. Подтягивая один и ослабляя другой из бортовых канатов, драга, опираясь на одну из свай (1), поворачивается своей носовой частью в забое. Для поступательного продвижения опускают другую свая (2) и поднимают первую (1); затем после соответствующей отработки забоя и поворота драги относительно сваи (2) опускают первую свая в новое положение (1') и освобождают вторую (2'). Так осуществляют продвижение драги на один шаг (1–1'), составляющий обычно 1,5–7 м.

Плавное без толчков черпание рудной массы достигается при условии, когда одновременно с забоем соприкасаются не менее трех черпаков: первый в положении выхода из забоя, второй в положении наполнения и третий в положении входа в забой.

В общем случае число черпаков, находящихся в соприкосновении с забоем,

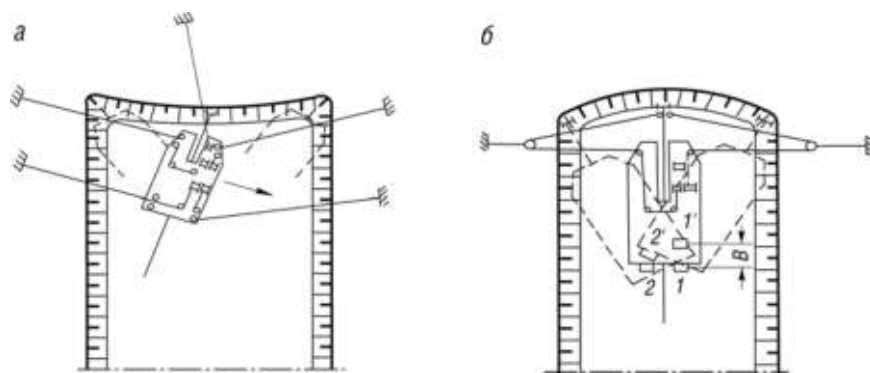


Рис. 3.36. Маневрирование драги: а – на канатах, б – на сваях; 1 – опущенная свая, 2 – подтянутая свая, в – уход драги (величина подшагивания)

$$n = \frac{l_{\text{п}}}{t_{\text{ц}}},$$

где $l_{\text{п}}$ – длина пути наполнения черпаков, м;
 $t_{\text{ц}}$ – шаг черпаковой цепи, м.

Ширина забоя для свайных драг

$$B = 2R \sin \beta_1, \text{ м},$$

где R – радиус черпания драги на уровне воды в разрезе, м;
 β_1 – половина наибольшего рабочего угла маневрирования драги, град.

Наибольшие рабочие углы маневрирования в зависимости от условий разработки россыпи находятся в следующих пределах: для 380-литровой драги глубокого черпания 61–121°; для 380-литровой драги среднего черпания 115–147°; для 250-литровой драги 105–143°; для 210-литровой драги 80–142°. Для канатных драг ширина забоя составляет 100–120 м.

В зависимости от характера россыпи и крупности содержащихся в ней ценных компонентов обогащение осуществляют по одной из следующих технологических схем:

- с поперечными и продольными шлюзами;
- с отсадочными машинами;
- с винтовыми сепараторами.

При извлечении из полезного ископаемого труднопромываемых песков в схему аппаратов включают корытные мойки, вибрационные грохоты, гидравлический вальгерд.

Весь добываемый песок через завалочный люк поступает в бочку, представляющую собой цилиндрический барабанный грохот с отверстиями диаметром в зависимости от гранулометрического состава песков 9–20 мм или 6–40 мм.

В бочке пески размываются напорной водой под давлением 1–4 атм. На промывку 1 м³ песка расходуют от 5 до 12 м³ воды. При этом мелкие фракции песка проваливаются в отверстия бочки и попадают на охватывающий ее снизу кожух; крупная галька беспрепятственно проходит бочку и по галечному лотку поступает на галечный конвейер, а оттуда в отвал, расположенный позади драги.

Пески из кожуха через распределитель, являющийся его продолжением, поступают на наклонные (под углом 5°30'–6°) шлюзы, расположенные

по обеим сторонам бочки в один, иногда в два яруса, на которых производится улавливание металла. Реже, обычно при разработке оловянных россыпей, вместо шлюзов используют отсадочные машины. Для задержания металла на шлюзах применяют различные приспособления — трафареты, сетки, маты, ртутные ловушки и др.

Хвосты обогащения (эфель) драги отводят в отвал хвостовыми колодами, выступающими за корму понтона на 4–12 м.

За кормой создаются двухслойные отвалы: внизу от основания до поверхности воды — эфельные отвалы (хвосты); сверху — отвалы крупной гали, уложенной конвейерным отвалообразователем.

Техническая производительность драги за час непрерывной работы

$$Q = \frac{60Vkn}{k_p}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где V — вместимость черпака, м^3 ;

k — средний коэффициент наполнения черпаков (летом $k = 0,5–0,7$, зимой — $0,3–0,4$);

n — количество черпаков, проходящих в минуту через верхний черпаковый барабан;

k_p — коэффициент разрыхления ($k_p = 1,2–1,25$).

Производительность крупных драг достигает 12 тыс. м^3 песка в сутки, а в год до 4 млн м^3 .

При определении производительности драги учитывают характер горных пород, степень автоматизации, климатические условия района и др.

Технология разработки дражного полигона характеризуется направлением перемещения забоев (поперечное или продольное) и формой забоя (одинарный, сдвоенный и др.) (рис. 3.37).

При поперечных ходах россыпь разрабатывается отдельными полосами по ее ширине — от одного борта к другому. Основным достоинством этого варианта систем разработки является полнота выемки россыпи в бортах разреза, основным недостатком — частые перемены направления работы драги в связи с небольшой длиной отдельных ходов.

При продольных ходах драги узкую россыпь разрабатывают по ее длине по падению или восстанию. Уклон основания россыпного месторождения, разрабатываемого драгами, обычно не превышает $50–60^\circ/00$. Ширина дражного забоя здесь равна ширине россыпи. Основным

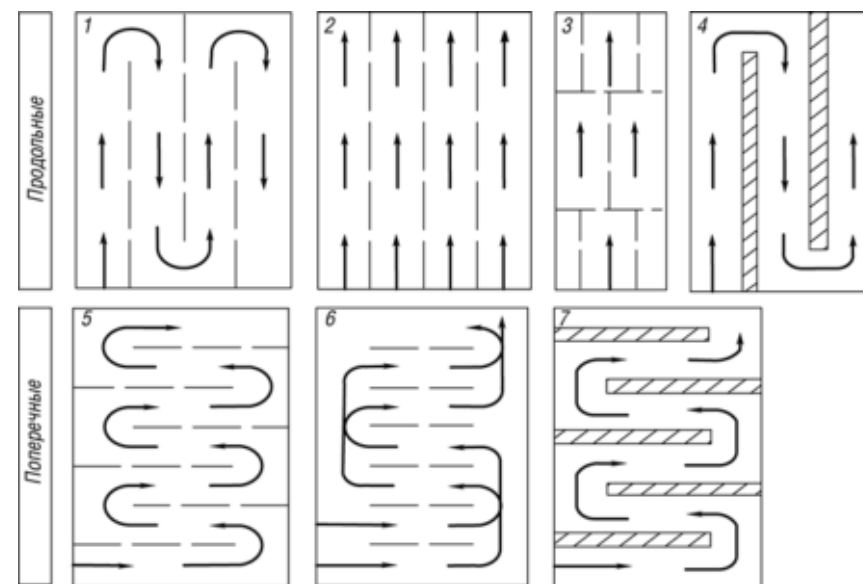


Рис. 3.37. Схемы работы драги в пределах полигона

достоинством этого способа является постоянство направления движения драги, основным недостатком — неполнота отработки бортов россыпи.

Обычно направление хода драги принимают по падению при разработке ненарушенных россыпных месторождений и по восстанию при разработке месторождений, нарушенных старыми работами.

Выемка песков землесосными драгами обычно производится послойно. При большой мощности россыпи надводную часть забоев разрушают разрыхлителем или струей воды.

Разработка россыпей экскаваторами применяется практически в любых условиях. Для разделения добычных работ и процессов извлечения полезного компонента возможно применение комплекта из драглайна и обогатительного комплекса — промывочного прибора. Прибор может находиться на понтоне в котловане с водой, как в случае применения драги, и на борту полигона. Мойку в котловане размещают на участках россыпи, имеющих наибольшие запасы (на 3–4 года), с пониженным содержанием полезного компонента и при повторной разработке старых дражных полигонов.

Технология добычных работ заключается в выемке песков драглайном с нижним черпанием из затопленного забоя и загрузки их в бункер.

При размещении мойки на борту полигона технология добычных работ не отличается от обычной.

Добычные работы, производимые с применением драглайна, могут быть совмещены со вскрышными работами (удалением торфов) в системе экскаватор–карьер (рис. 3.38).

В этой системе пески могут складироваться драглайном в штабеля, располагаемые на борту полигона или в выработанном пространстве на поверхности внутренних отвалов. Из штабеля пески поступают непосредственно на промывку в передвижную мойку или доставляются до нее погрузчиками или средствами транспорта.

Для выемочно-погрузочных работ при добыче песков могут применяться механические лопаты с небольшой вместимостью ковша и погрузчики с автомобильным конвейерным и гидравлическим транспортом.

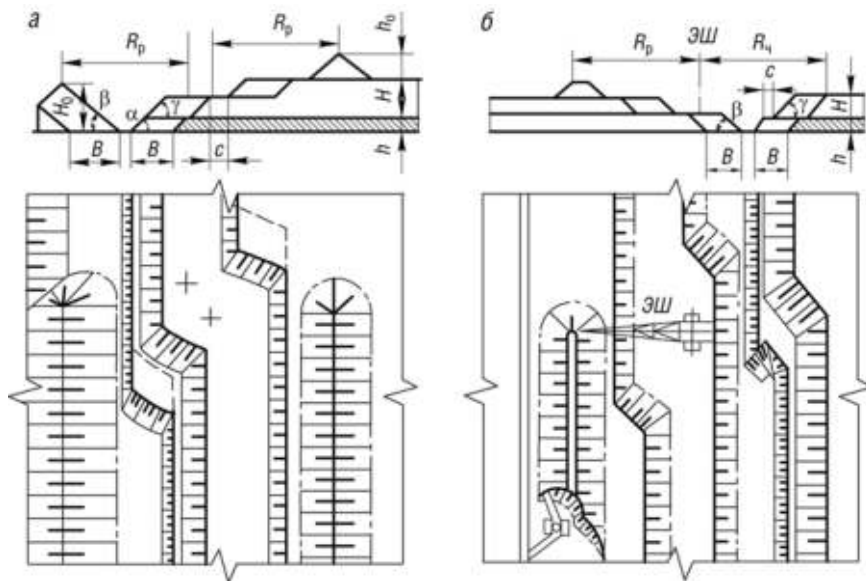


Рис. 3.38. Технологические схемы производства добычных работ драглайном с размещением песков на кровле вскрышного уступа (а) и на поверхности отвалов (б)

Разработка россыпей бульдозерами и скреперами. Бульдозеры на разработке россыпей используются в комплекте с экскаваторами или самостоятельно. Технология выемки песков бульдозерами заключается в снятии тонкими слоями продуктивной толщи поперечными, продольными и радиальными ходами относительно оси полигона и транспортировании ее в приемный бункер для погрузки в средства транспорта. Ширина полигона при бульдозерной обработке составляет 50–60 м. Среднее расстояние транспортирования песков бульдозером до пункта погрузки не превышает 100 м. При многолетнемерзлых песках бульдозер попеременно осуществляет рыхление забоя и выемку пород.

Технология разработки скрепером аналогична бульдозерной: скрепер срезает слой продуктивной толщи, заполняя ковш, транспортирует ее к бункеру, из которого пески чаще всего конвейером подаются на промывочный прибор. Для уменьшения частоты передвижки промывочного прибора разрабатываемые бульдозером или скрепером пески от погрузочного бункера могут доставляться автотранспортом. Имеется опыт использования скрепера одновременно на вскрыше торфов и добыче песков (рис. 3.39).

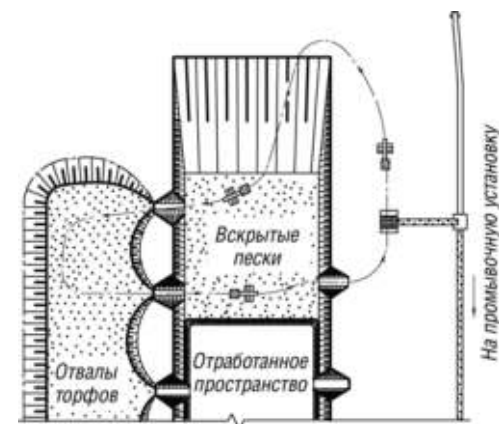


Рис. 3.39. Технологическая схема разработки россыпей скреперами при одновременном производстве вскрышных и добычных работ в одном цикле

Разработка россыпей гидромониторами распространена при хорошей способности песков к размыву напорной струей воды и их транспортировании в потоке воды и при наличии источников водо- и электроснабжения.

Технология добычных работ гидромониторами заключается в размыве уступа россыпи, насыщении песков водой и подаче их в виде пульпы по каналам на промывку. Достоинством разработки средствами гидромеханизации является попутная дезинтеграция песков в пульпе и отделение глинистых частиц во время перемещения ее к промывочному прибору.

Во многих случаях для уменьшения расхода воды на гидромониторное разрушение уступа массив подвергают предварительному рыхлению тракторными рыхлителями, бульдозерами или экскаваторами. Гидромониторный размыв с гидротранспортом успешно используется в описанных выше технологических схемах разработки россыпей драглайнами, в которых штабель песка размывается гидромониторами и гидротранспортом доставляется на промывочный прибор.

3.13. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ ХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

К химическим рудам относятся апатитовые, фосфоритовые, серные руды и соли. Технология добычных работ на месторождениях этих руд определяется природными условиями.

Апатитовые месторождения находятся в суровых климатических и сложных топографических условиях в Хибинах на Кольском полуострове. Открытым способом эти месторождения разрабатываются с 1937 г. Среди них Кукисвумчорр, Юкспор, Расвумчерр-Цирк. Плато-Расвумчерр и Коашва.

Технология добычных работ производится с буровзрывной подготовкой руды к выемке, экскавация взорванной горной массы- карьерными экскаваторами с погрузкой в автотранспорт, который доставляет ее на нагорных карьерах (Плато-Расвумчерр и Расвумчорр-Цирк) до рудоспусков и далее до обогатительной фабрики железнодорожным транспортом. На карьерах расположенных в пониженных участках Хибин, – транспортировка руды от забоев до перегрузочного пункта на железнодорожный производится автотранспортом.

Особенностью добычных работ на комбинате «Апатит», который осуществляет разработку этих месторождений открытым и подземным способами с различным содержанием как по месторождениям, так и забоям, заключается в обеспечении доставки на обогатительную фабрику руды с постоянным содержанием полезного компонента P_2O_5 . Это достигается усреднением содержания P_2O_5 подачей в бункер обогатительной фабрики железнодорожных составов от разных рудников в строгом порядке, обеспечивающим усреднение содержания в рудопотоке обогатительной фабрики при бункеризации, дроблении и измельчении руды до процесса флотации.

Добычные работы на *фосфоритовых месторождениях* платформенного типа связаны с необходимостью раздельной выемки полезного ископаемого и пропластков пустых пород. На этих месторождениях часто крепость

руды и пропластков существенно отличается. В этом случае эффективно применение слоевой выемки фрезерными экскаваторами или многоковшовыми экскаваторами с повышенными усилиями резания.

При добычных работах на *серных карьерах* при вскрытии пласта начинается выделение сернистого газа. Для уменьшения этого явления при вскрышных работах на продуктивном пласте оставляется предохранительный слой породы, который при разработке забоя роторным экскаватором удаляется в первую очередь. При разработке забоя одноковшовыми экскаваторами удаление покрывающего слоя производится бульдозером. В любом случае в технологический процесс добычных работ на серных карьерах включается обязательное постоянное местное проветривание забоя вентиляторными установками.

Добыча солей (галита, мирабилита, хлортстого лития, сульфата натрия и калия, брома) производится на солепромыслах озерного происхождения. Добыча производится комбайнами с погрузкой в железнодорожный транспорт узкой колеи с доставкой до складов или обогатительных установок. Особенность добычных работ этих полезных ископаемых заключается в регулировании процессов выпаривания соли из рассолов, ее осаждения на рабочем пространстве и организации собственно добычных работ.

Примеры добычных работ на карьерах химического сырья

Апатитовое месторождение «Плато-Расвумчерр»

Апатитовое месторождение в Хибинах расположено в Заполярье на Кольском полуострове. Здесь среднегодовая температура составляет – 4 °С, число дней с морозом 250–280, с метелями 160 –170, с туманом 250–260, со штормовыми ветрами 50–60. Влажность воздуха не бывает ниже 85–90%. Много выпадает снега, что ведет к снежным заносам и сходу снежных лавин.

Рельеф месторождения представляет собой плато, которое в северном направлении полого падает на 300 м от абсолютной отметки 1050 м до отметки 750 м, а в остальных направлениях падает почти на такую же высоту, но с образованием крутых скалистых обрывов.

Месторождение «Плато Расвумчорр» среди апатитовых месторождений Хибинской апатитовой дуги является самым крупным и имеет размеры: по простиранию 2050 м, вкрест простирания 1400 м. Форма залежи пластообразная. В верхней своей части на всем протяжении участка, а также в долине Расвума (по падению) залежь обнажается на земной поверхности или прикрыта тонким слоем (мощностью не более 2 м) морены и делювия. Вертикальная мощность

самой залежи колеблется от 20 до 175 м, составляя в среднем по участку 60 м. В геологическом отношении участок содержит сложный комплекс изверженных пород трех основных интрузивных фаз: рихсчорриты, ийолит-уртиты, породы апатито-нефелиновой залежи.

Плотность: апатито-нефелиновых руд — $3,0 \text{ т/м}^3$, покрывающих пород — $2,8 \text{ т/м}^3$ и подстилающих — 3 т/м^3 . Плотность морены и каменной насыпи $2,2 \text{ т/м}^3$. Крепость всех руд по шкале проф. М.М.Протодяконова 6–8, пород — 10. Средний коэффициент вскрыши в целом по карьере составляет $1,32 \text{ м}^3/\text{м}^3$, или $1,28 \text{ т/т}$.

Комплект оборудования добычного технологического потока: буровые станки СБШ-250, экскаваторы ЭКГ-8И, автотранспорт БелАЗ-540 до 600 метровых рудоспусков, далее железнодорожный транспорт думпкарами 180 т до обогатительной фабрики.

Егорьевский фосфоритовый карьер

Егорьевский фосфоритовый рудник расположен в Московской области, в 12 км от г. Воскресенска.

Территория карьера представляет собой равнину с довольно хорошо развитой речной и овражно-балочной сетью, покрытую смешанным лесом, а у оснований речных долин иногда заболоченную.

Климат района умеренно континентальный. Среднегодовая температура $+3-4 \text{ }^\circ\text{C}$. Среднегодовое количество осадков 538 мм.

Месторождение представляет собой пластовую залежь, состоящую из двух пластов, разделенных прослоем в одних местах глины, в других песка.

Залежь расчленена на участки Лево-Таракановский, Право-Таракановский и Правобережный, расположенные по берегам р. Медведки, и Жуково-Новочеркасский участок, расположенный на водоразделе рек Медведки и Семиславки.

Общая мощность продуктивных фосфоритных слоев колеблется от 1,16 до 1,48 м. Разделяющий их слой глауконитового песка имеет мощность 1,6–1,9 м.

Пласты залегают горизонтально на глубине 3–15 м и более в зависимости от рельефа поверхности. Вскрышные породы рыхлые и представлены суглинками, супесями, глинами и песками. Породы водоносны, неустойчивы.

Фосфориты верхнего слоя относятся к песчано-глауконитовому типу. Удельный вес фосфоритовых желваков 2,54; зеленовато-серые желваки рассеяны в сероатой песчано-глинистой породе.

Фосфориты нижнего горизонта (объемный вес $2,46 \text{ т/м}^3$) подстилаются черной слюистой глиной. Содержание фосфоритного ангидрита в руде около 15%.

Разработка Егорьевского фосфоритового месторождения осуществляется полноповоротным многочерпаковым экскаватором, который поочередно выполняет вскрышные работы с перемещением вскрыши в выработанное

пространство и селективно добычные работы с погрузкой руды в железнодорожный транспорт узкой колеи (рис. 3.40).

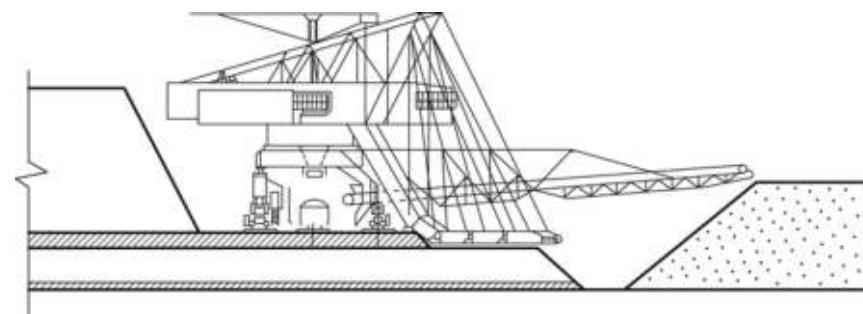


Рис. 3.40. Добычные работы на Егорьевском фосфоритовом карьере.

Карьер по добыче серы

Рудная залежь месторождения представляет собой выдержанный по мощности пласт горизонтального залегания и состоит из двух горизонтов: известняково-вверху и песчанистого внизу.

Толща известняков, к которой в основном приурочено промышленное серное оруденение, покрывается мощной до 99 м толщиной глинистых и песчано-глинистых отложений и прослоев мергелей мощностью до 0,7 м.

Объемный вес пород глинисто-песчанистой толщи $1,6 \text{ т/м}^3$; коэффициент разрыхления 1,2. Объемный вес пород глинистой толщи $2,4 \text{ т/м}^3$; коэффициент разрыхления 1,35.

Глинистая толща характеризуется наличием трещин и плоскостей скольжения, создающих возможность возникновения оползней в бортах карьера, особенно под влиянием дождей. Мощность 5,0–20,0 м.

Известняковый рудный горизонт мощностью до 20,0 м сложен в основном содержащими серу известняками с присутствием небольшого количества мергеля и глин в виде линз и прослоев.

Объемный вес руды $2,3 \text{ т/м}^3$; коэффициент разрыхления 1,4.

Пласт известняков подстилается пачкой чередующихся между собой содержащих серу песчаников и песков.

Район месторождения значительно обводнен и требует тщательного осушения.

Рудная залежь выделяет при обнажении газ — сероводород, что требует специальных мероприятий по проветриванию карьера.

Климат района мягкий. Среднегодовое количество осадков 560 мм. Среднегодовая температура воздуха $+7,2 \text{ }^\circ\text{C}$.

Проект разработки месторождения был составлен для комбинированной системы в четырех вариантах.

I вариант. Вскрышные работы ведутся тремя экскаваторами ЭШ-14/75 с перевалкой вскрышных пород в выработанное пространство. Разработка верхнего горизонта производится экскаватором ЭВГ-6 с погрузкой породы в средства автотранспорта и вывозкой ее на внешние отвалы.

Выемка руды производится экскаватором ЭКГ-4.

II вариант. Вскрышные работы ведутся четырьмя экскаваторами ЭШ-14/75 с двойной переэкскавацией. Разработка верхнего горизонта—экскаваторами ЭКГ-4 с перевозкой вскрыши на внешние отвалы автотранспортом.

III вариант. Вскрышные работы ведутся двумя экскаваторами ЭШ-25/100, разработка верхнего горизонта — экскаватором ЭКГ-4 с перевозкой вскрыши автотранспортом на внешние отвалы.

IV вариант. Вскрышные работы ведутся многочерпаковым экскаватором с отвальным мостом и экскаватором ЭШ-14/75, разработка верхнего горизонта — экскаватором ЭКГ-4 с перевозкой вскрыши автотранспортом на внешние отвалы.

Третий вариант проекта, в котором на вскрышных работах принята комбинированная система разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство экскаватором ЭШ-25/100 и разработка верхнего горизонта механической лопатой ЭКГ-4 с перевозкой вскрыши на внешние отвалы автотранспортом, является наиболее экономичным и позволяет ввести предприятие в эксплуатацию в короткий срок (рис. 3.41).

3.14 ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ БЛОЧНОГО КАМНЯ

Природный камень используется человеком со времен каменного века (2,6 млн лет назад) для бытовых целей (наконечники стрел, топоры, микролиты) и для строительства жилищ, храмов, крепостей. Металл заменил камень только 4 тыс. лет назад.

В настоящее время для строительства используются: мрамор, известняк, туф, травертин, гранит, базальт, диабаз, кварцит, песчаник, лабрадорит, диорит.

Технология добычи блочного камня разделяется по способу отделения блоков от массива на взрывной и механический.

Взрывной способ отделения блока от массива применяется при разработке весьма крепких пород типа гранитов, диабазов и др.

Для этого блок обуривается шпурами по вертикальным и горизонтальным плоскостям на величину размеров блока, которые устанавливаются в зависимости от будущих изделий и транспортных возможностей.

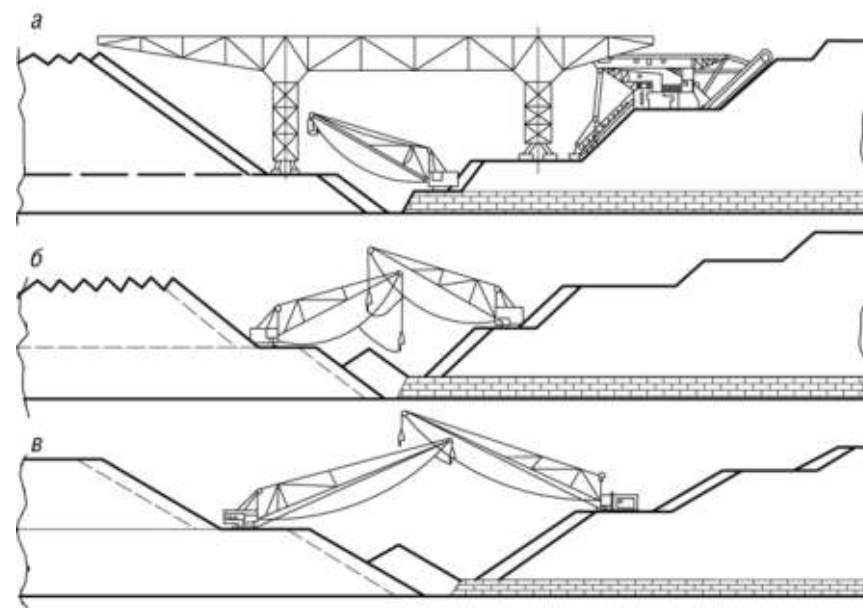


Рис. 3.41. Варианты технологии разработки серного месторождения:

а — с транспортно-отвальным мостом,

б — экскаватором ЭШ-14/75,

в — экскаватором ЭШ-25/100.

Обычно объем блока составляет от 100 до 4000 м³ (рис. 3.42). Расстояние между шпурами устанавливается с целью образования трещины для гладкого откола в пределах 0,1–0,9 м.

В качестве взрывчатого вещества используется низкобризантное взрывчатое вещество, чаще всего черный порох с удельным расходом 0,05–0,3 кг/м³, или мощное взрывчатое вещество типа ТЭНа (детонирующего шнура) в воде.

При использовании детонирующего шнура в водной среде заряд помещается в каждый шпур. Благодаря свойству несжимаемости воды усилие от взрыва сглаживается и равномерно передается на стенки шпура. Учитывая это свойство, для увеличения надежности образования трещины в нужном направлении применяют парные или сдвоенные шпуры, шпуры эллипсовидной формы или специальные конструкции зарядов, в которых детонирующий шнур размещается по противоположным стенкам круглого шпура по линии направления трещины

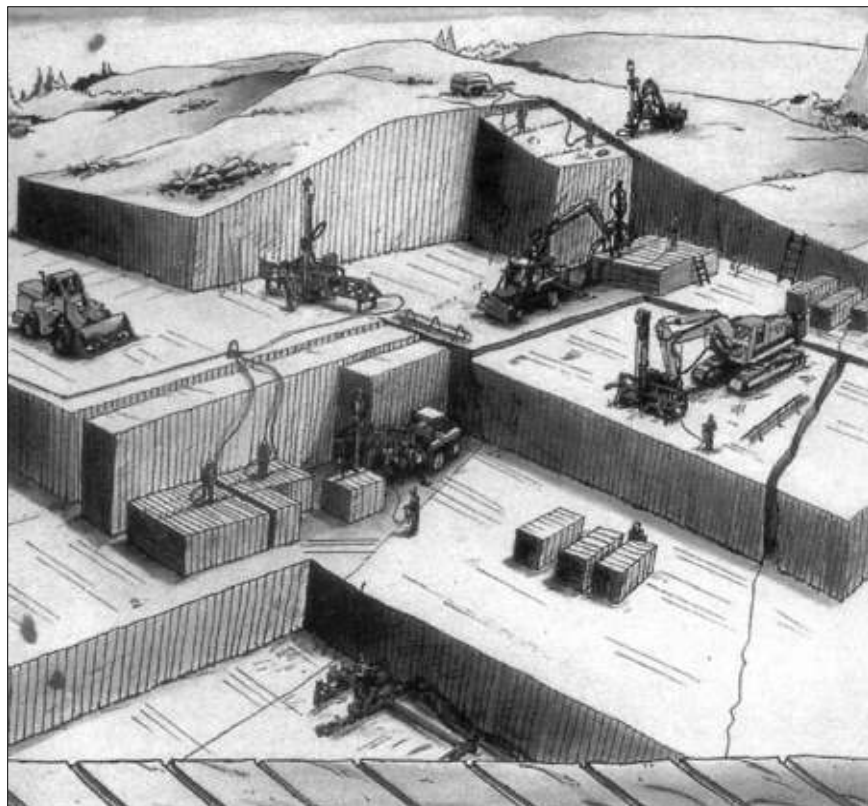


Рис. 3.42. Карьер по добыче каменных блоков буроклиновым способом

в виде линейного накладного заряда. Для этого детонирующие шпуры после помещения в шпур расклиниваются водой в полиэтиленовой оболочке. В центре такой конструкции помещается откольный заряд из детонирующего шнура, который взрывается с замедлением от линейных зарядов:

$$\tau = B/C,$$

где B – ширина отделяемого блока, м;

C – скорость распространения волн напряжений в данной породе, м/с.

В этой технологии расстояние между шпурами можно определить по формуле С.А. Кушко:

$$a = \frac{\sigma_p H L d}{H \left(\sigma_p L + b c_{тр} + \frac{L b \rho k_{тр}}{g} \right) - Q_v^{1+\eta} Q}, \text{ м},$$

где Q_v – потенциальная энергия взрывчатого вещества, кДж/кг;

η – КПД использования энергии взрыва;

Q – масса заряда взрывчатого вещества, кг;

d – диаметр шпура, м;

b – ширина отделяемого блока, м;

σ_p – предел прочности породы на растяжение при динамическом нагружении, МПа;

L – длина отделяемого блока, м;

$c_{тр}$ – сопротивление сдвигу по плоскости трещины, МПа;

$k_{тр}$ – сопротивление сдвигу по горизонтальной трещине, МПа;

ρ – плотность породы, кг/м³;

H – высота отделяемого блока, м.

Отделенный от массива образующимися трещинами блок опрокидывается на площадку на специально подготовленную подушку из щебня гидравлическими домкратами. На площадке блок аналогичной технологией разделяется на отдельные элементы, размеры и вес которых позволяют транспортировать для дальнейшей обработки на камнеобрабатывающем заводе (рис. 3.43).

При разработке базальтового месторождения отделение базальтового блока производится взрыванием зарядов взрывчатого вещества, располагаемого в сооружаемых полостях в породах, подстилающих базальтовый слой.

При производстве бордюрного камня и других дорожных изделий из базальта и гранита эффективно использование бурозарядного агрегата, который обуривает строчку массива, заряжает люющим взрывчатым веществом и взрывает. Отделенный от массива блок погрузчиком загружается в транспортные средства (рис. 3.44).

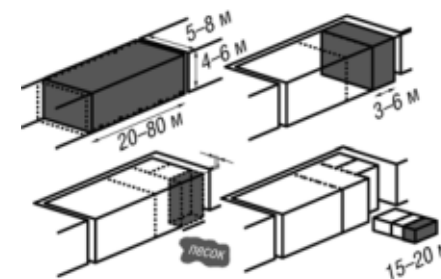


Рис. 3.43. Разделение блоков на элементы

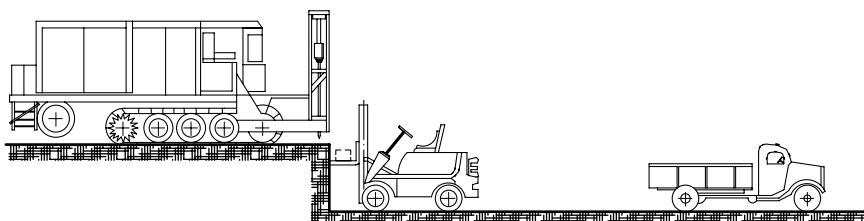


Рис. 3.44. Добыча каменных блоков комбайном

В последнее время для образования щелей в массиве стали использовать терморезаки, принцип действия которых аналогичен термобурению. Техническая возможность образования щели на большую глубину пока небольшая, поэтому этот способ применяется в комбинации со взрывным. В расширенную терморезаком на некоторую глубину щель помещают заряд взрывчатого вещества и взрывают, отделяя таким способом блок от массива.

Механический способ отделения блока от массива включает:

- ✧ отрыв блока от массива по естественным трещинам внедрением в нее клиньев;
- ✧ бурение по контуру отделяемого блока на небольшую глубину шпуров и отрыв его от массива с помощью гидроклиньев;
- ✧ отпиливание по контуру блока канатной пилой, дисковой или баровой машиной.

Первый способ применяется в трещиноватых массивах, в которых гидроклиньями по трещинам, а затем гидродомкратами блок отделяется от массива.

Второй способ наиболее распространен при добыче каменных блоков крепких горных пород из крупнотрещиноватых массивов. Шпуров бурятся на глубину до подстилающей трещины или на высоту блока на расстоянии друг от друга, достаточном для разрыва массива между ними при механическом напряжении, возникающем от распорных усилий клиньев. В крепких горных породах (более 130 МПа) шпуров располагаются на расстоянии 0,1–0,2 м. Клинья в зависимости от прочности горных пород забиваются в каждый или через несколько шпуров. Для уменьшения трения и разрушения самого блока клинья в шпур закладываются между пластинами («щеками»). Гидроклинья представляют собой механизмы, в которых пластины раздвигаются давлением жидкости, создаваемым высоконапорным насосом.

Третий способ – отделение блока от массива канатной пилой – применяется для добычи блоков больших размеров.

По применяемому рабочему инструменту этот способ разделяется на три группы:

- ✧ абразивно-канатное пиление применяется для добычи мрамора, базальта, гранита;
- ✧ пиление канатами, армированными твердым сплавом для добычи туфа и известняка;
- ✧ алмазно-канатное пиление для добычи мрамора и базальтов.

Щель в массиве образуется в результате воздействия абразива, в первой группе – кварцевого песка крупностью 0,2–1 мм, который подается в щель вместе с водой и захватывается тросом, движущимся со скоростью 8–12 м/с (рис. 3.45).

Рабочий орган канатной пилы представляет собой двух- или трехжильный бесконечный стальной трос диаметром 3; 3,5; 4,5 и 5 мм и длиной от 1 до 3 км. Начинают пиление канатом большего диаметра. При износе и обрыве его заменяют канатом меньшего диаметра. Стойки со шкивами служат для направления каната в пространстве. Их размещают таким образом, чтобы одним заходом иметь возможность произвести все вертикальные и горизонтальные щели для полного его отделения от массива.

Размеры блока в мраморном массиве составляют 20×10×5 м. Для установки стоек на глубину, соответствующую высоте блока, проходят специальные шурфы или используют специальные буропроникающие стойки со снабженными абразивными направляющими шкивами, которые натяжением самого каната пропиливают щель в скважине, увлекая на глубину канат. Расход песка и воды составляет 30 кг/ч и 100 л/ч, соответственно. Натяжение каната для создания оптимальной стрелы прогиба в 80 мм на 1 м каната должно составлять 2000–2500 Н (рис. 3.46).

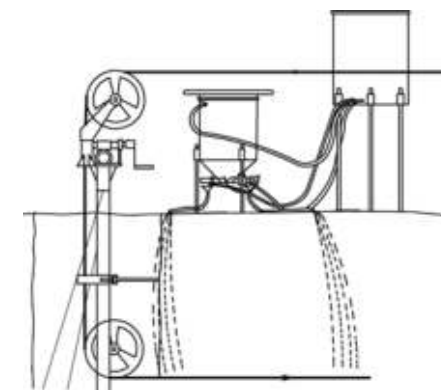


Рис. 3.45. Схема подачи абразива в процессе пиления канатной установкой

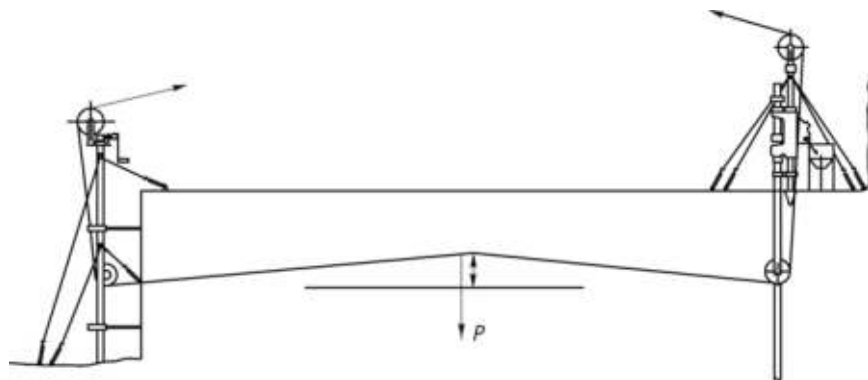


Рис. 3.46. Величина натяжения канатной пилы

Отделенный от массива пропилом щелей таких размеров блок гидродомкратами опрокидывается на специально подготовленную «постель» из песка и щебня, где распиливается этим же канатом на блоки меньших размеров, соответствующих возможностям транспортных и камнерезных средств. Часовая производительность канатной пилы при добыче мрамора прочностью 70–100 МПа составляет 1–2 м² при длине пропила 20–22 м.

В настоящее время применяются канаты с армированными алмазными элементами, получаемыми методом порошковой металлургии, размещаемыми по всей глубине рабочего слоя. Эти канаты обладают высокой износостойчивостью.

Канат армированный натуральными или синтетическими алмазами повышает эффективность отделения блоков от массива в два раза.

Направление выемки блоков в рабочей зоне канатным пилением производится горизонтальными, наклонными и вертикальными слоями (рис. 3.47).

Отпиливание блоков камнерезными машинами зависит от категории горных пород, которые определяются их свойствами и назначением изделия.

К *категории пильных* относятся горные породы с объемным весом от 900 до 2200 кг/м³, с пределом прочности при сжатии до 1,8 МПа, обладающие определенными физико-механическими и теплофизическими свойствами. По геологическому происхождению естественные стеновые материалы подразделяются на осадочные, метаморфические и изверженные.

В зависимости от прочности разрабатываемых пород штучный камень, получаемый из известняков, разделяется на 14 марок, из туфов — на 9.

Стандартом предусмотрены три основных типоразмера камней: 490×240×188 мм, 390×190×188 мм и 390×190×288 мм. Допускается также изготовление камней по длине в три четверти и в половину нормального размера.

Из пильных пород, кроме штучного камня и крупных блоков, выпускают конструктивные и облицовочные плиты, которые добываются на карьерах в виде монолитов и в дальнейшем подвергаются распиловке и специальной обработке на камнеобрабатывающих заводах.

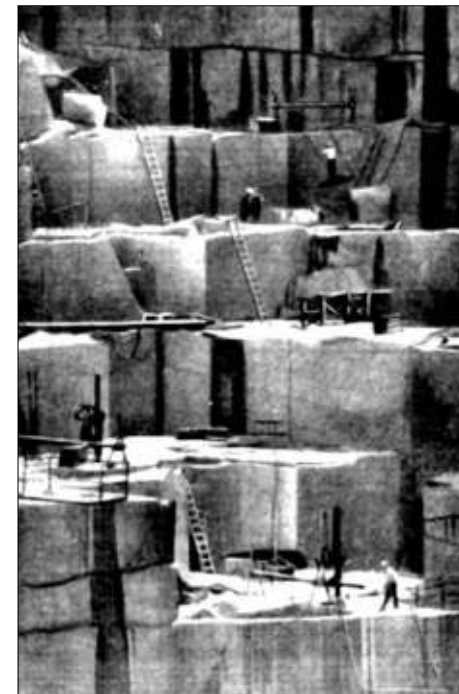


Рис. 3.47. Карьер по добыче мраморных блоков

Камнерезные машины используются для отделения блоков камня в породах средней прочности (мрамор, известняк, туф). Технология их использования заключается в одновременном или последовательном создании пропилов в массиве во всех плоскостях с помощью дисковых, кольцевых фрез или цепных баров, армированных твердым сплавом. Камнерезные машины различаются по назначению: для выпиливания блочного камня небольших размеров на низких уступах; для выпиливания крупных стеновых блоков и конструктивно. Для выпиливания блоков камня из крепких горных пород возможно применение рабочих органов камнерезных машин, армированных натуральными или синтетическими алмазами.

Подготовка горизонта к добычным работам заключается в проходке разрезной траншеи и фланговых поперечных траншей для ввода и вывода режущего инструмента.

Камнерезный агрегат (рис. 3.48) предназначен для вырезки камня из известняков прочностью до 50×10^5 Па, сортировки горной массы

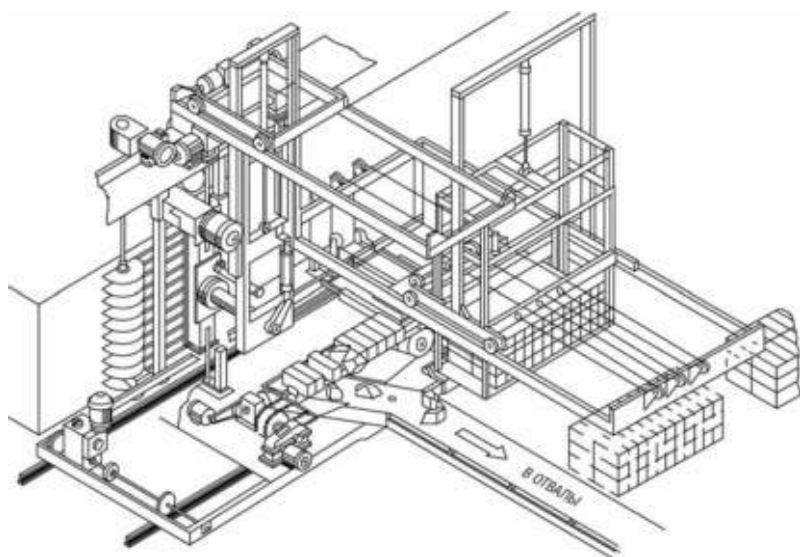


Рис. 3.48. Схема агрегата ПКБ-121

на стандартный камень и отходы, формирование пакетов из камня и укладки их в штабель в выработанном пространстве или в транспортные средства.

Выбор камнерезной машины для открытой разработки природного камня определяется физико-механическими свойствами, условиями его залегания и производственной мощностью карьера.

Пильный известняк разрабатывают низкими (0,4 м) и высокими (2–2,8 м) уступами. Высота уступа назначается с учетом мощности и строения пласта полезного ископаемого, а также конструкции камнерезной машины и размеров пильного камня.

При разработке мягких однородных пород предпочтительны высокоуступные системы.

При неоднородном строении пильного пласта или небольшой мощности полезного ископаемого применяют низкоуступные системы с преимущественным использованием дисковых машин.

Добыча штучного камня из известняков прочностью до 50×10^5 Па производится цепными и дисковыми камнерезными машинами. Известняки и туфы средней крепости разрабатывают дисковыми машинами. Для добычи крупных блоков из известняков и туфов применяют камнерезные машины с кольцевыми фрезами.

Производительность камнерезной машины составляет

$$Q = 60 T a H_y V_p \eta, \text{ м}^3/\text{см},$$

где T – продолжительность смены, ч;

a – ширина заходки, м;

H_y – высота уступа, м;

V_p – рабочая скорость подачи машины, м/мин;

η – коэффициент использования машины во времени.

Основные показатели работы камнерезных машин приводятся в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Камнерезные машины

| Марка машины | Рабочее оборудование | Прочность камня, $\times 10^5$ Па |
|--------------|----------------------|-----------------------------------|
| СМ-89А | Дисковые пилы | 100 |
| ПТ-38 | – | 25 |
| ПКБ-02-05 | – | 35 |
| КJM-2 | – | 100 |
| СМ-177А | Кольцевая фреза | 180 |
| СМ-580А | – | 400 |
| КБЯ-35 | Режущие цепи | 50 |
| СП-200 | – | 50 |
| КМАЗ-188 | – | 100 |
| КБЦ-3А | – | 50 |

Количество камнерезных машин определяют в зависимости от физико-механических свойств разрабатываемого массива и производственной мощности карьера.

На крупных карьерах распространены высокопроизводительные машины СМ-89А и ПТ-38; на небольших карьерах, разрабатывающих природный камень прочностью ниже 50×10^5 Па, применяют легкие машины КБЦ-3а, КШЦ-2, КМАЗ-188 и др.

При выборе камнерезной машины учитывают также и отходы, получаемые при выпиливании штучного камня.

Для предотвращения повреждений пильного пласта взрывными работами во время вскрышных работ бурение скважин производится

с недобуром 1,0–1,5 м. Разработка прочных перекристаллизованных пород, залегающих в кровле рабочего пласта, осуществляется с помощью камнерезных или врубовых машин.

Вскрышные работы завершаются зачисткой кровли пильного пласта бульдозерами. Затем камнерезными машинами КМАЗ-188, СМ-89А, КМГ-2 или взрывным способом проводятся в центре карьерного поля или по его границам разрезные траншеи на глубину, равную высоте добычного уступа. Ширина траншеи устанавливается в зависимости от размеров основного камнерезного оборудования. В необходимых случаях осуществляется также проходка фланговых траншей для ввода и вывода из массива режущего инструмента камнерезных машин.

Оптимальная длина фронта работ для камнерезного оборудования, исходя из технически возможной производительности машин, может быть определена по формулам:

для камнерезных агрегатов

$$L_a = \frac{60n(T_{см} - T_p - T_{п.з})}{n_{р.з} \left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} \right)}, \text{ м};$$

для камнерезных машин

$$L_m = \frac{60V_p V_m n [T_{см} - n_{р.з} (2T_{пер} + T_p + T_{п.з})]}{n_{р.з} [(V_p + V_m)(lb + H_y) + V_p l]},$$

где n – число добычных смен в сутки;

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

T_p – время, необходимое для осмотра, смазки и мелкого ремонта машин, ч;

$T_{п.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, ч;

$T_{пер}$ – время, необходимое для перестройки режущего инструмента машины, ч;

$n_{р.з}$ – количество рабочих заходов машины без передвижки призабойных рельсовых путей;

V_p – рабочая скорость подачи машины, м/мин;

V_m – маневровая скорость подачи машины, м/мин;

l – ширина заходки при выполнении вертикальных поперечных пропилов, м;

b – количество отрезных заходов машины;

$$b = \frac{H_y}{c(H_k + \Delta)};$$

H_y – высота уступа, м;

c – количество рядов камня, снимаемых за одну отрезную заходку машины;

H_k – стандартная высота штучного камня или блока, м;

Δ – величина распила, м.

Минимальная длина фронта 300 м.

Рациональная высота уступов для камнерезных машин при условии минимальной себестоимости продукции находится в пределах $H_y = 1,8–3,5$ м. Высокоуступные системы разработки экономичнее низкоуступных и им отдается предпочтение.

Ширина рабочей площадки уступа зависит от принятого типа камнерезной машины, вида добываемой продукции, способа производства погрузочно-разгрузочных работ и составляет 20–40 м.

По расположению относительного уступа камнерезные машины подразделяются на три группы (рис. 3.49):

1) предуступные, когда машина полностью расположена на подошве рабочего уступа;

2) уступные, когда одна опора машины установлена на почве, а другая на кровле уступа;

3) надуступные, когда машина целиком расположена на кровле уступа.

Минимальная ширина рабочей площадки уступа определяется по выражению

$$A_y = A_1 + A_2 + R_1 + R_2 + l_1 + l_2 + m_3,$$

где A_1 – расстояние от наружной опоры машины до зоны складирования годовой продукции, м;

A_2 – глубина пропила, м;

R_1 – расстояние от забоя до внутренней опоры машины, м;

R_2 – ширина колеи, м;

l_1 – ширина транспортной полосы, м;

l_2 – ширина зоны складирования готовой продукции, м;

m_3 – ширина площадки под склад готовой продукции, м.

Размеры площадки под склад готовой продукции устанавливаются из условия размещения добываемой в течение 8–15 дней продукции для уменьшения ее влажности.

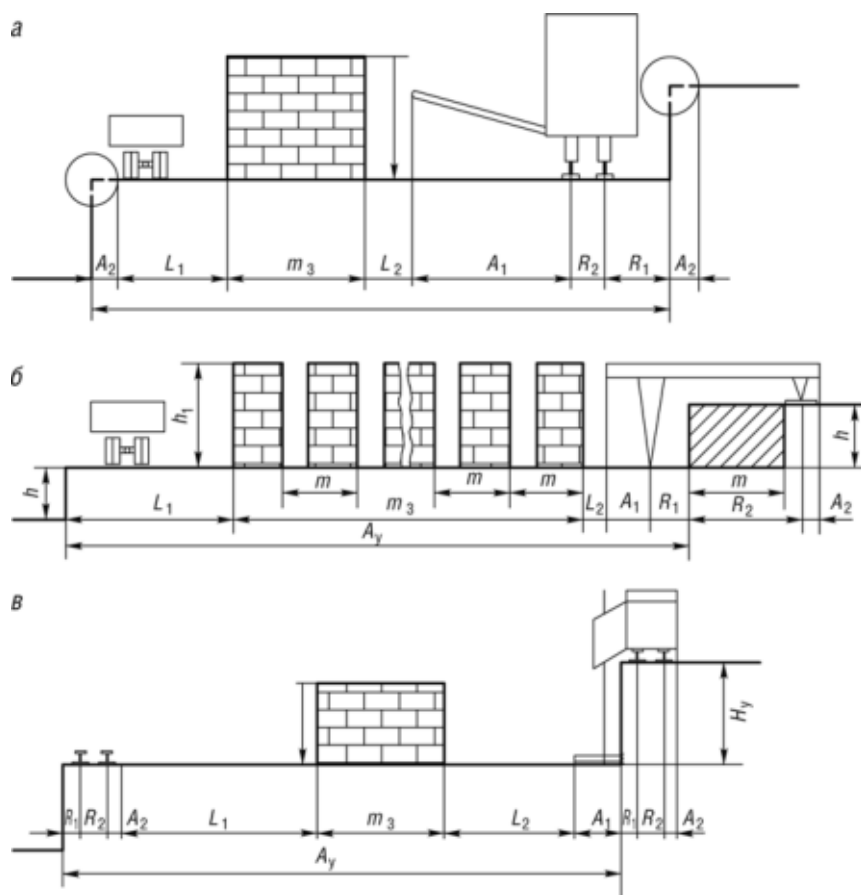


Рис. 3.49. Камнерезные машины: а – предуступные, б – уступные, в – надуступные

Количество одновременно разрабатываемых уступов подсчитывается по формуле

$$n = \frac{Q_4 k_3 L}{Q_M k_M L_K \eta},$$

где Q_4 – часовая производительность карьера по готовой продукции, $\text{м}^3/\text{ч}$;

k_3 – коэффициент, учитывающий количество резервных забоев;

L – длина забоя одной машины, м;

Q_M – часовая производительность камнерезной машины, $\text{м}^3/\text{ч}$;

k_M – коэффициент использования машин во времени;

η – коэффициент извлечения годного камня из массива;

L_K – средняя длина карьерного поля, м.

При разработке месторождений природного камня коэффициент выхода готовой продукции в зависимости от физико-механических свойств камня, условий его залегания и принятого типа камнерезных машин колеблется в пределах $\eta = 0,30-0,75$. Количество отходов камнепиления определяется из выражения:

$$W_o = W_r - W_n = q_b + q_o + q_m + q_{ш}, \text{ м}^3,$$

где W_r – объем добываемой горной массы, м^3 ;

W_n – объем готовой продукции, м^3 ;

q_b – бутовый камень размером 300–100 мм;

q_o – оскол размером 100–300 мм;

q_m – мелочь;

$q_{ш}$ – штыб от пропилов размером >6 мм.

Выход бутового камня колеблется в пределах 20–40% от общего количества отходов камнепиления, оскола 15–35%, штыба 10–35% и мелочи 10–25%.

Отходы камнепиления могут быть использованы в различных отраслях народного хозяйства, в частности в качестве агломерационных флюсов и в цементной промышленности для производства клинкера.

Наиболее экономичными в эксплуатационном отношении являются мощные (свыше 3 м) пластообразные залежи, залегающие выше уровня земной поверхности.

Пример технологии добычных работ на карьере блочного камня

Кибик – Кордонское месторождение мрамора

Месторождение декоративного мрамора находится в Хакасии в 25 км от г. Саяногорска. Продуктивная толща залегает среди метаморфических сланцев протерозойского возраста, образуя линзу простирания и крутого падения до 700. Общая протяженность мраморной толщи 18 км при мощности 600–1000 м. Генезис мрамора обусловлен региональным метаморфизмом. Толща разделена

известково-хлоритовыми сланцами мощностью 250 м. Структура мрамора мелкозернистая. Плотность 2730 кг/м^3 , временное сопротивление сжатию 74 МПа, водопоглощение 0,07%, истираемость 0,72–1,32 г/см².

Гамма расцветки весьма богата: белый, иногда с желтоватым или бледно-розовым и розовым оттенком и светло-серый.

Технология добычи блоков включает канатное пиление, использование станков строчечного бурения и камнерезных машин.

3.15. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ В ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ КАРЬЕРАХ

Песчано-гравийное полезное ископаемое представляет собой смесь, образовавшуюся в результате естественного разрушения изверженных, осадочных или метаморфических пород. По составу она состоит из гравия с зернами размером от 3 до 60 мм не менее 50% и не более 80% веса смеси и песка с зернами размером до 3 мм не менее 20% и не более 50% веса смеси.

Естественный песок представляет собой в основном продукт разрушения кварцевых пород, гравий – продукт естественного разрушения скальных пород с окатанной формой зерна. Зерна размером более 150 мм относятся к валунам.

Образование песчано-гравийных месторождений обязано деятельности ледника и рек. Мощность продуктивной толщи составляет от 4 до 20 м.

Разработка месторождений, образовавшихся в результате деятельности ледника, производится с использованием традиционной технологии: экскавация горной массы механическими лопатами прямого или обратного черпания с автомобильным транспортом до дробильно-сортировочной фабрики.

Особенность разработки этих месторождений заключается в большой изменчивости мощности, состава по крупности, строения продуктивной толщи по площади. Это вызывает необходимость в изменении технологии разработки забоев.

Речные песчано-гравийные месторождения сильно обводнены. Разработка этих месторождений производится драглайном. Добытое из-под воды полезное ископаемое укладывается на рабочей площадке в штабель для обезвоживания. Из штабеля горная масса экскаваторами или погрузчиками загружается в средства транспорта для доставки на дробильно-сортировочную фабрику. Драглайн с ковшем 4–6 м³ располагается в забое выше уровня воды на 0,4–0,7 м. При наличии в продуктивной толще валунов экскавация горной массы производится обратной лопатой.

При предварительном осушении этих месторождений разработку продуктивной толщи производят скреперами или комплексом бульдозера и погрузчика. Бульдозер штабелирует горную массу и погрузчик доставляет ее на дробильно-сортировочную фабрику.

Пример технологии добычных работ на песчано-гравийном карьере

Сычевское песчано-гравийно-валунное месторождение

Сычевское месторождение приурочено к межморенным среднечетвертичным флювиогляциальным отложениям, разделяющим днепровскую (нижнюю) и московскую (верхнюю) морены. Месторождение представляет собой корытообразную ледниковую долину, заполненную песчано-гравийно-валунным материалом. Мощность продуктивной толщи от 1 до 46 м. Содержание гравия и валунов от нескольких до 60%. Часто в полезной толще встречаются линзы и прослойки песков (мощность 0,5–10 м и более) и суглинков (0,2–8 м). Водоносный горизонт приурочен к полезной толще и его средняя мощность 8–10 м. Петрографический состав гравия (%): изверженные и метаморфические породы – 28,3; кремьень – 13,5; известняк – 43,6; песчаник – 12,2 и др. Пески в основном крупной и средней групп. Минералогический состав неоднородный, преобладает кварц. Содержание в песке фракций менее 0,14 мм изменяется от 3,6 до 74%, глинистых и илистых частиц от 0,8 до 37,6%. Мощность вскрышных пород (суглинки или илистые глины) изменяется от 2 до 10 м.

Система разработки транспортная с внутренними отвалами и одновременной рекультивацией выработанного пространства. Обезвоживание обводненных запасов производится дренажными траншеями. Горнотранспортное оборудование: шагающие экскаваторы, автосамосвалы большой грузоподъемности, бульдозеры.

Технология производства щебня, гравия и обогащенного песка включает: дробление, сортировку, промывку, складирование.

3.16. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ НА ШЕБЕНОЧНЫХ КАРЬЕРАХ

Щебень – самый распространенный продукт открытой разработки месторождений полезных ископаемых, который используется во всех областях строительной индустрии строительстве железных и автодорог, аэродромов, площадей, для наполнителей бетонов и т.д.

Щебнем называется материал дробления горной породы размером от 3 до 70 мм. По прочности щебень разделяется на семь марок: 1200,

1000, 800, 600, 400, 300, 200. Характеристикой качества продукта щебёночных карьеров являются: фракционный состав, прочность, удельный и объемный вес, пористость, количество пластинчатых и игловатых форм, морозостойкость и др.

Полезными ископаемыми для производства щебня являются магматические (диорит, базальт, диабаз, габбро и др.), осадочные (известняк, доломит, песчаник) и метаморфические (кварцит, мраморизованный известняк, гнейс и др.) месторождения.

Добыча полезного ископаемого и производство щебня представляет собой технологический поток, включающий добычу полезного ископаемого в забоях, дробление, сортировку, обогащение, складирование и отгрузку готовой продукции потребителям на дробильно-сортировочной фабрике. В комплект технологического оборудования входит экскавационное, транспортное и дробильно-сортировочное оборудование. Конкретный вид, тип и типоразмер оборудования определяется природными условиями, сроком эксплуатации месторождения и производительностью карьера.

При небольшом сроке эксплуатации карьера и производительности 200–400 тыс. м³/год комплект оборудования включает: передвижные дробильно-сортировочные установки (ПДСУ), легкие маневренные буровые станки, одноковшовые погрузчики, бульдозеры, экскаваторы с ковшем емкостью до 2–3 м³ и автосамосвалы грузоподъемностью 7, 12 и 27 т. Обычно такие карьеры, именуемые притрассовыми, организуются при строительстве автомобильных и железных дорог (рис. 3.50).

При более длительном сроке эксплуатации карьера, производительности более 400 тыс. м³/год и переработкой добываемого в карьере полезного ископаемого в стационарных дробильно-сортировочных фабриках (ДСФ) выбор добычного оборудования зависит от свойств, требуемого качества полезного ископаемого и расстояния транспортирования до ДСФ. Комплект оборудования на этих карьерах применяется аналогичный вышеприведенному, а при легко взрываеваемых породах в качестве выемочно-погрузочных средств используются погрузчики, которые при расстоянии перемещения не более 0,5–0,7 км работают как выемочно-транспортирующие машины.

При производительности более 1 млн м³/год и валовой разработке пород комплект оборудования состоит из шарошечных буровых станков, карьерных экскаваторов с ковшем от 4,6 до 8 м³ и автосамосвалов грузоподъемностью от 27 до 75 т. При применении в карьере дробильной установки для доставки горной массы на ДСФ используется конвейерный транспорт, а при применении в забое передвижных дробильных установок – автомобильно-конвейерный.

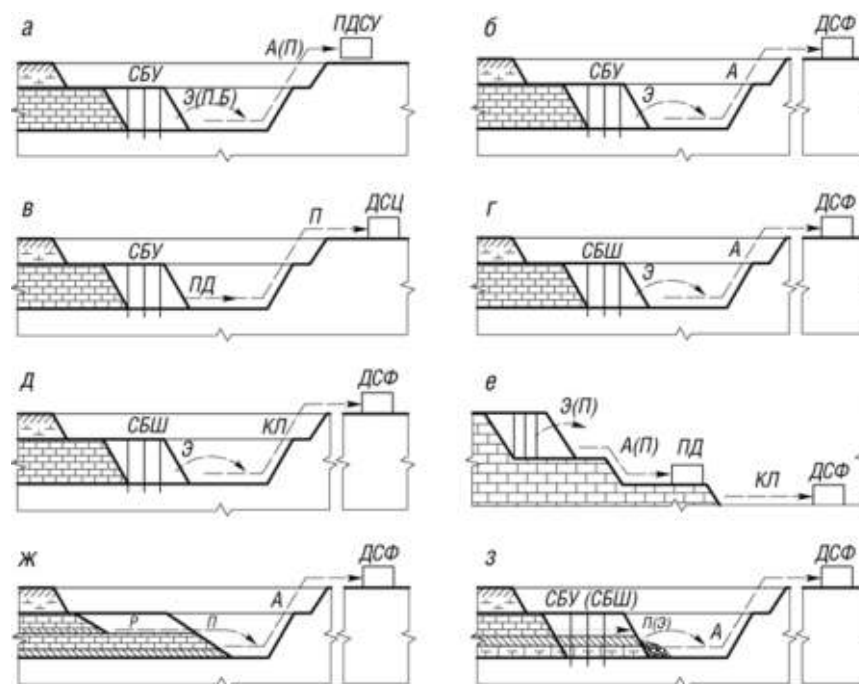


Рис. 3.50. Добычные технологические потоки на щебёночных карьерах: СБУ и СБШ – буровые станки, Р – рыхлитель, Б – бульдозер, П – погрузчик, Э – экскаватор, ПД – передвижная дробилка, А – автотранспорт, Ж.д. – железнодорожный транспорт, КЛ – конвейерный транспорт, ПДСУ – передвижная дробильно-сортировочная установка, ДСЦ – дробильно-сортировочный цех, ДСФ – дробильно-сортировочная фабрика

При добычных работах в сложно-структурных карбонатных породах, представленных маломощными (0,5–1,5 м) горизонтальными и наклонными слоями пород различной прочности, применяется раздельная подготовка карбонатных пород механическим рыхлением или с применением взрывных работ на разрушение массива по естественной трещиноватости.

Оборудование для производства щебня включает:

- ✧ щековые или конусные дробилки для крупного, среднего и мелко-го дробления высокопрочных пород типа гранитов, базальтов и песчаников; дробилки ударного действия (молотковые и роторные) для средней крепости осадочных пород;

- ✧ грохоты (инерционные и вибрационные) для предварительного грохочения перед отдельными стадиями дробления, отбора загрязняющей мелочи, сортировки рядового щебня (0–70 и 0–40 мм) на товарные фракции с выделением фракции 0–5 мм, промывки и обезвоживания щебня;
- ✧ классификаторы, моечное оборудование при наличии труднопромывистой глины;
- ✧ питатели для подачи горной массы в дробилки и равномерной загрузки остального оборудования.

Учитывая взаимосвязь параметров экскавационного и дробильного оборудования, соотношение между вместимостью ковша и размером приемной щели дробилки крупного дробления должно быть:

- ✧ вместимость ковша 1–1,6 1,6–2,5 2,5–4
- ✧ размер приемной щели:
- щековой 900×1200 1200×1500 1500×2100
- ударного действия 1000×1000 1400×1400 1400×1400

При валовой подготовке пород к выемке добычные уступы отрабатываются заходками нормальной ширины.

Высота добычного уступа определяется мощностью однородных слоев или параметрами экскаватора. При раздельной выемке возможная высота уступа зависит от его устойчивости и в карбонатных породах может достигать 15–20 м.

Минимальная длина экскаваторного блока при валовой выемке полезного ископаемого 70–100 м; при селективной выемке длина экскаваторного блока 75–150 м.

Ширина рабочих площадок уступов определяется параметрами экскавационного и транспортного оборудования с соблюдением правил безопасности.

*Пример технологии добычных работ
на щебеночном карьере*

Буто-щебеночный карьер

Смолинское месторождение гранодиоритов находится в Челябинской области, в 12 км от г. Челябинска.

Месторождение расположено на повышенной эрозийной равнине. Климат района резко континентальный с колебаниями температур от –45 до +39 °С. Среднегодовое количество осадков 389 мм.

Месторождение сложено интрузивными породами гранитного комплекса: гранитами, гранодиоритами и гранито-гнейсами. Принятый к отработке интрузивный массив гранодиорита разбит на плиты и отдельные монолиты трещинами отдельности, имеющими преимущественно меридиальное направление, что благоприятно для разработки гранитов.

Массив имеет кору выветривания средней мощностью 5 м и покрыт четвертичными осадками суглинков средней мощностью 1 м.

Комплект оборудования добычного технологического потока включает буровое оборудование СБШ-200, экскаваторы ЭКГ-4,6 и железнодорожный транспорт.

3.17. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ ГЛИНЫ

Глины используются человеком с древнейших времен. Самым древним видом керамических изделий является глиняная посуда.

Месторождения глин разделяются на группы по направлению использования:

- ✧ для производства керамических строительных материалов: керамзит, кирпич строительный, огнеупорный, кислотоупорный, черепица, облицовочная плитка;
- ✧ для производства фаянсовых и фарфоровых изделий;
- ✧ для компонентов цементного сырья.

Продуктивная толща глин представлена пластами или линзами. Угол падения пластов 8–10°, мощность от нескольких до 100 м и более.

Особые требования к глинам:

- ✧ для производства кирпича – пластичность;
- ✧ для производства керамзита – способность вспучиваться;
- ✧ для производства фаянса и фарфора – отсутствие красителей в виде Fe₂O₃;
- ✧ для цементного сырья пригодны любые глины, суглинки, лесс и глинистые сланцы.

Особенность глинистого сырья определяет минералогический состав, наличие пропластков пустых и некондиционных пород, наличие обводненности месторождения и объем запасов.

Как полезное ископаемое глина меняет свои свойства во времени под воздействием температуры воздуха и влажности, поэтому ее добыча должна производиться сразу после вскрышных работ и немедленно

направляться на производство изделий. В этом случае эффективно применение технологии добычных работ одноковшовыми экскаваторами с погрузкой в автотранспорт или многоковшовыми цепными или роторными экскаваторами с погрузкой в железнодорожный транспорт узкой колеи.

Для предохранения потери качества от влияния окружающей среды возможно оставление предохранительного слоя вскрышных пород, который экскавируется в отвал добычным экскаватором перед выемкой полезного ископаемого в цикле между его передвижками в забое.

Особенностью технологии разработки глины при круглогодичной работе является обеспечение утепления рабочей зоны от промерзания при низких температурах в зимний период. Наиболее простой способ заключается в покрытии поверхности уступа природными или синтетическими материалами.

Пример технологии добычных работ на глиняном карьере

Артемовский карьер керамических глин

Месторождение керамических глин находится в Ростовской области, в 6 км по железнодорожной ветке от г. Артемовска.

Район характеризуется хорошо развитой промышленностью и широкой сетью шоссейных и грунтовых дорог. Рельеф местности холмистый, пересеченный рядом рек и балок. Месторождение расположено на водоразделе между реками Бахмуткой и Горелой.

Климат района умеренно континентальный, температура изменяется в пределах $+40\text{ }^{\circ}\text{C}$ и $-40\text{ }^{\circ}\text{C}$. Среднегодовое количество осадков 400–450 мм.

В геологическом строении участка принимают участие продуктивные отложения полтавского яруса третичного возраста мощностью 40 м, представленные белыми и окрашенными песками и огнеупорными глинами. Полтавский ярус залегает на зеленоватых песках с прослоями зеленых глин харьковского яруса и покрыт четвертичными образованиями.

В состав месторождения входит до пяти залежей огнеупорных глин, представленных слоями пород песчано-глинистого состава различной мощности.

Комплект оборудования добычного технологического потока включает роторный экскаватор с железнодорожным транспортом (рис. 3.51)

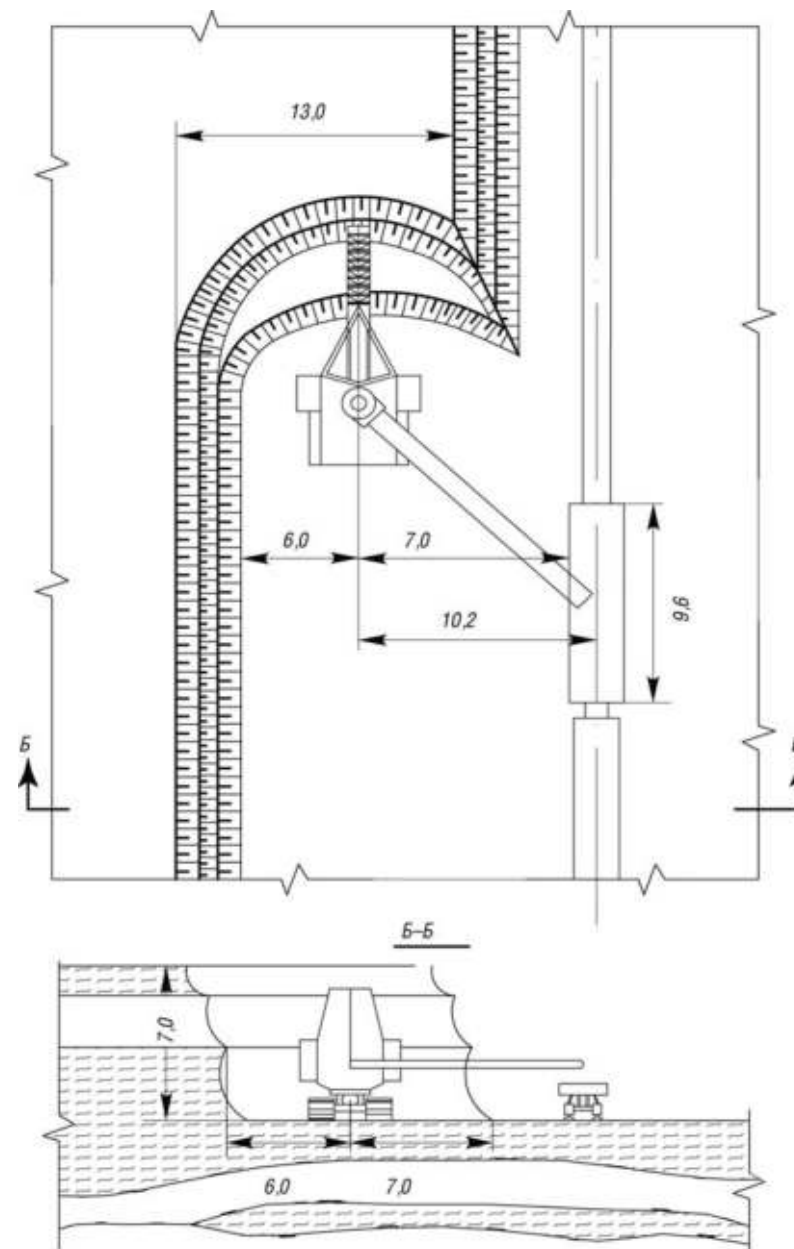


Рис. 3.51. Добычные работы на Артёмовском месторождении керамических глин

3.18. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ОДНОВРЕМЕННОЙ ОТКРЫТОЙ И ПОДЗЕМНОЙ (КОМБИНИРОВАННОЙ) РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Специфика добычных работ на карьере при одновременной разработке месторождения открытым и подземным способами заключается:

- ✧ в специальном режиме взрывных работ в карьере и подземном руднике;
- ✧ в определении безопасного расстояния между открытыми и подземными выработками;
- ✧ в использовании горных выработок подземного рудника для доставки полезного ископаемого из карьера.

Специальный режим взрывных работ заключается в определении объема одновременно взрывающегося взрывчатого вещества, безопасного для людей, горных выработок и механизации, времени проведения взрывных работ на открытых и подземных разработках и системы мер безопасности в целом на месторождении при производстве взрывов. Расчеты базируются на сейсмическом воздействии взрыва на окружающую среду.

Безопасное расстояние между открытыми и подземными выработками, особенно при камерной выемке с обрушением полезного ископаемого в руднике, необходимо для безопасности людей и механизации от внезапных провалов в рабочей зоне карьера или обрушений в подземных горных выработках. Это расстояние рассчитывается с учетом свойств массива и геологического строения месторождения, тектонических нарушений и зон возможных ослаблений прочности массива.

Целью совмещения открытых и подземных работ является увеличение производственной мощности предприятия по добыче полезного ископаемого и совместного использования подземных горных выработок для сокращения затрат на транспорт. В этом случае на нагорных карьерах рудопоток с карьера и подземного рудника объединяется. Это объединение производится сооружением рудоспусков из карьера в рабочую зону подземного рудника. Руда из забоя автотранспортом или погрузчиками доставляется до рудоспуска, из него руда загружается в транспортные средства подземного рудника и доставляется на обогатительную фабрику. При целесообразности шихтования руды из карьера и рудника руда из карьера направляется через рудоспуски или при открытом выработанном пространстве непосредственно в подземную камеру (рис. 3.52).

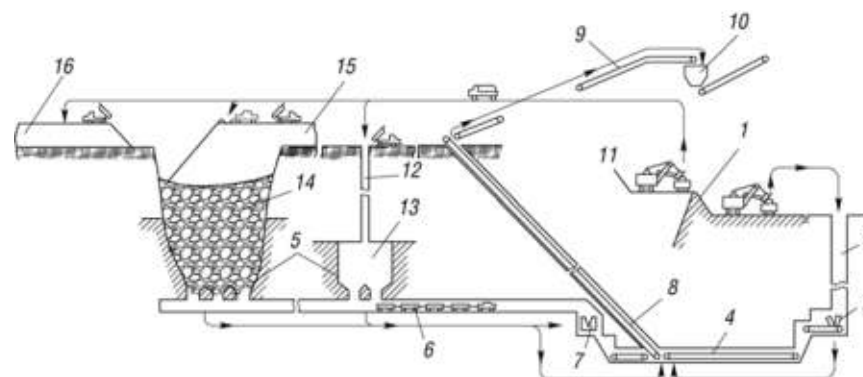


Рис. 3.52. Комбинированная разработка рудного месторождения: 1 – добычная забой в карьере, 2 – рудоспуск, 3 – подземный дробильный комплекс, 4 – транспортная выработка, 5 – подземные очистные блоки, 6 – откаточная выработка, 7 – шахтный дробильный комплекс, 8 – подъемный ствол, 9 – транспортный комплекс, 10 – обогатительная фабрика, 11 – вскрышная забой в карьере, 12 – породоспуск, 13 – подземные камеры, подлежащие закладке, 14 – зона обрушения, 15 – отвал в зоне обрушения, 16 – отвал за контуром обрушения

При одновременной отработке открытым и подземным способами месторождений в равнинной местности доставка руды из карьера осуществляется карьерным транспортом от забоев до обогатительной фабрики. При достижении глубины, с которой необходим переход на комбинированный транспорт, целесообразно использовать подземные горные выработки для транспорта руды с карьера.

Эффективность одновременной разработки месторождения открытым и подземным способами можно рассмотреть на примере исследований, выполненных для Южно-Лебединского железорудного месторождения.

Месторождение представлено узкой вытянутой залежью протяженностью до 5 км с ограниченными размерами вкрест простирания 150–450 м и крутым падением рудного тела. Средняя мощность покрывающих пород составляет 116 м.

Железистые кварциты характеризуются высоким содержанием магнетитового железа (в среднем 29,33%).

Для выбора рациональной технологии эксплуатации месторождения было рассмотрено три варианта комбинированной разработки, которые сопоставлялись с обычным открытым. При этом в вариантах учитывалась

возможность максимального использования высвобождающегося горно-транспортного оборудования, горных выработок.

I вариант — открытая разработка с рудоспуском и электровозной откаткой по квершлагу до ствола. Горные работы развиваются в пределах контура карьера по добыче богатой руды. Глубина разработки 200 м. Минимальная ширина дна карьера 50 м, углы наклона бортов карьера по кварцитам 38–41°. Производственная мощность кварцитового карьера 4 млн т в год.

Конструкция добычного технологического потока железистых кварцитов: экскаватор, автосамосвал, рудоспуск, вибровыпуск, подземный железнодорожный транспорт по квершлагу, дробилка, подъем по стволу, обогатительная фабрика.

II вариант — открытая разработка. Конструкция добычного технологического потока железистых кварцитов: экскаватор, автосамосвал, дробилка в карьере, конвейер по поверхности, обогатительная фабрика.

Производственная мощность карьера в этом варианте принята 20 млн т, глубина карьера 310 м при одновременном разносе обоих бортов карьера богатых руд.

III вариант — комбинированный способ разработки с использованием существующих шахтных стволов.

При открытой разработке верхней части месторождения погрузка руды осуществляется экскаваторами ЭКГ-8И в автосамосвалы грузоподъемностью 40 т с доставкой до полустационарных дробилок в карьере и далее транспортируется конвейерами по поверхности до обогатительной фабрики.

Остальная часть месторождения ниже экономически обоснованной границы открытых работ отрабатывается подземным способом. Блоки обруиваются и взрываются со дна карьера. Высота образованного уступа определяется техническими возможностями бурового и зарядного оборудования и может достигать 100 м и более. Отбитая руда поступает в приемно-выпускные выработки, оборудованные вибродоставочными установками, посредством которых производится загрузка средств подземного транспорта.

Добычные работы производятся одновременно во времени и пространстве: в верхней части месторождения открытыми горными работами, в нижней части, с отставанием в плане на 100–150 м, — подземными с открытым рабочим пространством.

Применение комбинированной разработки месторождения с совместным вскрытием и технологией открытых и подземных работ позволяет в отличие от открытой разработки снизить текущий коэффициент

вскрыши, сократить число добычных уступов, транспортных коммуникаций, экскаваторный парк, использовать силу взрыва и силу тяжести полезного ископаемого для доставки его к пунктам выпуска и погрузки в транспортные средства. Кроме того, в отличие от обычной подземной разработки в данном случае снижаются потери и разубоживание руды, уменьшается объем проведения подготовительно-нарезных выработок ввиду отсутствия бурового горизонта, возрастает эффективность буровзрывных работ вследствие применения более высокопроизводительного бурового и зарядного оборудования и повышается безопасность работ.

В целом рассматриваемый комбинированный способ разработки позволит значительно интенсифицировать разработку месторождения, увеличить производственную мощность предприятия и снизить затраты на добычу полезного ископаемого.

IV вариант — комбинированный способ разработки. Месторождение вскрывается шахтными стволами, выдача руды с открытых и открыто-подземных работ осуществляется при использовании подземных выработок и наклонных шахтных стволов (рис. 3.53).

Конструкция добычного технологического потока на карьере: автомобильный транспорт от забоя до рудоспуска в карьере, спуск руды на подземный транспортный горизонт, вибровыпуск на железнодорожный

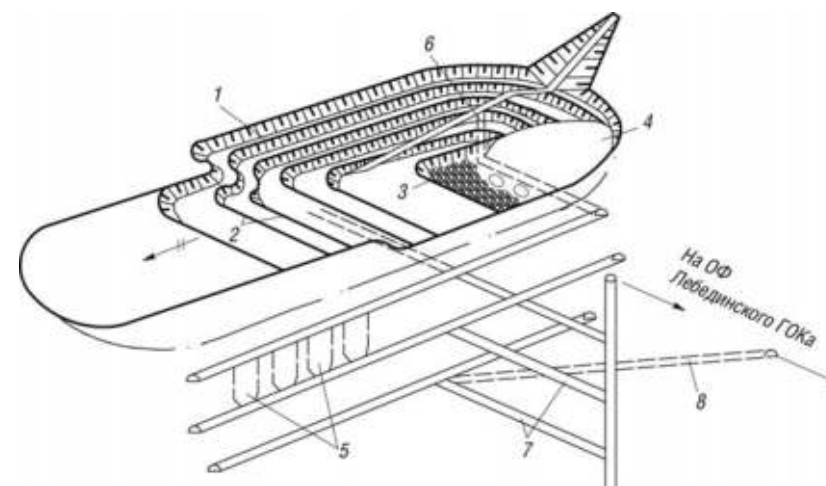


Рис. 3.53. Комбинированная разработка Южно-Лебединского месторождения: 1 — вскрышные уступы, 2 — добычные уступы богатых руд, 3 — взорванная руда, 4 — внутренние отвалы, 5 — подземные очистные камеры, 6 — рудоспуск, 7 — квершлаг, 8 — шахтные стволы, 9 — предельный контур карьера

или конвейерный транспорт с доставкой руды в подземную дробилку крупного дробления, выдача руды скипами или конвейерами на поверхность, конвейерный транспорт до обогатительной фабрики.

Подземная разработка с открытым выработанным пространством: блоки обуриваются и взрываются со дна карьера, далее грузопоток руды из подземной разработки объединяется в подземных горных выработках с грузопотоком руды с открытых горных работ.

Комбинированный вариант разработки позволяет использовать открытое выработанное пространство карьера для складирования пород вскрыши. В этом варианте внутренний отвал в нижней части карьера на высоту 50–60 м отсыпается скальной вскрышей, сверху которой складывается рыхлая вскрыша, обеспечивающая необходимый дренаж и устойчивость бортов карьера.

Сравнение всех вариантов отработки месторождения по приведенным затратам на 1 т концентрата показало, что наиболее экономичным является IV вариант комбинированной разработки месторождения.

При этом увеличение производственной мощности является экономически оправданным даже при снижении срока службы по сравнению с последовательной отработкой месторождения открытым и затем подземным способами.

Пример технологии добычных работ при комбинированной разработке месторождения полезного ископаемого

Тырныаузское вольфрамо-молибденовое месторождение

Месторождение расположено в высокогорной зоне Северного Кавказа. Абсолютная высота 3600 м. Сложено сильно метаморфизованными породами палеозоя и нижней юры, прорванными интрузивными телами разного состава и возраста. Выделяются руды в скарнах, скарнированных мраморах, биотитовых роговиках, гранитоидах и амфиболовых роговиках. Глубина месторождения 900 м, мощность от 2 до 130 м, падение крутое. На месторождении разведано 28 пластообразных рудных тел. Главные рудные минералы: шеелит, молибденит, молибдошеелит. Основные компоненты руд: вольфрам, молибден, медь, висмут.

Месторождение разрабатывается комбинированным способом: Верхняя часть – открытым, нижняя – подземным.

Карьеры «Высотный» и «Мукуланский» находятся на высоте 2800–3200 м. Система разработки транспортная, с буровзрывной подготовкой горных пород к выемке. Высота уступов 10–12 м. Эكскавация горной массы экскаваторами

и автопогрузчиками. Транспорт автосамосвалами. Добытая руда перепускается по рудоспускам глубиной 600–900 м в транспортные выработки подземного рудника. Отвалообразование пустых пород осуществляется на весьма крутых склонах погоризонтных отвалов.

Подземный рудник «Молибден» вскрыт штольнями и слепыми стволами на отметках 2015–2615 м. Система разработки этажно-камерная и подэтажного обрушения с отбойкой на «зажатую» среду. Высота этажа 75 м. На проходке горизонтальных выработок и на очистных работах применяется самоходное дизельное оборудование. Перепуск руды по системе глубоких рудоспусков 200–600 м. На концентрационном горизонте рудника производится электро-возная откатка всей руды с открытых и подземных работ (рис. 3.54).

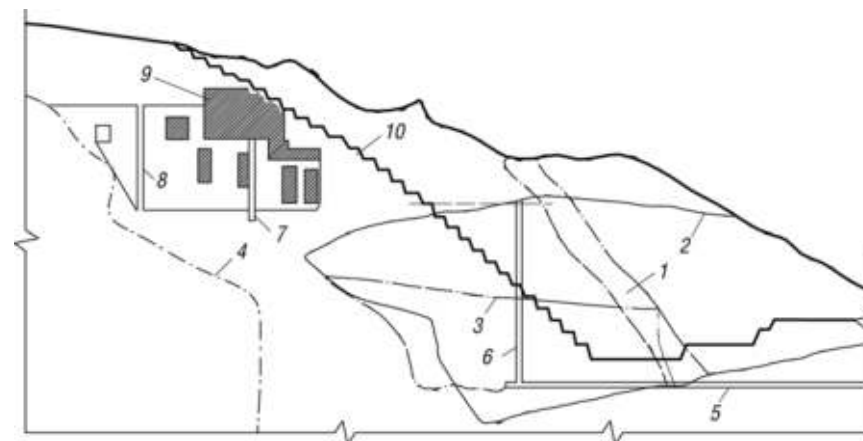


Рис. 3.54. Совмещенный разрез комбинированной разработки Тырныаузского вольфрамо-молибденового месторождения: 1 – рудная залежь «Главный скарн», 2 – рудная залежь «Слепая залежь», 3 – скарнированные мрамора, 4 – граница рудной зоны, 5 – главная штольня, 6 – ствол шахты «Капитальная», 7 – ствол шахты «Северо-западная», 8 – ствол шахты «Верхняя», 9 – отработанные блоки, 10 – контур открытых горных работ

3.19. ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Последовательная подземная, а затем и открытая разработка используются в практике под названием «повторная разработка месторождения», когда отработка велась системами с оставлением целиков, участков с богатыми и бедными рудами, зон с сильными геологическими

нарушениями (рис. 3.55). При подземном способе в зависимости от применяющихся систем разработки в недрах остается большое количество полезных ископаемых, достигающее 40% от промышленных запасов. В отдельных случаях переход с подземных работ на открытые обусловливался повышенной пожароопасностью руд.

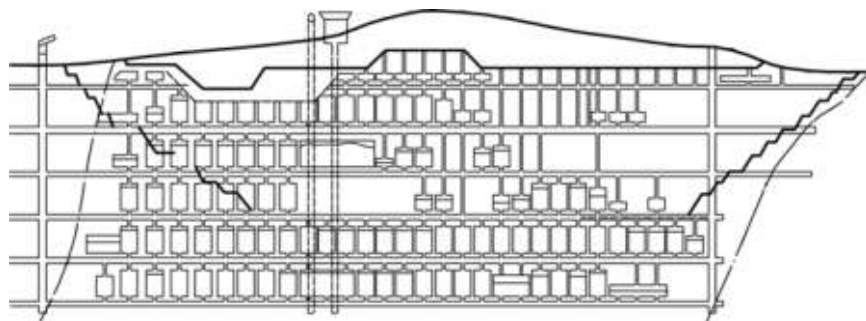


Рис. 3.55. Контур карьера Каула при повторной разработке месторождения

Особенность открытой разработки месторождений после подземной заключается в необходимости учета: пустот от подземных горных работ, нарушений и повышенной трещиноватости от сдвижения пород, параметров целиков руды и содержания в них полезных компонентов, опасности обрушений потолочин подземных камер и выработок, разрушения целостности массива горных пород в зонах обрушения. Это затрудняет ведение буровзрывных работ из-за утечки газов и экранирования взрывной волны трещинами, опасности провала горного и транспортного оборудования.

При ведении открытых горных работ в опасных зонах необходимо опережающее взрывное обрушение потолочин камер или заполнение их горной породой через скважины, нарезка рабочих горизонтов на карьере с учетом уровня горизонтов подземных горных работ.

Вскрышные работы в этих условиях ведутся с применением автомобильного или комбинированного транспорта.

Выбор технологии добычных работ существенно зависит от принципа разделения рудной зоны на горизонты, участки с учетом того, что высота подземных камер, как правило, превышает высоту добычного уступа на карьере. Размеры их в плане несоизмеримы с шириной заходки экскаваторов, а направление их сторон может не совпадать с направлением фронта работ на карьере (рис. 3.56).

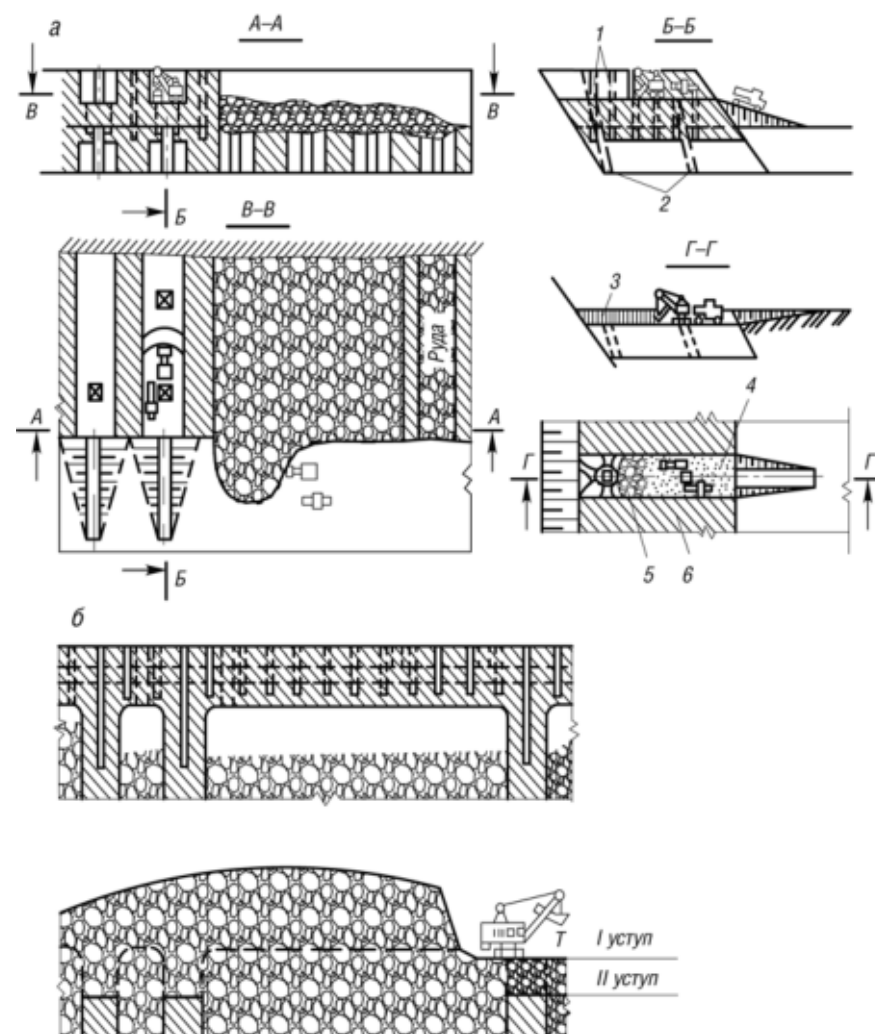


Рис. 3.56. Технология отработки целиков при повторной разработке месторождения:

- а – с предварительной выемкой закладочного материала;
- б – с последующей выемкой закладочного материала;
- 1 – скважины, 2 – восстающие, 3 – шпурсы, 4 – закладка, 5 – руда из потолочин, 6 – междукammerный целик

Учет этих особенностей позволяет установить горизонты отработки, высоту уступа, направление развития фронта на горизонте и технологию буровзрывных и выемочно-погрузочных работ.

Задачей буровзрывных работ является качественное дробление руды и необходимость заполнения взорванной горной массой пустот, оставшихся от подземных горных работ. Обычно в этих случаях из-за наличия пустот, разрыхленной закладки в подземных камерах, нарушенности самих целиков подготовка горной массы взрывным способом с сохранением геологической структуры в развале невозможна.

Разработка взорванной горной массы производится валовым способом или селективно с разделением руды и пустых пород с закладкой. В последнее время при совместной отработке месторождения открытым и подземным способами в камеры при выпуске богатой руды по рудоспускам подается бедная руда с открытых разработок, повышая тем самым устойчивость массива и, следовательно, безопасность на открытых горных работах.

Отработка в последующем междукамерных целиков вместе с бедной рудой, использованной в качестве закладки, считается эффективной.

3.20. ОСОБЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

При разработке мощных пластообразных и штокверковых залежей однородного содержания возможно применение взрывной подготовки руды (массовой отбойки) глубокими скважинами, пробуренными с поверхности. Выемочно-погрузочные работы в этом случае могут осуществляться драглайнами с поуступной переэкскавацией (рис. 3.57) или с использованием гравитационной доставки через подземные горные выработки. Преимущество этих технологий – высокая производительность труда, повышение эффективности открытых горных работ.

Месторождения с малой прочностью полезного ископаемого могут обрабатываться средствами гидромеханизации без вскрышных работ через скважины (рис. 3.58). Эта технология предусматривает разрушение полезного ископаемого высоконапорной струей воды из гидромонитора, опускаемого в скважину, и подъем пульпы на поверхность созданием воздушного давления через затрубное пространство.

Эта технология может использоваться для извлечения остатков полезного ископаемого в бортах карьера.

Добыча полезного ископаемого из вертикально расположенных жил или трубок возможна выбуриванием буровой техникой большого

диаметра (рис. 3.59). В целом эта технология напоминает шнекобуровую выемку угля, но в вертикальном направлении. Выбуренные пространства заполняются закладкой для создания устойчивости рабочего пространства.

Скважинная технология и выбуривание не требуют вскрышных работ, обеспечивая эффективность, несмотря на необходимые потери полезного ископаемого в недрах.

3.21. ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

Энергетическим показателем оценки технологии добычных работ, т.е. части системы разработки, являются совершаемая работа в технологических процессах.

Количественно эта работа, выражаемая в энергозатратах при разработке полезного ископаемого, зависит от свойств горных пород, его объема, применяемого оборудования и параметров трассы перемещения.

Трасса пути полезного ископаемого включает перемещение вдоль фронта работ в рабочей зоне карьера, далее по транспортным коммуникациям наклонных вскрышающих выработок и по участку на поверхности от карьера до пункта приема груза.

При разработке нагорных месторождений трасса перемещения полезного ископаемого зависит от горно-геологических и топографических

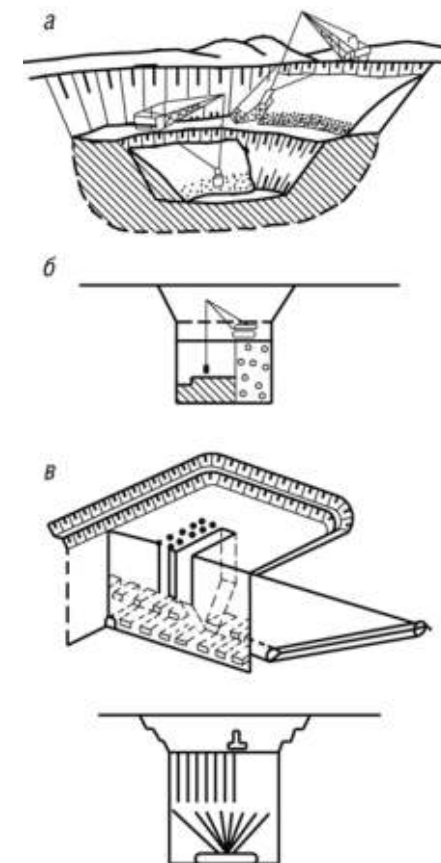


Рис. 3.57. Технологические схемы добычных работ:

а – с массовой отбойкой мощных рудных залежей и выемкой драглайном, б – погрузочными машинами с подъёмом в контейнерах, в – с гравитационной доставкой на уровень подземных горных выработок

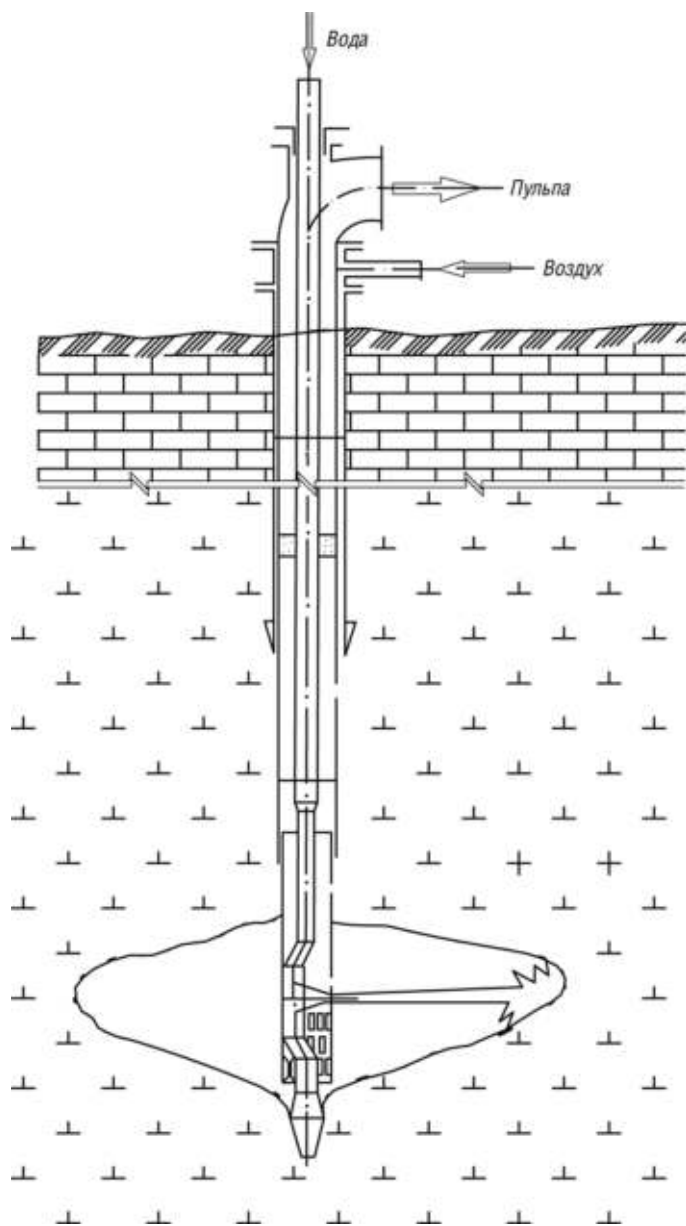


Рис. 3.58. Добыча полезного ископаемого с помощью гидромеханизации через скважины

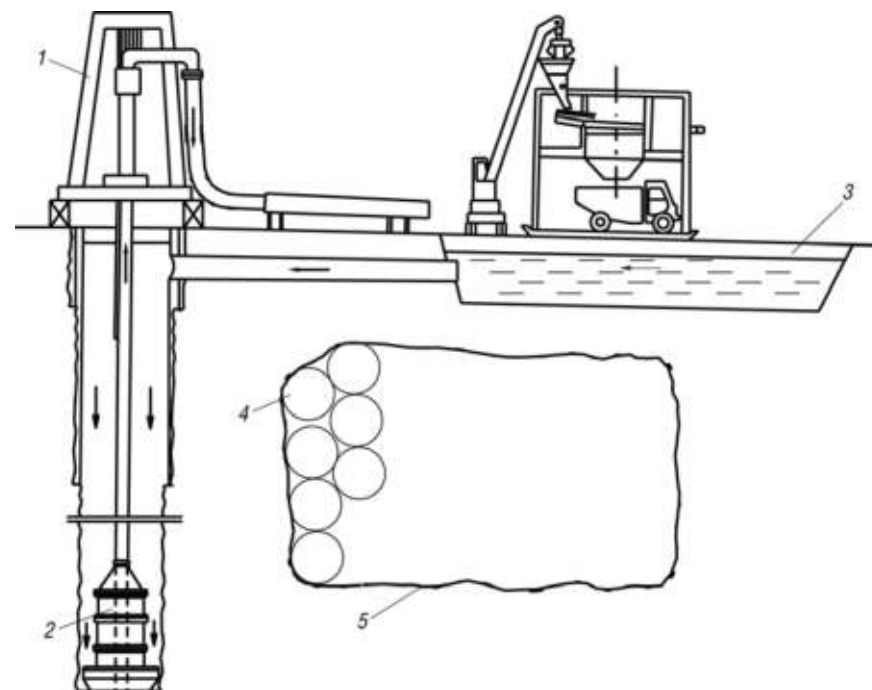


Рис. 3.59. Добыча полезного ископаемого выбуриванием:
 1 – буровая установка, 2 – буровой снаряд, 3 – отстойник, 4 – выбуренное пространство, 5 – контур рудного тела в плане

условий. По рабочему горизонту трасса горизонтальная, далее в карьере по вскрывающим выработкам с уклоном или вертикальная.

Расчет удельных энергозатрат производится по аналогичным зависимостям, изложенным во второй главе. Они представляют сумму энергозатрат по процессам добычных работ.

Энергозатраты при бурении (Дж/кг)

$$A_b = \left(\frac{\sigma_{сж}^2}{2E\rho} \lg \frac{0,05B}{d_i} + \frac{h+l_n}{2} \right) \frac{\pi (0,05B)^2 (h+l_n)}{hab}$$

Энергозатраты при взрывном дроблении массива (Дж/кг)

$$A_{в.д} = \frac{0,04\sigma_{сж}^2 k_{д}^2}{2E\rho} \lg \frac{6,5d_0}{B} + \frac{B}{6,5} (k_p - 1) + \frac{(c+h \operatorname{ctg}\alpha)(k_p h - h_p)}{2h_p}$$

Энергозатраты при механическом рыхлении массива (Дж/кг)

$$A_{м.р} = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E\rho} \lg \frac{d_0}{d_{ср}} + \Delta$$

Энергозатраты при экскавации (Дж/кг)

$$A_э = \frac{0,22B^2 k_c h_i k_{р.к}}{E\rho} + \frac{v_{п}^2}{2g} + h_{разгр}$$

Энергозатраты при транспортировании (Дж/кг)

$$A_{т} = \frac{v_{ср}^2}{2g} + \omega_0 L + H$$

Суммарные энергозатраты по добычному технологическому потоку

$$A = A_б + A_{в.д} + A_э + A_{т}$$

В эти формулы входят следующие параметры:

$\sigma_{сж}$ – предел прочности горной породы при одноосном сжатии, Па, (таблицы с данными приведены в учебнике «Технологические процессы открытых горных работ»);

B – ширина ковша выемочно-погрузочной машины, мм;

d_0 – диаметр частиц продуктов разрушения при бурении, мм;

E – модуль упругости, Па;

ρ – плотность породы, т/м³;

h – высота уступа, м;

$l_{п}$ – глубина перебура, м;

α – угол откоса уступа, градус;

c – расстояние первого ряда скважин от верхней бровки уступа, м;

a – расстояние между скважинами, м,

b – расстояние между рядами скважин, м,

$k_{д}$ – коэффициент динамичности;

d_0 – средний размер отдельностей в массиве, мм;

k_p – коэффициент разрыхления горной массы в развале;

h_p – высота развала горной массы в забое, м;

k_c – удельное сопротивление породы копанию, Н/м²;

$h_ч$ – высота черпания экскаватора, м;

$k_{р.к}$ – коэффициент разрыхления горной массы в ковше;

$v_{п}$ – скорость перемещения горной массы к месту разгрузки, м/с;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

$h_{разгр}$ – высота разгрузки горной породы от уровня стояния выемочно-погрузочной машины, м;

$v_{ср}$ – средняя скорость перемещения горной массы в технологическом потоке, м/с;

ω_0 – основное сопротивление движению транспорта, Н/кН;

L – расстояние перемещения горной массы в технологическом потоке, м;

H – высота подъема горной массы в процессе перемещения средствами транспорта в технологическом потоке (разность отметок пункта погрузки и пункта разгрузки горной массы), м.

В процессе переработки энергопоглощение зависит от вида полезного ископаемого и его назначения.

В качестве примеров можно рассмотреть переработку полезного ископаемого для получения готового продукта – щебня и переработку железной руды для получения промежуточного продукта – тонкого помола для раскрытия зерен полезного ископаемого перед последующем обогащением.

В процессе переработки на щебень поступающая из забоя в бункер дробильно-сортировочной фабрики горная масса имеет крупность $d_{ср}$ и проходит три стадии дробления – крупное, среднее и мелкое, в результате которого получается продукт – щебень фракции d . Помимо дробления горная масса подвергается грохочению, промывке и перемещению от одной технологической операции к другой конвейерным транспортом.

В процессе дробления породы в дробилках энергопоглощение определяется по зависимости:

$$\mathcal{E}_{др} = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E} \lg \frac{d_{ср}}{d}, \text{ Дж/кг,}$$

где $d_{ср}$ – средний диаметр куса полезного ископаемого, поступающего на дробление, мм (по расчетам в карьере он должен быть равен $d_{ср} = B/6,5$, B – ширина ковша экскавационной машины, мм);
 d – диаметр куса после дробления в дробилке, мм.

Энергопоглощение активного грохочения связано с преодолением сил инерции покоя и сопротивления перемещению горной массы по грохоту:

$$\Theta_{гр} = \frac{v_{гр}^2}{2g} + F_{гр} l, \text{ Дж/кг},$$

где $v_{гр}$ – скорость перемещения горной массы по грохоту;
 $F_{гр}$ – сопротивление перемещению горной массы по грохоту;
 l – длина грохота.

Энергопоглощение в процессе перемещения между отдельными операциями переработки зависит от сопротивления конвейера:

$$\Theta_{п} = \frac{v^2}{2g} + \omega_{о} l_{ф} + H, \text{ Дж/кг},$$

где v – скорость движения конвейера;
 $\omega_{о}$ – основное сопротивление движению;
 $l_{ф}$ – суммарная длина перемещения конвейерным транспортом, м;
 H – суммарная высота подъема полезного ископаемого в процессе перемещения, м.

Руда после крупного, среднего и мелкого дробления подвергается измельчению в мельницах. Это самый энергоемкий процесс потому, что для раскрытия зерен полезного компонента требуется тонкий помол. Энергопоглощение при помоле примерно в 200 раз больше энергопоглощения при подготовке горных пород к выемке.

Энергопоглощение руды W при измельчении в мельницах, необходимое для измельчения материала от размера D до размера продукта измельчения d по теории Бонда рассчитывается в кВт.ч/т.

$$W = W_i \frac{\sqrt{n-1}}{\sqrt{n}} \sqrt{\frac{100}{d}}, \text{ кВт.ч/т},$$

где $n = D/d$ – степень измельчения;
 W_i – показатель измельчаемости.

Для перевода в кГм/кг это выражение надо умножить на 3367,1, где 1 кВт = 367099,2 кГм, а 1 кГм = 9,81 Дж.

Общее выражение энергопоглощения для руды в процессе переработки на обогатительной фабрике:

$$\Theta_{оф.} = \Theta_{д} + \Theta_{гр} + \Theta_{п} + W, \text{ Дж/кг}.$$

Расчетные зависимости для определения энергопоглощения добычи единицы горной массы позволяют определить минимально необходимое его значение для определенного свойства полезного ископаемого, вида технологического потока и конкретного комплекта оборудования.

На железорудном карьере фактические затраты электрической энергии по процессам на 1 т руды в кВт.ч/т следующие:

1. В карьере:

| | |
|---|-----|
| на бурение | 0,5 |
| взрывное дробление | 0,7 |
| экскавация | 0,6 |
| транспортирование автотранспортом | 3,5 |
| транспортирование ж.-д. транспортом | 3,0 |
| <i>Итого в карьере</i> | 8,3 |

2. В корпусе крупного дробления:

| | |
|---|-----|
| первая стадия (с 1200мм до 400мм) | 0,9 |
| вторая стадия (с 400мм до 100мм) | 1,1 |
| третья стадия (со 100мм до 25мм) | 1,4 |
| <i>Итого</i> | 3,5 |

3. На обогатительной фабрике:

| | |
|--|------|
| первая стадия измельчения: | |
| в стержневой мельнице | 4,6 |
| в шаровой мельнице | 9,6 |
| вторая стадия измельчения в шаровой мельнице | 10,0 |
| третья стадия измельчения в шаровой мельнице | 10,0 |
| <i>Итого</i> | 34,2 |
| <i>Всего на обогатительной фабрике</i> | 37,7 |

В целом от забоя до извлечения полезного компонента – 46,0 кВт ч/т. Теоретические и фактические энергозатраты на обогатительной фабрике значительно больше, чем в карьере.

Оптимизация затрат энергии на производство горных работ производится выбором комплексной механизации и технологии производственных

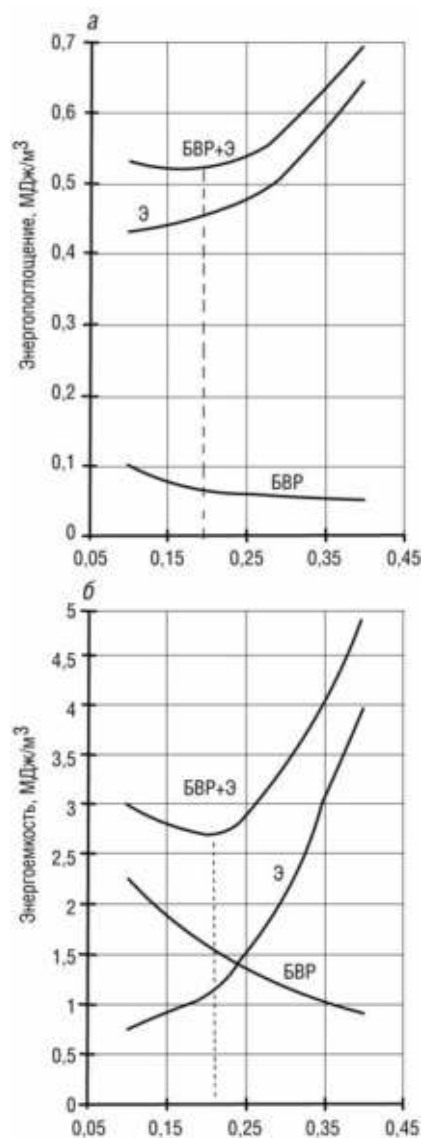


Рис. 3.60. Зависимости энергопоглощения (а) и энергоёмкости (б) от степени дробления горной массы

процессов добычных работ в карьере. Это влияет на затраты на обогатительной фабрике и позволяет минимизировать общие затраты на производство продукции карьера.

Исследования в области оптимизации затрат по технологическим процессам от добычного забоя до процесса обогащения с целью снижения общих затрат показывает эффективность увеличения степени дробления полезного ископаемого в забое карьера (рис. 3.60), что позволяет снизить затраты на экскавацию (табл. 3.3) при некотором увеличении затрат на процесс подготовки горных пород к выемке (табл. 3.4, 3.5).

Минимизация экономических затрат по всему добычному технологическому потоку должна учитывать стоимость видов энергии, которая используется в технологических процессах. Соотношение средней стоимости 1 МДж используемой энергии в карьере следующее: электрическая – 1, тепловая (дизельное топливо) – 2,13, химическая (заводское взрывчатое вещество) – 53,8.

Примеры добычных технологических потоков на апатитовом карьере «Расвумчорр-Цирк», Вяземском щебеночном карьере и железорудном карьере «Робертс» представлены на рис. 3.61, 3.62, 3.63.

Таблица 3.3

Энергозатраты на экскавацию

| Средний размер куска, м | Удельное сопротивление пород копанню, МПа | Планируемая производительность экскаватора, м³/ч | Удельное энергопоглощение, МДж/м³ | Удельная энергоёмкость, МДж/м³ |
|-------------------------|---|--|-----------------------------------|--------------------------------|
| 0,15 | 0,12 | 660 | 0,44 | 0,92 |
| 0,20 | 0,13 | 635 | 0,45 | 1,10 |
| 0,24 | 0,15 | 590 | 0,49 | 1,42 |
| 0,30 | 0,16 | 540 | 0,51 | 2,12 |
| 0,40 | 0,23 | 415 | 0,64 | 3,95 |

Таблица 3.4

Энергозатраты на взрывное дробление пород

| Метод расчета | Показатели | Значение | | | | |
|--------------------------------------|---|----------|-------|-------|-------|-------|
| | | 1,5 | 2,0 | 2,5 | 3,0 | 4,0 |
| На основе теоретических зависимостей | Степень дробления пород | 1,5 | 2,0 | 2,5 | 3,0 | 4,0 |
| | Средний размер куска породы после взрыва, м | 0,40 | 0,30 | 0,24 | 0,20 | 0,15 |
| | Энергопоглощение, МДж/м³ | 0,018 | 0,020 | 0,022 | 0,023 | 0,025 |
| | Удельный расход ВВ, кг/м³ | 0,11 | 0,12 | 0,13 | 0,14 | 0,17 |
| На основе эмпирических зависимостей | Энергоёмкость, МДж/м³ | 0,78 | 1,04 | 1,22 | 1,38 | 1,62 |
| | Удельный расход ВВ, кг/м³ | 0,39 | 0,52 | 0,61 | 0,69 | 0,81 |

Таблица 3.5

Энергозатраты на буровзрывные работы

| Средний размер куска, м | Удельные энергозатраты, МДж/м³ | | | | | |
|-------------------------|--------------------------------|---------------|------------------|---------------|---------------------|---------------|
| | Взрывные работы | | Буровые работы | | Буровзрывные работы | |
| | энергопоглощение | энергоёмкость | энергопоглощение | энергоёмкость | энергопоглощение | энергоёмкость |
| 0,15 | 0,025 | 1,62 | 0,051 | 0,243 | 0,076 | 1,863 |
| 0,20 | 0,023 | 1,38 | 0,042 | 0,207 | 0,065 | 1,587 |
| 0,24 | 0,022 | 1,22 | 0,039 | 0,183 | 0,061 | 1,405 |
| 0,30 | 0,020 | 1,04 | 0,036 | 0,156 | 0,056 | 1,196 |
| 0,40 | 0,018 | 0,78 | 0,033 | 0,117 | 0,051 | 0,897 |

3. Расчет параметров буровзрывных работ в добычных забоях.
4. Моделирование на эквивалентных материалах рабочих зон добычных горизонтов при повторной разработке полезных ископаемых.
5. Моделирование на ЭВМ распределения полезных ископаемых в развале.
6. Расчет энергозатрат добычных технологических потоков на карьерах различных отраслей промышленности.

Глава 4

ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

4.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Месторождение полезных ископаемых (или его часть) с массивом покрывающих и вмещающих пустых пород, отведенное для разработки открытым способом, называется *карьерным полем*. Карьерное поле входит в состав *земельного отвода карьера*, в пределах которого размещаются отвалы пустых пород некондиционных руд, промплощадка и другие производственные сооружения.

Вскрытие карьерного поля и рабочих горизонтов является третьей составляющей системы разработки месторождения полезного ископаемого. Она включает средства вскрытия карьерного поля, форму трассы вскрывающей выработки и вид выработки для вскрытия рабочих горизонтов.

Под *вскрытием карьерного поля* понимают проведение капитальных горных выработок, создающих доступ от поверхности земли к рабочей зоне карьера и обеспечивающих возможность проведения разрезных траншей на рабочих горизонтах.

Задача вскрытия карьерных полей заключается в установлении грузотранспортной связи между рабочей зоной карьера и пунктами приема горной массы.

Вскрытие является важнейшей частью технологии открытых разработок и зависит от многих факторов, главнейшими из которых являются рельеф местности, геологические, гидрогеологические условия, технология вскрышных и добычных работ, производительность карьера по вскрыше, основному и попутным полезным ископаемым и типы технологических потоков (*табл. 4.1*).

Вскрытие карьерного поля осуществляется открытыми горными выработками (траншеями) или подземными (*табл. 4.2*), по которым обеспечивается грузотранспортная связь рабочей зоны карьера с пунктами приема горной массы в течение всего периода отработки месторождения или этапа до его реконструкции.

Таблица 4.1

Типы технологических потоков

| Технологический поток на карьере | Вид грузопотока | Средства вскрытия |
|----------------------------------|---|---|
| Отдельный | Горная масса от одного забоя направляется на отдельный отвал, участок отвала или к бункеру для полезного ископаемого | Наклонная траншея, наклонная транспортная берма, рудоспуск, рудоскат, штольня |
| Объединённый | Горная масса от нескольких забоев объединяется в один грузопоток и далее направляется в пункт приёма для складирования или переработки | Наклонная траншея, наклонная берма или ствол |
| Разветвлённый | Горная масса от одного забоя направляется в несколько пунктов приёма горной массы | Наклонная траншея, наклонная берма или ствол |
| Комбинированный | Горная масса от нескольких забоев объединяется транспортом доставки её из карьера и на поверхности направляется в несколько пунктов приёма горной массы | Наклонная траншея, наклонная берма или ствол |

Таблица 4.2

Открытые горные выработки

| Наклонная траншея (внешняя траншея) | Обеспечение связи горизонтов в рабочей зоне карьера с поверхностью |
|--|---|
| Горизонтальная траншея (разрезная траншея) | Создание фронта горных работ на горизонте |
| Наклонная транспортная берма (внутренняя траншея, съезд, насыпь) | Обеспечение связи между горизонтами внутри эксплуатационного пространства карьера |
| Горизонтальная транспортная берма | Связь в пределах горизонта, размещение пунктов примыкания к наклонной трассе транспортных коммуникаций рабочих горизонтов, тупиков и петлевых соединений транспортных путей |
| Крутая траншея | Связь концентрационного горизонта с поверхностью |
| Стол | Связь рабочей зоны глубоких карьеров с поверхностью |
| Штольня | Связь эксплуатационного пространства нагорного карьера с поверхностью, на равнинных карьерах со стволом |
| Рудоспуск | Вертикальный и наклонный ствол для гравитационной доставки полезного ископаемого из рабочей зоны карьера на транспортный горизонт |
| Рудоскат | Наклонная открытая горная выработка для гравитационной доставки полезного ископаемого из рабочей зоны карьера к пункту погрузки |

*В скобках даны названия, встречающиеся в литературе.

Выработки для вскрытия карьерного поля служат продолжительное время, поэтому они называются *капитальными*.

Вскрытие рабочих горизонтов карьера осуществляется горизонтальными *траншеями*. Они служат для создания фронта работ на горизонте.

Рельеф поверхности и расположение месторождения относительно господствующей поверхности оказывают влияние на выбор места заложения капитальных траншей, подземных вскрышных горных выработок, размещение отвалов пустых пород, некондиционных руд, обогатительной фабрики и транспортных коммуникаций между ними. От геологических условий залегания, особенно от формы рудного тела, и глубины зависит форма трассы капитальных траншей, ее размещение в карьерном поле. Свойства полезного ископаемого, вмещающих и покрывающих пород вместе с производительностью карьера определяют число грузопотоков в карьере, а следовательно, число и тип вскрывающих выработок. Свойства массива и гидрогеологические условия месторождения влияют на конструкцию борта карьера с транспортными коммуникациями.

Вскрытие карьерного поля и рабочих горизонтов определяется технологией вскрышных и добычных работ (*табл. 4.3*)

Таблица 4.3

Средства вскрытия карьерного поля

| Система разработки | Средства вскрытия |
|---|--|
| Бестранспортная (А), транспортно-отвальная (Б), комбинированная (А+Б) | Наклонные траншеи и горизонтальные бермы для грузопотоков полезного ископаемого. Вскрывающие выработки не требуются |
| Транспортная (Г): с перевозкой вскрыши в выработанное пространство | Наклонные траншеи и горизонтальные бермы для грузопотоков полезного ископаемого, горизонтальные транспортные бермы и насыпи для грузопотоков вскрышных пород |
| с перевозкой вскрыши на внешние отвалы | Наклонные траншеи и наклонные бермы для грузопотоков вскрыши и полезного ископаемого |
| Комбинированная (А+Б+Д+Г) | Наклонные траншеи, горизонтальные и наклонные бермы для грузопотока вскрыши и полезного ископаемого |

В сущности системы разработки уже предполагает способ вскрытия, а именно: бестранспортная система разработки (с простой или краткой перевалкой вскрыши в выработанное пространство) и система разработки с перемещением вскрыши транспортно-отвальным мостом и отвалообразователями предполагают сооружение капитальных вскрывающих выработок только для полезного ископаемого.

Транспортные системы разработки с перевозкой вскрыши в выработанное пространство помимо сооружения капитальных выработок для транспортирования полезного ископаемого требуют сооружения транспортных берм на борту карьера или транспортных перемычек в выработанном пространстве для перемещения вскрыши во внутренний отвал.

Транспортные системы разработки с перевозкой вскрыши на внешние отвалы или комбинированные с перевозкой вскрыши на внутренние и внешние отвалы определяют использование систем вскрывающих выработок для доставки полезного ископаемого и вскрыши.

Система разработки экскаватор – карьер вообще не предусматривает проведение капитальных вскрывающих горных выработок.

4.2. ПРИНЦИПЫ ОКОНТУРИВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И РАСКРОЙКИ ИХ НА КАРЬЕРНЫЕ ПОЛЯ

После определения технологии вскрышных и добычных работ в конкретных природных условиях месторождения выбор способа и средств вскрытия карьера начинается с оконтуривания месторождения и раскройки его на карьерные поля.

В пределах разведанного месторождения оконтуриванием находятся границы эффективности отработки запасов открытым способом.

Процесс оконтуривания месторождения и карьерного поля производится при проектировании горного предприятия в результате исследования вариантов развития в различных направлениях горных работ специальными методами с использованием всей исходной природной и геологической документации. Эти методы изучаются в курсе «Проектирование карьеров».

При разработке горизонтальных и пологих пластообразных и россыпных месторождений глубина карьера определяется возможной по выемке мощностью полезного ископаемого, содержанием полезного компонента и граничным коэффициентом вскрыши. Для нахождения границ открытых работ в плане на горизонтальных и пологих месторождениях после определения границ залегания полезного ископаемого по глубине выстраиваются контуры в виде изолиний (рис. 4.1а):

1 – минимальной мощности пласта основного и попутных полезных ископаемых, возможной к извлечению существующей техникой при принятой технологии;

2 – минимального содержания полезного компонента, максимального содержания вредных компонентов по установленным кондициям;

3 – граничного коэффициента вскрыши.

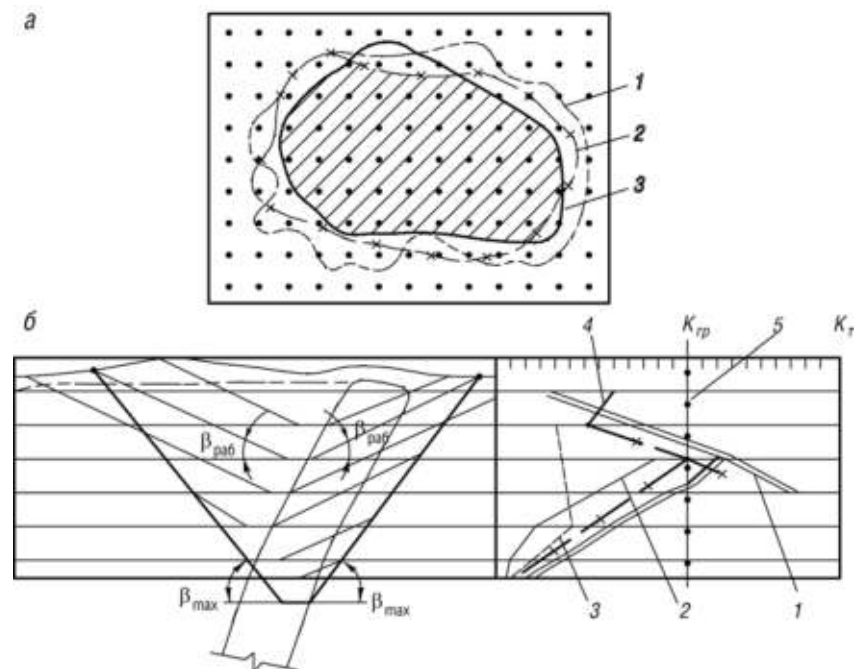


Рис. 4.1. Схема к определению контуров месторождений и карьерных полей: а – для горизонтальных и пологих пластообразных залежей; б – для крутопадающих залежей; 1 – график горной массы, 2 – график вскрыши, 3 – график полезного ископаемого, 4 – график текущего коэффициента вскрыши, 5 – график граничного коэффициента вскрыши

Контур, внутри которого добыча полезного ископаемого отвечает указанным условиям, является границей эффективности открытых горных работ на месторождении (на рисунке – заштрихованная площадь).

Граничный коэффициент вскрыши выражает предел экономической эффективности затрат на добычу полезного ископаемого открытым способом и представляет собой максимально допустимый объем вскрышных работ (m^3 или т) на единицу добываемого полезного ископаемого (m^3 или т).

Граничный коэффициент вскрыши находится по выражению

$$k_{гр} = \frac{c_n - c_0}{c_n},$$

где c_d — максимально допустимая себестоимость добычи основного и попутных полезных ископаемых в районе их потребления, руб/м³, c_d может быть принят как

$$c_d = Ц - П, c_d = c_{п}; \text{ или } c_d = c_a,$$

где Ц — цена полезного ископаемого, руб/т;
 П — величина прибыли горного предприятия, руб/т;
 $c_{п}$ — себестоимость добычи полезного ископаемого при подземной разработке месторождения, руб/т;
 c_a — величина затрат на приобретение альтернативного сырья (например, газ вместо угля, и т.п.);
 c_o — затраты на добычные работы в карьере, руб/м³;
 c_b — затраты на вскрышные работы в карьере, руб/м³.

Величина граничного коэффициента вскрыши существенно зависит от принятой системы разработки, которая отражается в затратах на вскрышные работы, и технологии добычных работ, которые находят выражение в затратах на добычные работы в карьере.

На горизонтальных месторождениях при системах разработки с простой перевалкой вскрыши в выработанное пространство затраты на вскрышные работы c_b будут меньше, чем при других системах разработки, следовательно, и граничный коэффициент вскрыши будет выше.

Комплексное использование полезного ископаемого, особенно многокомпонентных полиметаллических руд с извлечением редких элементов, а также попутных полезных ископаемых, значительно увеличивает допустимую себестоимость, которая в упрощенном виде выражается как

$$c_a = \left(\frac{Ц_1 V_1 + Ц_2 V_2 + Ц_3 V_3 + \dots}{V_1} \right) - П,$$

где Ц₁ — цена основного полезного ископаемого;
 Ц₂, Ц₃ — цены попутных полезных ископаемых;
 V₁ — объем добычи основного полезного ископаемого в единице прирезаемого контура карьера;
 V₂, V₃ — объемы добываемых попутных полезных ископаемых в единице прирезаемого контура карьера;
 П — установленная прибыль.

Попутные полезные ископаемые используются: для производства строительных материалов (щебень, песок, цемент), в качестве химического сырья (сера, фосфор, кремний) и кварц, слюда, вода — для других целей,

На наклонных и крутых месторождениях контур эффективности открытых горных работ определяется по граничному коэффициенту вскрыши.

Границей эффективности открытой разработки этих месторождений является контур, отстроенный под углами погашения бортов карьера β_{max} из точек максимального разноса рабочих бортов карьера $\beta_{раб}$, которым соответствует условие достижения равенства значения текущего коэффициента вскрыши граничному, т.е. $k_T = k_{гр}$. Он находится в процессе анализа месторождения* (рис 4.1б). Найденная глубина карьера называется *предельной расчетной* в отличие от *конечной глубины карьера*, которая фактически достигается по окончании горных работ. Конечная глубина может быть меньше или больше предельной расчетной по экономическим причинам, которые возникают в результате колебания цен на добываемое полезное ископаемое.

Соотношения объемов вскрыши и полезного ископаемого в этих контурах при всевозможных направлениях развития горных работ обеспечивают экономичность отработки месторождения во времени, качество и полноту извлечения основного и попутных полезных ископаемых.

На пластообразных вытянутых по простиранию месторождениях этот анализ производится по геологическим профилям, на месторождениях с другими формами рудных тел — по горизонтным планам. Для анализа рудных месторождений по многокритериальным оценкам, включающим объемы руд основного и сопутствующих металлов, попутных полезных ископаемых, вредных примесей и пр., используются математические модели месторождений, построенные по данным геологической разведки с объемным распределением всех показателей по законам геостатистики.

Для первоначальных решений об эффективности разработки месторождений открытым способом и вскрытия карьерного поля в стадиях технико-экономического обоснования или бизнес-плана используется аналитический метод определения *основных параметров карьера* по наиболее представительным или усредненным геологическим материалам.

* Ю.И.Анистратов, К.Ю.Анистратов «Проектирование карьеров» Москва, 2003 г. Издательство НПК «Гемос Лимитед».

Главные параметры карьера:

1. Конечная глубина — H ;
2. Размеры по дну — B и L_d ;
3. Углы наклона бортов в рабочей зоне $\beta_{\text{раб}}$ и при погашении — β_{max} ;
4. Границы карьера на уровне дневной поверхности;
5. Объём горной массы в контурах карьера — $V_{\text{ГМ}}$;
6. Запасы полезного ископаемого в контуре карьера — $V_{\text{ПИ}}$;
7. Максимально возможная производительность карьера по полезному ископаемому $Q_{\text{ПИ}}$ и производительность по вскрыше $Q_{\text{В}}$.

На горизонтальных и пологопадающих пластообразных месторождениях определение основных параметров карьера производится в следующем порядке.

1. Определяются контуры карьерного поля по приведенной выше методике.
2. При больших размерах оконтуренной площади месторождения, пригодной для открытой разработки, производится его разделение на карьерные поля по условиям:
 - а) ширина карьерного поля должна быть равна эффективной длине карьерного поля для принятой технологии вскрышных работ;
 - б) длина карьерного поля должна обеспечить его отработку в течение полной амортизации капитальных вложений, техники и технологии (обычно 15–25 лет);
 - в) затраты и время перехода на новое карьерное поле должно быть минимальным.
3. Определяются объемы вскрыши и полезного ископаемого в контурах карьерного поля

$$V_{\text{В}} = S_{\text{В}}H, V_{\text{ПИ}} = S_{\text{ПИ}}h,$$

где $V_{\text{В}}$ и $V_{\text{ПИ}}$ — объемы вскрыши и полезного ископаемого в контуре карьера, м^3 ;
 $S_{\text{В}}$ и $S_{\text{ПИ}}$ — средняя площадь между кровлей и почвой вскрыши и полезного ископаемого в карьерном поле, м^2 ;
 H и h — мощность вскрыши и полезного ископаемого, м.

4. По скорости подвигания фронта работ при принятой технике и технологии разработки месторождения определяется максимальная производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше

$$Q_{\text{ПИ}} = L_{\text{ф.п.и}} h_{\text{п.и}} V_{\text{ф}}$$

$$Q_{\text{В}} = L_{\text{ф.в}} H_{\text{В}} V_{\text{ф}},$$

где $L_{\text{ф.п.и}}$ и $L_{\text{ф.в}}$ — длина фронта работ по полезному ископаемому и вскрыше;
 $h_{\text{п.и}}$ и $H_{\text{В}}$ — высота уступа полезного ископаемого и вскрыши;
 $V_{\text{ф}}$ — скорость подвигания фронта работ.

На наклонных и крутых месторождениях определение и расчет основных параметров карьера производится в следующей последовательности.

Максимальные размеры карьера по поверхности и по глубине (в м) можно определить графически или аналитически.

Графически для пластообразных вытянутых по простиранию залежей (рис. 4.2) максимальный разнос бортов карьера по поверхности под рабочими углами по условию $M = m_{\text{Г}} k_{\text{ГР}}$ ($m_{\text{Г}}$ — горизонтальная мощность полезного ископаемого) по геологическому профилю (м) откладывают в масштабе чертежа от любой точки (а) на поверхности геологического профиля. Из концов отрезка проводят линии бортов карьера под углами погашения β_{max} . Точку пересечения наклонных линий переносят горизонтально в середину залежи. Расстояние от этой точки до поверхности представляет собой максимальную глубину карьера H_{max} на момент расчёта эффективности открытой разработки месторождения.

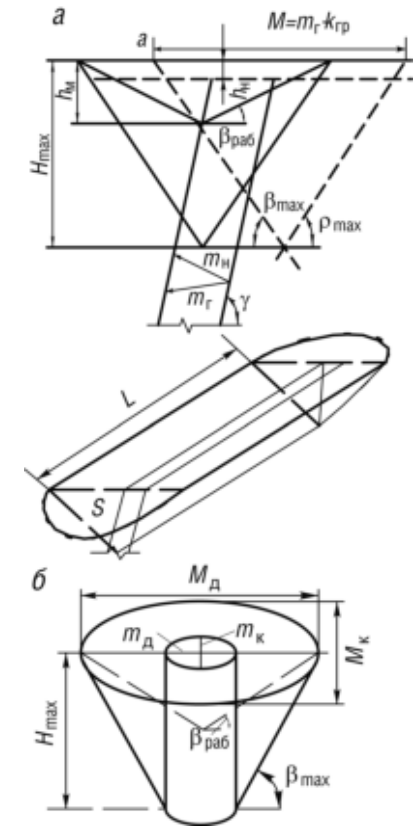


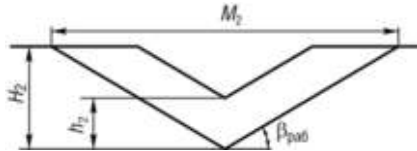
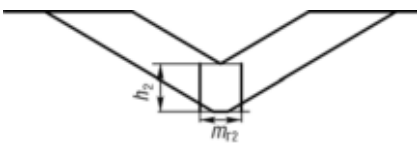
Рис. 4.2. Схема к расчёту основных параметров карьерного поля при разработке залежей:

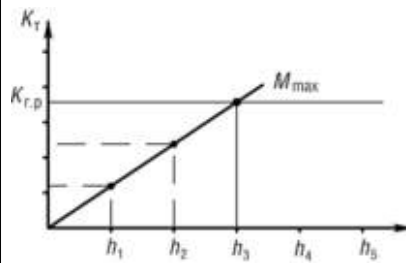
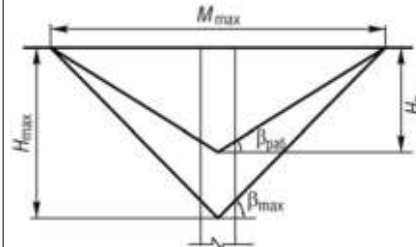
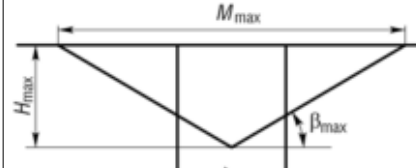
а — наклонных и крутых пластообразных, вытянутых по простиранию, б — ограниченных округлых в плане

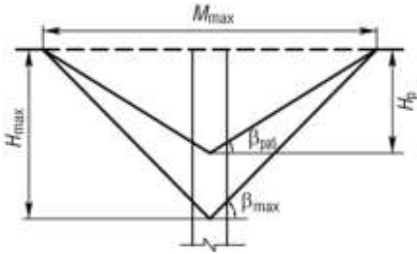
Аналитически расчёты основных параметров карьера определяются в следующем порядке:

| I. Пластообразные и протяжённые рудные залежи | |
|--|--|
| | |
| | <p>Геометрическая модель рабочей зоны карьера с пластообразной залежью представляет собой сумму $V_{\pi} + V_{\kappa}$ – призмы и конуса.</p> |
| | <p>Геометрическая модель рабочей зоны карьера с протяжённой рудной залежью ($m_{д}/m_{к} \geq 2$) представляет собой сумму $V_{\pi} + V_{\kappa}$ – призмы, где $\pi = m_{д} - m_{к}$, и конуса V_{κ} с диаметром $m_{к} = m_{г}$.</p> |
| <p>Параметры</p> <p>$m_{г}$ – горизонтальная мощность рудного тела; h – величина углубки работ в этапе; π – простирание рудного тела; M – разнос борта карьера в этапе; $\beta_{раб}$ – угол откоса рабочего борта карьера; β_{max} – угол откоса борта карьера при погашении.</p> | |

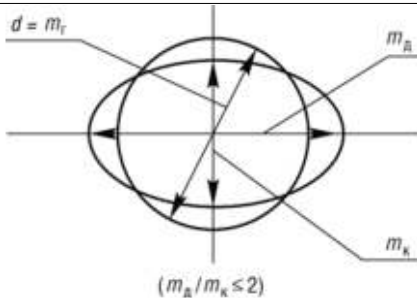
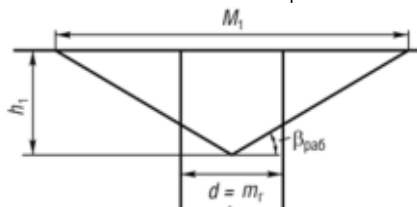
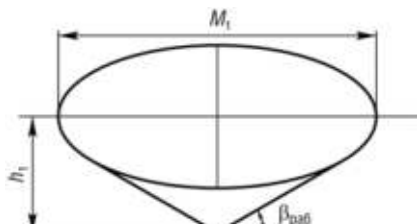
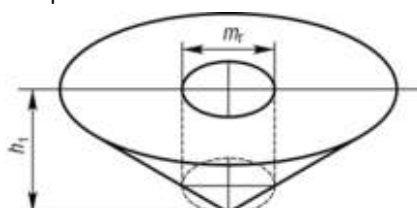
| Порядок расчётов | |
|---|---|
| I этап | |
| <p>1. Разнос бортов карьера при глубине первого этапа под углом $\beta_{раб}$.</p> | $M_1 = 2h_1 \text{ctg} \beta_{раб}$ |
| <p>2. Объем горной массы в первом этапе.</p> | $V_{ГМ_1} = V_{\text{призмы}} + V_{\text{конуса}} = 1/3 h_1 (\pi M_1 + \pi h_1^2 \text{ctg} \beta_{раб})$ |
| <p>3. Объем полезного ископаемого в первом этапе.</p> | $V_{\text{ПИ}_1} = m_{г1} h_1 \pi - 1/4 m_{г1}^2 \text{tg} \beta_{раб}$ |
| <p>4. Объем вскрыши в первом этапе.</p> | $V_{B_1} = V_{ГМ_1} - V_{\text{ПИ}_1} = 1/3 h_1 (\pi M_1 + h_1^2 \text{ctg} \beta_{раб}) - m_{г1} h_1 \pi - 1/4 m_{г1}^2 \text{tg} \beta_{раб}$ |
| <p>5. Текущий коэффициент вскрыши в первом этапе.</p> | $k_{T_1} = \frac{V_{B_1}}{V_{\text{ПИ}_1}}$ |
| II этап | |
| <p>6. Разнос бортов карьера при глубине первого и второго этапов ($H_2 = h_1 + h_2$) под углом $\beta_{раб}$.</p> | $M_2 = 2H_2 \text{ctg} \beta_{раб}$ |
| <p>7. Объем горной массы при глубине первого и второго этапов (H_2).</p> | $V_{ГМ_2} = 1/3 H_2 (\pi M_2 + \pi H_2^2 \text{ctg} \beta_{раб})$ |

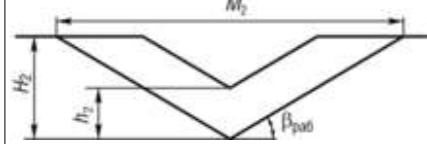
| | |
|--|--|
| <p>8. Объем горной массы во втором этапе.</p>  | $V_{ГМ2} = V_{ГМH2} - V_{ГМ1}$ |
| <p>9. Объем полезного ископаемого во втором этапе.</p>  | $V_{ПИ2} = m_{Г2} h_2 \Pi - 1/4 m_{Г2}^2 \operatorname{ctg} \beta_{\text{раб}}$ |
| <p>10. Объем вскрыши во втором этапе.</p> | $V_{B2} = V_{ГМ2} - V_{ПИ2}$ |
| <p>11. Текущий коэффициент вскрыши во втором этапе.</p> | $K_{Г2} = \frac{V_{B2}}{V_{ПИ2}}$ |
| <p>Следующие этапы n</p> | |
| <p>12. Разнос бортов глубине этапа n ($h_1+h_2+\dots+h_n$).</p> | $M_n = 2 \sum_1^n h \operatorname{ctg} \beta_{\text{раб}}$ |
| <p>13. Объем горной массы при $\sum_1^n h$ этапов.</p> | $V_{ГМ \sum n} = 1/3 \sum_1^n h (\Pi M_n + \pi H_n^2 \operatorname{ctg}^2 \beta_{\text{раб}})$ |
| <p>14. Объем горной массы в этапе n.</p> | $V_{ГМn} = V_{ГМ \sum n} - V_{ГМ \sum n-1}$ |
| <p>15. Объем полезного ископаемого в этапе n.</p> | $V_{П.и.n} = m_{Гn} h_n \Pi - 1/4 m_{Гn}^2 \operatorname{ctg} \beta_{\text{раб}}$ |
| <p>16. Объем вскрыши в этапе n.</p> | $V_{Вn} = V_{ГМ.n} - V_{П.и.n}$ |
| <p>17. Текущий коэффициент вскрыши в этапе n.</p> | $K_{Гn} = \frac{V_{Вn}}{V_{П.и.n}}$ |

| | |
|--|--|
| <p>18. Максимальный разнос бортов карьера (M_{max}) под рабочими углами, соответствующий условию $K_T = K_{ГP}$</p> <p><i>Варианты определения:</i> 1) при одинаковой мощности рудного тела по глубине; $M_{\text{max}} = m_{Г} k_{ГP}$ 2) при разной мощности рудного тела в каждом этапе определяется точкой пересечения графика K_T с графиком $K_{ГP}$.</p> |  |
| <p>19. Глубина карьера при максимальном разносе бортов карьера под рабочими углами.</p> | $H_{M_{\text{max}}} = 1/2 M_{\text{max}} \operatorname{ctg} \beta_{\text{раб}}$ |
| <p>20. Объем горной массы в контуре карьера при максимальном разносе бортов карьера.</p> | $V_{ГМ M_{\text{max}}} = 1/3 H_{M_{\text{max}}} (\Pi M_{\text{max}} + \pi H_{M_{\text{max}}}^2 \operatorname{ctg}^2 \beta_{\text{раб}})$ |
| <p>21. Максимальная глубина карьера.</p>  | $H_{\text{max}} = 1/2 M_{\text{max}} \operatorname{ctg} \beta_{\text{max}}$ |
| <p>22. Объем горной массы в контуре карьера при максимальной глубине.</p>  | $V_{ГМ M_{\text{max}}} = 1/3 H_{\text{max}} (\Pi M_{\text{max}} + \pi H_{\text{max}}^2 \operatorname{ctg}^2 \beta_{\text{max}})$ |

| | |
|--|--|
| <p>23. Объем горной массы в контурах карьера после достижения максимального разноса бортов карьера под рабочими углами (объем при погашении горных работ).</p>  | $V_{GM_n} = V_{GM_{max}} - V_{GMM_{max}}$ |
| <p>24. Объем полезного ископаемого в максимальном контуре карьера.</p> | $V_{ПИ_{max}} = \sum_1^N m_i h_i П.$ |
| <p>25. Объем вскрыши в максимальном контуре карьера.</p> | $V_{B_{max}} = V_{GM_{max}} - V_{ПИ_{max}}$ |
| <p>26. Средний коэффициент вскрыши в максимальном контуре карьера.</p> | $k_{cp} = \frac{V_{B_{max}}}{V_{ПИ_{max}}};$ |
| <p>27. Объем полезного ископаемого после достижения максимального разноса бортов карьера.</p> | $V_{ПИ_n, M_{max}} = \sum_{N_{до}}^{N_{после}} M_i h_i П.$ |
| <p>28. Объем вскрыши после достижения максимального разноса бортов карьера.</p> | $V_{B_n} = V_{GM_n} - V_{ПИ_n}$ |
| <p>29. Количество этапов отработки карьера.</p> | $N = \frac{H_{max}}{h}.$ |
| <p>30. Количество этапов отработки до достижения максимального разноса бортов карьера.</p> | $N_{до} = \frac{H_{M_{max}}}{\sum h}.$ |
| <p>31. Количество этапов отработки после достижения максимального разноса бортов карьера.</p> | $N_{после} = N - N_{до}$ |

| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|--|----------------------------------|-------------|---|---|-------------------|---|-----------------|---|---|----|---|----|-------|---|---|---|---|---|--|--|--|--|--|----------|--------------|--|--|--|-------------------|--|--|--|--|--|---------|--|--|--|-----------------|--|-----------------|--|--|--|----------|-----------------|--|--|--|-------------------|--|--|--|--|--|------------|--|--|--|-----------------|--|-----------------|--|--|--|
| <p>32. Максимально возможная производительность карьера по полезному ископаемому. У – скорость углубления горных работ на карьере (с автомобильным транспортом обычно 15 м/год, при железнодорожном – 10 м/год).</p> | $Q_{ПИ} = m_{Г_{min}} ПУ$ | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| <p>33. Время отработки каждого этапа.</p> | $t_3 = \frac{V_{ПИ_3}}{Q_{ПИ}}$ | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| <p>34. Необходимая годовая производительность по вскрыше в каждом этапе.</p> | $Q_{B_i} = \frac{V_{B_i}}{t_3}$ | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| <p>35. Построение календарного графика горных работ.</p> | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|  <table border="1" data-bbox="1232 957 2083 1181"> <tr> <td>Годы эксп-и</td> <td>1</td> <td>2</td> <td>3</td> <td>4</td> <td>5</td> <td>6</td> <td>7</td> <td>8</td> <td>9</td> <td>10</td> </tr> <tr> <td>Этапы</td> <td>1</td> <td>2</td> <td>3</td> <td>4</td> <td>5</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Произ-ль</td> <td>Полезн. иск.</td> <td colspan="3"></td> <td colspan="2">Q_{п.и.}</td> <td colspan="4"></td> </tr> <tr> <td>Вскрыша</td> <td colspan="3"></td> <td colspan="2">Q_{в.}</td> <td colspan="4">Q_{в.}</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Экспа-ры</td> <td>На полезн. иск.</td> <td colspan="3"></td> <td colspan="2">N_{п.и.}</td> <td colspan="4"></td> </tr> <tr> <td>На вскрыше</td> <td colspan="3"></td> <td colspan="2">N_{в.}</td> <td colspan="4">N_{в.}</td> </tr> </table> | | Годы эксп-и | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | Этапы | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | | | | | | Произ-ль | Полезн. иск. | | | | Q _{п.и.} | | | | | | Вскрыша | | | | Q _{в.} | | Q _{в.} | | | | Экспа-ры | На полезн. иск. | | | | N _{п.и.} | | | | | | На вскрыше | | | | N _{в.} | | N _{в.} | | | |
| Годы эксп-и | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Этапы | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Произ-ль | Полезн. иск. | | | | Q _{п.и.} | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Вскрыша | | | | Q _{в.} | | Q _{в.} | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Экспа-ры | На полезн. иск. | | | | N _{п.и.} | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | На вскрыше | | | | N _{в.} | | N _{в.} | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| <p>36. Усреднение годовых объемов горных работ по вскрыше.</p> | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| <p>37. Расчет количества экскаваторов по полезному ископаемому.</p> | $N_{ПИ} = \frac{Q_{ПИ}}{Q_{эс}}$ | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| <p>38. Расчет количества экскаваторов по вскрыше.</p> | $N_{B} = \frac{Q_{B_i}}{Q_{B}}$ | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

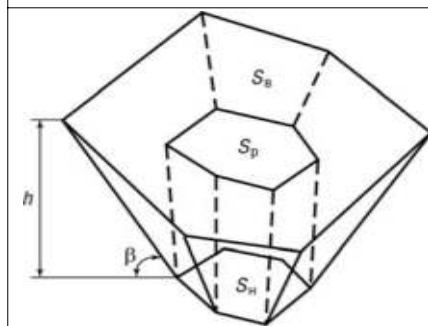
| II. Жильные и штокообразные округлые в плане залежи | |
|--|---|
|  | <p>Геометрическая модель рабочей зоны карьера представляет собой усеченный конус с диаметром дна равного</p> $d = \frac{m_к + m_н}{2}.$ <p>При анализе для измерения на геологическом разрезе</p> $d = m_r$ |
| Порядок расчётов | |
| I этап | |
| <p>1. Разнос бортов карьера при глубине первого этапа под углом $\beta_{\text{раб}}$.</p>  | $M_1 = 2h_1 \text{ctg} \beta_{\text{раб}}.$ |
| <p>2. Объем горной массы в первом этапе.</p>  | $V_{\text{ГМ}_1} = 1/3 \pi h_1^3 \text{ctg}^2 \beta_{\text{раб}}.$ |
| <p>3. Объем полезного ископаемого в первом этапе.</p>  | $V_{\text{ПИ}_1} = 1/4 \pi m_r^2 h_1 - 1/12 \pi m_r^3 \text{tg} \beta_{\text{раб}}.$ |

| | |
|---|---|
| 4. Объем вскрыши в первом этапе. | $V_{\text{В}_1} = V_{\text{ГМ}_1} - V_{\text{ПИ}_1}$ |
| 5. Текущий коэффициент вскрыши в первом этапе. | $K_{\tau_1} = \frac{V_{\text{В}_1}}{V_{\text{ПИ}_1}}.$ |
| 6. Разнос бортов карьера при глубине первого и второго этапа под углом | $M_2 = 2h_2 \text{ctg} \beta_{\text{раб}}.$ |
| 7. Объем горной массы при глубине первого и второго этапа. | $V_{\text{ГМ}_2} = 1/3 \pi h_2^3 \text{ctg}^2 \beta_{\text{раб}}.$ |
| 8. Объем горной массы во втором этапе. |  $V_{\text{ГМ}_2} = V_{\text{ГМ}_2} - V_{\text{ГМ}_1}$ |
| 9. Объем полезного ископаемого во втором этапе. | |
| 10. Объем вскрыши во втором этапе. | $V_{\text{В}_2} = V_{\text{ГМ}_2} - V_{\text{ПИ}_2}$ |
| 11. Текущий коэффициент вскрыши во втором этапе. | $K_{\tau_2} = \frac{V_{\text{В}_2}}{V_{\text{ПИ}_2}}.$ |
| Этап «n» | |
| 12. Разнос бортов карьера при увеличении глубины на следующий этап | $M_n = 2h_n \text{ctg} \beta_{\text{раб}}.$ $\sum_1^n h(h_1 + h_2 + \dots + h_n).$ |
| 13. Объем горной массы во всей рабочей зоне при увеличении глубины на следующий этап. | $V_{\text{ГМ}_{\sum n}} = 1/3 \pi h_n^3 \text{ctg}^2 \beta_{\text{раб}}.$ |
| 14. Объем горной массы в этапе «n». | $V_{\text{ГМ}_n} = V_{\text{ГМ}_{\sum n}} - V_{\text{ГМ}_{\sum n-1}}.$ |

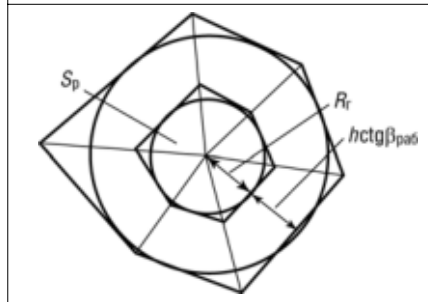
| | |
|--|--|
| 15. Объем полезного ископаемого в этапе «n». | $V_{ПИ_n} = 1/4\pi m_{2Г_n} h_n - 1/12\pi m_n^3 \text{tg}\beta_{\text{раб}}$. |
| 16. Объем вскрыши в этапе «n». | $V_{В_n} = V_{ГМ_n} - V_{ПИ_n}$ |
| 17. Текущий коэффициент вскрыши в этапе «n». | $K_{T_n} = \frac{V_{В_n}}{V_{ПИ_n}}$. |

Далее расчёты аналогичны расчётам параметров карьера при разработке пластообразных вытянутых по простиранию залежей.

III. Мощные рудные залежи



Геометрическая модель рабочей зоны карьера представляет собой усечённую пирамиду с параметрами: площади оснований – верхняя $S_{в}$, нижняя $S_{н}$ и высота H .



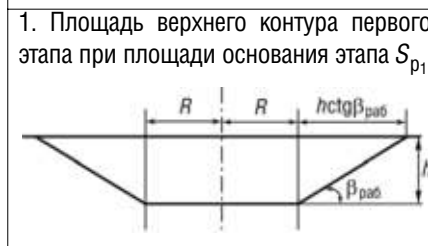
При расчётах на геологических материалах в каждом этапе измеряется: площадь основания равная площади рудного тела или принятого по технологии разработки дна карьера в этапе или радиус вписанного в геометрический многоугольник площади дна радиус

$$R_p = \sqrt{\frac{S_p}{\pi}}$$

Порядок расчётов

I этап

1. Площадь верхнего контура первого этапа при площади основания этапа S_{p1}



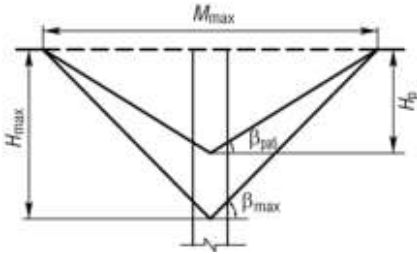
$$S_{в1} = \pi \left(\sqrt{\frac{S_{p1}}{\pi}} + h_1 \text{ctg}\beta_{\text{раб}} \right)^2;$$

$$S_{н1} = \pi \left(R_{p1} + h_1 \text{ctg}\beta_{\text{раб}} \right)^2.$$

| | |
|--|---|
| 2. Объем горной массы в первом этапе. | $V_{ГМ_1} = 1/3h_1(S_{p1} + \sqrt{S_{p1}S_{в1}} + S_{в1});$ $V_{ГМ_1} = 1/3h_1\pi [R_{p1}^2 + R_{p1}^2(R_{p1} + h_1 \text{ctg}\beta_{\text{раб}}) + (R_{p1} + h_1 \text{ctg}\beta_{\text{раб}})^2].$ |
| 3. Объем полезного ископаемого в первом этапе. | $V_{ПИ1} = S_{p1}h_1;$ $V_{ПИ1} = \pi R_{p1}h_1$ |
| 4. Объем вскрыши в первом этапе. | $V_{В1} = V_{ГМ_1} - V_{ПИ1};$ $V_{В1} = 1/3h_1(S_{p1} + \sqrt{S_{p1}S_{в1}} + S_{в1}) - S_{p1}h_1.$ |
| 5. Текущий коэффициент вскрыши в первом этапе. | $k_{T_1} = \frac{V_{В1}}{V_{ПИ1}}$. |
| 6. Площадь верхнего контура при глубине первого и второго этапа ($H_2 = h_1 + h_2$). |  $S_{в2} = \pi \left[\sqrt{\frac{S_{p2}}{\pi}} (h_1 + h_2) \text{ctg}\beta_{\text{раб}} \right]^2;$ $S_{н2} = \pi [R_{p2} + (h_1 + h_2) \text{ctg}\beta_{\text{раб}}]^2.$ |
| 7. Объем горной массы в первом и втором этапе (H_2). | $V_{ГМ_2} = 1/3H_2(S_{p1} + \sqrt{S_{p2}S_{в2}} + S_{в2}).$ |
| 8. Объем горной массы во втором этапе. | $V_{Г.м.2} = V_{Г.м.H_2} - V_{Г.м.1}$ |
| 9. Объем полезного ископаемого во втором этапе. | $V_{ПИ2} = S_{p2}h_2$ |
| 10. Объем вскрыши во втором этапе. | $V_{В2} = V_{ГМ_2} - V_{ПИ2}$ |
| 11. Текущий коэффициент вскрыши во втором этапе. | $K_{T_2} = \frac{V_{В2}}{V_{ПИ2}}$. |

Расчёты параметров следующих этапов (пп. 12–17) выполняются в порядке, изложенном для пластообразных вытянутых по простиранию залежей.

18. Глубина карьера $H_{в\text{max}}$ под рабочими углами борта карьера при максимальном расширении площади контура карьера по поверхности $S_{в\text{max}}$ ($R_{в\text{max}}$) определяется по точке пересечения графика текущего коэффициента вскрыши с графиком граничного коэффициента вскрыши.

| | |
|--|---|
| <p>19. Максимальная глубина карьера в контурах под углами погашения β_{\max}.</p> | $H_{\max} = R_{\text{вmax}} \cdot \text{tg}\beta_{\max}$ |
| <p>20. Объём горной массы в контуре карьера при максимальном расширении контура карьера по поверхности.</p> | $V_{\text{ГМНвmax}} = 1/3 H_{\text{вmax}} (S_{\text{р1}} + \sqrt{S_{\text{р1}} S_{\text{вmax}}} + S_{\text{вmax}})$ |
| <p>21. Объём горной массы в контуре карьера при максимальной глубине под углами погашения β_{\max}.</p> | $V_{\text{ГМНmax}} = 1/3 H_{\max} \cdot S_{\text{вmax}}$ |
| <p>22. Объём горной массы в контуре карьера после достижения максимального расширения контура карьера по поверхности</p>  | $V_{\text{ГМост}} = V_{\text{ГМНmax}} - V_{\text{ГМНвmax}}$ |
| <p>Расчёты параметров в следующих пунктах выполняются аналогично изложенным для пластообразных и протяжённых рудных залежей.</p> | |

4.3 . КОНСТРУКЦИЯ БОРТОВ КАРЬЕРА И УГОЛ ЕГО ОТКОСА

Угол откоса бортов карьера представляет собой линию, соединяющую верхнюю бровку карьера с нижней (рис. 4.3).

Угол откоса рабочего борта карьера (β_p) отстраивается внутри рабочей зоны и представляет собой линию, соединяющую нижнюю бровку разрезной траншеи внутри экскаваторной заходки на наклонных и крутых месторождениях или нижнюю бровку пласта полезного ископаемого

на горизонтальных и пологих пластообразных и россыпных месторождениях с верхней бровкой уступа верхнего рабочего горизонта.

Аналитически угол откоса определяется по формуле

$$\text{tg}\beta_{\text{раб}} = \frac{H_{\text{р.з}}}{nh + B_{\text{р.п}}(n-1) + nh \text{ctg}\alpha}$$

где $H_{\text{р.з}}$ – высота рабочей зоны;
 $B_{\text{р.п}}$ – ширина рабочей площадки;
 n – число рабочих горизонтов в рабочей зоне;
 h – высота уступа;
 α – угол откоса уступа (табл. 4.4).

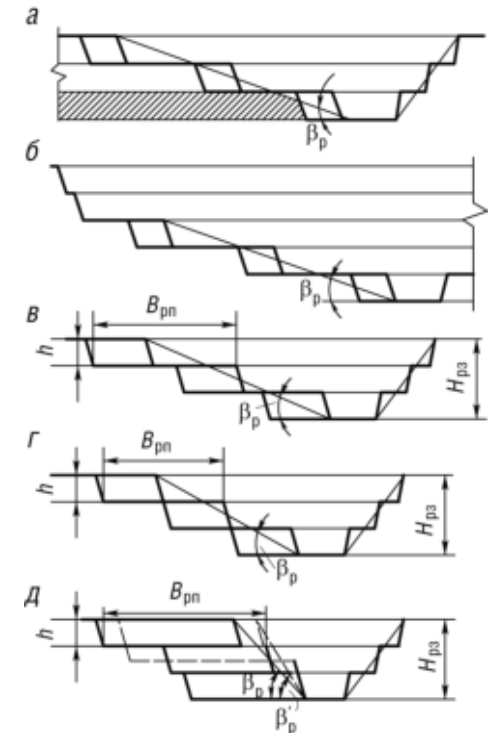


Рис. 4.3 Угол откоса рабочего борта карьера:
 а – на горизонтальных и пологих месторождениях;
 б – на наклонных и крутых месторождениях;
 в, г, д – при панельной схеме отработки горизонтов

В период освоения месторождения угол откоса рабочего борта карьера влияет на величину горно-капитальных работ и вскрытия очередного горизонта на наклонных и крутопадающих месторождениях. Чем больше угол откоса рабочего борта карьера, тем меньше объём горно-капитальных работ, а следовательно меньший срок ввода в эксплуатацию. При вскрытии очередного горизонта во время эксплуатации имеем меньший коэффициент вскрыши, т.е. объём вскрышных работ, а следовательно и меньшие эксплуатационные затраты на добычу полезного ископаемого.

Величина угла откоса рабочего борта карьера зависит от ширины рабочей площадки и высоты уступа: чем больше ширина рабочей площадки и меньше высота уступа, тем меньше угол откоса рабочего борта карьера.

Таблица 4.4

Углы откоса уступа

| Группа пород | Характеристика пород уступа | Высота рабочего уступа, м | Угол откоса уступа, град. | | |
|--|---|---------------------------|---------------------------|------------|-------------------------|
| | | | рабочего | нерабочего | |
| | | | | одиночного | сдвоенного и строенного |
| Крепкие скальные $\sigma_{сж} \geq 80 \text{ МПа}$ | Весьма крепкие | 12–15 | До 80 | 70–75 | 65–70 |
| | Крепкие слаботрещиноватые и слабовыветрелые | 12–15 | 70–75 | 60–65 | 55–70 |
| Средней крепости $8 \text{ МПа} \leq \sigma_{сж} \leq 80 \text{ МПа}$ | Крепкие трещиноватые | 12–15 | 65–70 | 55–60 | 50–55 |
| | Выветрелые интенсивно трещиноватые | 12–15 | 60–65 | 50–55 | 45–50 |
| | Сильно выветрелые | 10–12 | 55–60 | 45–50 | 40–45 |
| | Интенсивно трещиноватые или рассланцованные | 10–12 | 45–50 | 40–45 | 35–40 |
| Слабые и связные $\sigma_{сж} \leq 8 \text{ МПа}$ | Частично дезинтегрированные изверженные | 8–10 | 55–60 | 40–50 | 35–40 |
| | Глинистые, полностью дезинтегрированные разности всех пород | 8–10 | 40–50 | 25–40 | 25–30 |
| | Глинистые песчано-гравийные отложения | 8–10 | 40–45 | 35–40 | 30–35 |

Примечания. 1. При падении слоев, рассланцованных толщ, тектонических трещин и других поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 30–65° (а если трещины заполнены глиной, то под углом более 25°) уступам придают угол откоса, соответствующий углу падения этих поверхностей ослабления, но не более приведенных в таблице.
2. Таблица составлена с учетом применения специальной технологии постановки уступов в предельное положение.

В параметры ширины рабочей площадки (рис. 4.4) входят: ширина заходки по целику (B), величина развала (R), зазор безопасности между развалом горной массы и транспортной полосой (Z), ширина транспортной полосы (T) и берма безопасности (c). Величины Z и c определяются правилами техники безопасности, B , R и T зависят от параметров горного оборудования и технологии горных работ на горизонте.

Расчет ширины развала (м) при однорядном расположении скважин производится по формуле (см. рис. 2.21 в учебнике Ю.И. Анистратова К.Ю. Анистратова «Технологические процессы открытых горных работ»).

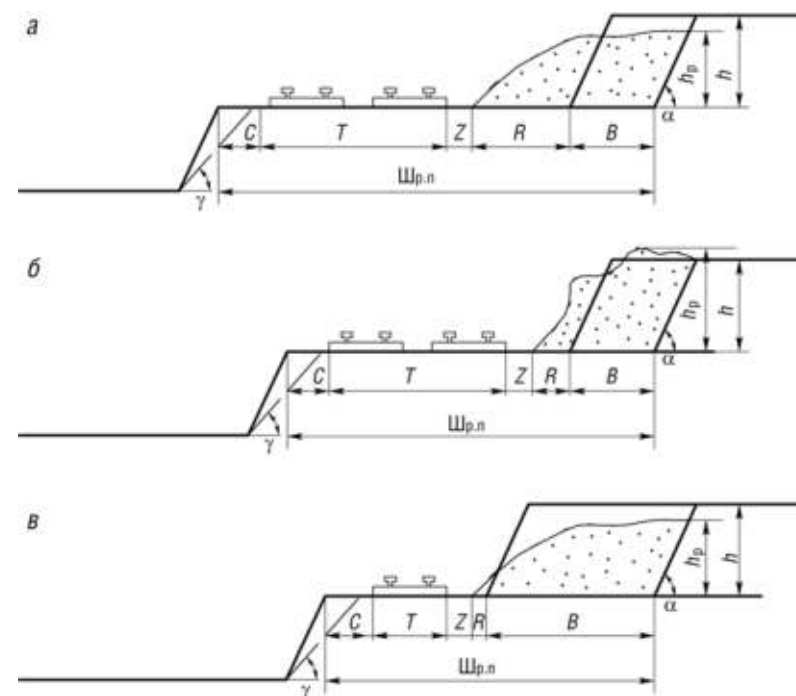


Рис. 4.4. Способы уменьшения ширины рабочей площадки:
а – ширина рабочей площадки при обычной технологии взрывных работ;
б – уменьшение величины развала на рабочей площадке взрыванием массива на «подпорную стенку»; в – размещением развала взорванной горной массы внутри широкой заходки.

$$R = \frac{2(c+h \operatorname{ctg} \alpha)(k_p h - h_p)}{h_p},$$

где R – ширина развала взорванной горной массы от нижней бровки уступа, м;
 c – расстояние от верхней бровки уступа до скважины, м;
 h – высота уступа, м;
 α – угол откоса уступа, градус;
 k_p – коэффициент разрыхления породы в развале;
 h_p – безопасная высота развала взорванной горной массы, м;

$$h_p = (1-1,5)h_q,$$

h_q – высота черпания экскаватора, м.

При многорядном взрывании:

- ♦ ширина заходки по целику

$$A = b(n-1) + c + h \operatorname{ctg} \alpha,$$

- ♦ величина развала горной массы после взрыва

$$R = \frac{2[b(n-1) + c + h \operatorname{ctg} \alpha](hk_p - h_p)}{h_p},$$

где n – количество рядов скважин,

b – расстояние между рядами взрывных скважин.

Ширина развала горной массы при взрыве скважинного заряда зависит от свойств горных пород и массива уступа и практически от всех параметров буровзрывных работ.

Эмпирически ширина развала может быть определена по формуле:

$$R = 5q\sqrt{Wh},$$

где q – удельный расход взрывчатого вещества, кг/м³,

W – линия сопротивления по подошве, м.

Практически $R = (0,5-0,6)h$.

Обычно в скальных породах при высоте уступа 15–20 м заходках с одно- или многорядным взрыванием и направлением развала горной массы на рабочую площадку, т.е. поперек фронта работ, угол откоса рабочего борта β_p составляет 25–27°.

Увеличение угла откоса рабочего борта карьера уменьшением ширины рабочей площадки возможно путем сокращения величины развала. Оно может быть достигнуто: взрыванием на «подпорную» стенку, т.е. на оставленную часть объема взорванной горной массы от предыдущего цикла подготовки ее к выемке или изменением направления развала горной массы относительно фронта работ с поперечного на продольное. В этом случае развал горной массы размещается внутри заходки с незначительным, обычно равным 1/3 высоты уступа, развалом в сторону ширины рабочей площадки, а ширина заходки по целику (B)

увеличивается до необходимых по технологическим условиям взрывных и экскавационных работ размеров.

При широких заходках по целику с автомобильным транспортом угол откоса рабочего борта карьера может быть увеличен до 45° (рис. 4.3в). Это особенно достигается при панельной схеме отработки горизонтов с направлением развала горной массы внутрь заходки (рис. 2.4), т.е. вдоль фронта работ, когда при той же высоте уступа ширина рабочей площадки сокращается.

Увеличение высоты уступа без расширения ширины рабочей площадки также ведет к увеличению угла откоса рабочего борта карьера.

Технологически увеличение высоты разрабатываемых горизонтов достигается взрыванием сдвоенных и строенных уступов с последующей слоевой разработкой развала механическими лопатами с экскавацией на уровне стояния или в комбинации с гидравлическими экскаваторами с нижним черпанием (рис. 4.5).

Сочетание панельной схемы отработки горизонтов с увеличенной высотой уступа позволяет значительно повысить угол откоса рабочего борта карьера β_p (рис. 4.3д).

Для карьера глубиной 600 м при уступах высотой 30 м с углом откоса уступа 45, 50, 60 и 700 угол откоса рабочего борта карьера будет 37, 43, 48 и 55°.

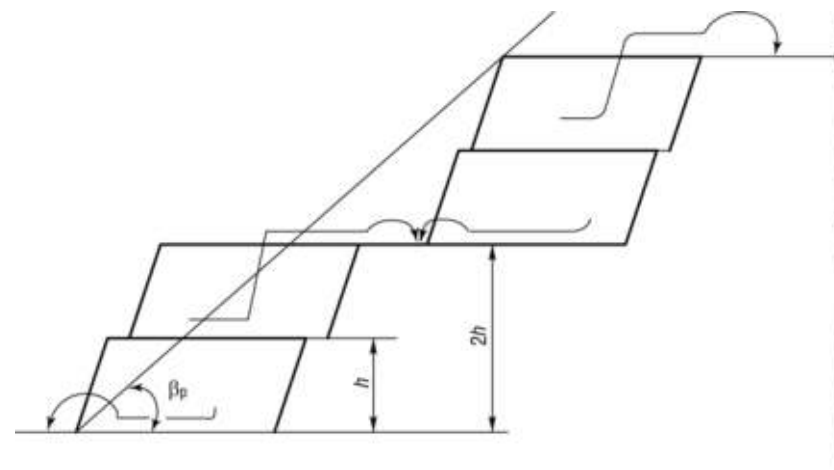


Рис. 4.5. Угол откоса рабочего борта карьера при сдвигании уступов и послойной их разработке

Угол рабочего борта карьера при разработке горизонтальных и пологих месторождений с перевалкой вскрыши в выработанное пространство механическими лопатами и драглайнами составляет 40–65°, при комбинированной системе разработки с перевалкой и перевозкой вскрыши в выработанное пространство – от 10 до 40°, при транспортных системах разработки с мягкими вскрышными породами угол откоса составляет 30–40°.

Угол откоса нерабочего борта карьера зависит от устойчивости массива горных пород и его конструкции. Устойчивость определяют: физико-механические свойства пород и полезного ископаемого, геологическая структура, тектонические нарушения, гидрогеологические и климатические условия месторождения, глубина и форма карьера в плане.

Нерабочее состояние борта карьера наступает при отработке рабочих горизонтов до конечных контуров карьерного поля в плане. На горизонтальных и пологопадающих месторождениях нерабочий борт находится в торцевых частях карьера, на наклонных и крутопадающих месторождениях – по всему контуру или части карьерного поля.

При определении предельных значений угла откоса по устойчивости учитывается фактор времени, т.е. длительная устойчивость, которая требуется для отстройки бортов карьеров на наклонных и крутых месторождениях, и кратковременная, которая имеет значение при разработке горизонтальных и пологих месторождений для торцевых бортов карьера с внутренним отвалообразованием.

На наклонных и крутопадающих месторождениях (рис. 4.6) различают нерабочий борт в конечном положении на момент полной отработки запасов в пределах карьерного поля (β_{\max})

и в пределах одного из его этапов отработки по глубине (β_n). Устойчивость борта карьера в конечном положении должна быть выше, вследствие продолжительности срока службы (50–70 лет), чем борта промежуточного этапа со сроком службы 15–25 лет.

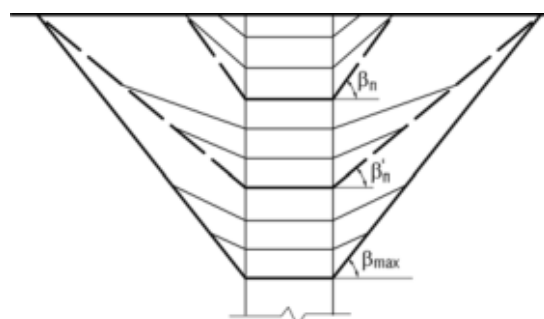


Рис. 4.6. Нерабочий борт карьера в конечном положении и промежуточных этапов

Значения углов откоса бортов карьеров в предельном положении по устойчивости на карьерах цветной металлургии приведены в табл. 4.5.

Таблица 4.5

Углы откоса борта карьера в конечном положении

| Группа пород | Характеристика пород, слагающих борт | Угол откоса борта карьера, градус* |
|--|---|------------------------------------|
| Крепкие скальные породы $\sigma_{сж} \geq 80$ МПа | Крепкие слабо трещиноватые | 55 |
| | Крепкие интенсивно трещиноватые | 40–50 |
| Породы средней прочности $8 \text{ МПа} \leq \sigma_{сж} \leq 80$ МПа | Выветрелые | 40–50 |
| Слабые несвязанные породы $\sigma_{сж} \leq 8$ МПа | Сильно выветрелые или полностью дезинтегрированные глинистые пески, галечники | 20–30 |

* Углы откоса обязательно уточняются расчетом в конкретных инженерно-геологических условиях.

Угол откоса борта карьера оказывает существенное влияние на эффективность открытых горных работ. Увеличение угла откоса бортов карьера позволяет уменьшить объем вскрыши в контуре карьера при определенной глубине или увеличить глубину открытой разработки при определенном граничном коэффициенте вскрыши. Изменение объема вскрыши ΔV в контуре карьера при изменении угла откоса борта карьера на $\Delta\beta$ можно определить по формуле

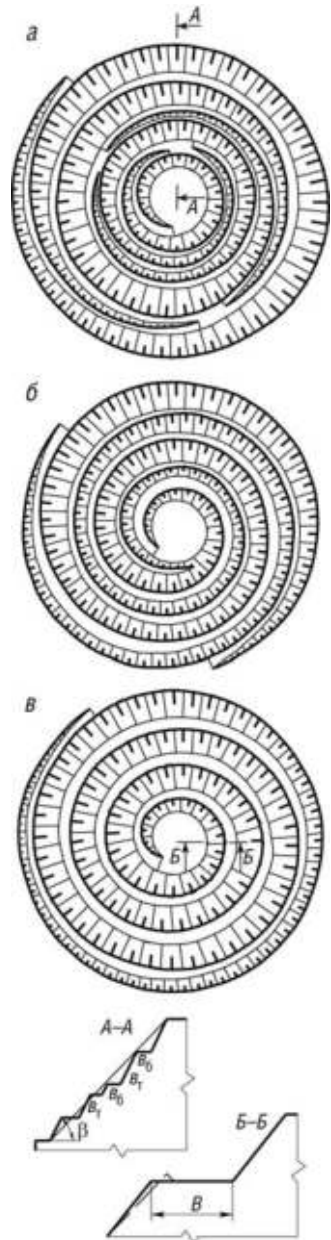
$$\Delta V = \frac{2\pi H^2}{3\sin^2 \beta_{\max}} \operatorname{ctg} \beta_{\max} \Delta\beta,$$

где H – глубина карьера, м;

β_{\max} – угол откоса борта карьера, градус.

Конструктивно в профиле нерабочий борт представляет собой сочетание транспортных берм, берм безопасности и откосов погашенных уступов (рис. 4.7). Его величина может быть найдена по формуле

$$\beta_{\max} = \operatorname{arccctg} \left\{ \frac{nh \operatorname{ctg} \alpha + b_0(n-1) + \sum b_{\tau}}{H_{\max}} \right\},$$



где n , h и α – соответственно число уступов в контуре карьера, их высота и угол откоса;
 b_0 – ширина бермы безопасности (по ЕПБ $b_0 = 1/3h_y$);
 Σb_m – суммарная ширина транспортных берм;
 H – глубина карьера.

На глубоких карьерах в крепких массивах были достигнуты углы откоса борта карьера, близкие к предельным по устойчивости 52° .

Это стало возможным благодаря применению:

- ✧ сдвоенных или строенных уступов в конечном положении;
- ✧ предварительного щелеобразования наклонными скважинами, пробуренными по конечному контуру рабочего горизонта (рис. 4.8);
- ✧ совмещения предохранительных берм с бермами периодической очистки и отстройки их параллельно транспортной берме на расстоянии по высоте, допустимой по правилам безопасности;
- ✧ контроля состояния бортов карьеров и регулярной очистки поверхности откосов уступов и берм;

Рис. 4.7. Конструкции бортов карьера при погашении:

а – с горизонтальными предохранительными бермами; б – с наклонными предохранительными бермами; в – с совмещёнными транспортными и предохранительными бермами

- ✧ специальных мероприятий по ограждению карьера от поверхностных и подземных вод;
- ✧ размещению отвалов горных пород и складов руды за пределами призм возможного обрушения горных пород массива откосов бортов карьера;
- ✧ искусственного укрепления зон возможного нарушения устойчивости бортов карьера;
- ✧ массовых взрывов с расчетом взрывной волны безопасной по сейсмическому воздействию на массив борта карьера.

Технология сдваивания или страивания уступов при доработке рабочих горизонтов не представляет трудности, но она должна обеспечивать сплошной откос с необходимым по устойчивости наклоном. Обработку поверхности откоса уступа наиболее целесообразно проводить гидравлическими экскаваторами, которые имеют возможность благодаря конструктивным особенностям удалять по всей высоте нарушенный предыдущими взрывными работами слой массива.

Предварительное щелеобразование наклонными скважинами («гладкий откос») позволяет обеспечить необходимый угол откоса уступа и защитить от проникновения трещин в массив от разрушающего действия взрыва в глубь массива зарядов скважин, предназначенных для дробления горных пород на горизонте.

Технология его осуществления заключается во взрывании с опережением в 50–100 мс малых зарядов скважин, пробуренных по конечному

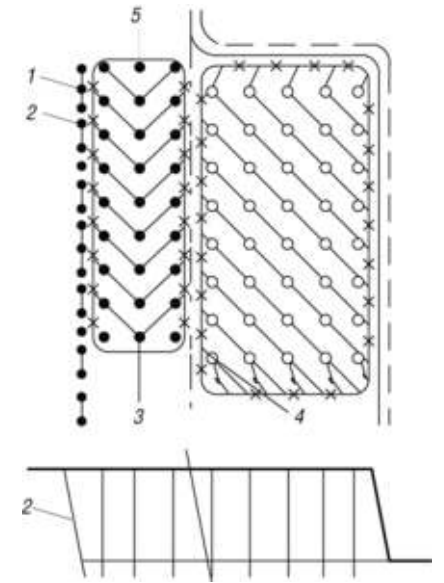


Рис. 4.8. Технологическая схема заоткоски уступов в конечном положении борта с предварительным щелеобразованием:

а – 1 – предельный контур; 2 – скважина отрезной щели; 3 – буферные скважины в приконтурной зоне; 4 – скважины взрывной подготовки горных пород к выемке; 5 – направление детонации при взрыве

контуру горизонта и рассчитанных на образование трещин по предельному контуру отработки рабочего горизонта.

Для предварительного щелеобразования используются скважины малого или уменьшенного диаметра по сравнению со скважинами на разрушение массива. Заряд этих скважин представляет собой гирлянду патронов аммонита на детонирующем шнуре или шланга с взрывчатым веществом с заполнением пространства между зарядом и охраняемым откосом массива песком или мелко дробленой породой. В пространстве перед контурным рядом скважин во взрываемом массиве на разрушение создают ряд буферных скважин по сетке зарядов на рыление, но с массой зарядов на 50–60% меньше основных зарядов.

При использовании станка наклонного бурения с глубиной, позволяющей бурить контурные скважины для предварительного щелеобразования сразу на два–три горизонта (т.е. 45–60 м), отстройка откоса уступа существенно упрощается.

Горизонтальные предохранительные бермы и бермы периодической очистки от осыпающихся кусков породы в зонах непосредственной близости с наклонными транспортными бермами теряют свою функцию из-за уменьшения расстояния между собой. Наклонные предохранительные бермы, отстроенные на установленном безопасном расстоянии от транспортной бермы, сохраняют свою функцию на любом участке и позволяют увеличить в целом угол откоса борта карьера.

Наклонная предохранительная берма, отстроенная на максимальном расстоянии от транспортной, может выполнять роль резервной транспортной бермы (рис. 4.9).

Эксплуатация современного автотранспорта большой грузоподъемности на ограниченных в плане карьерных полях требует снижения уклона трассы и включения в нее через определенные промежутки горизонтальных участков для сброса форсированного режима двигателей и охлаждения мотора. В этом случае возможна конструкция бортов карьера только с транспортными бермами смягченного продольного профиля, совмещенными с предохранительными бермами, отстроенными через соответствующие по безопасности расстояния по высоте (рис. 4.9 в).

Ширина совмещенных транспортных и предохранительных берм меньше их суммы при самостоятельном функционировании за счет объединения берм обрушения и обочин.

Контроль состояния бортов карьера осуществляется: визуальным осмотром, фотопланиметрическим, маркшейдерскими и геофизическими наблюдениями за состоянием откосов, наблюдением с использованием спутниковой системы, тензометрическим методом.

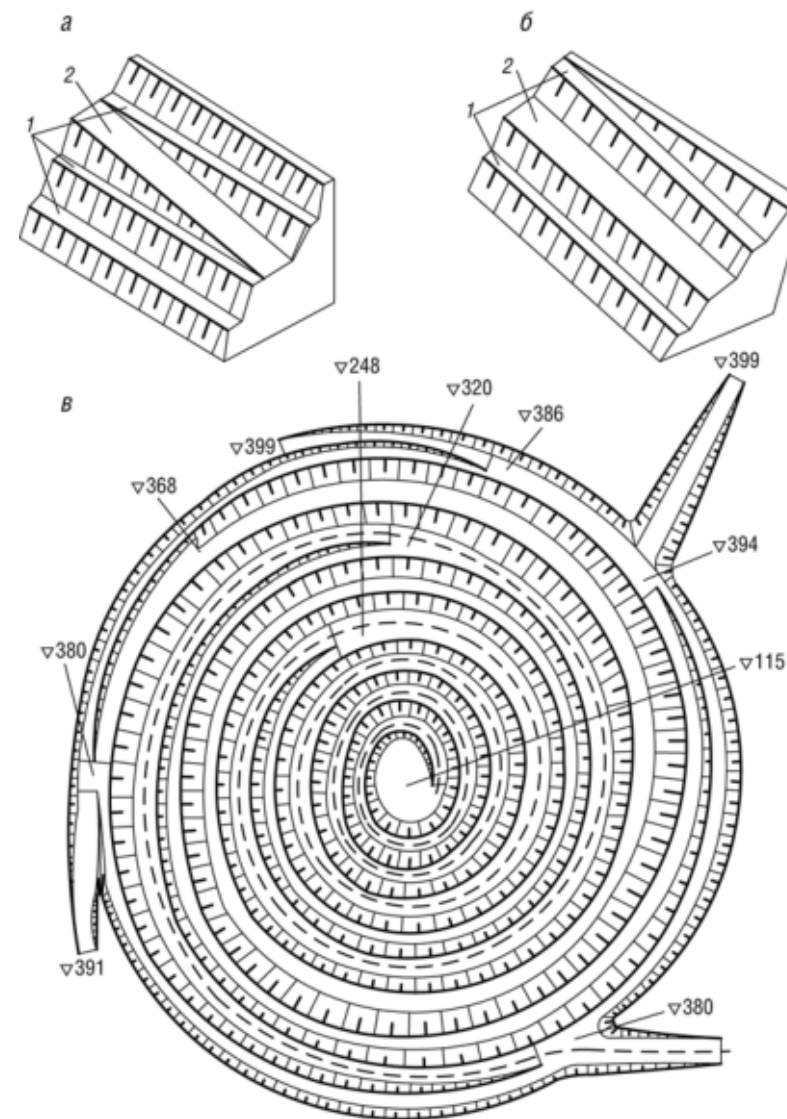


Рис. 4.9. Конструкция нерабочего борта карьера с бермами: а – горизонтальными, б – наклонными (1 – предохранительные бермы; 2 – транспортные бермы), в – план карьера «Интернациональный» на конце отработки с наклонными предохранительными бермами выполняющих функции транспортных

Регулярная очистка поверхности уступов производится при патрулировании специальными машинами, рабочий орган которых позволяет очистить эрозированную поверхность откоса. Накопившаяся порода на площадке бермы экскавируется погрузчиком с вывозкой осыпавшейся породы на отвал.

В средства ограждения карьера от поверхностных и подземных вод входит: сооружение водоотводных канав за призмой обрушения карьерного поля, создание подземной системы дренажа подземных вод или скваженного барража вокруг карьера.

Искусственное укрепление зон возможного нарушения устойчивости борта карьера производится методами с учетом конкретных условий (анкеры, сваи, инъекции специальных химических соединений).

Щадящие взрывные работы достигаются расчетом возможного числа серий в массовом взрыве, безопасном по сейсмическому воздействию на охраняемые объекты.

4.4. УСТОЙЧИВОСТЬ ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Устойчивость откосов уступов и бортов карьеров зависит от инженерно-геологических и горнотехнических факторов.

К инженерно-геологическим факторам относятся прочностные и физико-механические свойства горных пород, трещиноватость, тектонические нарушения приоткосных массивов, процессы выветривания и обводнения, гидрогеологические и климатические условия района месторождения.

К основным физико-механическим характеристикам горных пород относятся: объемный вес, влажность, пористость, угол внутреннего трения, сцепление, пластичность, ползучесть и длительная прочность. Эти характеристики изменяются под воздействием технологических и гидрогеологических процессов, происходящих при обнажении горных пород.

При обнажении откосов в процессе горных работ породы подвергаются выветриванию. В наибольшей степени выветриванию подвергаются откосы верхних уступов карьеров.

Существенное влияние на устойчивость откосов уступов и бортов карьеров оказывают климатические условия района месторождения: количество атмосферных осадков, температурный режим, ветровая деятельность. Рельеф поверхности месторождения также имеет большое значение при выборе мер обеспечения устойчивости откосов рабочих и нерабочих уступов и бортов карьера.

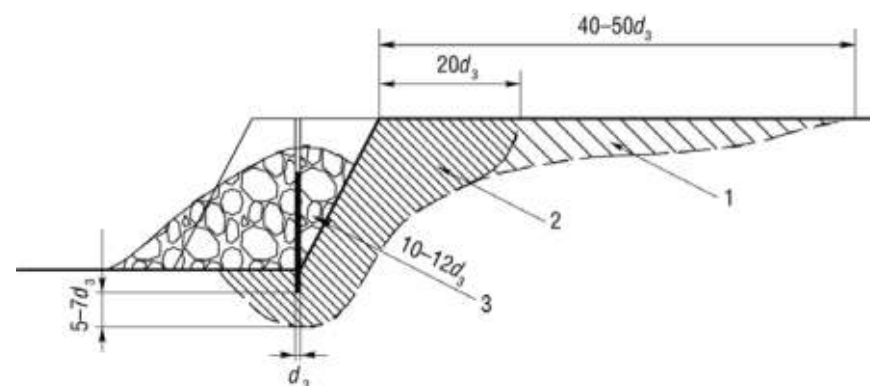


Рис. 4.10. Зоны взрывных нарушений массива горных пород

В основу большинства распространенных в настоящее время расчетов устойчивости откосов уступов и бортов положено определение коэффициента запаса устойчивости откоса k_y по наиболее вероятной поверхности скольжения.

$$k_y = \frac{\sum F_{уд}}{\sum F_{сдв}}$$

где $\sum F_{уд}$ — сумма удерживающих сил по вероятной поверхности скольжения, т;

$\sum F_{сдв}$ — сумма сдвигающих сил по вероятной поверхности скольжения, т.

Положение вероятной поверхности скольжения, а также сдвигающие и удерживающие силы определяются с учетом действия в конкретных

условиях инженерно-геологических и горнотехнических факторов по теории предельного равновесия сыпучей среды (рис. 4.11). Математический аппарат расчета параметров призмы обрушения приводится в курсах управления массивов бортов карьера.

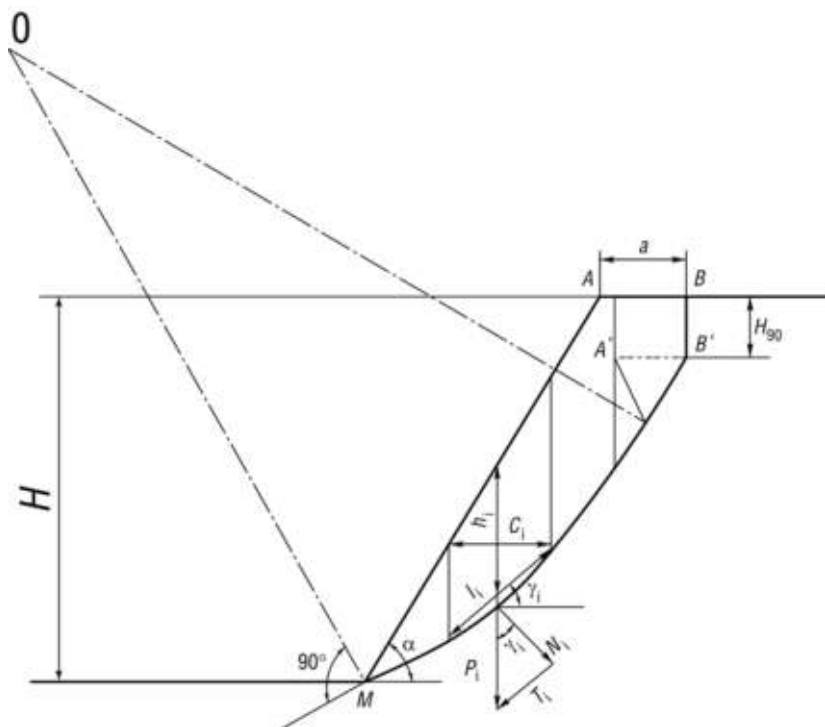


Рис. 4.11. Расчётная схема определения устойчивого откоса нерабочего борта карьера

При открытой разработке различают *длительную* и *кратковременную устойчивость борта карьера*. В зависимости от этого принимается решение о технологии разработки месторождения.

Коэффициент запаса устойчивости зависит от срока и функционального назначения откосов.

Проф. С.И. Попов рекомендует определять величину коэффициента запаса устойчивости борта по формуле

$$k = \sqrt{\frac{T+b}{a}}$$

где T — время функционирования зоны борта карьера, лет;
 a и b — коэффициенты, зависящие от прочностных показателей пород;
 n — показатель влияния на прочность породы процесса выветривания.

Д. т. н Г.Л. Фисенко рекомендует оценку устойчивости откосов производить по следующим величинам коэффициента запаса устойчивости:

- ✧ для нерабочих бортов со сроком службы более 5 лет — 1,3;
- ✧ для нерабочих уступов со сроком службы менее 5 лет — 1,5—2,0;
- ✧ для нерабочих бортов со сроком службы менее 5 лет, рабочих бортов, ненагруженных и нагруженных уступов — 1,2.

Ширина призмы возможного обрушения зависит от высоты и угла наклона борта, условий залегания пород, наличия тектонических и дизъюнктивных нарушений. По Г.Л. Фисенко она принимается (рис. 4.12):

- ✧ при наклонном несогласном залегании поверхностей ослабления в висячем боку (0,10—0,20) H ;
- ✧ при наклонном согласном залегании в лежащем боку (0,25—0,30) H ;
- ✧ при горизонтальном залегании (0,30—0,40) H .

Для обеспечения устойчивости откосов уступов и бортов необходимо:

- ✧ осуществлять систематическое осушение пород приоткосных массивов;
- ✧ производить заоткоску уступов, рассчитанных на длительное стояние предварительным щелеобразованием.

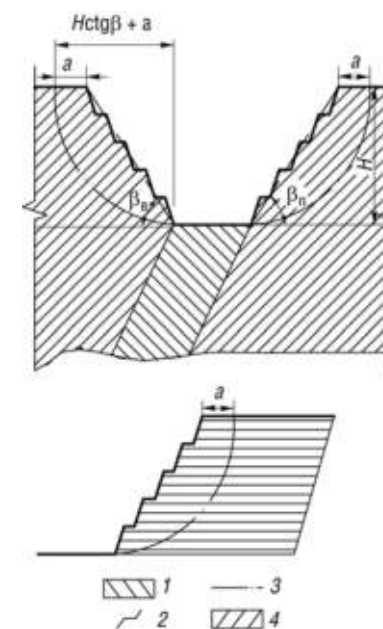


Рис. 4.12. Призмы возможного обрушения бортов карьера при различном залегании горных пород: 1 — полезное ископаемое, 2 — предельный контур карьера, 3 — граница призмы возможного обрушения, 4 — поверхности ослабления

Параметры элементов уступа и бортов карьера должны корректироваться в соответствии с уточнением первоначальных геологоразведочных и инженерно-геологических данных.

Для этого в процессе разработки месторождения необходимо:

- ✧ проводить дополнительное изучение физико-механических свойств пород, элементов их залегания, характера трещиноватости, расположения поверхностей ослабления, гидрогеологического режима;
- ✧ периодически по уточненным данным производить поверочные расчеты устойчивости участков бортов и принимать меры по их укреплению;
- ✧ вести систематические маркшейдерские наблюдения за состоянием и деформациями уступов и бортов карьера, закладывая для этих целей наблюдательные станции.

Массивы бортов карьеров из четвертичных отложений в районах с сухим климатом предохраняют от выветривания с помощью торкретирования или цементации.

При разработке твердых пород искусственное укрепление откосов необходимо когда отдельные участки бортов и уступов расположены в зоне интенсивной трещиноватости горных пород, подсечены поверхностями ослабления или сложены породами, подверженными интенсивному выветриванию. Искусственное укрепление откосов позволяет уменьшить общий объем горных работ в конечных контурах карьера за счет увеличения углов бортов карьера. Искусственное укрепление откосов в твердых породах является экономически выгодным мероприятием.

Способы искусственного укрепления откосов твердых пород предполагают:

- ✧ механическое удержание;
- ✧ инъецирование в массив укрепляющих растворов;
- ✧ изоляция откосов устойчивыми покрытиями.

Механическое удержание заключается в применении анкерного или свайного крепления, защитных или контрфорсных стенок. Для инъецирования в массив используются цементные растворы, полимерные растворы и смолы. Изолирующими материалами являются торкрет-бетон, битум, синтетические материалы.

4.5. РАЗДЕЛЕНИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ НА ЭТАПЫ

Оконтуренную площадь на горизонтальных и пологих месторождениях раскраивают на карьерные поля. Размеры карьерного поля и его форма выбираются с учетом предполагаемой технологии разработки, комплексной механизации и направления перемещения фронта горных работ (рис. 4.13).

Длина фронта работ должна обеспечивать необходимую производительность карьера в течение всего срока его отработки.

По длине фронт работ делится на блоки, в которых предусматривается работа выемочного оборудования (рис. 4.14).

Расчетный контур эффективности открытых горных работ на наклонных и крутых месторождениях по глубине разделяется на этапы со сроком отработки 15–20 лет, соразмерным срокам полной модернизации оборудования, переходом на новую технологию и вследствие этого реконструкцией карьера (рис. 4.15).

Глубина первого этапа (примерно 200 м), определяется эффективностью эксплуатации одного, часто автомобильного, вида транспорта. Глубина второго этапа (около 500 м), соответствует эффективности комбинированного транспорта – автомобильно-конвейерного или автомобильно-железнодорожного. Вскрытие рабочей зоны третьего этапа эффективно подземными горными выработками с комбинированным транспортом – автомобильным в рабочей зоне и транспортом по подземным горным выработкам на поверхность (рис. 4.16).

Допустимая высота подъема горной массы автосамосвалов в качестве транспорта первого этапа определяется тепловыми режимами работы тягового электрооборудования самосвала, параметрами внутри-карьерных трасс. Для автосамосвалов с электромеханической трансмиссией высота подъема горной массы составляет от 200 до 350 м.

Углы откосов бортов карьера промежуточных этапов принимаются равными углу погашения (β_{\max}) или несколько меньшими, чем при

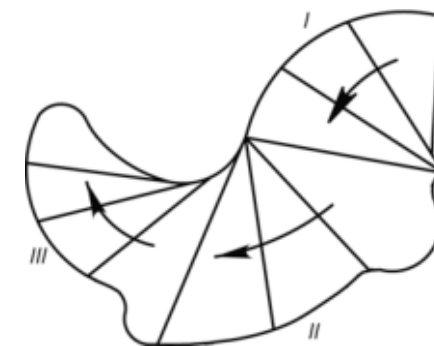


Рис. 4.13. Разделение карьерного поля горизонтального месторождения на этапы:

I–III – этапы разработки

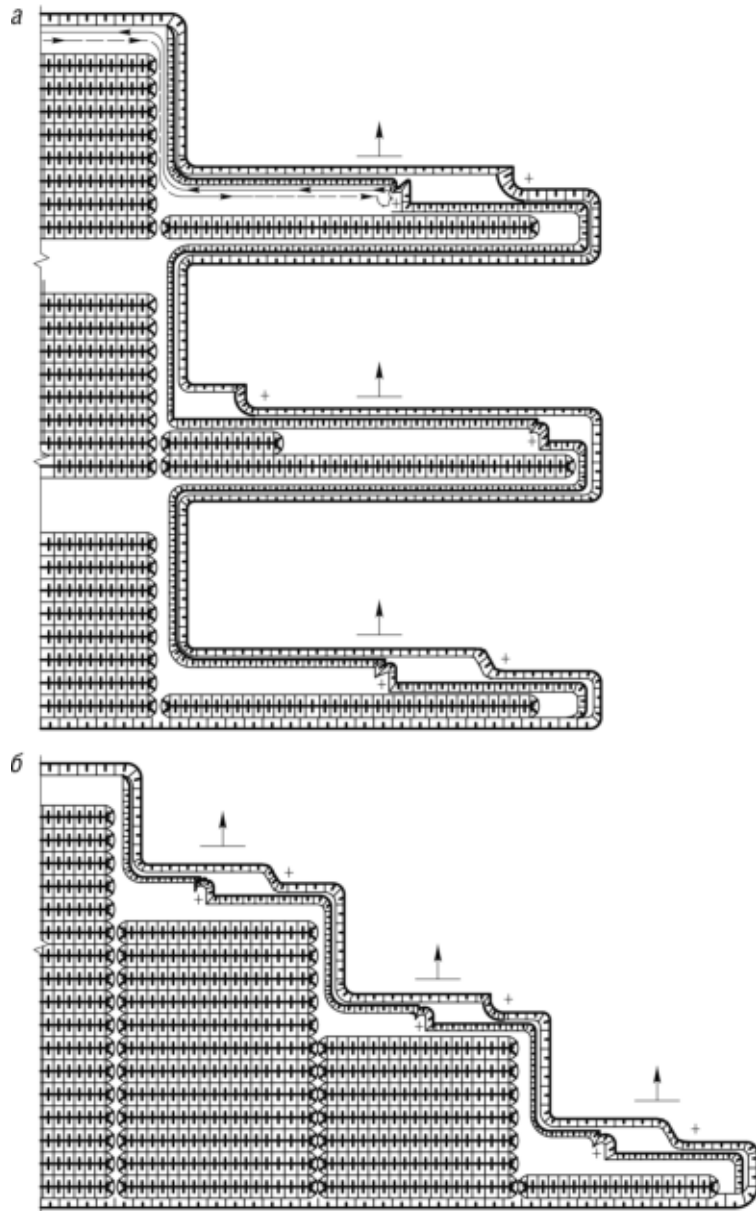


Рис. 4.14. Разделение фронта работ горизонтального месторождения на блоки при панельной (а) и обычной схемах отработки (б)

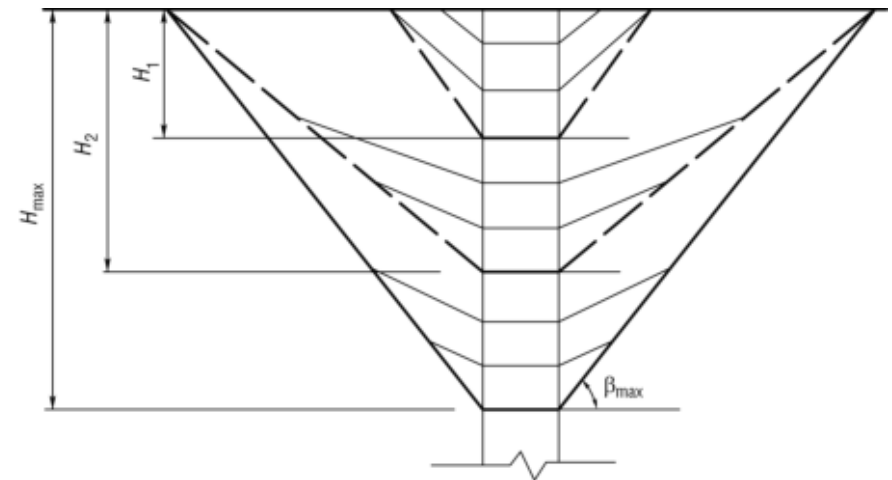


Рис. 4.15. Разделение карьерного поля крутопадающего месторождения на этапы по глубине

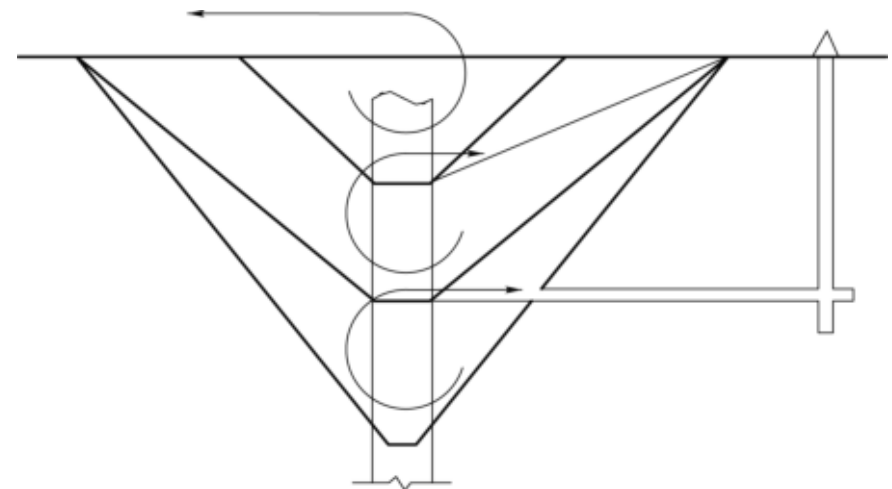


Рис. 4.16. Разделение карьерного поля на этапы отработки по принципу эффективности вскрытия рабочей зоны

погашении ($\beta_{пр}$), но значительно большими, чем рабочих бортов карьера ($\beta_{раб}$) (рис. 4.17). Максимальные углы откосов промежуточных бортов карьера требуют при переходе от этапа к этапу остановки добычных работ и производства только вскрышных. Обеспечение потребителя полезным ископаемым в этот период производится с накопительного склада предыдущего периода или с другого месторождения.

Отработка горизонтов внутри каждого этапа с промежуточными углами откоса бортов карьера проводится по обычной технологии. При подходе к границе этапа работы временно консервируются. Для возможности продолжения горных работ без перерыва в следующем этапе у промежуточного борта карьера через горизонт или два оставляется минимальная рабочая площадка (рис. 4.18).

Панельная схема отработки горизонтов на крутопадающих месторождениях позволяет обрабатывать месторождение этапами с углами откоса промежуточного борта карьера, равными углу погашения.

Разработка наклонных и крутых месторождений этапами по глубине позволяет снизить текущий коэффициент вскрыши при отработке первых этапов и перенести часть объемов вскрыши на последующие периоды (рис. 4.19), которые за счет совершенствования техники и технологии разработки могут быть отработаны в последующих этапах с большим экономическим эффектом, чем в начальные периоды.

При разработке залежей, вытянутых по простиранию, значение текущего коэффициента вскрыши на каждом этапе становится постоянным и изменяется ступенчато при переходе к отработке следующего этапа. Разработка этапа месторождений с крутыми откосами бортов карьера, опасных по устойчивости, возможна комплектом оборудования с дистанционным управлением.

Большие по площади или простиранию наклонные и крутопадающие месторождения могут быть разделены на этапы в плане. В этом случае необходимо решение вопроса о месте размещения отвалов пустых пород. Расположение отвалов вблизи контура карьера первых этапов на площади последующих этапов экономически выгодно вследствие уменьшения расстояния транспортирования пород вскрыши. Перенос отвалов для разработки следующих этапов, как показывает опыт эксплуатации карьеров, эффективнее размещение их сразу за контуром отработки всей площади месторождения (рис. 4.20).

В плане разделение эксплуатационного пространства на этапы в зависимости от размещения рудного тела в недрах может быть в направлении простирания и концентрически.

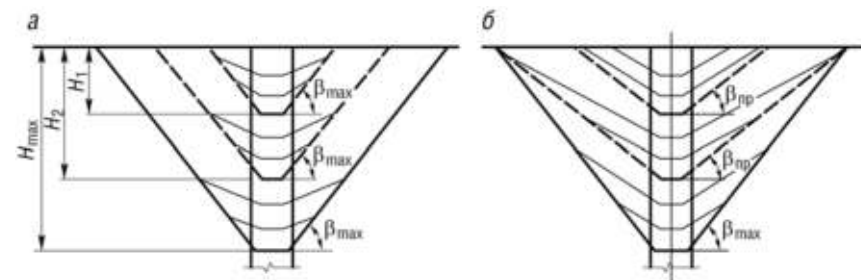


Рис. 4.17. Углы откосов бортов карьера промежуточных этапов отработки

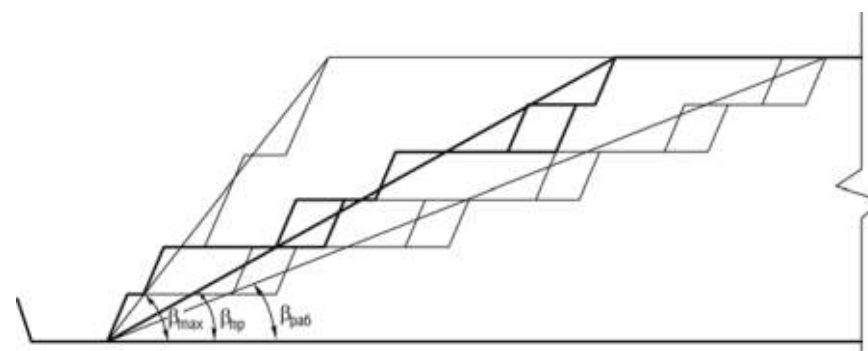


Рис. 4.18. Конструкция борта карьера промежуточного этапа

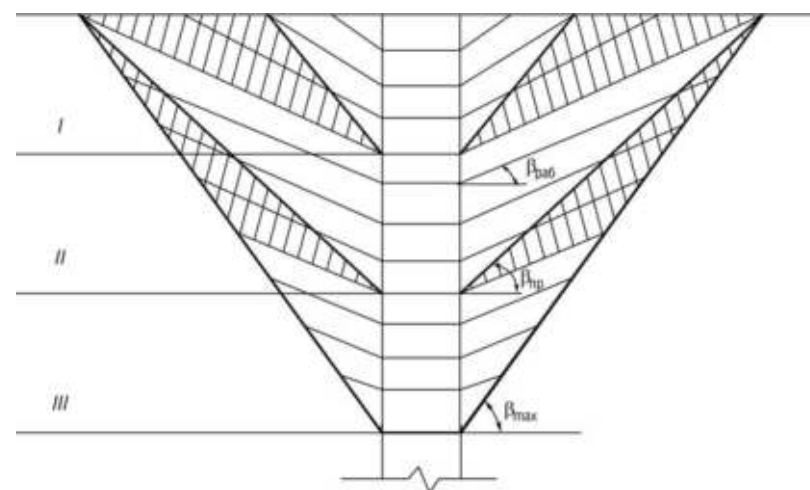


Рис. 4.19. Эффективность отработки крутопадающего месторождения этапами по глубине.

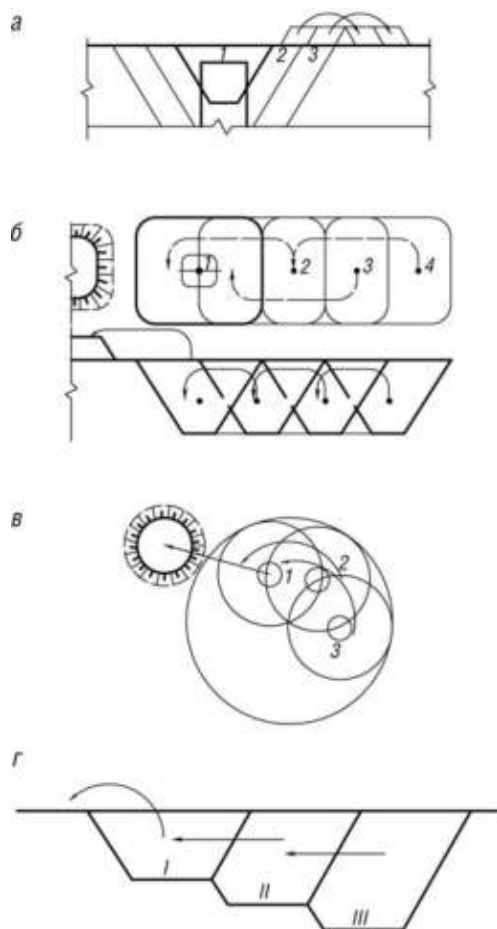


Рис. 4.20. Разделение карьерного поля на этапы отработки:

- а – при разработке крутопадающего месторождения,
 б – значительной протяженности в направлении простирания,
 в – штокообразного концентрически,
 г – разной по глубине

Выработанное пространство предыдущих этапов для размещения вскрыши используется в случае исчерпания полезного ископаемого по глубине в этапе или экономического обоснования глубины отработки каждого этапа открытым способом. При этом в случае устойчивого роста спроса на полезное ископаемое, а следовательно и повышения цен, каждый последующий этап по глубине может быть больше. Эффективность отработки следующих этапов увеличивается вследствие сокращения расстояния перевозки вскрыши в выработанное пространство соседнего этапа и исключения ее подъема с горизонта экскавации до горизонта внутреннего отвалообразования.

После раскройки карьерного поля или разделения его на этапы в зависимости от системы разработки, средств транспорта и производительности карьера определяют конструкцию фронта работ.

4.6. КОНСТРУКЦИЯ ФРОНТА ГОРНЫХ РАБОТ

На конструкцию фронта горных работ оказывают влияние геологические условия месторождения, комплексная механизация горных работ, технология вскрышных и добычных работ, которые определяют способ вскрытия месторождения и его рабочих горизонтов.

Фронт горных работ в карьерном поле может быть:

- ✧ продольным или поперечным с односторонним и двусторонним развитием от разрезной траншеи, с параллельным и веерным перемещением (рис. 4.21);
- ✧ однородным, проходящим по однородным свойствам породам или рудам и разнородным, пересекающим породы и руды с сильно различающимися свойствами (рис. 4.22),
- ✧ с нижней и верхней погрузкой горной массы на уступе, верхней и нижней перевалкой.

По характеру движения транспортных средств фронт горных работ разделяют на *тупиковый* и *сквозной*,

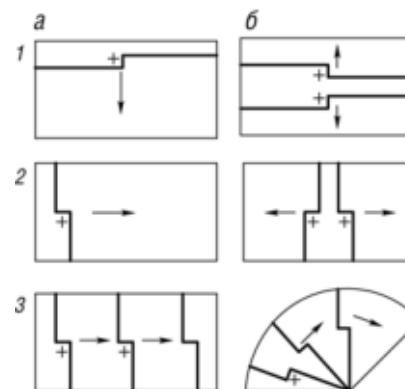


Рис. 4.21. Фронт горных работ в карьерном поле: 1 – продольный, а – с односторонним развитием, б – с двусторонним развитием, 2 – поперечный, а – с односторонним развитием, б – с двусторонним развитием, 3 – направление перемещения, а – параллельное, б – веерное

- ✧ по расположению относительно наклонных капитальных вскрывающих выработок – на *фланговый* и *центральный*;
- ✧ по количеству технологических потоков для обслуживания транспорта – на *одинарный* и *сдвоенный*.

Длина фронта горных работ карьера должна быть достаточной для обеспечения установленной производственной мощности карьера по полезному ископаемому, вскрышным работам и для подготовки новых горизонтов. Длина первоначального фронта горных работ равна длине карьерного поля по простиранию. При расположении разрезной траншеи посередине карьерного поля

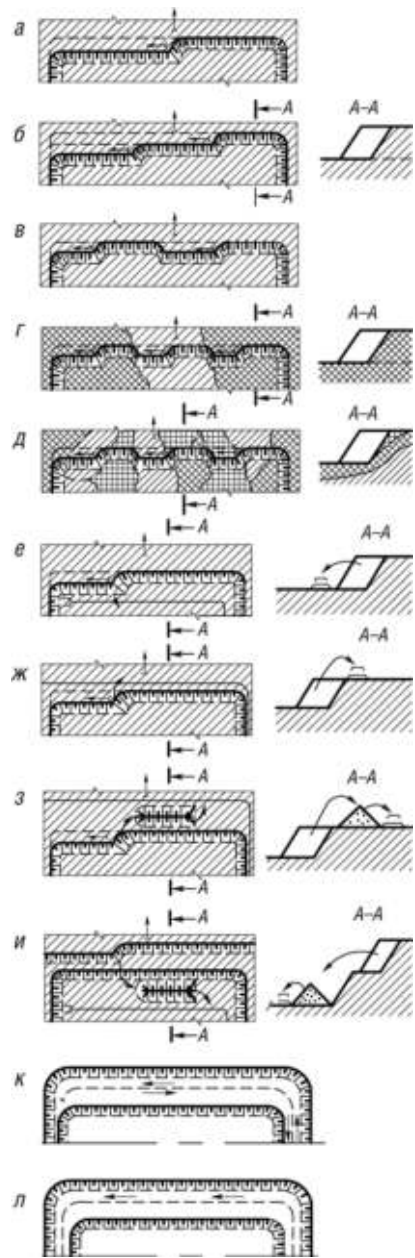


Рис. 4.22. Виды фронта горных работ карьера

и двусторонней его разработке длина фронта горных работ удваивается.

Размещение выемочно – погрузочной техники по длине фронта работ зависит от необходимой скорости подвигания работ и возможной схеме транспортного обслуживания. При мощном выемочно-погрузочном оборудовании применяют на уступе обычно один экскаватор, производительность которого соответствует объему работ на данном горизонте.

$$Q = hLv_{\phi} \text{ м}^3/\text{год},$$

где Q – годовая производительность экскаватора;

h – высота уступа, м;

L – длина фронта горных работ, м;

v_{ϕ} – скорость подвигания фронта горных работ, м/год.

Применение одной выемочно-погрузочной машины на рабочем горизонте облегчает организацию транспортного обслуживания и улучшает использование оборудования. Особенно это эффективно при использовании железнодорожного или конвейерного транспорта в тупиковой конструкции фронта горных работ (рис. 4.23). При автомобильном транспорте количество выемочно-погрузочной техники размещается по длине фронта горных работ гораздо больше.

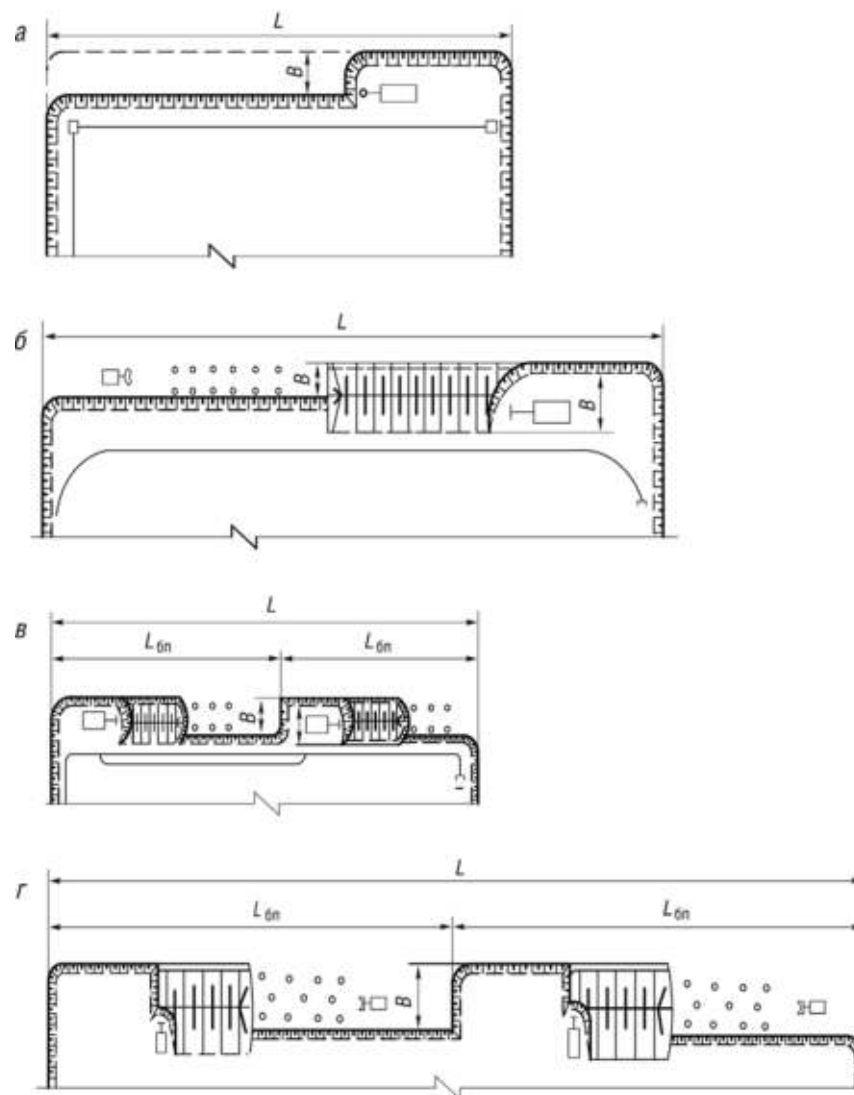


Рис. 4.23. Размещение оборудования по длине фронта горных работ: а – при одном экскаваторном блоке по длине фронта работ с конвейерным транспортом, б – тоже с железнодорожным транспортом, в – при двух экскаваторных блоках по длине фронта с железнодорожным транспортом, г – тоже с автомобильным транспортом

В конкретных горно-геологических условиях выбирается модель экскаватора, обеспечивающая наилучшие технико-экономические результаты разработки.

При большой протяженности фронта работ целесообразно размещать несколько экскаваторов на уступе. Необходимость в этом возникает при большой интенсивности горных работ, значительной высоте уступа и при невозможности применения по транспортным условиям более мощных экскаваторов. В этом случае фронт горных работ на горизонте разделяется на экскаваторные блоки.

Длину блоков устанавливают так, чтобы обеспечить бесперебойность и взаимную независимость работ в забоях смежных блоков. Если горная масса разнородна, блоки выделяют соответственно сортам и видам пород и полезного ископаемого. В таких случаях длина отдельных блоков различна.

Независимость разработки блоков, представленных скальными породами, обеспечивается достаточностью объема блоков. Забои смежных блоков должны быть достаточно удалены от влияния взрывных работ и иметь одинаковое направление подвигания.

При железнодорожном транспорте вследствие затруднений с транспортно-обменными операциями обычно допускается не более трех блоков по длине фронта работ. При автотранспорте и поточном движении возможно размещение по длине фронта работ до шести блоков. При конвейерном транспорте число блоков ограничивается только допустимой возможностью конвейерного транспорта.

Минимальная длина блока устанавливается обычно из условий транспортных и буровзрывных работ. При железнодорожном транспорте длина блока и расстояние между смежными забоями должны быть не меньше тройной величины длины состава. Объем взорванной горной массы в блоке обычно составляет не менее двухнедельной производительности экскаватора. Минимальная длина блока экскаватора типа механической лопаты при железнодорожном транспорте составляет 500 м, автомобильного – 300 м.

Интенсивность разработки характеризуется скоростью подвигания экскаваторных забоев, которая определяет и скорость подвигания фронта работ уступа.

Скорость подвигания забоев при ширине заходки B и суточной производительности экскаватора Q составляет

$$v_3 = \frac{Q}{Bh}, \text{ м/сут.}$$

Время отработки заходки по всей длине фронта горных работ

$$t = \frac{L}{v_3}, \text{ сут.}$$

Скорость подвигания фронта горных работ зависит от высоты уступа, вида и количества экскаваторных блоков на горизонте. На современных карьерах она составляет 80–120 м/год. При одноковшовых экскаваторах и железнодорожном транспорте, особенно при разработке скальных и полускальных пород, скорость подвигания фронта горных работ значительно меньше.

При отработке горизонта широкими заходками длина блока ограничивается только безопасным расстоянием по взрывным работам. Объем взорванной горной массы для бесперебойной работы экскаватора в этой схеме размещается внутри заходки (рис. 4.24).

При панельной схеме отработки горизонтов длина блока совпадает с шириной панели (см. рис. 4.14), а длина панели по фронту работ принимается равной годовой производительности экскаватора для возможности перемещения транспортных коммуникаций раз в год. Количество блоков с широкими заходками или панелей по длине фронта работ размещается гораздо больше, чем при отработке горизонтов заходками нормальной ширины.

Это позволяет:

- ✧ увеличить скорость подвигания фронта горных работ;
- ✧ повысить высоту уступа и возможность применения более мощной техники;
- ✧ улучшить транспортное обслуживание на горизонте путем уменьшения времени на передвижку транспортных коммуникаций на горизонте;
- ✧ улучшить качество буровзрывных работ, что повышает производительность выемочно-погрузочной техники и увеличивает возможность применения конвейерного транспорта при разработке крепких горных пород.

При бестранспортной, транспортно-отвальной и комбинированной технологиях вскрышных работ конструкции фронта горных работ должны обеспечивать эффективное использование вскрышного оборудования и транспортное обслуживание добычных технологических потоков.

Для разработки горизонтальных и пологих месторождений с применением этих технологий возможны следующие варианты конструкции фронта горных работ.

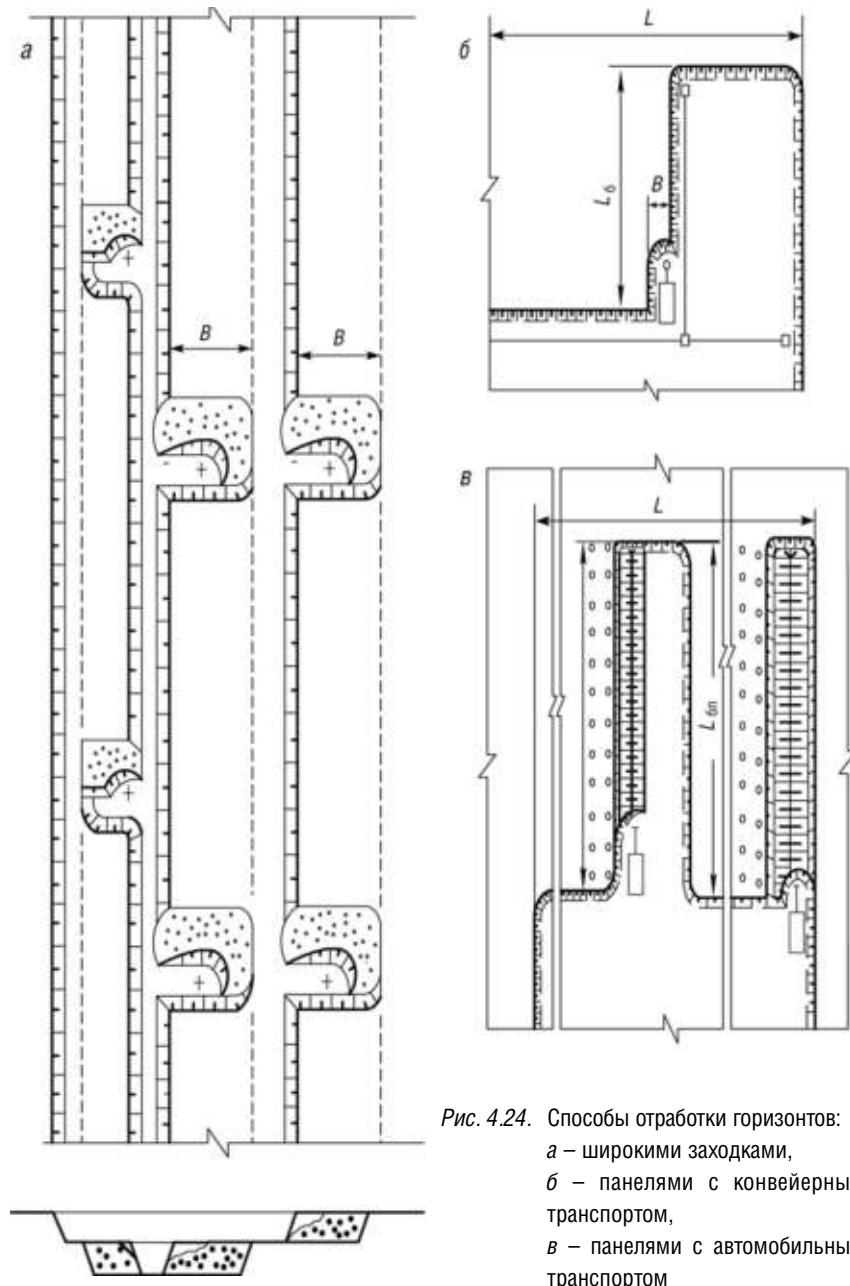


Рис. 4.24. Способы отработки горизонтов:
 а – широкими заходками,
 б – панелями с конвейерным транспортом,
 в – панелями с автомобильным транспортом

Фланговый тупиковый фронт горных работ. Вскрышной экскаватор, произведя работы по длине фронта горных работ, возвращается холостым ходом к началу фронта для выполнения следующего цикла. При использовании драглайна на вскрышных работах с размещением его на кровле вскрышного уступа или на подступе холостой ход осуществляется по поверхности карьера (рис. 4.25а), при использовании механической лопаты или роторного комплекса с отвалообразователем – по специально оставляемой необходимых размеров полосе (рис. 4.25б) на кровле добычного уступа. Добычной экскаватор располагается по длине фронта работ за вскрышным экскаватором на расстоянии, обеспечивающем необходимый объем вскрытых запасов и безопасности вскрышных и добычных работ. Отработав добычную заходку по всей длине фронта работ, добычный экскаватор возвращается холостым ходом к началу фронта горных работ. Транспортные коммуникации в добычном технологическом потоке располагаются на почве или при кровле добычного уступа. При производстве вскрышных работ роторным комплексом готовые к выемке запасы находятся по всей длине фронта работ.

Фланговый сквозной фронт горных работ. Вскрышной экскаватор с расположением на кровле полезного ископаемого производит вскрышные работы по длине фронта работ в обе стороны без холостого хода (рис. 4.25в). Добычной экскаватор, заканчивая отработку заходки по длине фронта горных работ, также врезается в новую заходку и продолжает выемку полезного ископаемого в обратном направлении. Транспорт добычного технологического потока попеременно переключается на доставку полезного ископаемого на фланговые траншеи.

Эта конструкция фронта обеспечивает более полное использование горного и транспортного оборудования, но, как и в предыдущем случае, требует больших рабочих параметров вскрышного оборудования и увеличения затрат на сооружение и поддержание второй фланговой наклонной траншеи и транспортной бермы в выработанном пространстве.

При технологической схеме перевалки вскрыши в выработанное пространство с расположением на кровле вскрышного уступа вскрышной экскаватор должен простаивать на флангах в ожидании выемки полезного ископаемого и образования выработанного пространства для экскавации в него вскрыши из новой заходки (рис. 4.25г). Добычной экскаватор тоже должен простаивать в ожидании создания необходимого опережения вскрышных работ по фронту для обеспечения безопасности между вскрышным и добычным оборудованием и вскрытия необходимых запасов полезного ископаемого.

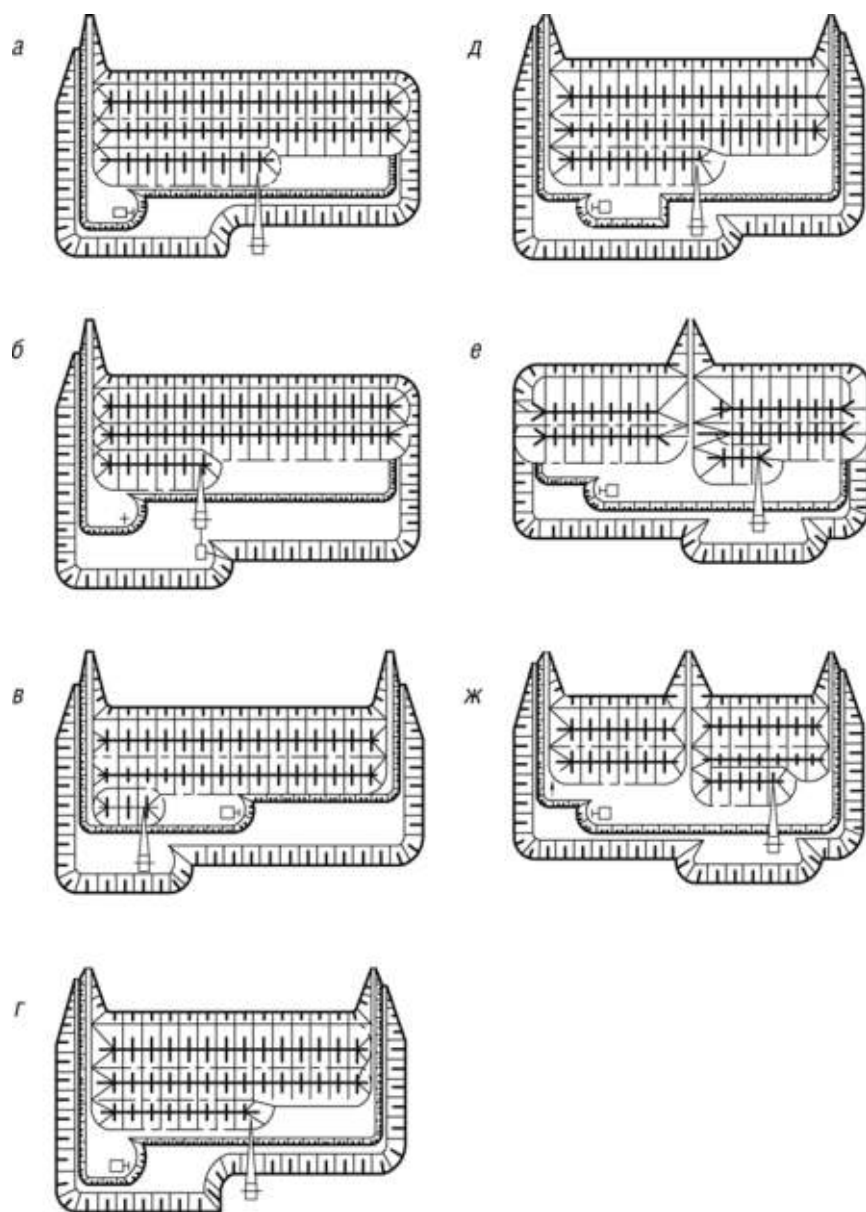


Рис. 4.25. Конструкции фронта горных работ при разработке горизонтальных месторождений

Фланговый сдвоенный фронт горных работ (рис. 4.25д). Для сокращения расстояния и времени на холостые перегоны экскаваторов применяется разделение фронта на две части. В одной производятся вскрышные работы, в другой – добычные. Такая конструкция обеспечивает независимую работу вскрышного и добычного оборудования в каждой части фронта горных работ. Вскрышной и добычной экскаватор при отработке заходки в одной части фронта работ возвращается холостым ходом к центру для продолжения отработки заходки в другой части фронта работ. Транспортирование полезного ископаемого добычного технологического потока осуществляется по фланговым траншеям, в то время как добычные работы ведутся в соответствующей части фронта.

Центральный фронт горных работ (рис. 4.25е). Технология вскрышных и добычных работ при перевалке вскрыши в выработанное пространство при таком фронте горных работ может применяться без разделения фронта на две части и с разделением, с холостым ходом экскаваторов и без него..

Этот вариант обеспечивает эффективную работу транспорта добычного технологического потока аналогично фланговому сдвоенному и позволяет уменьшить горно-капитальные работы на сооружение фланговых траншей.

Условием применения центрального тупикового фронта горных работ при перевалке вскрыши в выработанное пространство являются допустимые затраты на создание и поддержание в выработанном пространстве среди отвалов траншеи для размещения транспортных коммуникаций добычного технологического потока. Это возможно при небольшой мощности вскрыши и устойчивых породах в отвалах.

Центральный и фланговой сдвоенный фронт горных работ (рис. 4.25ж). Технология вскрышных и добычных работ при такой конструкции фронта горных работ аналогична описанным выше при центральном тупиковом и фланговом сдвоенном фронте. Транспортирование полезного ископаемого обеспечивается по центральной и фланговым траншеям.

Преимуществом такого фронта является поточность транспорта при добыче полезного ископаемого.

4.7. РАБОЧАЯ ЗОНА КАРЬЕРА

Часть карьерного пространства, в котором производятся горные работы, называется *рабочей зоной карьера* (рис. 4.26).

Рабочая зона карьера представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся по размерам и форме выработку, в пределах которой выполняются горные работы по разработке месторождения.

Длина фронта работ и число уступов, находящихся в одновременной работе, определяют размер рабочей зоны карьера в профиле, а с учетом суммарной ширины рабочих площадок на рабочих горизонтах — размер рабочей зоны карьера в плане.

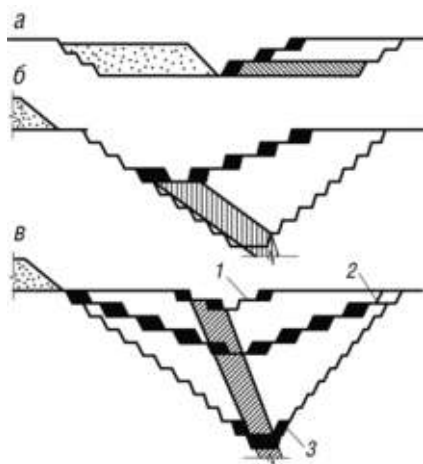


Рис. 4.26. Рабочая зона карьера при разработке:

а — горизонтального месторождения,

б — наклонного,

в — крутопадающего: 1 — на момент сдачи карьера в эксплуатацию, 2 — на момент максимального разноса бортов карьера по поверхности, 3 — при погашении карьера

По направлению развития горных работ рабочая зона карьера перемещается в карьерном поле. На горизонтальных месторождениях перемещение осуществляется в направлении движения фронта работ с постоянными параметрами по высоте и площади. На наклонных и крутопадающих месторождениях рабочая зона перемещается в глубину с изменением, начиная с необходимых размеров при вводе карьера в эксплуатацию, затем максимальных размеров при предельном разносе карьера по поверхности и до минимальных размеров при погашении горных работ в конце отработки.

В зависимости от комплексной механизации технологических потоков рабочая зона карьера в плане разделяется на элементы: экскаваторные блоки с необходимыми объемами взорванной и обуренной горной массы (см. рис. 4.23), рабочие площадки с транспортными

коммуникациями (см. рис. 4.4), вскрывающие выработки с транспортными коммуникациями и вспомогательные элементы, обеспечивающие процесс разработки месторождения (зумпф для сбора воды, площадки для размещения пунктов электропитания, перегрузочные пункты и др.).

В рабочей зоне на каждый работающий экскаватор приходится определенная площадь рабочей площадки и длина блока по фронту работ. Обычно площадь составляет при железнодорожном транспорте от 15 до 40 тыс. м², при других видах транспорта — от 3 до 15 тыс. м².

Число блоков, размещаемых в рабочей зоне,

$$n = \frac{S_{p.z}}{S_6 k_o f k_n},$$

где $S_{p.z}$ — горизонтальная площадь рабочей зоны, м²;

S_6 — площадь экскаваторного блока, м²;

$k_o = 0,85-0,93$ — коэффициент, учитывающий наличие откосов уступов на площади;

$f = 0,75-0,8$ — коэффициент, учитывающий наличие резервных блоков;

$k_n = 0,7-0,9$ — коэффициент использования площади рабочей зоны.

При разработке горизонтальных пластообразных и россыпных месторождений размеры рабочей зоны в профиле зависят от глубины залегания полезного ископаемого, а в плане — от принятой системы разработки и параметров комплекта оборудования вскрышного и добычного технологических потоков.

Изменение размеров рабочей зоны зависит от периода разработки, типа разрабатываемого месторождения, изменяющихся с глубиной углов откоса рабочих бортов карьера, значений углов откоса бортов на момент погашения открытых работ, размеров карьерного поля и от принятого направления развития горных работ.

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений этапы размер рабочей зоны карьера в профиле и в плане по мере углубления горных работ увеличивается от этапа к этапу, но значительно меньше, чем в варианте отработки месторождения без деления карьерного поля на этапы (см. рис. 4.19).

Сокращение рабочей зоны карьера путем концентрации горных работ увеличивает эффективность открытых горных работ и снижает затраты на горно-капитальные.

Это достигается:

- ✧ использованием широких заходок и панельной схемы отработки горизонтов;
- ✧ повышением высоты уступов;
- ✧ применением мощного горного и транспортного оборудования;
- ✧ увеличением угла откоса рабочего борта карьера.

Эффективность рабочей зоны обеспечивается вскрытием и размещением трассы транспортных коммуникаций в карьерном поле и рабочих горизонтах.

При сравнении эффективности различных вариантов технологии и комплексной механизации можно использовать показатель концентрации K горных работ в рабочей зоне карьера, представляющий собой отношение производительности карьера P по горной массе к площади рабочей зоны карьера S :

$$K = P/S, \text{ м}^3/\text{м}^2, \text{ т}/\text{м}^2.$$

Самая высокая концентрация горных работ достигается отработкой месторождений этапами с откосами бортов карьера близкими к значениям кратковременной устойчивости, достаточной для отработки конкретной рабочей зоны.

Применение отработки месторождения этапами предусматривает дистанционное управление горным и транспортным оборудованием при безвзрывной технологии разработки горных пород фрезерными стреловыми или гидравлическими экскаваторами с повышенными усилиями резания или взрывной технологии подготовки горных пород к выемке бурозарядными комбайнами.

Дистанционное управление горным и транспортным оборудованием осуществляется из безопасных зон в карьере с помощью кабельных или радиоуправляемых систем. Дистанционно управляемые горные машины и транспортные средства созданы и прошли успешные испытания в Японии, Германии и США. Они сочетают в себе обычное управление оператором через обзорное изображение объекта телемонитором и собственные действия посредством процессоров, компьютерных распознавательных и командных средств, связанных диспетчерским сервером и спутниковой навигацией.

Безвзрывная технология разработки горных пород фрезерными стреловыми экскаваторами позволяет исключить нарушение естественной целостности массива горных пород и, следовательно, максимально

повысить угол откоса уступов. Опыт применения этих технологий на карьерах показывает возможность отстройки кратковременно устойчивых (около 90°) откосов.

Безвзрывная технология разработки горных пород гидравлическими экскаваторами применяется в трещиноватых массивах. В зависимости от степени трещиноватости, направления трещин и прочности их заполнителя процесс экскавации ковшем гидравлического экскаватора осуществляется горизонтальными или вертикальными стружками, с предварительным рыхлением, с верхним или нижним черпанием, сменным репером или выступающим зубом ковша. Взрывная технология разработки горных пород без постоянного присутствия людей в рабочей зоне возможна с применением буровзрывных комбайнов или бурозарядных агрегатов с роторными погрузчиками.

Исследования показывают, что применение технологии разработки месторождений полезных ископаемых с крутыми откосами бортов карьера при высокой концентрации рабочей зоны и дистанционного управления горной и транспортной техникой позволяет существенно увеличить эффективность открытых горных работ.

4.8. ТРАССЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОТОКОВ

Для обеспечения грузотранспортной связи между забоями в рабочей зоне карьера и пунктами приема вскрыши и полезного ископаемого в технологических потоках используют как отдельные виды транспорта, так и различные их сочетания.

Каждый вид транспорта благодаря своей специфике накладывает требования на размещение трассы в контуре карьерного поля и на выбор ее формы.

Трассой называется линия, определяющая положения оси пути в пространстве (рис. 4.27), проекция трассы на вертикальную плоскость называется продольным профилем трассы. Проекция трассы на горизонтальную плоскость — планом трассы. Трассирование заключается в установлении направления продольной оси траншеи и положения ее в профиле и в плане.

Трасса в профиле состоит из следующих элементов: *подъемов* или *уклонов*, *горизонтальных участков*, *радиусов вертикальных сопряжений* наклонных и горизонтальных участков, *пунктов примыкания* транспортных коммуникаций с рабочими горизонтами карьера. В плане трасса состоит из *прямых участков*, *радиусов закругления*, *тупиков* при железнодорожном

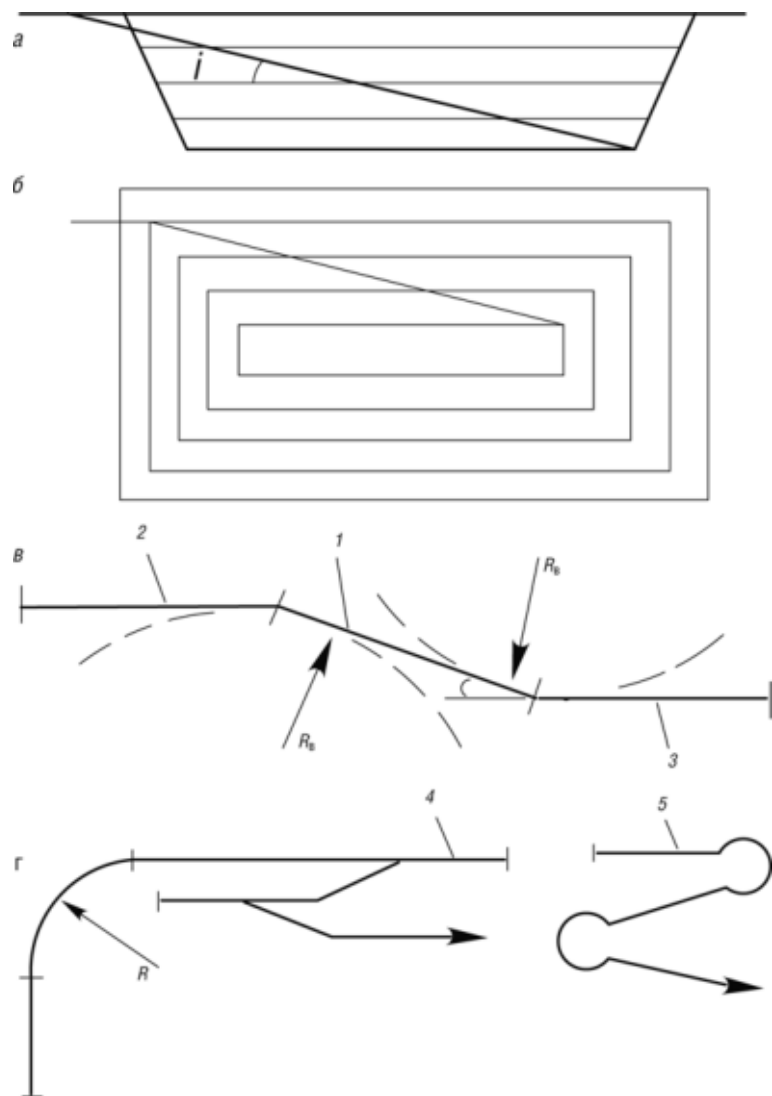


Рис. 4.27. Трасса грузопотока в карьере:
 а – профиль.
 б – план;
 в – элементы трассы: в профиле 1 –подъём (уклон) – i , 2 – горизонтальный участок, 3 – пункт примыкания;
 г – элементы трассы в плане: 4 – тупик, 5 – петля, R – радиус закругления

транспорте, *петлевых соединений* отрезков трассы при автомобильном транспорте. При конвейерном транспорте трасса в плане состоит из прямолинейных отрезков, пропорциональных конструктивной длине конвейерных ставов.

Максимальный уклон для каждого вида транспорта устанавливается по условию безопасности в эксплуатации при торможении и трогании с места.

Подъем трассы является важным элементом, от которого зависит производительность транспорта и объем горно-капитальных работ по сооружению горных выработок для размещения трассы.

Чем больше подъем трассы, тем меньше ее длина и объем горно-строительных работ по вскрытию рабочей зоны карьера, но в то же время, чем больше подъем трассы, тем больше эксплуатационные затраты на транспортирование вследствие увеличения длительности транспортного цикла.

По длине участки трассы могут иметь различный подъем. При выходе из карьера, где сосредоточиваются грузопотоки с рабочих горизонтов, трасса наиболее нагружена. Эта часть определяет пропускную способность всей трассы. Ее называют *ограничивающим перегоном* (рис. 4.28).

Наибольший подъем, на котором конкретный вид транспорта в грузовом направлении движется с минимальной скоростью, соответствующей установившемуся движению, называют *руководящим* (i_p).

Величина руководящего подъема трассы имеет существенное значение для открытых горных работ. Объем горных работ, необходимый для

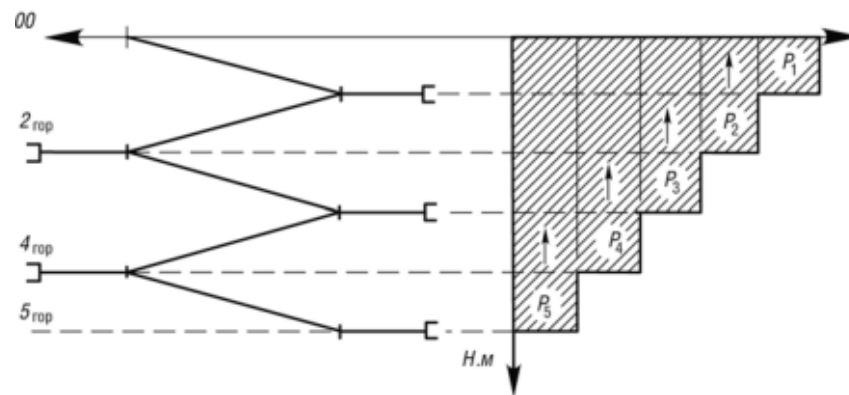


Рис. 4.28. Ограничивающий перегон

сооружения траншей, уменьшается с увеличением руководящего подъема. В то же время при принятой мощности двигателя транспортного средства с увеличением руководящего подъема трассы уменьшается масса перевозимого этим средством груза, увеличивается количество транспортных единиц в работе, а в целом — затраты на эксплуатацию транспорта.

Впервые зависимость для определения руководящего подъема при железнодорожном транспорте в карьере предложил проф. Е.Ф. Шешко. В ней учитывались сцепной вес локомотива P_c (т), число путей на ограничивающем перегоне ρ , скорость движения поезда v (км/ч), грузооборот карьера W/T (т/ч), коэффициент сцепления ϕ , основное сопротивление движению ω , коэффициент резерва грузооборота f , высота подъема груза h_x , коэффициент расчетного веса локомотива γ , длина ограничивающего перегона L_n , коэффициент расчетной скорости движения поезда δ , время на сношения τ .

$$i_p = \frac{1000\phi P_c - f \frac{W}{T} \frac{k}{0,5\rho} \frac{h_x}{v}}{gP_c + f \frac{W}{T} \frac{k}{0,5\rho} \left(\frac{L_n}{\delta} + \tau \right)} \cdot \%.$$

Расчеты по этой зависимости показывают, что при увеличении мощности локомотива при одинаковом весе поезда и числе путей на ограничивающем перегоне руководящий подъем растет, а при увеличении мощности грузопотока, глубины траншеи, длины ограничивающего перегона он уменьшается.

Руководящий подъем косвенно влияет на число экскаваторов в технологическом потоке и на карьере в целом через массу поезда. Чем больше масса поезда, т.е. число вагонов в составе, а следовательно, мощность локомотива, тем меньше затрачивается времени на обмен поездов в забое простаивают экскаваторы, обеспечивая большую производительность, а следовательно, меньшее их число.

Руководящий подъем для автомобильного транспорта зависит от мощности автосамосвала и качества покрытия дороги в траншее.

Устойчивая работа автотранспорта в карьере при непрерывном движении по максимальному уклону на глубину эффективности его использования (250–300 м) из-за перегрева электрооборудования автосамосвала обеспечивается рациональным трассированием автодорог, заключающимся в снижении среднего уклона трассы до 45–50‰. Это достигается чередованием максимальных уклонов с площадками на трассе или снижением величины подъема в грузовом направлении

Максимальный подъем трассы в грузовом направлении и уклон в порожнем, обеспечивающие безопасность работы транспортных средств, для железнодорожного транспорта составляют соответственно: с локомотивной тягой 40 и 60‰, с мотовагонной тягой 60 и 80‰. Для автомобильного транспорта максимальный подъем трассы в грузовом направлении и уклон в порожнем составляют 80 и 120‰.

Элемент трассы в профиле (*примыкание к ней путей с горизонтов карьера*) имеет три формы (рис. 4.29): с примыканием на руководящем подъеме, с примыканием на смягченном подъеме и с примыканием на площадках.

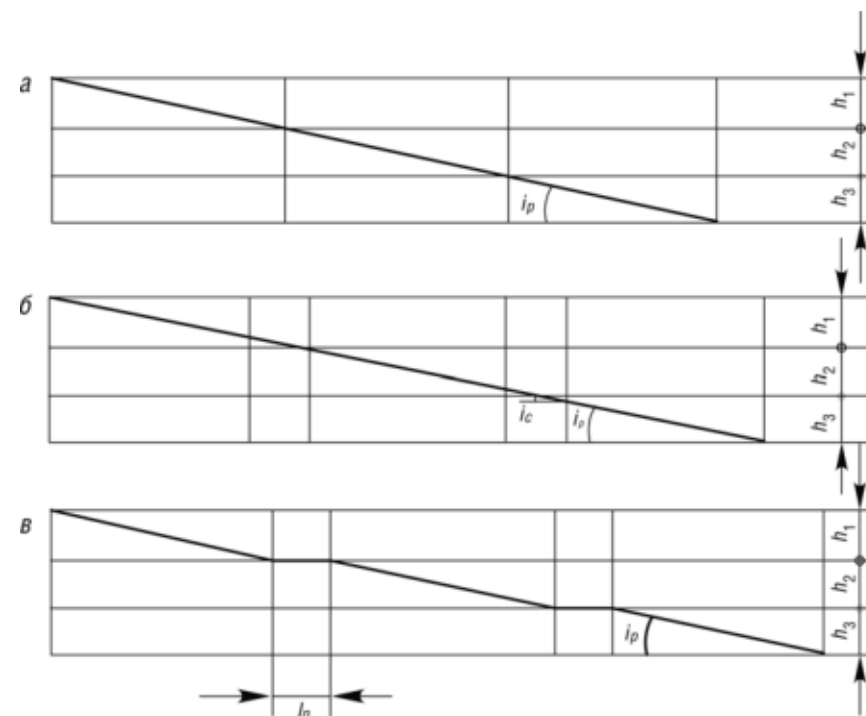


Рис. 4.29. Способы примыкания транспортных коммуникаций с рабочих горизонтов к трассе:

а — на руководящем подъеме,

б — на смягченном подъеме,

в — на площадке, i_p — руководящий уклон, i_c — смягченный уклон, l_n — длина площадки примыкания, h — высота горизонта

Примыкание на руководящем подъеме облегчает трассирование, обеспечивает минимальную длину трассы и горно-строительный объем капитальных траншей. При таком продольном профиле требуется повышенная мощность локомотивов (до 40%) вследствие того, что в случае необходимости остановки и трогания на руководящем подъеме требуется преодоление дополнительных сопротивлений (преодоления инерции покоя и основного сопротивления при трогании поезда).

Примыкание на смягченном уклоне трассы (обычно $i_c = 0,65i_p$) обеспечивает трогание и разгон поезда с локомотивом нормальной мощности и весовой нормой, рассчитанной из условия равномерного движения на подъеме. Применение такого профиля эффективно при высоте уступов более 15 м и длинных перегонах.

Длина участка смягченного уклона

$$l_{\Pi} = l_c + l_{c,\Pi} + l_T,$$

где l_c – длина поезда;

$l_{c,\Pi}$ – длина стрелочных переводов;

l_T – длина гарантийного расстояния на точность установки поездов.

Обычно $l_{\Pi} = 150–250$ м.

Прирост длины трассы за счет смягчения

$$\Delta L = nl_n \left(1 - \frac{i_c}{i_p}\right),$$

где n – число участков примыкания.

Примыкание на площадках обеспечивает наиболее благоприятные условия по использованию локомотивов. Площадки могут использоваться для устройства разъездов и укладки стрелочных переводов. Трасса с примыканием на площадках больше теоретической длины на величину $\Delta l = nl_{\Pi}$. Объемы горно-строительных работ при этой трассе максимальны в сравнении с другими формами примыкания.

При большом грузопотоке площадки примыкания создаются на каждом горизонте, при малом грузопотоке – через горизонт. Такая форма профиля удобна в эксплуатации, но усложняет трассирование и приводит к увеличению пробега поездов. Примыкание на площадке обязательно организуется в тех случаях, когда поезда с данного рабочего горизонта поступают на пути капитальной траншеи с двух сторон.

На криволинейных участках трассы уклон смягчается, чтобы общее сопротивление от действительной величины подъема i_d и от дополнительного сопротивления движению ϖ_k было равно руководящему подъему:

$$i_d + \varpi_k = i_p$$

Суммарное удлинение трассы от смягчений подъема на криволинейных участках

$$\Delta L_k = \sum l_{кр} \frac{\varpi_k}{i_p},$$

где $l_{кр}$ – длина криволинейного пути, на котором возникают дополнительные сопротивления ϖ_k .

Действительная длина трассы равна сумме ее теоретической длины L_T и указанных удлинений:

$$L_d = \frac{H}{i_p} + \Delta L_n + \Delta L_k = \frac{H}{i_p} + nl_n \left(1 - \frac{i_c}{i_p}\right) + \sum l_{кр} \frac{\varpi_k}{i_p}.$$

Построение плана трассы производится одновременно с установлением ее продольного профиля в соответствии с размерами карьерного поля, глубиной карьера и элементами профиля.

Форма трассы в плане может быть *простая*, если она не меняет направление на всем протяжении, и *сложная*, если состоит из нескольких участков разного направления. На глубоких карьерах практически всегда трасса сложная.

Если протяженность трассы превосходит длину борта карьера, на котором производится трассирование, то возможны два варианта:

- ✧ трасса размещается на одном борту карьера, а ее простые отрезки разного направления соединяются тупиками или петлями максимально допустимого радиуса, соответствующего виду транспорта;
- ✧ трасса переводится с одного борта на другой до полного размещения ее на всю глубину карьера, при этом приобретает спиральную форму.

Тупиковая трасса в конце наклонного отрезка имеет горизонтальные площадки, рассчитанные на размещение железнодорожного состава для изменения направления движения (рис. 4.30).

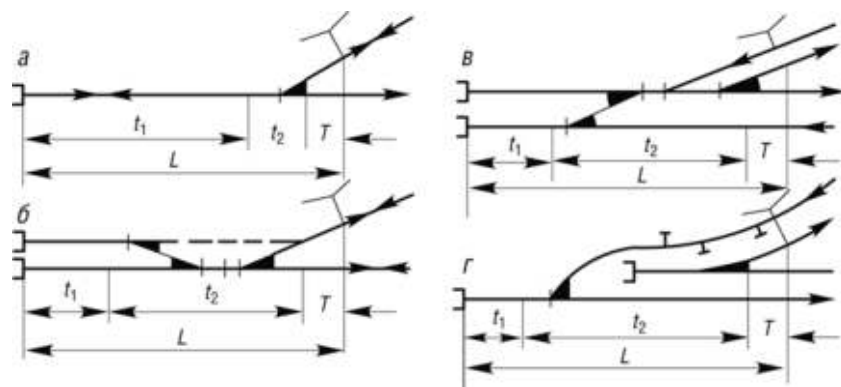


Рис. 4.30. Схема размещения железнодорожных путей на тупиковых площадках:
 а – при однопутной трассе с одним тупиком,
 б – то же, с двумя тупиками,
 в – при двухпутевой трассе с двумя тупиками,
 г – то же, с телескопическим тупиком

Длина тупика

$$L = (l_1 + I_5) + l_2 + T,$$

где $(l_1 + I_5)$ – длина поезда с учетом пути торможения, м;
 l_1 – длина стрелочной зоны;
 $T = R_B \operatorname{tg} \alpha / 2$ – проекция вертикальной сопрягающей кривой, м;
 R_B – радиус вертикальной сопрягающей кривой (2000–3000 м), в пределах кривой стрелочных переводов $R_B = 5000$ м;
 $\alpha = i_1 + i_2$ – угол поворота вертикальной кривой, градус;
 $i_1 + i_2$ – сопрягающие уклоны.

Для современных железнодорожных составов необходимая длина площадки примыкания в тупике составляет 200–250 м.

Максимально возможная глубина проникновения трассы зависит от уклона трассы i , простираения карьерного поля L_K и длины горизонтальных площадок l_{Π} :

$$h_{\max} = (L_K + 2l_{\Pi})i$$

Прямые отрезки тупиковых трасс, располагаемые между двумя тупиками, в зависимости от размеров карьерного поля могут вскрывать от 2 до 5 уступов при одностороннем и двустороннем движении.

Схемы путевого развития тупиков и прямых отрезков трассы взаимосвязаны с путевым развитием на рабочих уступах и определяются величиной грузопотока с примыкающих и нижележащих горизонтов. При тупиковой трассе обычно осуществляется маятниковое движение поездов, поэтому принимается тупиковая конструкция фронта работ (рис. 4.31). На карьерах с большим грузопотоком применяют двухпутевые трассы с одно- и двусторонним примыканием, обеспечивающие поточное движение поездов.

При поточном движении получили распространение три схемы путевого развития: телескопическая, с двумя трассами и с трассой ступенчатого вида.

Лучшую пропускную способность имеет телескопический тупик. Но его применение из-за значительной длины ведет к неудовлетворительному использованию протяженности карьерного поля и, вследствие этого, к увеличению общего числа тупиков на трассе. Обычно в таких условиях одним прямым отрезком трассы удается обеспечить вскрытие не более двух уступов.

Схема с двумя трассами позволяет осуществить по независимым путям движение груженых и порожних поездов и ускорить подготовку горизонтов за счет одновременного проведения траншей в двух направлениях.

Ступенчатая трасса имеет наиболее простое путевое развитие, однако она применима только при значительной протяженности карьерного поля.

При поточных схемах движения пропускная способность двухпутевых тупиковых трасс составляет до 240–280 пар поездов в сутки. При этом годовая производственная мощность карьера по горной массе составляет 30–70 млн т против 16–30 млн т при однопутевых тупиковых трассах.

Дальнейшее увеличение числа путей не приводит к увеличению пропускной способности тупиковой трассы.

Простые и тупиковые трассы, располагаемые по лежачему боку залежи, обеспечивают по сравнению с другими формами трасс уменьшение объема горно-капитальных работ, нормальный темп углубления и более равномерный режим вскрышных работ.

Размеры карьерных полей по простираению, в которых возможно применение тупиковой трассы с поточным движением, определяются из выражений:

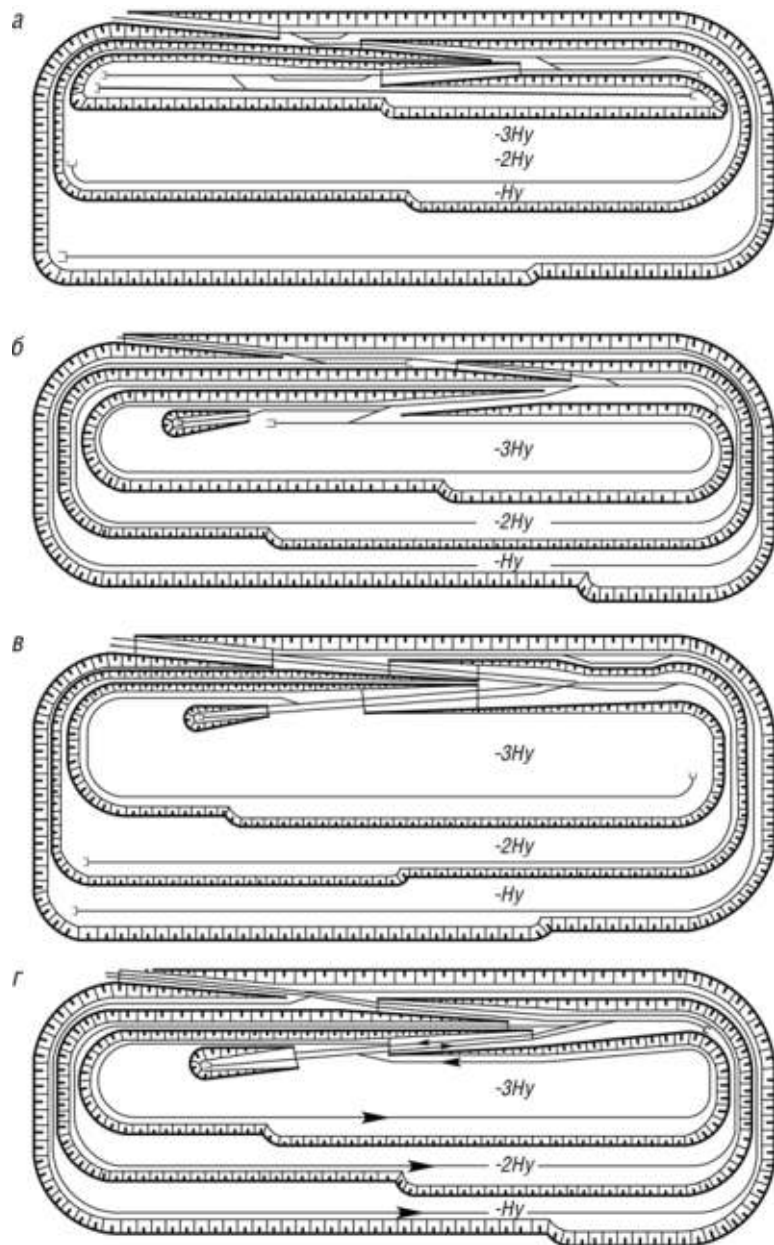


Рис. 4.31. Виды тупиковых трасс

◇ при телескопической схеме

$$L_k = 2(H - 1,5h) \operatorname{ctg} \beta + \frac{h}{i} + 920;$$

◇ при схеме с двумя съездами

$$L_k = 2(H - h) \operatorname{ctg} \beta + h \left(\frac{1}{i_1} + \frac{1}{i_2} \right) + 825;$$

◇ при схеме со ступенчатыми съездами

$$L_k = 8h \operatorname{ctg} \beta + \frac{2h}{i} + 920,$$

где H – разность отметок начала и конца тупиковой трассы, м;
 h – разность отметок между транспортными горизонтами, м;
 β – средний угол откоса торцевых бортов карьера;
 i, i_1, i_2 – подъем трассы на участках.

Петлевое соединение наклонных участков трассы позволяет сохранить пропускную способность и непрерывность движения транспортных средств независимо от изменения ее направления. Необходимым условием применения петлевого соединения является создание поворотной площадки с радиусом $R = 16\text{--}30$ м при автомобильном транспорте и $120\text{--}200$ м – при железнодорожном.

По конструкции петля состоит из следующих элементов: главной кривой с радиусом R_0 , двух прямых вставок длиной l_1 и l_2 и двух криволинейных вставок с радиусами R_1 и R_2 (рис. 4.32а).

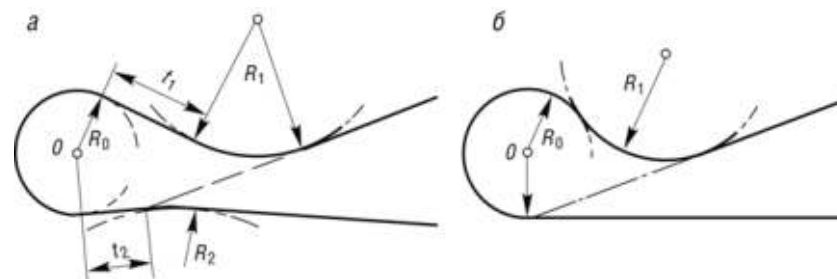


Рис. 4.32. Элементы петлевого соединения трассы

На практике часто используют упрощенную конструкцию петли, где центр O главной кривой переносится от вершины угла поворота трассы внутрь склона. В этом случае длина петли минимальна, так как элементы l_1 и l_2 отсутствуют (рис. 4.32б). Трасса в пределах петли имеет меньший уклон, чем на прямых участках выездной полутраншеи.

Значения смягченного уклона и других параметров петли зависят от допустимой внутри ее скорости движения автосамосвалов (табл. 4.6).

Таблица 4.6

Параметры петли трассы автомобильного транспорта

| Показатели | Скорость движения автосамосвалов, км/ч | | |
|--|--|------|------|
| | 20 | 25 | 30 |
| Минимальный радиус главной кривой R_0 , м | 15,0 | 20,0 | 30,0 |
| Максимально допустимый уклон дороги в пределах петли i_1 , % | 4,0 | 3,5 | 3,0 |
| Поперечный подъем дороги на повороте, % | 6,0 | 6,0 | 6,0 |
| Расширение дороги на повороте, м | 3,0 | 3,5 | 4,0 |
| Минимальный радиус криволинейных вставок R_1 и R_2 , м | 20,0 | 25,0 | 30,0 |

При устройстве петли на естественном косогоре при разработке нагорных карьеров или на борту карьера возможны следующие конструкции (рис. 4.33):

- 1) петля укладывается полностью на площадке, создаваемой на насыпи;
- 2) петля укладывается частично в полувыемке, частично на полунасыпи.

Объемы горных работ рассчитываются по следующим формулам:

✧ при сооружении полувыемки

$$V = \frac{2}{3} \psi R^3 k_B \lambda;$$

✧ при сооружении полунасыпи

$$V = \frac{2}{3} \psi_1 R^3 k_H \lambda,$$

где $\psi = \frac{\sin \alpha \cdot \sin \gamma}{\sin(\alpha - \gamma)}$; $\psi_1 = \frac{\sin \beta \cdot \sin \gamma}{\sin(\beta - \gamma)}$;

γ – угол откоса борта карьера или косогора, на котором сооружается петля;

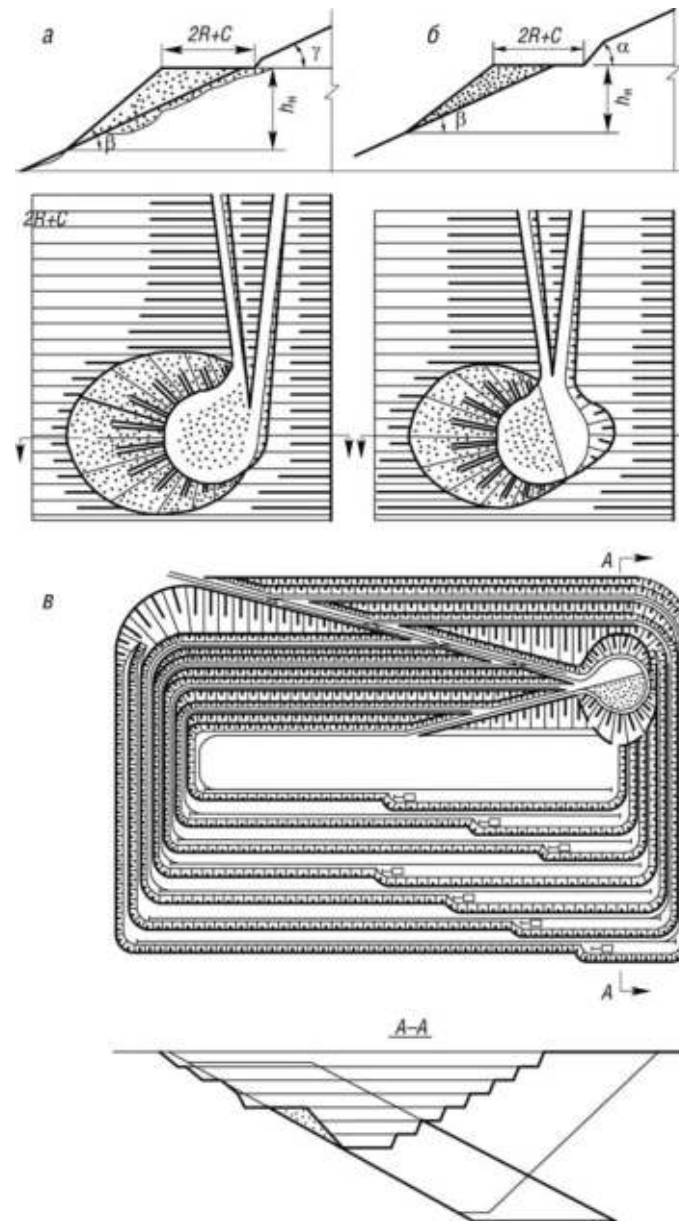


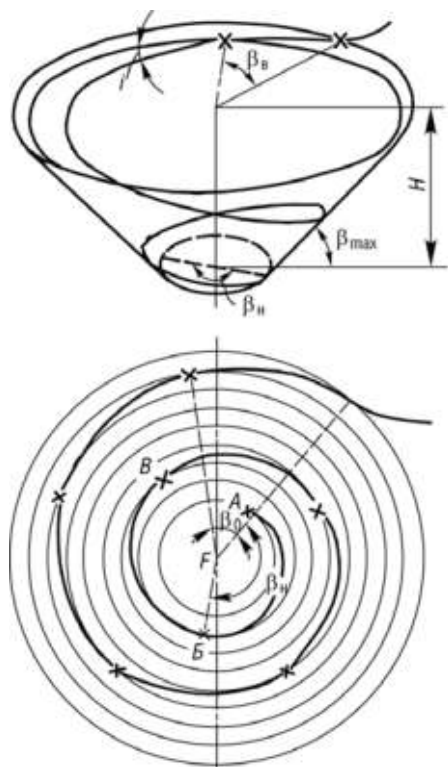
Рис. 4.33. Устройство петли: а – на насыпи косогора, б – в полувыемке и на полунасыпи косогора, в – на борту карьера

α – угол откоса борта выемки;
 β – угол откоса насыпи;
 k_B и k_H – коэффициенты, учитывающие центральный угол, охватываемый полувыемкой или полунасыпью.

Коэффициент учитывает участки полувыемок или полунасыпей и имеет следующие значения:

| | | | | | |
|-----------------------------|-------|-------|-------|-------|------|
| α и β , градус | 90–75 | 75–60 | 60–45 | 45–30 | 30 |
| λ | 1,02 | 1,08 | 1,13 | 1,18 | 1,22 |

Спиральную трассу применяют при всех видах колесного транспорта в случаях, когда простую и петлевою трассы применить невозможно (рис. 4.34). При правостороннем движении транспортных средств для обеспечения безопасности направление развития трассы с верхних горизонтов вниз принимается по часовой стрелке. В этом случае обеспечивается движение вверх по трассе груженого самосвала дальше от кромки транспортной бермы, а при движении вниз по трассе порожнего самосвала – возможность водителю наблюдать кромку откоса транспортной бермы.



направление развития трассы с верхних горизонтов вниз принимается по часовой стрелке. В этом случае обеспечивается движение вверх по трассе груженого самосвала дальше от кромки транспортной бермы, а при движении вниз по трассе порожнего самосвала – возможность водителю наблюдать кромку откоса транспортной бермы.

Общая протяженность спиральной трассы при коэффициенте ее удлинения $k_y = 1,3-1,5$ и руководящем подъеме i_p , а также протяженность ее отдельного участка, вскрывающего один уступ высотой h , устанавливается по формулам:

$$L_i = k_y \frac{h}{i_p}; \quad L_i = n_y L_k,$$

где n_y – число вскрываемых уступов.

Рис. 4.34. Элементы спиральной трассы

Так как при постоянных значениях k_y , h и i_p протяженность L_T не изменяется по всей глубине карьера H , а размеры карьера в плане при приближении к подошве существенно уменьшаются, центральный угол β , охватываемый одним участком спиральной трассы протяженностью L_T , увеличивается по мере углубления трассы.

Если обозначить через n порядковый номер уступа (считая снизу) и считать каждый участок L_T частью некоторой окружности, то центральный угол, охватываемый одним участком трассы, можно определить из выражений:

✧ для нижнего уступа

$$\beta_n = \frac{360 L_T}{P + \pi h \operatorname{ctg} \alpha} = \frac{360 h k_y}{i_p (P + \pi h \operatorname{ctg} \alpha)};$$

✧ для n уступа

$$\beta_n = \frac{360 L_T}{P + \pi (n - \frac{1}{2}) h \operatorname{ctg} \alpha} = \frac{360 h k_y}{i_p [P + \pi (n - \frac{1}{2}) h \operatorname{ctg} \alpha]};$$

✧ для верхнего уступа

$$\beta_n = \frac{360 L_T}{P + \pi (H - \frac{1}{2} h) \operatorname{ctg} \alpha} = \frac{3360 h}{i_p [P + \pi (H - \frac{1}{2} h) \operatorname{ctg} \alpha]};$$

где P – периметр витка, м.

Граничные пункты участков трассы с найденным углом находятся как точки пересечения спиральной трассы с изолиниями бортов карьера, имеющими высотные отметки рабочих горизонтов.

Число уступов, находящихся в одновременной работе (без учета уступа, по которому проходится очередной участок трассы), составляет обычно не более 50–65% от числа уступов, вскрываемых одним винтом спирали, поэтому число рабочих горизонтов в момент полного развития работ

$$n_p = (0,5 + 0,65) \frac{P + 2\pi H \operatorname{ctg} \alpha}{L_T - \pi h \operatorname{ctg} \alpha},$$

где H – высота расположения (от дна карьера) нижнего рабочего горизонта.

Комбинации описанных выше трасс наиболее часто применяют на месторождениях со сложной формой залегания полезного ископаемого. Составные части общей трассы комбинируют таким образом, чтобы применять трассу только в характерных для нее условиях, максимально используя все ее преимущества.

Наиболее распространены на практике следующие комбинации трасс.

1. Комбинация простой трассы для вскрытия верхних горизонтов залежи и сложных трасс для вскрытия нижних горизонтов карьера.

Такая комбинация наиболее часто употребляется для карьерных полей с большой протяженностью по поверхности.

2. Комбинация различных форм трасс.

Если карьер на отметке дневной поверхности имеет недостаточные размеры в плане, то на верхних горизонтах для железнодорожного транспорта используются тупиковые или спиральные трассы. По мере углубления карьера его размер в плане уменьшается и на нижних горизонтах используют спиральные или петлевые трассы для автомобильного транспорта.

Процесс размещения трассы в карьерном поле после выбора формы, определения всех ее элементов заключается в нанесении оси пути на конечном или промежуточном борту карьера. Для трассирования борт карьера изображают в горизонталях с интервалом, равным высоте уступа. Трасса проводится с поверхности до горизонтали, ограничивающей вскрываемый горизонт.

Трассу траншей размещают в контуре карьерного поля в точном соответствии с ее параметрами: принятой формой профиля, общей протяженностью, руководящим подъемом, наименьшим радиусом кривых, а также длиной элемента продольного профиля (рис. 4.35).

Теоретическая длина трассы L_T определяется разностью высотных отметок.

Действительная длина трассы больше теоретической за счет ее удлинения, вызываемого уменьшением угла наклона на некоторых ее участках, главным образом в кривых, и на участках примыкания траншей к рабочим горизонтам. Указанное уменьшение предусматривается в случае примыкания трассы для железнодорожного транспорта. В кривых участках сопротивление движению возрастает на величину ϖ_k и смягчение подъема траншей сохраняет постоянным руководящий подъем i_p .

Наименьший радиус кривой устанавливается в соответствии с возможной конструктивной проходимостью подвижного состава, главным

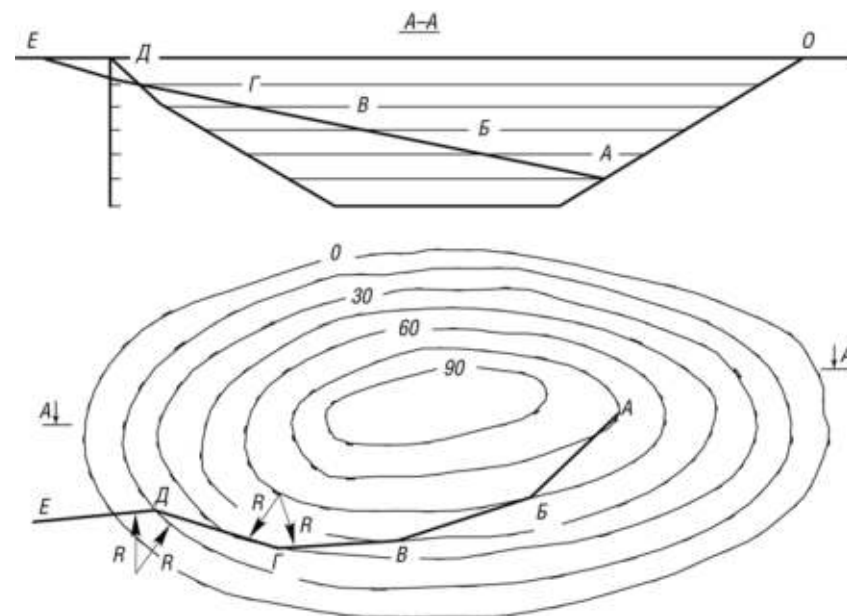


Рис. 4.35. Схема размещения трассы в карьере: А, Б, В, Г, Д – пункты примыкания путей с горизонтов к трассе, Е – начало трассы

образом локомотивов. Величина наименьшего радиуса пути влияет на объем разноса бортов карьера, требуемого для укладки кривых. Предпочтительно применять подвижной состав, допускающий малые значения наименьших радиусов, особенно при разработке крутопадающих месторождений.

Общее увеличение длины трассы предусматривает удлинение от участков примыкания к рабочим горизонтам L_{Π} , а также удлинение L_{Π} от смягчения подъемов в кривых. Приращение на единицу теоретической длины трассы учитывает коэффициент удлинения трассы k :

$$k = \frac{L}{L_m},$$

где $L = L_T + L_{\Pi} + L_K$.

Под коэффициентом удлинения трассы карьерных путей понимают отношение действительной длины трассы к той ее длине, которую она имела бы при неизменном руководящем подъеме (уклоне).

Действительную длину L трассы капитальных траншей устанавливают в результате построения ее продольного профиля. Для предварительных расчетов пользуются значениями коэффициентов удлинения трассы.

Сущность расчетов и техника трассирования траншей состоят в следующем. Первоначально определяют теоретическую длину L_T отрезка трассы между смежными уступами известной высоты h при установленном руководящем подъеме i_p :

$$L_T = \frac{1000h}{i_p}.$$

Например, если $h = 15$ м и $i_p = 30^\circ/\text{оо}$, то $L_T = 500$ м. Пусть для ввода пути на рабочий горизонт подъем смягчается до $i_T = i_p = 20^\circ/\text{оо}$. На расстоянии $l_{\text{п}} = 150$ м; эта длина будет соответствовать высоте подъема $h_{\text{п}}$:

$$h = \frac{l_{\text{п}} i_T}{1000} = \frac{150 \cdot 20}{1000} = 3 \text{ м.}$$

Пусть кривые, расположенные на примыкании трассы к рабочим горизонтам, имеют длину по 100 м и дают дополнительное удельное сопротивление $\varpi_k = 80$ Н/т, вследствие чего подъем на кривой условно $i_k = 22^\circ/\text{оо}$.

При этом на длине кривой l_k будет преодолен подъем на высоту

$$h_k = \frac{l_k i_k}{1000} = \frac{100 \cdot 22}{1000} = 2,2 \text{ м.}$$

Тогда высота h_p , соответствующая руководящему подъему i_p ,

$$h_p = h - (h_{\text{п}} + h_k) = 15 - (3 + 2,2) = 9,8 \text{ м,}$$

а длина отрезка трассы с руководящим подъемом i_p

$$l_p = \frac{h_p}{i_p} = \frac{1000 \cdot 9,8}{30} = 330 \text{ м.}$$

Таким образом, действительная длина отрезка трассы между смежными уступами

$$l_d = l_{\text{п}} + l_k + l_p = 150 + 100 + 330 = 580 \text{ м.}$$

Коэффициент k удлинения для отрезка трассы между смежными уступами принимается в масштабе m чертежа (плана). Обычно для этой цели служат планы в масштабе 1:5000.

Таким образом

$$l_d^1 = \frac{l_d}{m} = \frac{580}{5000} = 0,116 \text{ м} = 116 \text{ мм.}$$

Размещение трассы производят от фиксированных пунктов с поверхности. Иногда при известной и неизменной глубине карьера фиксированные пункты выявляются в самом карьере, тогда размещение трассы на плане лучше производить от глубоких горизонтов к поверхности; при этом проще устанавливаются возможные отрезки внутренней и внешней частей трассы. Пусть, например, примыкание трассы к наиболее глубокому из скрываемых уступов может или должно быть осуществлено в пункте А (см. рис. 4.35). Этот пункт является отправным для камерального трассирования. Тогда в рассматриваемом примере раствором циркуля в $l_d^1 = 116$ мм из точки А будет засечена точка Б на контуре вышележащего уступа, из последней — точка В и т.д.

Практически условия трассирования более сложные. Обычно каждый из отрезков между смежными уступами является индивидуальным и отдельно исследуется. Это вызывается формой месторождения, главным образом непостоянством угла падения, а также размерами отдельных горизонтов месторождения и другими местными обстоятельствами.

Необходимо устанавливать пути капитальных траншей стационарными, не требующими в дальнейшем переустройства. Стационарность в положении капитальных путей карьера является существенным условием для рациональной эксплуатации транспорта и экскаваторов.

Трасса в карьерном поле размещается в горных выработках.

Для размещения вскрывающих выработок на борту карьера требуется дополнительный объем вскрышных работ. Угол откоса борта карьера в конечном положении зависит от схемы расположения и параметров вскрывающих горных выработок, в частности от их уклона.

Дополнительные объемы определяются по формуле:

$$V = 0,5 L H_B B_B, \text{ м}^3,$$

где H_B — глубина вскрытия, м;

B_B — ширина вскрывающих выработок, м;

L — длина разноса борта по поверхности, необходимая для ввода вскрывающих выработок на глубину H_B , м.

Длина разноса борта по поверхности зависит от формы трассы.

При прямолинейной форме

$$L = \frac{H_n 1000}{i_b},$$

где i_b — уклон вскрывающих выработок, о/оо;

при спиральной форме

$$L = L_n \frac{\varphi}{2\pi},$$

где L_n — периметр карьера по поверхности, м;

φ — угол, описываемый трассой, град.

При петлевой, тупиковой или другой сложной криволинейной форме трассы длина разноса борта определяется через сумму отдельных L , рассчитанных для простых участков трассы.

4.9. ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ ДЛЯ РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАССЫ ГРУЗОПОТОКОВ И ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ И ЭТАПОВ ЕГО ОТРАБОТКИ

Для размещения трассы грузопотоков и вскрытия карьерного поля и этапов его отработки служат открытые и подземные горные выработки.

Горные выработки (рис. 4.36) разделяются по:

- ✦ форме поперечного сечения — траншеи и полутраншеи (бермы);
- ✦ отношению контура карьерного поля — внешние и внутренние;
- ✦ продольному уклону — горизонтальные, наклонные и крутые;
- ✦ числу обслуживаемых горизонтов — отдельные, групповые и общие;
- ✦ обслуживанию рабочих горизонтов — одинарные и парные;
- ✦ сроку службы — капитальные и временные.

Горизонтальные траншеи сооружаются внутри карьерного поля для вскрытия и размещения транспортных коммуникаций на рабочих горизонтах, наклонные служат для размещения части трассы за контуром карьера.

Наклонные полутраншеи внутри карьерного поля представляют собой транспортные бермы.

Крутые траншеи сооружаются для размещения трассы подъемников на не рабочем борту карьера.

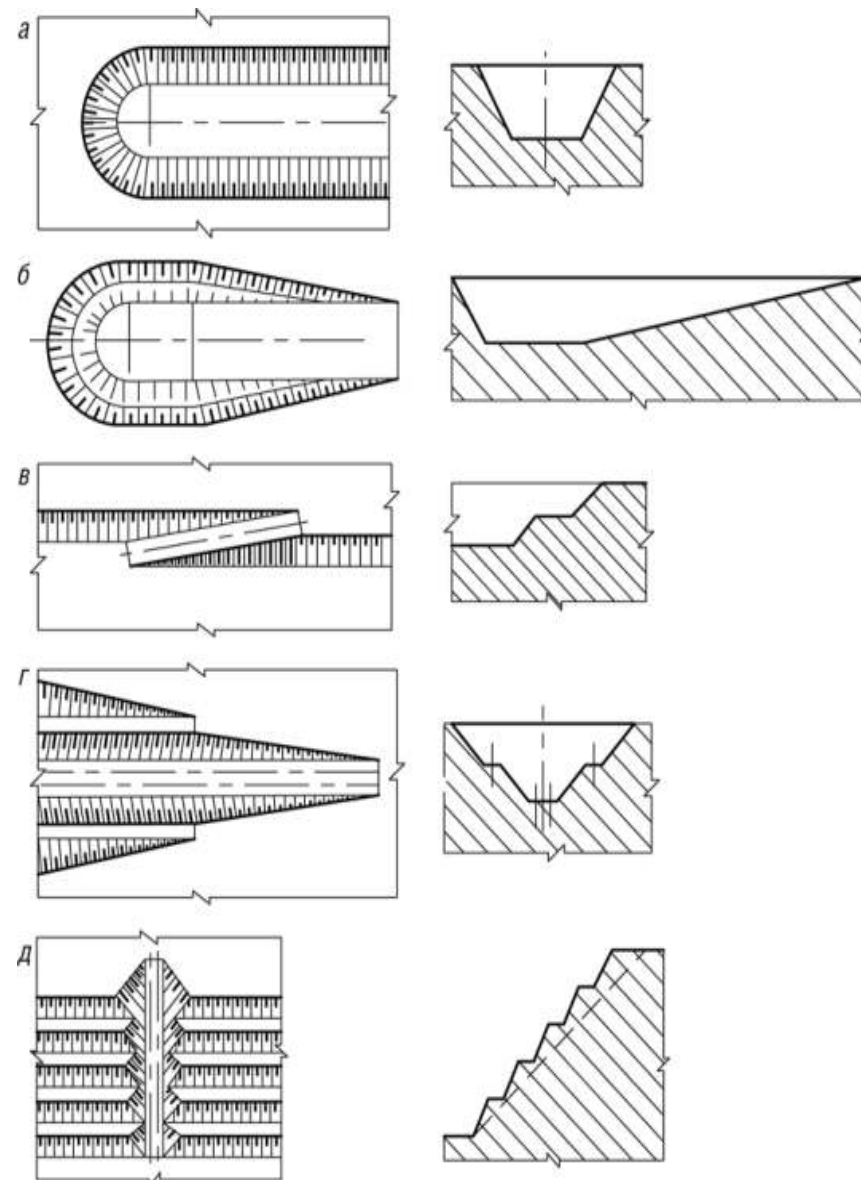


Рис. 4.36. Открытые горные выработки:

а — горизонтальная траншея, *б* — наклонная отдельная траншея, *в* — наклонная берма (полутраншея), *г* — наклонная общая траншея, *д* — крутая траншея.

Вертикальные, наклонные и горизонтальные подземные горные выработки применяются в основном на нагорных месторождениях и для доставки горной массы с нижних горизонтов глубоких карьеров.

Одианные траншеи предназначены для тупиковых трасс, парные – для трасс с поточным движением транспортных средств.

Капитальные горные выработки сооружаются для обслуживания грузопотоков в течение всего срока службы карьера, временные – для размещения трассы грузопотока ограниченное время.

Классификация горных выработок для размещения грузопотоков в карьерном поле приводится в табл. 4.7.

Таблица 4.7

Классификация горных выработок в карьерном поле

| Признак | Основание разделения | Наименование |
|--------------------------------|--|---|
| Вид выработки | Форма сечения | Траншея, берма (полутраншея), ствол, рудоспуск, рудоскат, штольня |
| Расположение горных выработок | Относительно контура карьера | Внешнее, внутреннее |
| | Относительно горизонта | Горизонтальные, наклонные, крутые |
| Число обслуживаемых горизонтов | Один Несколько Все | Отдельные Групповые |
| Назначение | Обслуживание рабочих горизонтов | Общие |
| Срок службы | Весь срок службы Ограниченное время | Одианные, парные Капитальные Временные |

Параметры и объемы открытых горных выработок

Капитальные траншеи характеризуются следующими параметрами: уклоном 1 (табл. 4.8), который определяется типом используемого транспорта, глубиной вскрываемого горизонта H , высотой уступа h , шириной дна или транспортных берм b и углами откосов бортов α (рис. 4.37).

Минимальная ширина основания капитальных наклонных траншей определяется суммой габаритов транспортных сосудов безопасных зазоров между ними, поперечных размеров площадок, кюветов и других элементов транспортных путей. В случае использования электровозного транспорта предусматривают площадку для размещения опор контактной сети. Опоры могут располагаться у основания откоса или при двухпутевой трассе между путями. В последнем случае ширина основания двухпутевой траншеи увеличивается на 2,1 м (рис. 4.38).

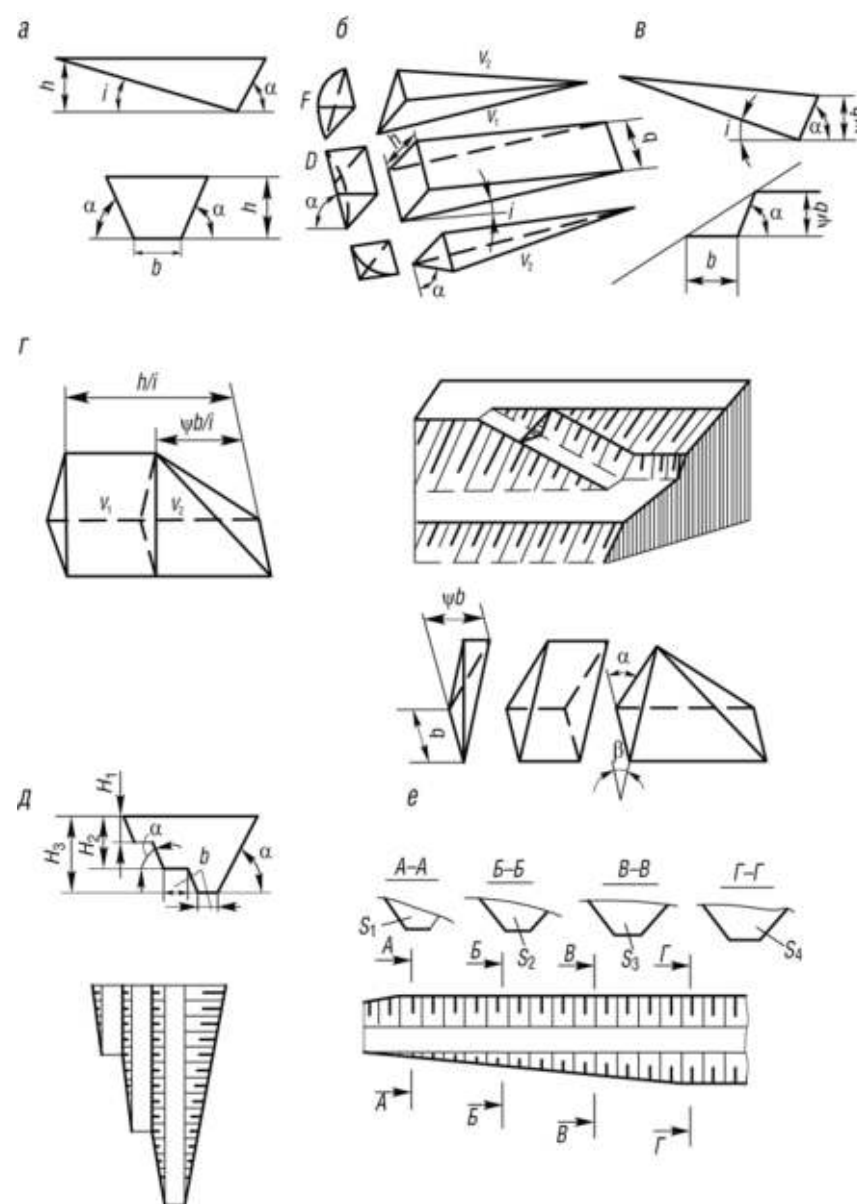


Рис. 4.37. Схемы к расчёту объёмов траншей (а и б), берм (полутраншей) (в и г), внешней общей капитальной траншеи (д) и разрезной траншеи со сложной поверхностью (е)

Таблица 4.8

Уклоны капитальных горных выработок

| Вид карьерного транспорта | Величина подъема в направлении движения транспортных сосудов | |
|-----------------------------------|--|-------------|
| | груженых | порожних |
| Наклонные траншеи | | |
| Железнодорожный | 0,020–0,040 | 0,025–0,035 |
| Железнодорожный (моторные вагоны) | 0,060–0,100 | 0,080–0,120 |
| Автомобильный | 0,060–0,080 | 0,080–0,120 |
| Крутые траншеи | | |
| Бесклетевой подъем с тягачами | 0,120–0,250 | |
| Ленточные траншеи | 0,250–0,330 | |
| Клетевой подъем | 0,250–0,500 | |
| Скиповой подъем | 0,500–1,000 | |

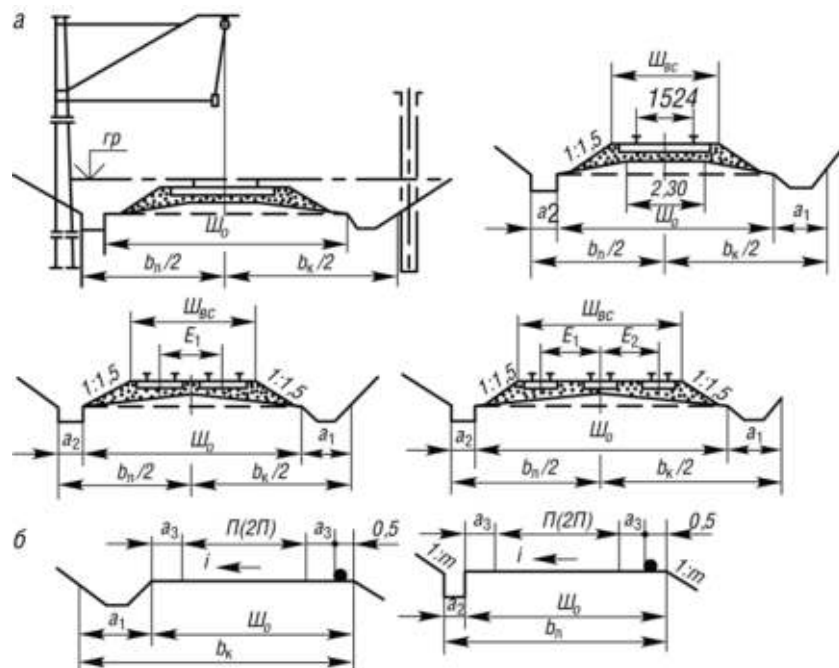


Рис. 4.38. Схемы к расчёту ширины основания траншеи при железнодорожном (а) и автомобильном (б) транспорте.

На криволинейных участках карьерного пути ширина земляного полотна при радиусах кривых более 200 м увеличивается на 0,2 м, а при радиусе кривых менее 200 м – на 0,3 м.

Ширина основания траншей, полутраншей на косогорах и транспортных берм в карьере при автомобильном транспорте также зависит от физико-механических свойств пород основания и откосов и ширины проезжей части автодорог.

Ширина проезжей части автодороги определяется габаритами автомашин и количеством полос их движения. На криволинейных участках проезжую часть автодорог расширяют для обеспечения безопасности движения автосамосвалов. Автодороги на косогорах имеют одностатный уклон от бровки косогора. На внешней стороне подошвы полутраншей на расстоянии 0,5 м от бровки устанавливают через каждые 3 м (на кривых через 2 м) надолбы или тумбы из камня или железобетона. Вместо тумб иногда сооружают земляные банкеты с соответствующим расширением основания полутраншей. При малых радиусах закруглений устраивают виражи с одностатным профилем и уклоном от 20 до 60‰ в сторону центра кривой. Если центр кривой расположен со стороны склона, автодороге придают поперечный уклон 100‰ и предусматривают соответствующее ограничение скорости движения.

Ширина основания траншей при конвейерном транспорте определяется шириной конвейера, числом конвейерных линий в траншее, а также шириной зазоров между линиями для возможности их осмотра, ремонта, доставки запасных частей и устройства кюветов. Так же рассчитывается ширина основания траншей при использовании рельсовых подъемников.

Ширина основания капитальной наклонной траншеи, установленная по условиям размещения транспортных коммуникаций, проверяется также по условиям проведения траншей. При проведении траншей экскаваторами ЭКГ-5 минимальная ширина их основания в скальных породах составляет 22 м, в мягких – 23 м; при проведении экскаватором ЭКГ-8 соответственно 27 и 28 м, при проведении экскаватором ЭКГ-12,5 соответственно 34 и 35 м.

Объем внешних капитальных траншей входит в объемы горно-строительных работ, необходимых для сдачи карьера в эксплуатацию. Для уменьшения горно-строительного объема капитальных траншей, особенно глубоких, стремятся увеличить углы откосов бортов путем заоткоски их в скальных породах предварительным щелеобразованием, в мягких неустойчивых породах – искусственным укреплением откосов при постоянном контроле.

Конструктивно общие и групповые траншеи могут быть с независимыми выходами транспортных коммуникаций из траншеи на поверхность и объединенными в один поток (рис. 4.39).

Горно-строительный объем траншеи с независимым выходом меньше на 30% по сравнению с объединенным выходом на поверхность. Организация транспорта в траншее с независимым выходом проще, а ее пропускная способность и безопасность работы выше. Вследствие этого траншеи с объединением потоков для использования в практике не рекомендуются.

Объемы внутренних траншей (транспортных наклонных и горизонтальных берм) входят в объем карьерного поля и выполняются во время эксплуатационных работ, поэтому отдельный расчет их объемов производится только для периода строительства карьера. Их объем рассчитывается по формуле объема траншеи полного профиля с глубиной вскрываемого горизонта.

Объем одиночной наклонной капитальной траншеи при ровной поверхности определяется как сумма объемов правильных геометрических фигур (рис. 4.37 б). В нее входят: объем V_1 , представляющий среднюю часть траншеи, объем V_2 , состоящий из двух прямых пирамид, образованных разносом бортов траншеи под углом α (фигуры F и D), т.е.

$$V = V_1 + 2V_2 + D + 2F.$$

$$V_1 = \frac{bh^2}{2i}, \quad 2V_2 = \frac{h^3}{3itg\alpha}, \quad D = \frac{bh^2}{2tg\alpha}, \quad 2F = \frac{\pi h^3}{6tg^2\alpha}.$$

где b – ширина нижнего основания траншеи, м;
 h – высота уступа или максимальная глубина заложения капитальной траншеи, м;
 i – уклон траншеи, тысячные;
 α – угол откоса бортов траншеи, градус.

Для расчета формула имеет вид

$$V = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3tg\alpha} \right) + \frac{h^2}{tg\alpha} \left(\frac{b}{2} + \frac{\pi h}{6tg\alpha} \right).$$

Для наклонных траншей величины D и F относительно малы и ими можно пренебречь, тогда объем наклонной капитальной траншеи с вертикальным откосом торцом определяется по формуле

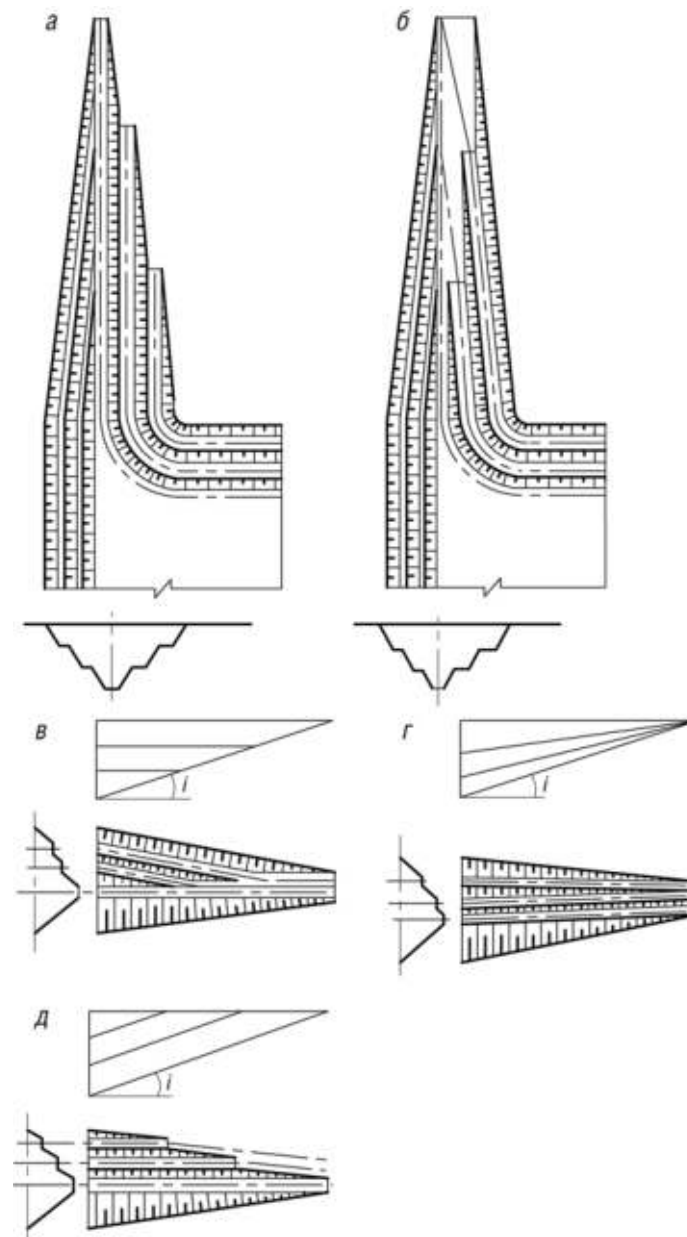


Рис.4.39 Конструкции внешних траншей

$$V = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right).$$

Объем общей (групповой) наклонной капитальной траншеи, имеющей в поперечнике ступенчатую форму (рис. 4.37*д*), определяется по формуле:

$$V = \frac{h_n^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h_n}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \frac{b}{2i} (h_1^2 + h_2^2 + \dots + h_{n-1}^2),$$

где $h_1, h_2 \dots h_n$ – высота вскрываемых горизонтов.

Объем траншеи с учетом кривой примыкания на одном борту (рис. 4.40):

$$V = h(R^2 - Rh \operatorname{ctg} \alpha) \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - \frac{\pi \alpha}{360} \right) + \frac{b}{2} \left(\frac{h_1^2}{i_p} + \frac{h^2 - h_1^2}{i_1} \right) + \frac{1}{3 \operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{h_1^3}{i_p} + \frac{h^3 - h_1^3}{i_1} \right),$$

где

$$h_1 = h - l_k i_k, \quad i_1 = \frac{\pi}{2} i_k.$$

Объем траншеи с учетом кривых примыкания на обоих бортах:

$$V = 0,43h(R^2 - Rh \operatorname{ctg} \alpha) + \frac{b}{2} \left(\frac{h_1^2}{i_p} + \frac{h^2 - h_1^2}{i_1} \right) + \frac{1}{3 \operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{h_1^3}{i_p} + \frac{h^3 - h_1^3}{i_1} \right).$$

Объем одиночной полутраншеи на косогоре (рис. 4.37*в*):

$$V = \frac{hb^2 \sin \alpha \sin \beta}{2 \sin(\alpha - \beta)} \sqrt{\frac{1}{i^2} - \frac{1}{\operatorname{tg}^2 \beta}},$$

при $\beta \geq 10^\circ$

$$V = \frac{hb^2 \sin \alpha \sin \beta}{2 \sin(\alpha - \beta)}.$$

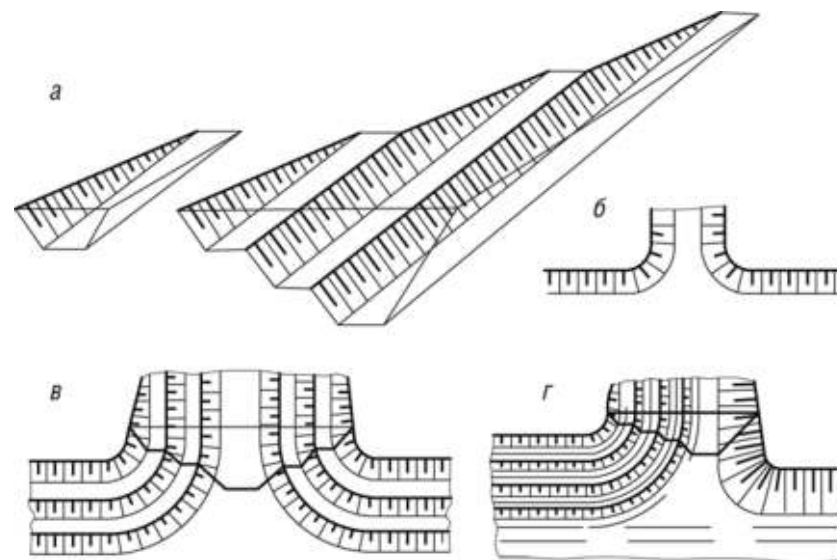


Рис. 4.40. Примыкание путей транспортных берм с рабочими горизонтами к наклонной траншее: а и г – одностороннее, б и в – двустороннее

Объем наклонной транспортной бермы (внутренний капитальной траншеи) внутри карьера (рис. 4.37*г*) представляет сумму объемов геометрических фигур

$$V = V_1 + V_2:$$

V_1 – прямая призма, в основании которой лежит треугольник площадью

$$\frac{\psi b^2}{2} \text{ и высотой } \frac{h}{i} - \frac{\psi b}{i},$$

V_2 – пирамида, в основании которой лежит прямоугольник площадью

$$\frac{\psi b^2}{i} \text{ и высотой } \psi b,$$

$$V_2 = \frac{\psi^2 b^3}{3i}.$$

Следовательно,

$$V = \frac{\psi b^2}{2i} \left(h - \frac{\psi b}{3} \right),$$

где ψb – высота полутраншеи, м,

$$\psi = \frac{\operatorname{tg}\alpha \operatorname{tg}\beta}{\operatorname{tg}\alpha - \operatorname{tg}\beta},$$

h – разность отметок полутраншеи, м;

α – угол откоса полутраншеи, градус;

β – угол откоса борта карьера, косогора или лежачего бока пологого месторождения, градус.

Объем наклонной транспортной бермы на рабочем борту карьера (съезда):

$$V = \frac{bh^2}{2i}.$$

Объем капитальной траншеи со сложным рельефом местности (рис. 4.37e), определяется по методу вертикальных параллельных сечений. Площади сечений S_1, S_2 и т.д. определяются с помощью планиметра. Полный объем траншеи определяют по формуле:

$$V = \frac{0+S_1}{2} l_1 + \frac{S_1+S_2}{2} l_2 + \dots + \frac{S_{n-1}+S_n}{2} l_{n-1},$$

где S_1, S_2, \dots, S_n – площади поперечных сечений траншеи в характерных местах профиля, м²;

l_1, l_2, \dots, l_{n-1} – расстояние между отдельными поперечными сечениями, м.

В пунктах примыкания наклонных путей к горизонтальным путям уступа при колесном транспорте необходимо укладывать кривые в соответствии с минимальным радиусом закруглений.

С целью уменьшения объемов горно-строительных работ кривые целесообразно располагать на подъеме, снижая его величину по сравнению с руководящим подъемом в соответствии с выражением

$$i_k = i_p - \frac{700}{R},$$

где i_k – подъем траншеи на кривой с радиусом R .

Протяженность кривой со смягченным уклоном зависит от ее радиуса и угла α между осями наклонной и разрезной траншеи

$$l_k = 2\pi R \frac{\varphi}{360}.$$

При этом разность отметок между началом и концом кривой составит

$$h_k = l_k i_k.$$

Объем сооружения петли на косогоре или на борту карьера, расположенной одновременно в полувыемке и на полунасыпи (см. рис. 4.33).

Объем горных работ по сооружению выемки и насыпи (в м³) рассчитывается по формулам:

♦ для полувыемки

$$i_k = i_p - \frac{700}{R},$$

♦ для полунасыпи

$$V = \frac{2}{3} K_H \psi_1 R^3 \lambda.$$

Величины ψ и ψ_1 определяются из выражений

$$\psi = \frac{\sin\alpha \sin\beta}{\sin(\alpha-\beta)}, \quad \psi_1 = \frac{\sin\alpha_n \sin\beta}{\sin(\alpha_n-\beta)},$$

где β – угол откоса борта карьера или косогора, градус;

α – угол откоса борта выемки, градус;

α_n – угол откоса насыпи, градус.

Коэффициент λ учитывает торцевые участки полувыемки или полунасыпи.

Значения коэффициента λ к определению объема полувыемки принимают следующими:

| | |
|--|------|
| Угол откоса выемки или насыпи, градус γ | |
| 99–75 | 1,02 |
| 75–60 | 1,08 |
| 60–45 | 1,13 |
| 45–30 | 1,18 |
| < 30 | 1,22 |

Объем крутой траншеи для конвейерного или скипового подъемника (рис. 4.36 б):

$$V = (b + h \operatorname{ctg} \alpha) nL,$$

где b – ширина дна траншеи, м;
 h – заглубление траншеи в массив борта карьера, м;
 L – длина трассы подъемника, м;
 α – угол откоса бортов траншеи, градус.

Объем рудоската:

$$V = (b + h \operatorname{ctg} \alpha) hH \operatorname{tg} \beta,$$

где H – высота переспуска горной массы, м;
 α – угол наклона рудоската, градус.

Объем горизонтальной разрезной траншеи (рис. 4.36) по вскрытию рабочих горизонтов (в м³):

$$V = (b + h \operatorname{ctg} \alpha) hL,$$

где b – ширина дна траншеи, м;
 h – высота вскрываемого горизонта, м;
 L – длина разрезной траншеи, м;
 α – угол откоса борта траншеи.

Объем горизонтальной бермы (полутраншеи) для месторождений с косогорным рельефом в (м³):

$$V = \frac{b^2 \sin \alpha \sin \beta}{2 \sin(\alpha - \beta)} L,$$

где α и β – углы откоса соответственно уступа и косогора.

Параметры и объемы подземных горных выработок

Расчетными элементами подземных вскрывающих выработок являются *форма и размер поперечного сечения*.

Объем рудоспуска круглого, вертикального и наклонного (в м³):

$$V = \frac{1}{4} \pi D^2 H \operatorname{tg} \beta,$$

где D – диаметр рудоспуска ($D > 3d_{\max}$);
 H – глубина, м;
 β – угол наклона, градус;
 d_{\max} – максимальный диаметр куска транспортируемой горной массы, м.

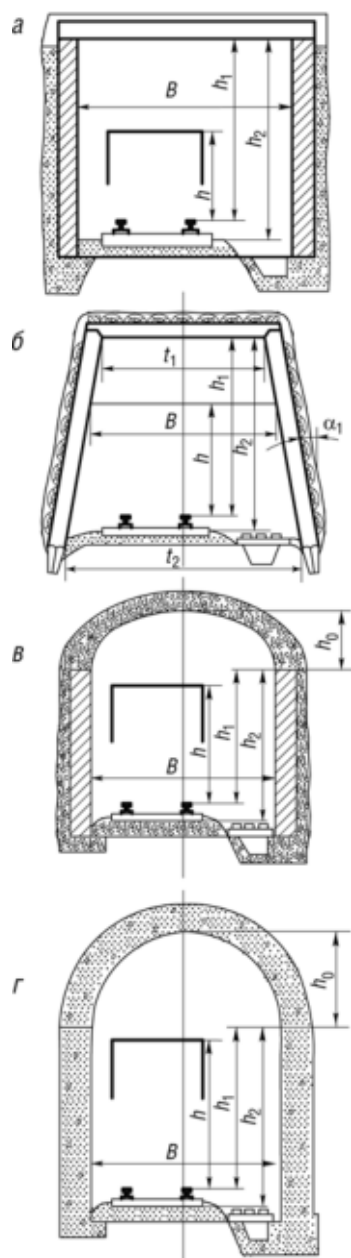
Объем наклонного рудоспуска арочного сечения и штольни (в м³):

$$V = b(h + 0,26 b)L,$$

где b – ширина выработки, м;
 h – вертикальная высота стены, м.

Типичные формы горизонтальных и наклонных подземных вскрывающих выработок показаны на рис. 4.41. Поперечное сечение выработок определяется габаритами транспортного оборудования и схемами путевого развития с соблюдением необходимых зазоров. Если применяется железнодорожный транспорт широкой колеи (думпкары, гондолы и промышленные электровозы), сечение выработки (штольни) устанавливается согласно ГОСТу.

Расстояние от крепи до габарита подвижного состава в горизонтальных подземных выработках на прямолинейных участках с одной стороны не менее 700 мм для прохода людей, а с другой стороны – 250 мм при деревянной и металлической крепи и 200 мм при каменной или бетонной



крепю. В двухпутевых выработках зазор между габаритами встречных поездов должен составлять не менее 200 мм. На участках, где производится сцепка и расцепка вагонов, зазоры между крепью и габаритом принимают не менее 700 мм с каждой стороны. На участках остановки пассажирских поездов по всей длине поезда оставляют свободный проход шириной не менее 1000 мм.

Подвеска контактного провода производится на высоте 1,8 м от головки рельсов в выработках, где курсируют пассажирские поезда или имеется отгороженный проход, в остальных подземных выработках высота подвески контактного провода должна быть не менее 2 м. Расстояние от места крепления контактного провода в держателе до верха выработки должно составлять 200 мм.

На криволинейных участках пути выработки расширяются с внешней стороны. В двухпутевых выработках увеличивается также расстояние между путями для того, чтобы при любом положении подвижного состава зазор был не меньше 200 мм.

Рис. 4.41. Поперечные сечения подземных горизонтальных и наклонных выработок:

- а – прямоугольная,
- б – трапециевидная,
- в и г – сводчатая

Форма вертикальных и наклонных подземных вскрывающих выработок определяется свойствами пород, в которых ведется проходка. Чаще всего принимается круглое сечение. Выработки, предназначенные для спуска полезного ископаемого (рудоспуски), пройденные в крепких породах, не имеют армировки. Диаметр их устанавливается из условия обеспечения необходимой пропускной способности, а также зависит от крупности механических свойств и физического состояния транспортируемой руды.

Сечение выработки, предназначенной для подъема полезного ископаемого, определяется размерами подъемных сосудов, их расположением и зазорами между ними и крепью. Зазоры регламентируются Правилами безопасности и Правилами технической эксплуатации шахт и составляют от 40 до 250 мм.

Объем горизонтальных и наклонных подземных выработок равен произведению площади сечения выработки S на ее длину L .

$$V = SL.$$

4.10. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ НАКЛОННЫМИ ТРАНШЕЯМИ

Вскрытие карьерных полей горизонтальных и пологих месторождений, расположенных на небольшой глубине, а также верхних горизонтов наклонных и крутых пластообразных месторождений производится внешними наклонными траншеями (рис. 4.42).

Отдельные внешние траншеи создают независимый доступ к каждому уступу. Они размещаются обычно вкрест простирания полезного ископаемого, реже по простиранию.

При этом способе вскрытия каждый уступ обеспечен независимым транспортом. Грузопотоки горной породы с каждого уступа полностью рассредоточены и имеют независимый один от другого выход на поверхность.

В условиях равнинной местности отдельными внешними траншеями вскрывают не более трех – четырех уступов.

Вскрытие групповыми внешними траншеями применяется на месторождениях с горизонтальным и пологим залеганием пласта или мощными рудными телами.

Особенность этого способа вскрытия заключается в том, что одна группа уступов карьера, например группа вскрышных уступов, вскрывается общей для этой группы траншеей; другая, например группа

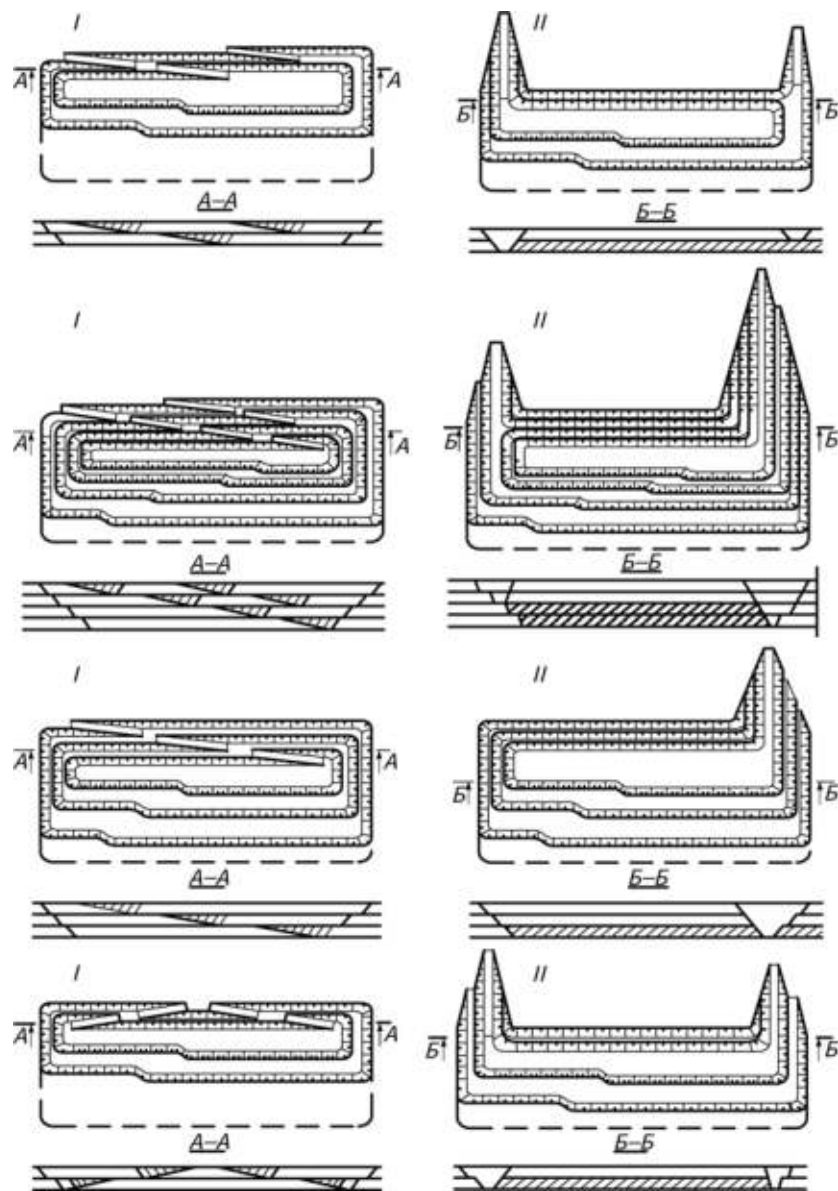


Рис. 4.42. Вскрытие карьерных полей капитальными выработками: I – наклонными транспортными бермами, II – наклонными траншеями, а – отдельными, б – групповыми, в – общими, г – парными

добычных уступов, вскрывается общей для этой группы траншеей, обеспечивая независимость грузопотоков одной от другой группы рабочих горизонтов.

Внешние групповые траншеи обычно закладывают на флангах карьерного поля по простиранию или вкрест простирания полезного ископаемого.

Вскрытие общими внешними траншеями применяется при разработке горизонтальных, пологих и наклонных месторождений значительной мощности, а также верхних горизонтов мощных залежей любой формы и размеров.

Внешнее заложение общих траншей осуществляется на глубину не более 40–60 м. Траншеи при внешнем заложении обычно располагают на флангах карьерного поля, реже в центре, разделяя карьерное поле на два крыла. При этом учитывается способ примыкания путей транспортных берм с рабочих горизонтов к траншее (см. рис. 4.40). В этом случае транспортные бермы внешних траншей обеспечивают независимое обслуживание грузопотоков с рабочих горизонтов карьера.

Вскрытие внешними парными траншеями применяют с целью создания поточного движения транспорта при большом грузообороте карьера и значительной длине фронта работ в условиях отдельных, групповых и общих внешних траншей.

Основным преимуществом парных траншей является то, что при поточном движении транспорта они способствуют обеспечению забоев порожняком.

4.11. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ НАКЛОННЫМИ БЕРМАМИ (ПОЛУТРАНШЕЯМИ)

Вскрытие месторождений с косогорным рельефом поверхности осуществляется наклонными бермами (полутраншеями) (рис. 4.43). Каждый уступ или группа породных уступов при этом имеет внешние независимые отвалы, которые возводят в непосредственной близости от уступов.

Вскрытие карьерных полей отдельными наклонными бермами (внутренними траншеями) позволяет рассредоточить грузопотоки горной породы с каждого горизонта. Взаимная независимость траншей создает условия для лучшей организации эксплуатационных работ.

Вскрытие групповыми наклонными бермами применяют для глубоких горизонтальных и пологих пластовых месторождений большой мощности, разрабатываемых значительным числом уступов.

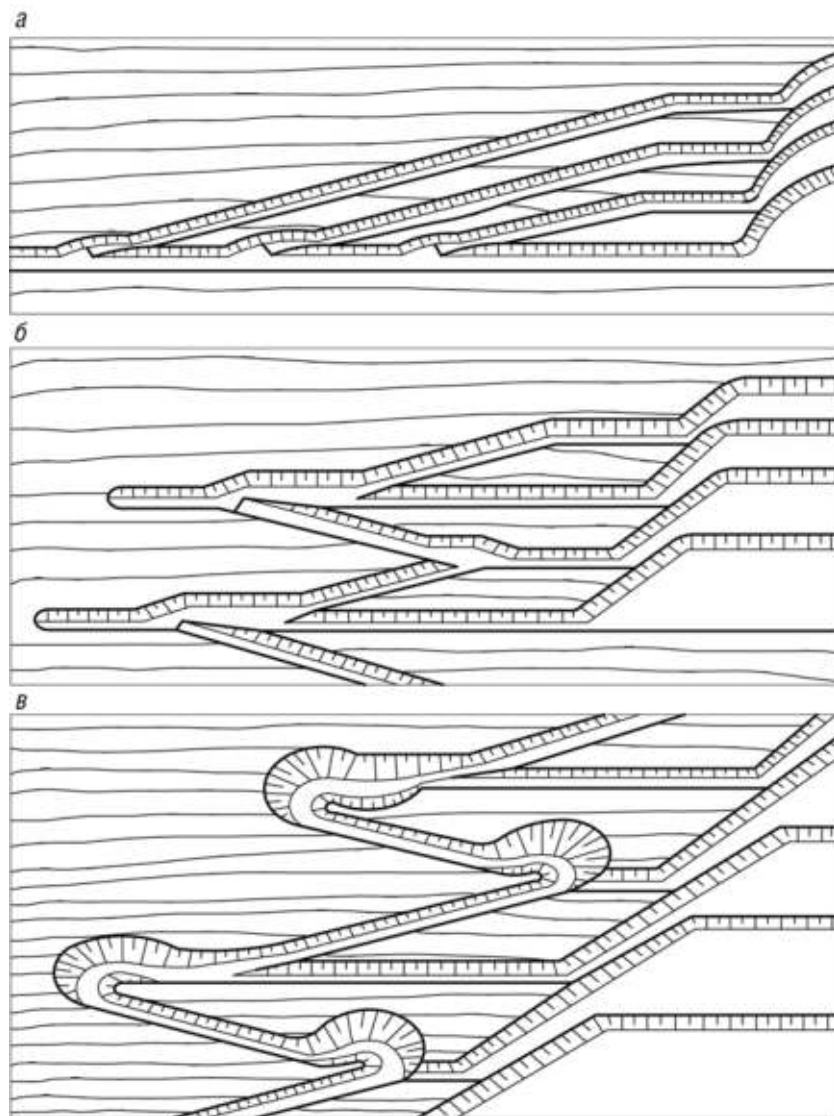


Рис. 4.43. Вскрытие месторождения с косогорным рельефом поверхности наклонными бермами (полураншеями):

- а – отдельными,
- б – общими с тупиковой формой трассы,
- в – общими с петлевой формой трассы

Вскрытие *общими внутренними транспортными бермами* применяют для наклонных и крутопадающих месторождений, распространяющихся на большую глубину, а также для месторождений, расположенных в гористой местности. При вскрытии общими внутренними бермами грузопотоки породы и полезного ископаемого сосредоточены по направлению к коммуникациям.

Общие наклонные бермы могут выполнять роль отдельных. В этом случае на каждом вышележащем горизонте ширина дна бермы увеличивается на величину транспортной полосы, а для разделения грузопотоков устанавливаются заградительные устройства (рис. 4.44а,б).

При нестационарной трассе в рабочей зоне карьера грузотранспортная связь осуществляется по насыпи (рис. 4.44в,г) или по наклонной скользящей берме (рис. 4.45).

4.12. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ КРУТЫМИ ТРАНШЕЯМИ

При использовании конвейерных и скиповых подъемников, а также гравитационного способа транспортирования по рудоскатам, для вскрытия карьерного поля проводят траншеи, угол наклона которых определяется параметрами применяемого транспорта.

Траншеи для *конвейерных подъемников* могут располагаться по отношению к контуру борта карьера перпендикулярно и под углом (рис. 4.46).

Траншеи для скипового подъемника располагают строго перпендикулярно к контуру борта карьера.

Для увеличения срока службы и уменьшения числа переносов подъемника при углублении горных работ разделение контура карьера на этапы I–IV по глубине выбирают таким образом, чтобы на последующем этапе совмещенный борт был в районе установки подъемника (рис. 4.47).

Целесообразность перехода на комбинированный автомобильно-конвейерный или автомобильно-скиповый транспорт появляется на глубине отработки 100–150 м. Следовательно, к сооружению конвейерного или скипового подъемника приступают к концу отработки первого этапа в той части борта карьера, где отсутствуют транспортные бермы для автомобильного транспорта.

Рудоскаты как капитальные горные выработки располагают на поверхности склона за контуром карьерного поля. Их используют для доставки полезного ископаемого, но не исключена возможность использования их для доставки пород вскрыши на погоризонтные отвалы

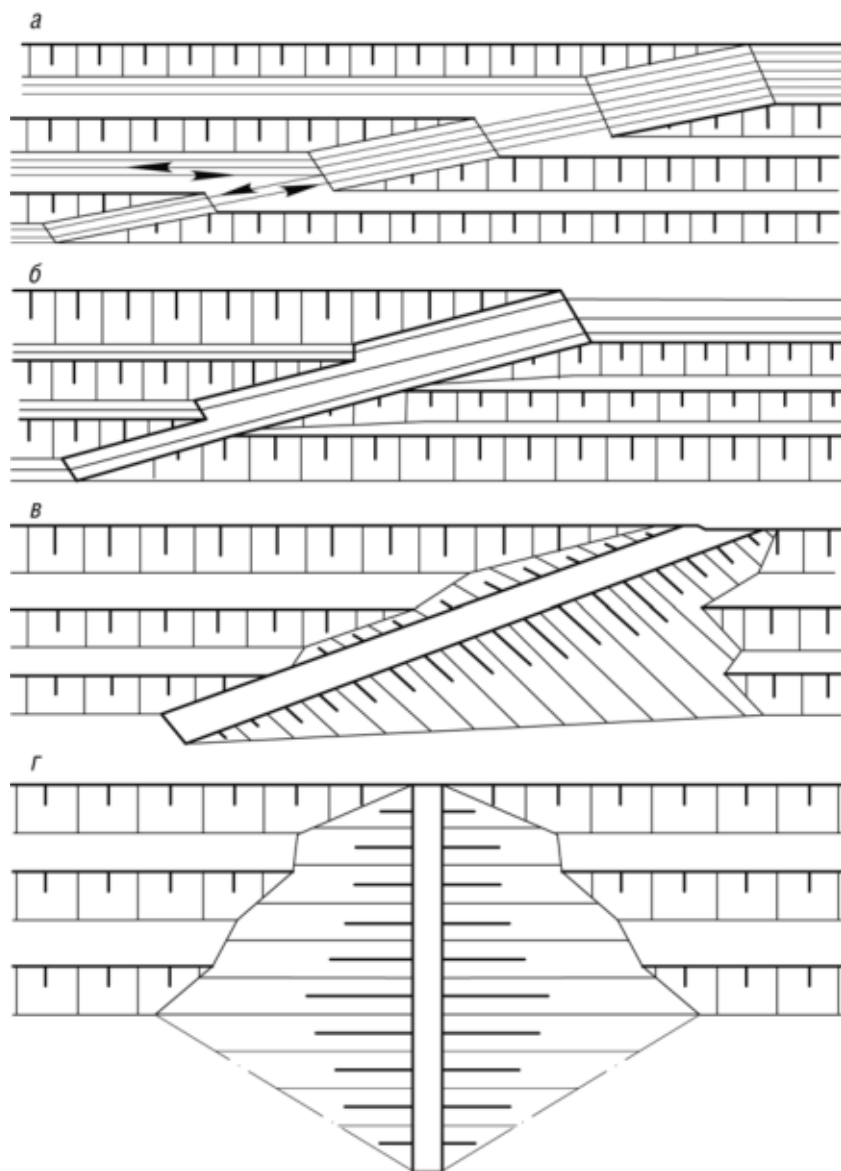


Рис. 4.44. Размещение трасс грузопотоков:
а и б – в общих внутренних транспортных бермах,
в и г – на насыпях

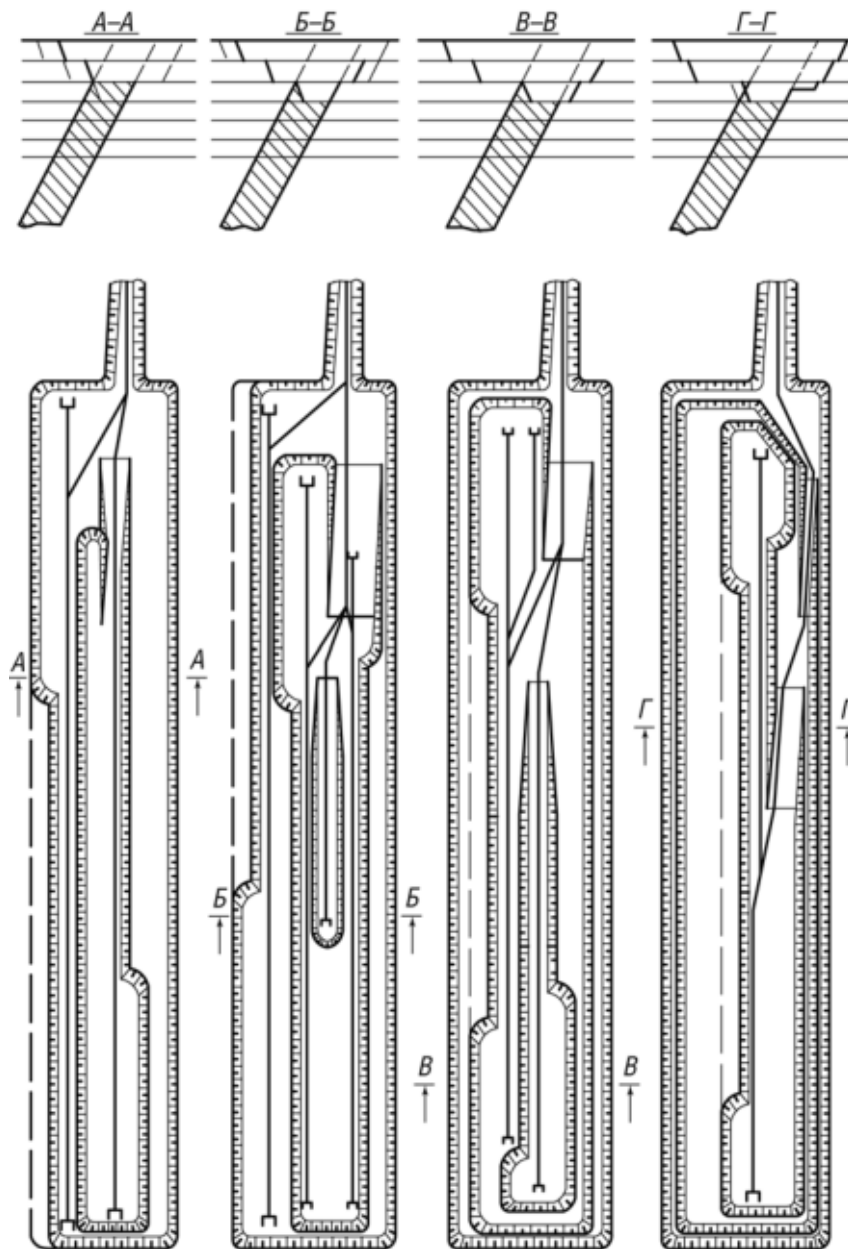


Рис. 4.45. Вскрытие рабочих горизонтов карьерного поля наклонными скользящими бермами

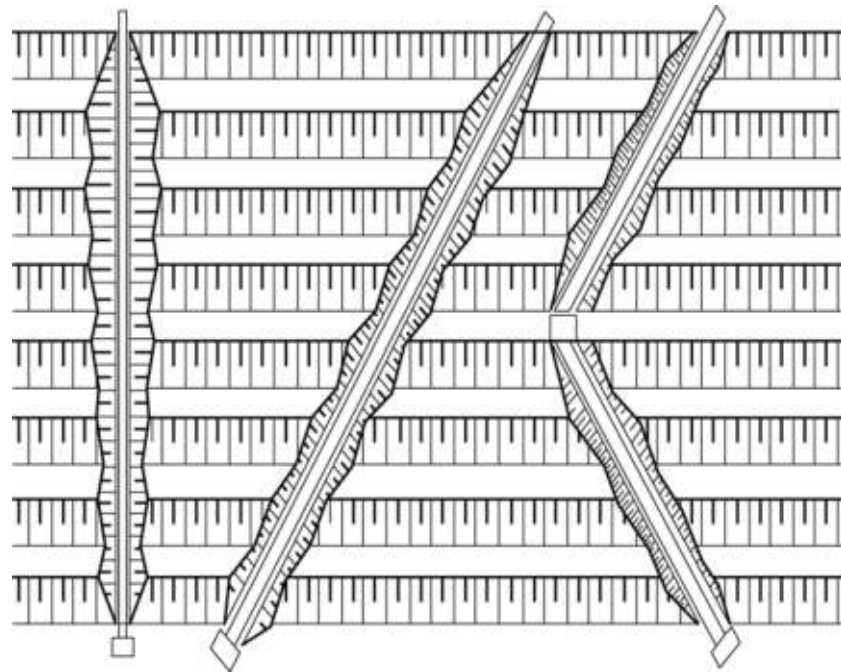


Рис. 4.46. Схемы размещения крутых траншей на борту карьера

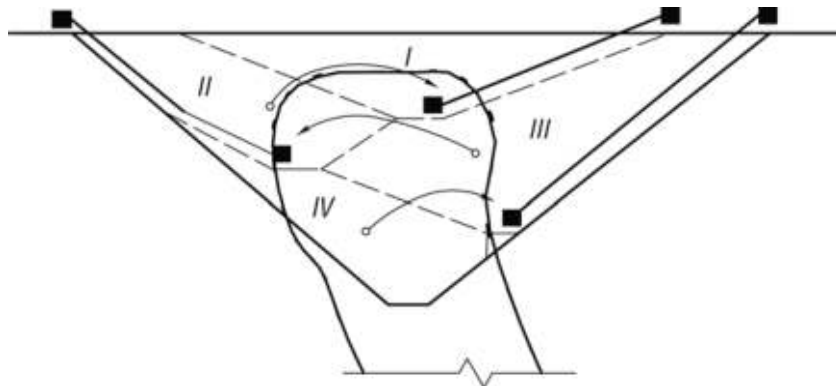


Рис. 4.47. Схема вскрытия крутой залежи с размещением подъемника на совмещённом борту промежуточных этапов: I, II, III, IV – этапы отработки

в сложных топографических условиях. В их конструкцию входят разгрузочная площадка на поверхности рудоската и накопительная – в основании (рис. 4.48). Для обеспечения непрерывного потока руды сооружаются два рудоската, работающих попеременно.

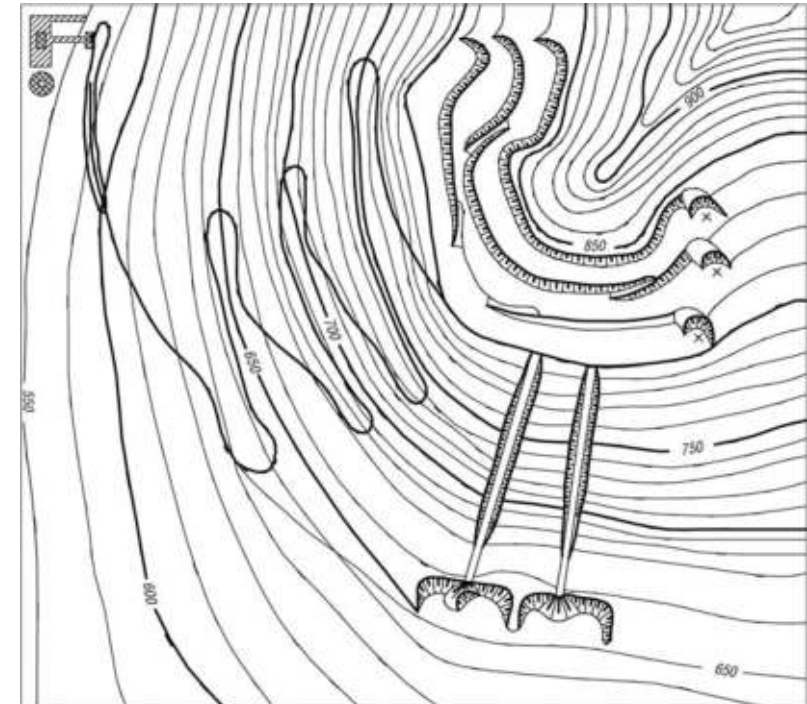


Рис. 4.48. Вскрытие нагорного карьера с использованием рудоскатов

Расстояние между рудоскатами выбирается с учетом исключения возможности попадания транспортируемых кусков руды по одному рудоскату в другой.

Трасса рудоската выбирается по условию минимальной длины между карьером и пунктом приема горной массы.

Профиль рудоската может иметь уклон, обеспечивающий надежную гравитационную доставку горной массы, или уклон: в верхней части – 40° , в средней – 35° , в нижней – 30° .

В сечении рудоскат представляет собой траншею с крутыми углами бортов.

В основании рудоската откос борта у накопительной площадки принимается $70\text{--}80^\circ$. Высота откоса соответствует высоте развала руды, безопасного для погрузки выемочно-погрузочной техникой.

Для уменьшения параметров развала на накопительной площадке сооружается отбойный вал. Один из вариантов нижней погрузочной площадки с погрузкой руды драглайном представлен на рис. 4.49. При большой разности отметок между карьером и пунктом приема горной массы применяется ступенчатая конструкция рудоскатов. Она предусматривает перемещение полезного ископаемого от одной ступени к другой на площадках каждой ступени автопогрузчиками.

4.13. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ

Увеличение глубины открытых горных работ, рост затрат на транспортирование горной массы внутри карьера и совершенствование методов и средств проведения подземных горных выработок делают эффективным расширение области вскрытия карьерных полей подземными горными выработками.

В настоящее время при разработке нагорных месторождений карьерное поле вскрывается *рудоспусками* и *штольнями*, по которым руда доставляется из карьера.

Рудоспуска располагаются внутри карьерного поля в рабочей зоне таким образом, чтобы в течение их работы обеспечивались минимальные затраты на доставку по ним руды из забоев.

Угол наклона рудоспуска выбирается из условий размещения устья рудоспуска в рабочей зоне карьера и перегрузочного узла в штольне, но не менее 45° . По условиям эксплуатации наиболее эффективны вертикальные рудоспуска с расширенной до размеров камеры нижней аккумулялирующей их части.

Сечение штольни выбирается в зависимости от параметров используемого в ней транспорта. Для стока воды уклон штольни в сторону устья должен составлять $1\text{--}2\%$.

Наиболее богатый опыт вскрытия рабочей зоны карьера этим способом имеет находящиеся в сложных топографических и суровых климатических условиях ПО «Апатит», где доставка руды с карьера «Центральный» осуществлялась по трем 600-метровым рудоспускам и главной штольне длиной 4,6 км. Эта же штольня обеспечивает доставку руды с карьера «Расвумчорр-Цирк». Для исключения зависания руды

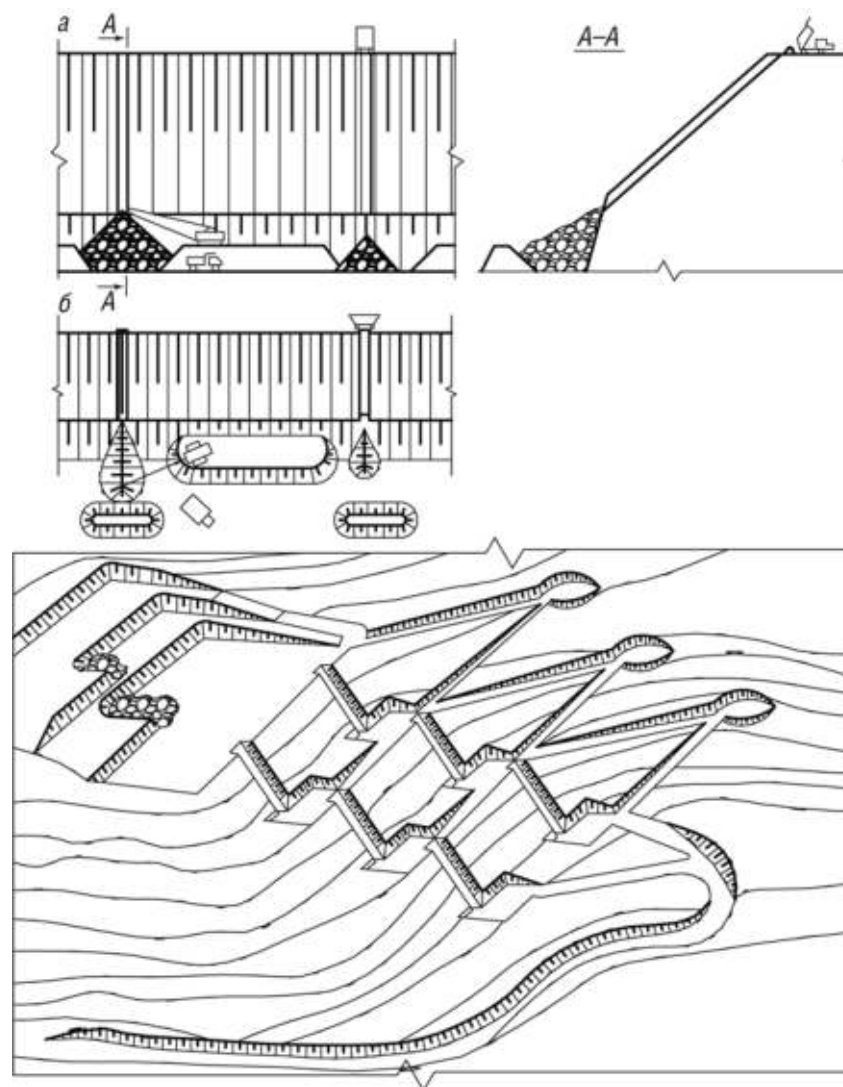


Рис. 4.49. Схемы размещения рудоскатов для гравитационной доставки полезного ископаемого с нагорного карьера:

а — одноступенчатая,
б — многоступенчатая

в рудоспуске в нижней его части сооружена камера (рис. 4.50). Высота камеры H и ширина D определены из необходимой производительности карьера, допустимого для свободного выпуска уплотнения руды при ударе разгруженной в рудоспуск рудной массы и возможных перерывов в подаче транспорта в штольне. Количество погрузочных штолен и выпускных люков каждой штольне определены из условия синхронности загрузки камеры из карьера и объемом выпуска, т.е. вместимостью думпкаров и их количества в составе. Для создания непрерывной подачи поездов под погрузку в штольне предусмотрены ответвления перед погрузочными пунктами для размещения ожидающего порожнего состава и объезда пункта погрузки.

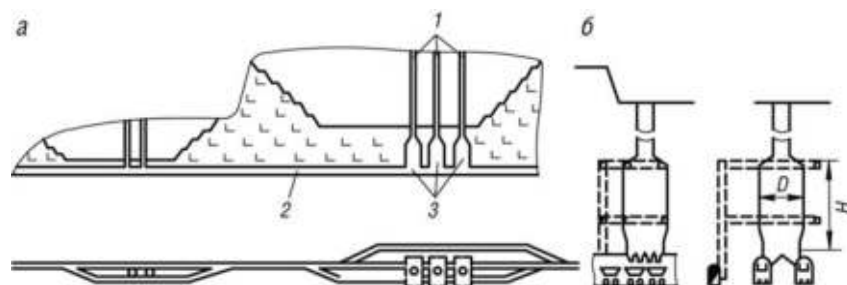


Рис. 4.50. Вскрытие карьерных полей месторождений Расвумчорр-Цирк и Плато-Расвумчорр: а – подземными горными выработками (1 – рудоспуски, 2 – штольня, 3 – погрузочные камеры рудоспусков), б – конструкция камер

Наклонные и вертикальные рудоспуски использовались для доставки руды на Тырнаузском вольфрамо-молибденовом комбинате, Каджаранском и Алтынтопканском карьерах.

Рудоспуски применялись в технологиях отработки месторождений горными воронками. Современная техника, технология и опыт ПО «Апатит» позволяет модернизировать эту технологию (рис. 4.51), по которой в нижней части залежи сооружается камера необходимых параметров по производительности и обеспечении надежного выпуска руды. Из забоев обрабатываемых горизонтов руда доставляется к устью рудоспуска погрузчиками, по которым она гравитацией доставляется в камеру. Из камеры руда загружается в подземный транспорт для доставки до подъемного вертикального ствола или по наклонной выработке со спиральной или прямой трассой на поверхность. После

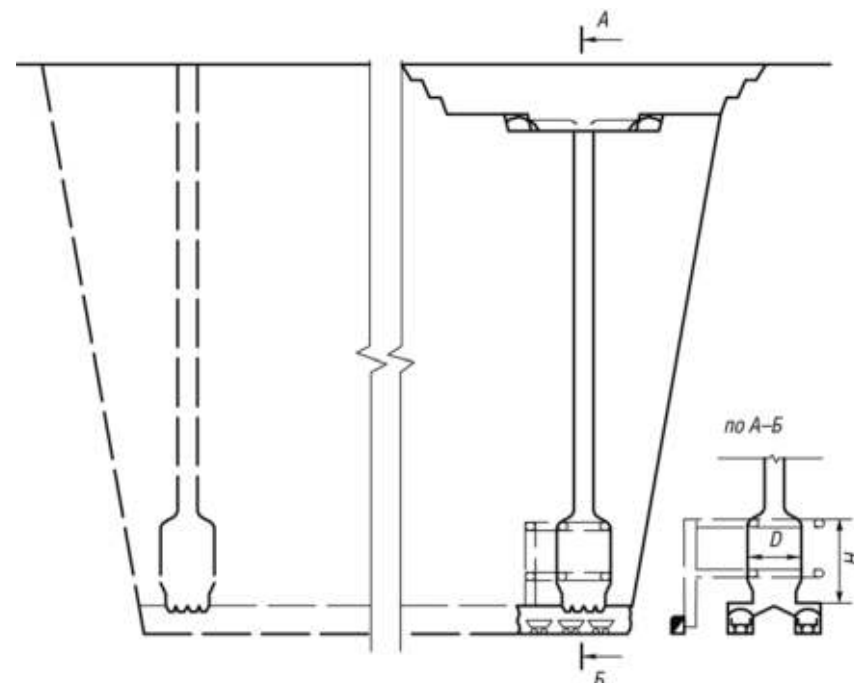


Рис. 4.51. Вскрытие карьерного поля при отработке месторождения горными воронками

отработки зоны одной воронки горные работы перемещаются в соседние зоны. Цикл повторяется до полной отработки месторождения.

При комбинированной разработке месторождений открытым и подземным способами эффективность эксплуатации подземных горных выработок повышается за счет возможности их использования для транспортирования бедных руд в подземные камеры с целью усреднения с богатыми рудами, добываемыми подземным способом, забалансовых руд для складирования их в выработанном пространстве подземных камер с последующей возможной разработкой открытым способом, а также пород вскрыши для закладки подземных камер.

При разработке высокогорных месторождений с опасными склонами для отвалообразования пустых пород возможно использование рудоспусков и штолен для доставки пород вскрыши на уровень безопасного их отвалообразования.

При разработке месторождений с равнинной поверхностью для вскрытия рабочей зоны второго и последующих этапов разработки, когда

размещение подъемника невозможно на борту карьера, применяют вскрытие наклонными стволами с выходом в рабочую зону карьера на концентрационный горизонт второго этапа разработки. Наклонный ствол оборудуется одним или двумя конвейерными подъемниками для доставки руды и вскрыши. У устья квершлага или наклонного ствола предусматривается перегрузочная площадка с установкой дробильного агрегата. Сечение наклонного ствола определяется параметрами конвейерных подъемников и необходимых обслуживающих механизмов (рис. 4.52).

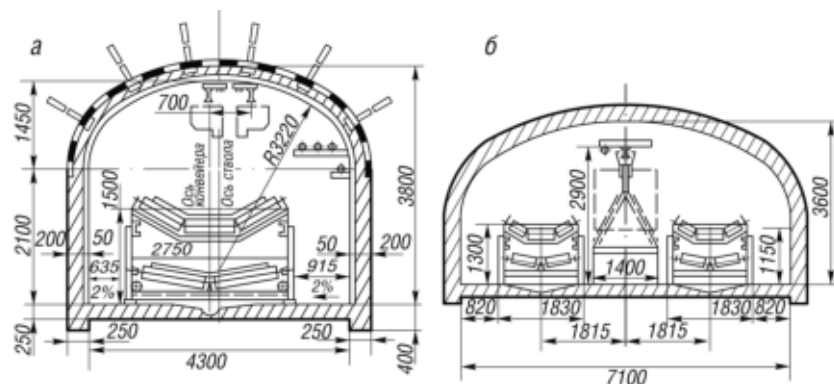


Рис. 4.52. Сечение наклонного ствола для конвейерного подъемника:

а – с одним ставом, б – с двумя ставами

Глубина заложения наклонного ствола определяется границей перехода на комбинированный транспорт, а срок его службы – временем отработки следующего этапа. При использовании схемы развития горных работ при отработке месторождения этапами с совмещенными бортами (рис. 4.53) этот срок может быть равен сроку отработки первого этапа, т.е. периоду эффективной отработки следующей зоны карьера по глубине с автомобильным транспортом, считая глубину от уровня перегрузочного пункта конвейерного подъемника.



Рис. 4.53. Размещение наклонных стволов для вскрытия глубоких горизонтов карьера

Применение наклонных стволов для вскрытия рабочей зоны карьера возможно при колесных видах транспорта, в частности для железнодорожного, который

используется как внутрикарьерный или как часть транспорта в технологическом потоке для доставки горной массы из карьера в комбинации с внутрикарьерным автомобильным. В этом случае у устья наклонного ствола сооружаются станции для обмена составов и перегрузочный пункт. Сечения штольни устанавливаются в соответствии с габаритами подвижного состава и приближения строений железнодорожного транспорта, а уклон – в соответствии с принятыми средствами тяги.

Увеличение угла откоса бортов карьера при погашении, снижение общих затрат на транспортирование горной массы колесными средствами транспорта по коммуникациям на борту карьера ведут к большой перспективе применения вскрытия карьерного поля подземными горными выработками. При этом могут быть применены описанные выше и другие способы с использованием вертикальных стволов с квершлагами, соединяющими по мере углубления горных работ или от этапа разработки к этапу рабочую зону со стволом. При переносе трассы транспортирования горной массы из карьера с бортов в подземные горные выработки с функционального назначения бортов карьера снимается задача размещения горных выработок для транспортных коммуникаций, но остаётся задача обеспечения их устойчивости и транспортной связи для доставки машин и материалов. Это позволяет упрощать технологическую отработку рабочих горизонтов в карьере и их вскрытие.

При вскрытии карьерного поля подземными горными выработками актуальным становится вопрос о шаге углубки подземных горных выработок. Исследования показали, что шаг углубки зависит от производительности карьера, достоверности разведанных и прогнозных запасов полезных ископаемых. Учитывая современную технологию открытых горных работ и средства проведения подземных горных выработок, шаг углубки наклонного ствола с конвейерным транспортом на карьере с конечной глубиной до 600 м составляет 100–120 м, для карьеров с глубиной до 800 м – 120–150 м. Объем горностроительных работ по проведению подземных горных выработок рассчитывают в соответствии с конкретными схемами вскрытия.

4.14. БЕСТРАНШЕЙНОЕ ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

Бестраншейное вскрытие применяют в тех случаях открытой разработки, когда транспортную связь рабочих горизонтов карьера с поверхностью осуществляют без проведения на этих горизонтах вскрывающих выработок. Это может быть: при разработке месторождений с применением

технологии разработки «экскаватор – карьер» (см. рис. 2.3), при применении контейнерных грузоподъемных средств (рис. 4.54).

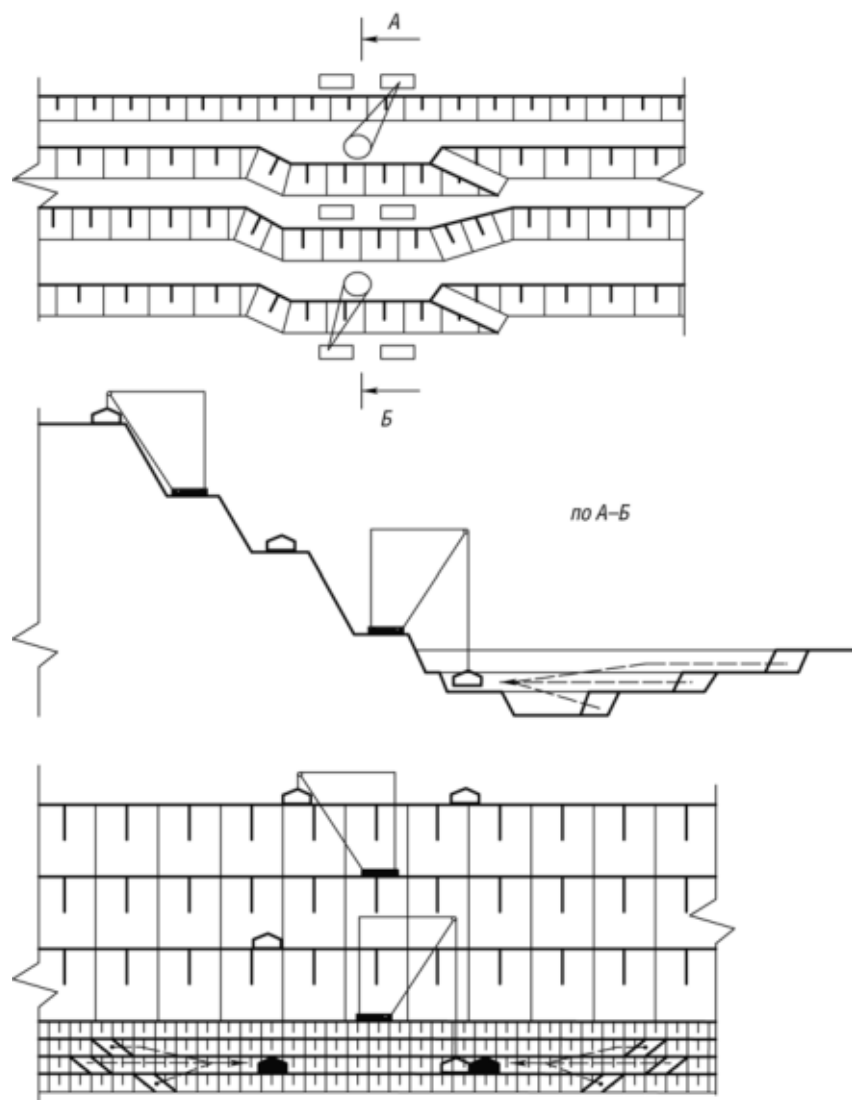


Рис. 4.54. Доставка полезного ископаемого из рабочей зоны карьера грузоподъемными средствами

Бестраншейное вскрытие может применяться также при разработке глубоких залежей без разнота лежачего бока (рис. 4.55). При угле падения пласта до 18° на борту лежачего бока устраивают конвейерные подъемники, а при больших углах – наклонные подъемники, оборудованные большегрузными скипами.

Отработка глубоких горизонтов карьера, когда объемы горных работ сокращаются, возможна без сооружения наклонных транспортных берм. Горная масса доставляется на горизонт ввода транспортных берм с помощью мобильных конвейерных перегружателей или контейнерных грузоподъемных средств (рис. 4.56).

Эффективным средством бестраншейного транспортирования горной массы на карьерах является конвейерный подъемник на аэробаллонной подвеске. Он представляет конвейер, проложенный между баллонами с гелием. Подъемник может располагаться в карьере на самоходной технике. По мере развития горных работ в глубину или по фронту подъемник перемещается.

В этих условиях проведение капитальных траншей исключается. В случае необходимости проводятся специальные траншеи для доставки оборудования и материалов.

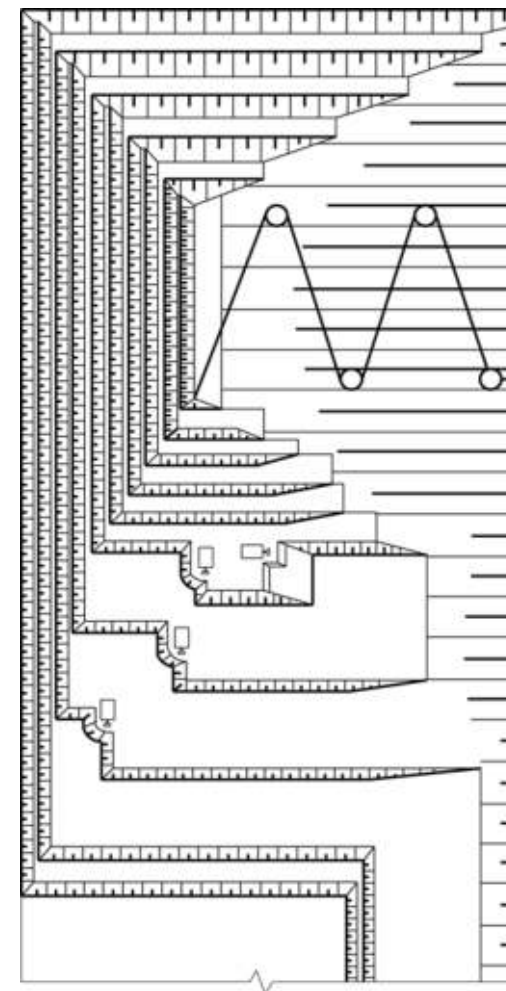


Рис. 4.55. Бестраншейное размещение транспортных коммуникаций на лежачем боку залежи

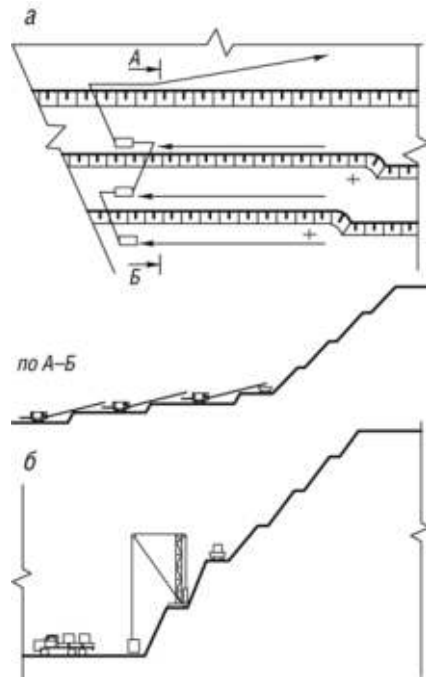


Рис. 4.56. Бестраншейное вскрытие рабочей зоны карьера:

- а – с использованием конвейерных перегружателей,
б – грузоподъемных средств

Разработку горизонта начинают с разноса одного или обоих бортов разрезной траншеи в направлении к границам горизонта. По мере развития на уступе горных работ разрезная траншея как выработка перестает существовать.

Ширина разрезной траншеи по дну устанавливается с учетом размещения транспортных коммуникаций и выемочно-погрузочного оборудования на вскрываемом этой траншеей горизонте. При этом она должна обеспечить безопасность движения транспортных средств, размещение экскавационного оборудования и возможность выемки экскаватором первой заходки после проведения траншеи торцовым забоем. Для этого сечения траншей рассчитываются на размещение развала породы при выемке первой заходки и забойных транспортных

4.15. ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА

Вскрытие рабочих горизонтов карьера осуществляется *разрезными траншеями*, цель которых – создание первоначального фронта работ для горного и транспортного оборудования.

При горизонтальной поверхности разрезная траншея в профиле имеет форму трапеции, на косогоре траншея имеет неполный профиль, поэтому называется полутраншеей (рис. 4.57).

Разрезные траншеи проводят на каждом рабочем горизонте с тем, чтобы создать на нем первоначальный фронт горных работ для последующей разработки уступа. Они обычно горизонтальны или имеют небольшой ($3\text{--}5\text{‰}$) продольный уклон для отвода воды с уступа.

Разрезные траншеи вскрывают горизонты в направлении общей системы вскрытия эксплуатационного пространства карьера.

коммуникаций (рис. 4.57 в). При высоте уступа 20 м и более ширина развала в крепких породах составляет около 50 м, ширина траншеи с учетом оставления транспортной полосы в этом случае должна быть не менее 60–80 м.

Однако большая ширина траншеи уменьшает скорость подготовки горизонта к эксплуатации. В таких условиях целесообразно подготовку горизонта производить по панельной схеме (рис. 4.58). Она предусматривает проведение основной траншеи 1 с минимальной шириной дна вдоль рудного тела, а из нее через расстояние, равное длине панели, проведение поперечных траншей 2 длиной, равной ширине панели. Минимальная ширина дна определяется параметрами проходческого оборудования и организацией транспортного обслуживания тупикового забоя.

При панельной схеме отработки горизонта развал взорванной горной массы направляется внутрь поперечных траншей, а продольная основная траншея остается свободной для транспорта от всех экскаваторов горизонта. Объем проходческих работ, вследствие уменьшения ширины разрезных траншей, снижается на 10–15% и соответственно увеличивается скорость подготовки горизонтов.

Углы откоса траншеи устанавливаются в зависимости от свойств кратковременной устойчивости горных пород, слагающих вскрываемый горизонт. В мягких породах они составляют $60\text{--}70^\circ$, в крепких – $70\text{--}80^\circ$.

Глубина разрезной траншеи соответствует высоте вскрываемого горизонта, т.е. высоте уступа, которая устанавливается с учетом параметров выемочно-погрузочного оборудования и технологии разработки горизонта.

Разрезную траншею, проводимую по контакту с полезным ископаемым, для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого в контактной зоне проходят слоями. Высота слоя зависит от угла наклона

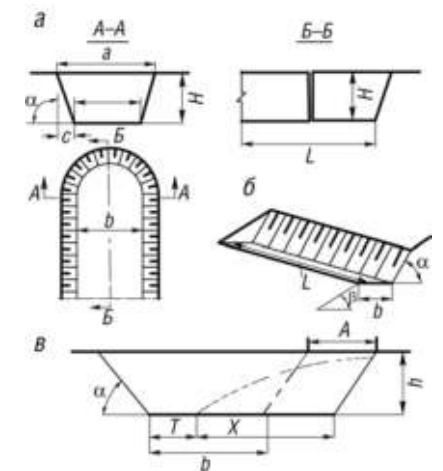
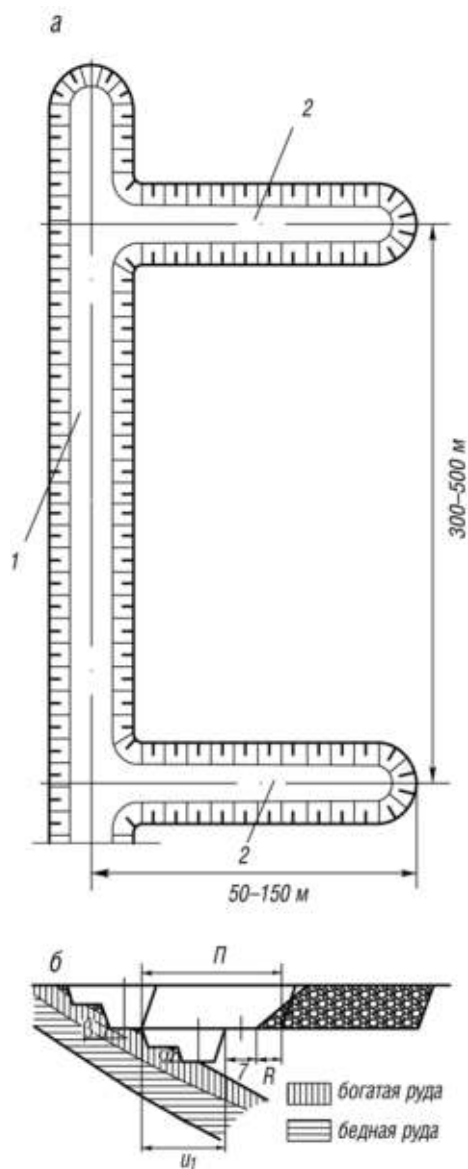


Рис. 4.57. Параметры разрезной:

- а – траншеи,
б – полутраншеи,
в – схема к определению ширины разрезной траншеи



залежи β . При $\alpha > \beta$ она может быть установлена по выражению

$$h_{\text{сн}} = \frac{2rm}{100(\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}$$

где r — допустимое разубоживание полезного ископаемого при отработке первой заходки по полезному ископаемому, %;
 m — горизонтальная мощность залежи, м.

Схемы размещения разрезных траншей с панельной технологией отработки рабочих горизонтов на наклонных и крутых пластообразных месторождениях показаны на *рис. 4.59*, на нагорных месторождениях с косогорным рельефом — на *рис. 4.60*.

При разработке месторождений с горизонтальным залеганием разрезные траншеи проводятся в период строительства карьера.

При разработке месторождений с наклонным и крутым залеганием полезного ископаемого разрезные траншеи проводят на каждом вскрываемом горизонте в течение всего срока отработки месторождения.

От скорости проведения горизонта разрезной траншеи зависит

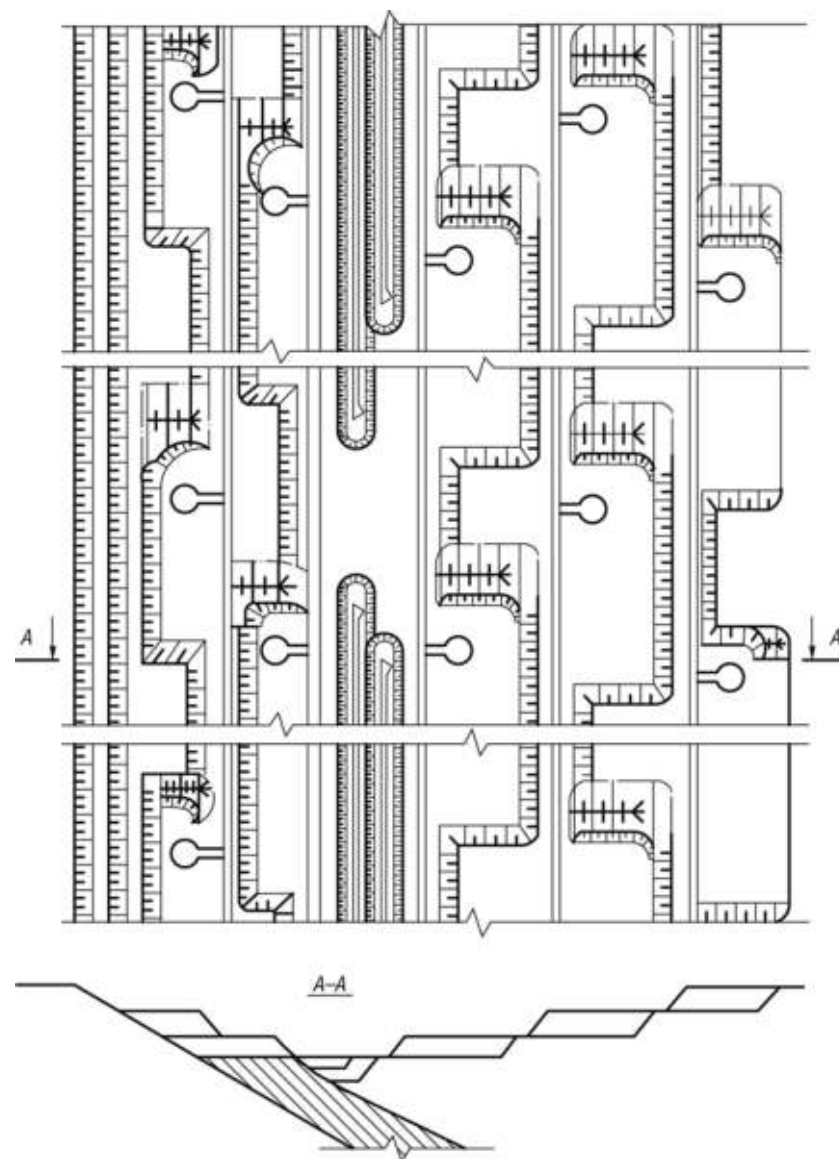


Рис. 4.59. Размещение разрезных траншей при панельной технологии отработки горизонтов

Рис. 4.58. Схема разрезных траншей:
 а — при панельной отработке горизонта,
 б — слоями

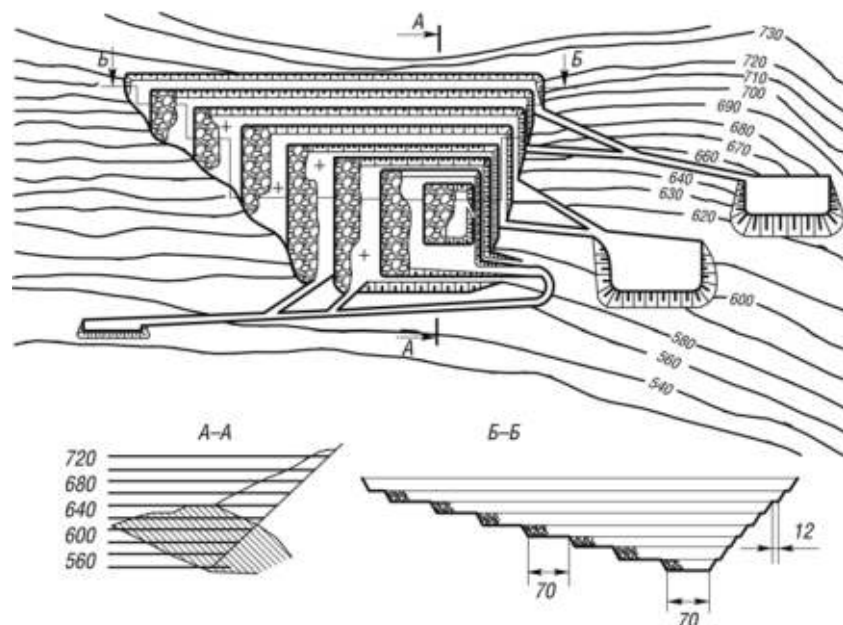


Рис. 4.60. Размещение разрезных траншей при панельной технологии отработки горизонтов на нагорных месторождениях с косогорным рельефом

углубление горных работ на карьере, а следовательно, и производительность карьера по полезному ископаемому, поэтому технологии проведения разрезных траншей уделяется большое внимание.

Местоположение разрезной траншеи в контуре карьерного поля, ее длина, форма и параметры в плане и в сечении на горизонтальных пластообразных месторождениях зависят от раскройке месторождения на карьерные поля, горно-геологических и топографических условий, системы разработки, генерального плана карьера, включая пункты приема полезного ископаемого, отвалов и внешних транспортных коммуникаций.

Принятие решения о заложении разрезной траншеи проводится на основе анализа возможных вариантов развития горных работ. Основными критериями оценки вариантов места заложения разрезной траншеи и направления развития горных работ в пределах контуров карьера являются изменение текущего коэффициента вскрыши, колебание содержания полезных компонентов в руде в период эксплуатации месторождения и объем горно-капитальных работ.

При разработке наклонных и крутых пластообразных месторождений на выбор места заложения разрезной траншеи оказывают влияние горизонтальная мощность пласта и угол наклона. Для уменьшения разубоживания и потерь полезного ископаемого на малых и средних по мощности залежах разрезные траншеи целесообразно располагать с висячего бока залежи, на мощных залежах – с лежащего бока, предусматривая соответствующие технологические меры по уменьшению потерь разубоживания при отработке полезного ископаемого в контактной зоне висячего бока (рис. 4.61).

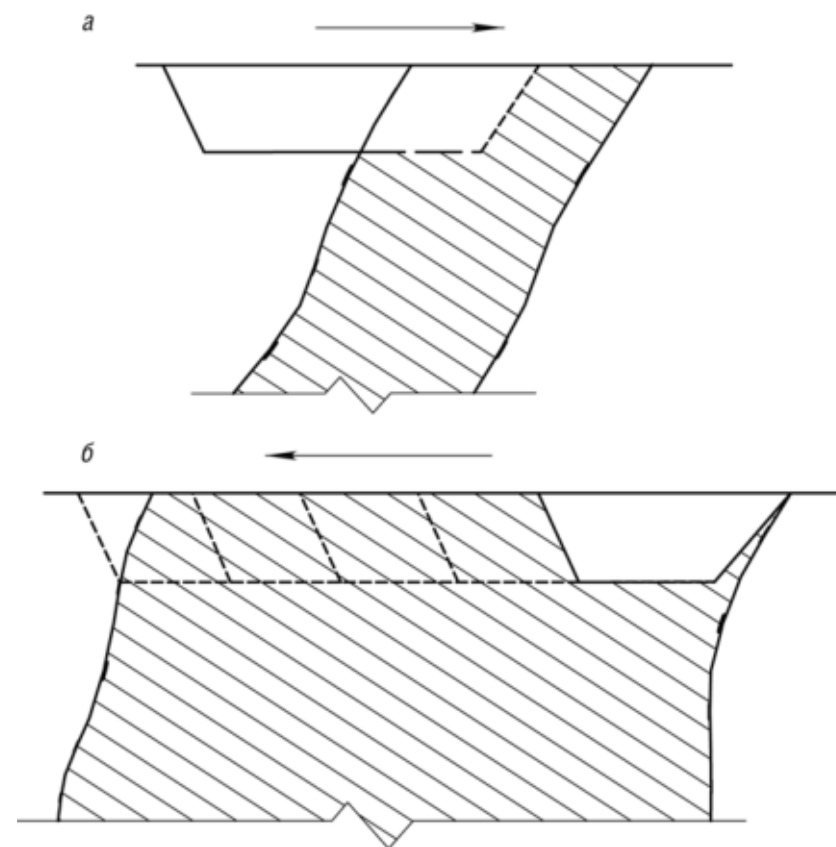


Рис. 4.61. Заложение разрезной траншеи на рабочем горизонте:
а – маломощных крутых и наклонных залежей,
б – мощных залежей

Место расположения разрезных траншей для наклонных и крутых месторождений подчинено направлению размещения трассы в контурах карьерного поля. При использовании спиральной трассы разрезания траншея на каждом горизонте располагается по предельному контуру отработки горизонта. Место примыкания разрезной траншеи к транспортный берме перемещается в направлении развития трассы (рис. 4.62).

Вскрытие рабочих горизонтов при разработке мощных пластообразных залежей возможно короткими поперечными траншеями (см. рис. 2.43).

Для интенсификации вскрытия глубокозалегающих месторождений, а также для вскрытия ограниченной в плане рабочей зоны карьерного поля при отработке месторождения этапами возможно использование для вскрытия рабочих горизонтов вскрывающей выработки в виде сектора (рис. 4.63), минимальная ширина которого равна длине транспортной бермы внутренней траншеи, вскрывающей соответствующий горизонт. Скорость вскрытия рабочих горизонтов в этом случае увеличивается.

4.16. ВСКРЫТИЕ ЭТАПОВ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Вскрытие месторождения при разделении его эксплуатационного пространства на этапы отработки учитывает эффективность отработки месторождений в целом и каждого этапа отдельно.

Вскрытие месторождения в целом предполагает размещение трасс грузопотоков в течение всего срока отработки месторождения от забоев в рабочей зоне карьера до пунктов приема горной массы на поверхности.

Вскрытие этапа отработки месторождения является частью системы вскрывающих горных выработок месторождения в целом.

В первом случае внешние капитальные горные выработки располагаются за конечным контуром карьера, во втором – за контуром этапа. При отработке следующего этапа все вскрывающие горные выработки отстраиваются вновь на бортах эксплуатационного пространства этапа.

В случае отработки горизонтальных и пологих месторождений этапами внешние и внутренние выработки переносятся по мере отработки этапа.

При отработке в глубину этапами пластообразных вытянутых по простиранию месторождений с внутренним отвалообразованием по мере развития горных работ вскрывающие выработки переносятся в выработанном пространстве (рис. 4.64).

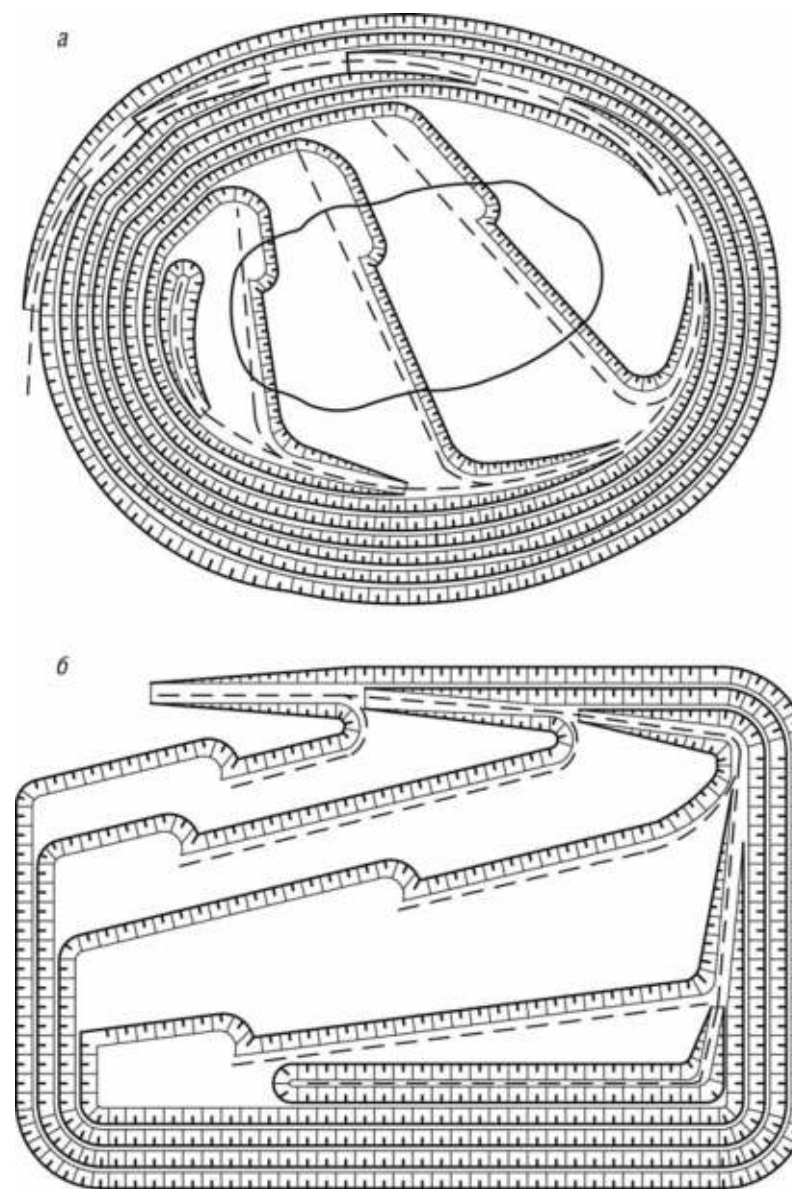


Рис. 4.62. Рамещение разрезной траншеи в рабочей зоне карьера:
а – при спиральной форме трассы, б – при веерном развитии фронта работ

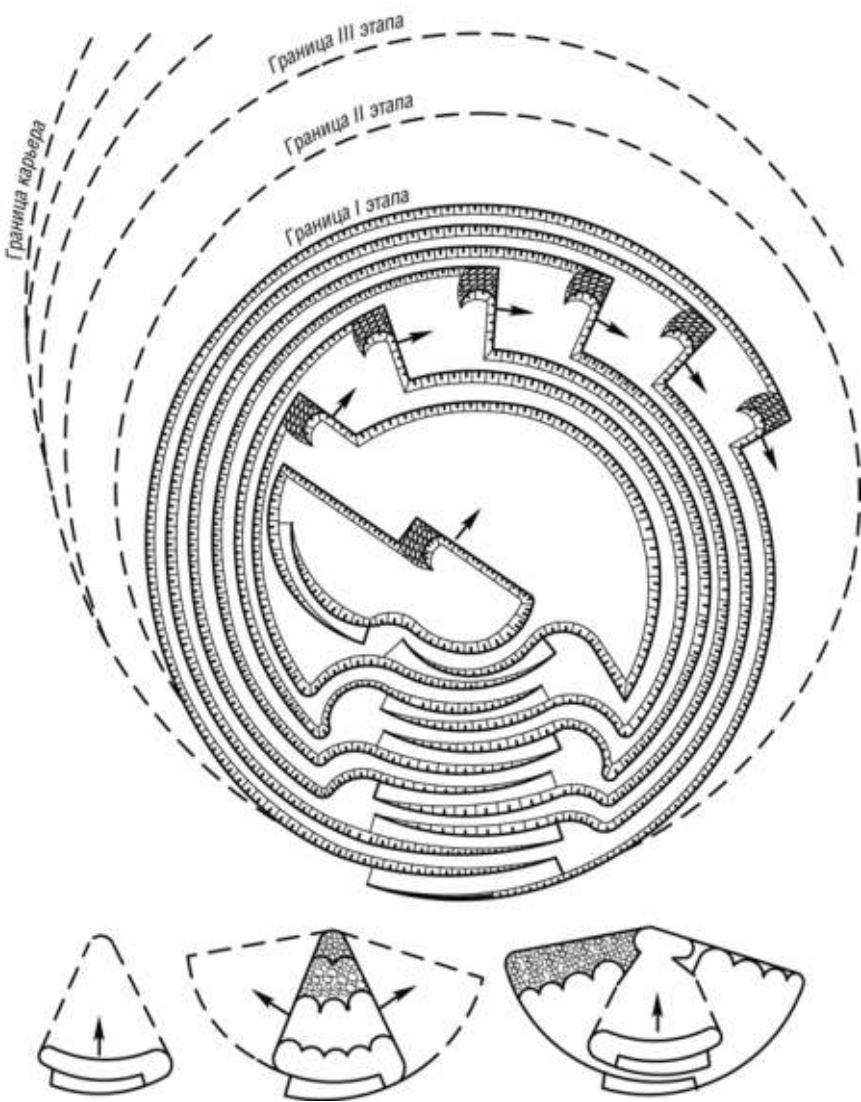


Рис. 4.63. Вскрытие рабочих горизонтов выработкой в виде сектора

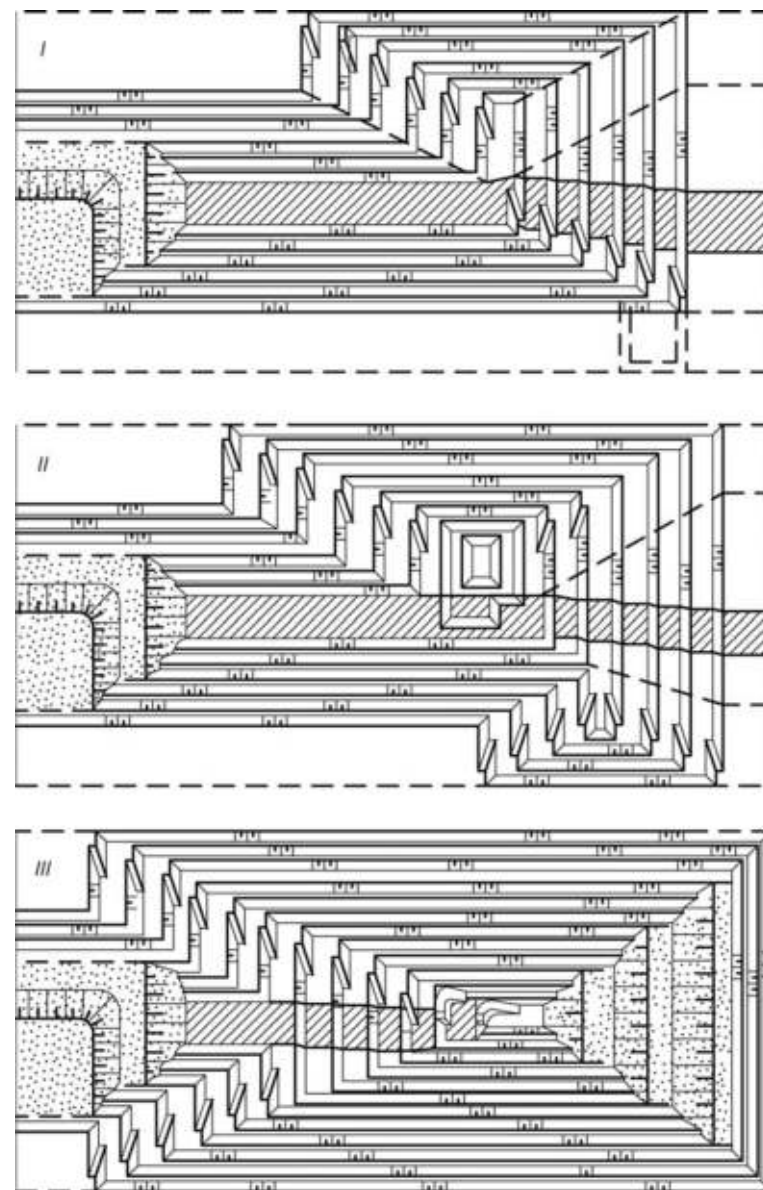


Рис. 4.64. Вскрытие пластообразных вытянутых по простиранию месторождений при отработке этапами с внутренним отвалообразованием (I, II, III – этапы отработки)

Отработка крутых залежей, особенно ограниченных в плане, производится с углами борта этапа, равного углу погашения, или углом, промежуточным между величиной рабочего борта карьера и погашения.

В зависимости от геологической особенности месторождения, расположения отвалов и пунктов приема полезного ископаемого в плане этапы могут иметь концентрическое развитие рабочей зоны (рис. 4.65) от границы конечного контура карьера (см. рис. 4.20б) и спиральное в границах карьерного поля (рис. 4.66).

Вскрытие эксплуатационного пространства этапов осуществляется внутренними наклонными транспортными бермами со спиральной или петлевой трассой. Отстройка транспортных берм при переходе от этапа к этапу начинается с верхних горизонтов в направлении развития трассы грузопотока всего карьерного поля.

Принцип разделения по глубине карьерного поля на этапы определяется эффективностью работы транспорта технологических потоков. Глубина первого этапа определяется эффективностью работы автомобильного транспорта до глубины 200–250 м, второго этапа – комбинацией автомобильного и конвейерного транспорта. Для этого на борту первого этапа сооружается наклонная траншея для размещения конвейерного подъемника. По времени отработка этапа продолжается 15–20 лет, следовательно, вскрываемые горные выработки имеют полустационарный характер. При применении крутонаклонных конвейеров необходимость сооружения наклонной траншеи отпадает (рис. 4.67).

Во втором этапе с целью уменьшения объема горных работ по разному борту карьера для размещения трассы грузопотоков уклон трассы принимается несколько большим, чем в первом этапе. В третьем этапе для автомобильного транспорта принимается максимальный уклон трассы, а для доставки горной массы к перегрузочному пункту возможно использование автопогрузчиков, которые могут преодолевать уклон до 20‰.

В третьем этапе эффективно использование комбинации автомобильного транспорта в карьере и транспорта в подземных горных выработках. В этом случае вскрытие рабочей зоны третьего этапа производится подземными горными выработками: наклонной подземной выработкой или штольней и вертикальным стволом.

При отработке запасов месторождения в контурах эффективности открытых горных работ вскрытие подземными горными выработками последнего этапа позволяет без перерыва продолжать отработку оставшихся запасов месторождения подземным способом при комбинированной разработке месторождения.

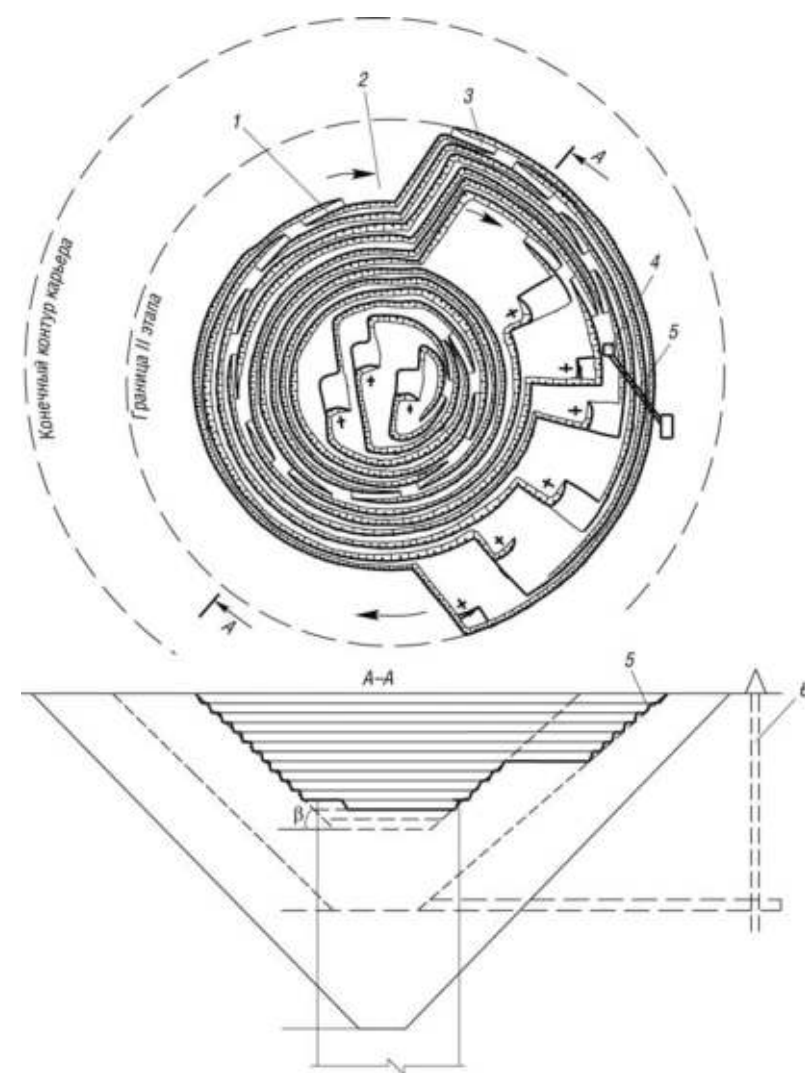


Рис. 4.65. Порядок вскрытия месторождения при отработке этапами:

1 – внутренние наклонные транспортные бермы первого этапа, 2 – направление развития трассы грузопотока всего карьерного поля, 3 – внутренние наклонные транспортные бермы второго этапа, 4 – перегрузочный пункт в грузопотоке второго этапа, 5 – конвейерный подъемник, 6 – вскрытие подземными горными выработками третьего этапа

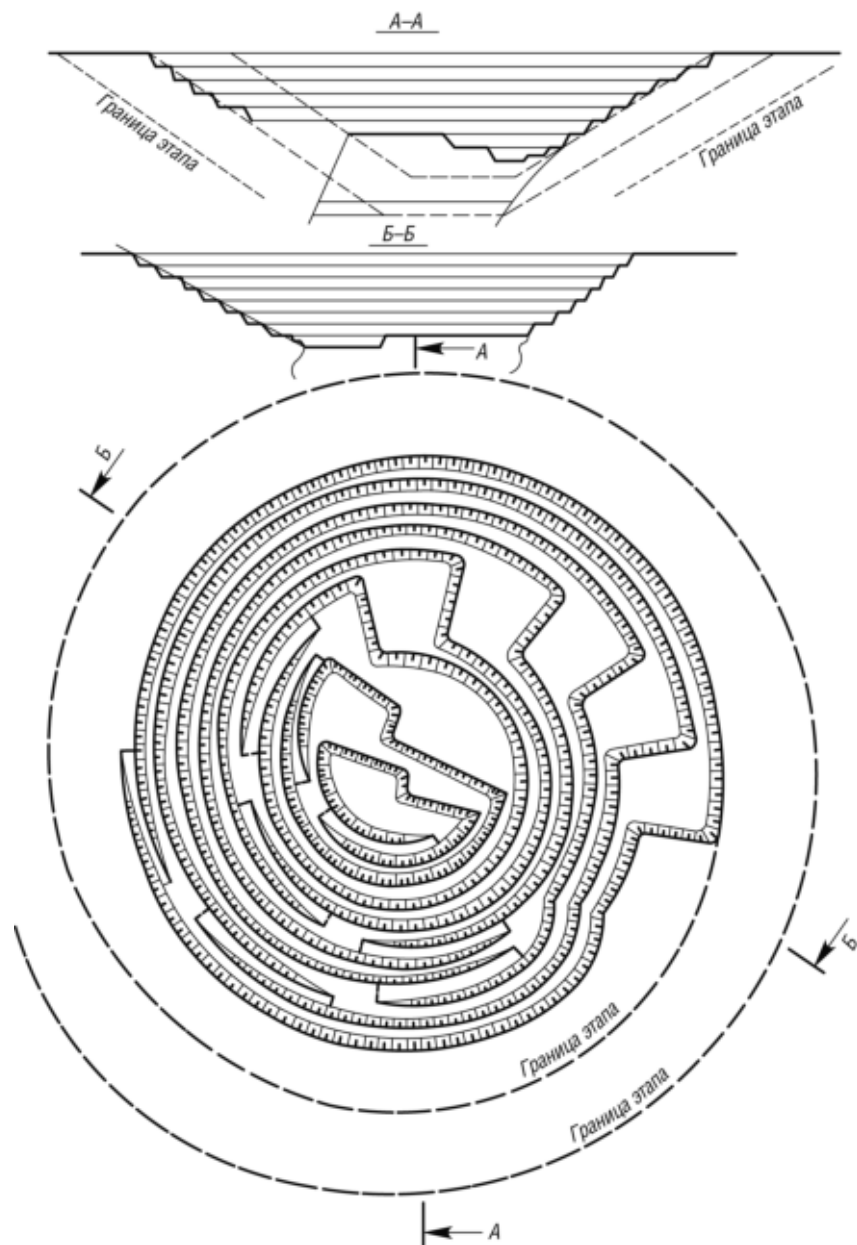


Рис. 4.66. Вскрытие карьерного поля при спиральном развитии рабочей зоны

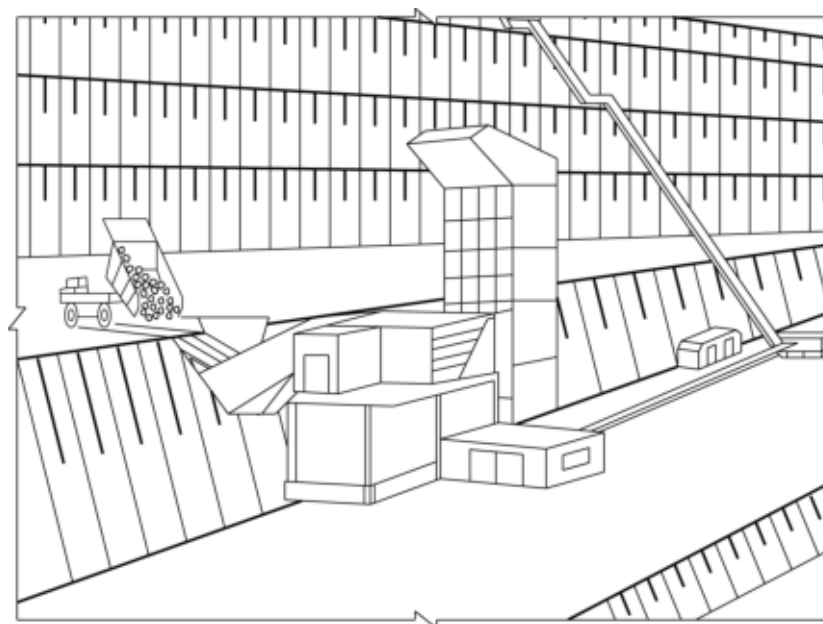


Рис. 4.67. Доставка горной массы из рабочей зоны карьера крутонаклонными конвейерами

4.17. ВСКРЫТИЕ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ И ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБАМИ

Исследования и опыт разработки месторождений в целом выявили экономическую целесообразность отработки комбинацией открытым и подземным способами. Это стало возможным благодаря улучшению технико-экономических показателей отработки месторождений подземным способом в конкретных горно-геологических условиях: увеличилась производительность шахтных погрузочно-транспортных средств, созданы буровые станки с увеличенным диаметром бурения (150–250 мм), разработаны новые варианты технологии подземной разработки.

Зарубежный опыт доработки рудных залежей показывает, что ведение горных работ одновременно подземных и открытых позволяет получить максимальную прибыль, повысить интенсивность выемки руды и улучшить технико-экономические показатели извлечения полезного ископаемого.

Из наиболее известных примеров комбинированной разработки зарубежных месторождений — рудник «Стенкнейок» в Швеции. Верхнюю часть месторождения разрабатывают открытым способом. Подземным способом обрабатывают часть залежи, залегающей за контуром отработанного карьера. При подземном способе использованы технологии разработки: камерно-столбовая и слоевая с твердеющей закладкой. Рудное тело вскрыто вертикальным стволом и системой наклонных выработок.

На руднике «Бор» в Югославии после отработки месторождения открытым способом производилась подземная разработка с поэтажным обрушением и ее вариантов с поэтажным обрушением в зажатой среде и принудительным односторонним блочным обрушением.

На руднике «Карайба» в Бразилии открытоподземный комплекс включает карьер и подземный рудник. Открытым способом отработано 65% запасов руды, подземным рудником — 35%. Технология подземных горных работ — поэтажное обрушение.

Рудник «Сакатон» в США обрабатывал меднорудное месторождение, представленное двумя рудными телами: восточным и западным. Западное рудное тело обрабатывалось открытым способом на глубину 300 м, восточное рудное тело одновременно с карьером обрабатывалось подземным способом. Вскрытие его осуществлялось вертикальным шахтным стволом диаметром 6 м и глубиной 600 м. Добычные работы на подземном руднике производились блоковым обрушением.

Рудник «Эрстберг» в Индонезии обрабатывал месторождение открытым и подземным способами с блоковым обрушением.

Комбинированная разработка месторождения открытым и подземным способами имеет свои особенности, касающиеся отработки месторождения в целом на технически возможную глубину. Главные параметры и технология открытых и подземных горных работ оптимизируются с целью **минимизации затрат на отработку месторождения**.

Технология разработки месторождения при комбинированном способе разработки рассматривается как совокупность элементов и процессов, открытых, открыто-подземных и подземных горных работ при их различном сочетании во времени и в пространстве.

По существу это совокупность трех относительно самостоятельных взаимозависимых и взаимовлияющих друг на друга систем разработки с формированием на каждом этапе разработки самостоятельных технологических потоков, совокупность которых обеспечивает количество и качество рудной массы, а также эффективность и полноту освоения недр.

Технология отработки и контуры последнего этапа открытым способом должны обеспечивать эффективный переход на подземную разработку. Для этого необходимо учитывать в конкретных горно-геологических условиях технологию подземной разработки для исключения сокращения объемов добычи полезного ископаемого в переходный период и увеличения затрат на производство подземных горных работ.

Варианты комбинированной разработки в переходный период характеризуются многообразием технологических схем с различными комбинациями оборудования и технологий открытых и подземных работ с применением карьерных и подземных транспортных коммуникаций, различных способов управления горным давлением: закладкой выработанного пространства, обрушением руды и вмещающих пород, оставлением опорных целиков.

Чл. корр. РАН Д.Р. Каплунов, д.т.н. М.В. Рыльникова и д.т.н. Н.В. Калмыков предложили систематизацию комбинированной разработки месторождения. Она включает в конкретных горно-геологических условиях этапы отработки с учетом: технологии открытых и подземных работ, качества минерального сырья в массиве, способов подготовки и управления состоянием выработок, выпуска и доставки полезного ископаемого при подземной разработке месторождения.

В первую группу входит **комбинированная разработка месторождения в неустойчивых вмещающих породах и рудах** с невысокой ценностью полезного ископаемого и однородностью его распределения в массиве при подземной технологией добычных работ с обрушением и площадным выпуском (рис. 4.68).

Верхняя часть месторождения разрабатывается открытым способом системой разработки с перевозкой вскрыши на внешние отвалы (Г6). Отработка открыто-подземного яруса в третьем этапе производится на нижних горизонтах карьера с внутренним отвалообразованием (Г5). Внутренний отвал пригружает борта карьера и способствует устойчивости массива. Кроме того, внутренний отвал препятствует аэродинамической связи карьера и шахты, проникновению паводковых вод в подземные горные выработки и за счет снижения затрат на транспортирование вскрышных пород способствует росту эффективности добычи руды на данном этапе разработки.

Отбойка руды открытоподземного яруса производится наклонными или вертикальными скважинами с выпуском руды в подземные выработки. Высота открытоподземного яруса составляет 30–40 м, а при более устойчивых рудах может достигать 50–60 м.

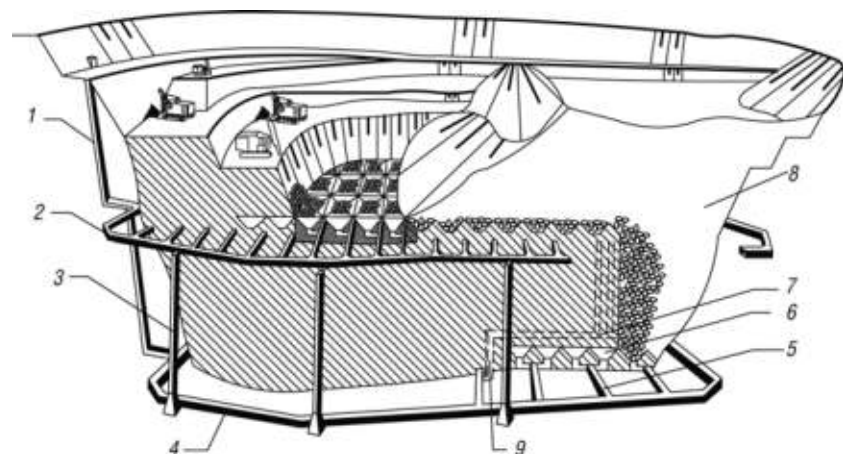


Рис. 4.68. Комбинированная отработка месторождения открытым, открыто-подземным и подземной технологией добычных работ с обрушением и площадным выпуском: 1 – вентиляционно-ходовой восстающий, 2 – кольцевой доставочный штрек, 3 – рудоспуск, 4 – кольцевой откаточный штрек, 5 – заезды, 6 – рудоприемные воронки, 7 – буровой штрек, 8 – внутренний отвал в карьере, 9 – восстающий

На подземных горных работах применяется этажная технология добычных работ с обрушением руды и площадным выпуском. При большой протяженности месторождения подземные работы можно проводить параллельно с отработкой открыто-подземного яруса.

На месторождениях с различными технологическими сортами руд при средней ценности и невысокой крепости горных пород возможно применение комбинированной разработки при подземной технологией добычных работ с обрушением и торцевым выпуском руды (рис. 4.69).

Верхняя часть залежи вначале отрабатывается открытыми горными работами до проектных контуров (Г6). При большой протяженности месторождения на открытых горных работах применяются системы разработки с внутренним отвалообразованием (Г5). При отсутствии условий для внутреннего отвалообразования породная подушка создается путем перемещения вскрышных пород с внешних отвалов. В данном случае внутренний отвал не только обеспечивает надежную изоляцию карьера и подземного рудника, но и создает благоприятную ситуацию для отработки запасов ниже дна карьера технологией добычных работ с обрушением руды и торцевым выпуском. Этот вариант разработки был реализован на Бакальском месторождении.

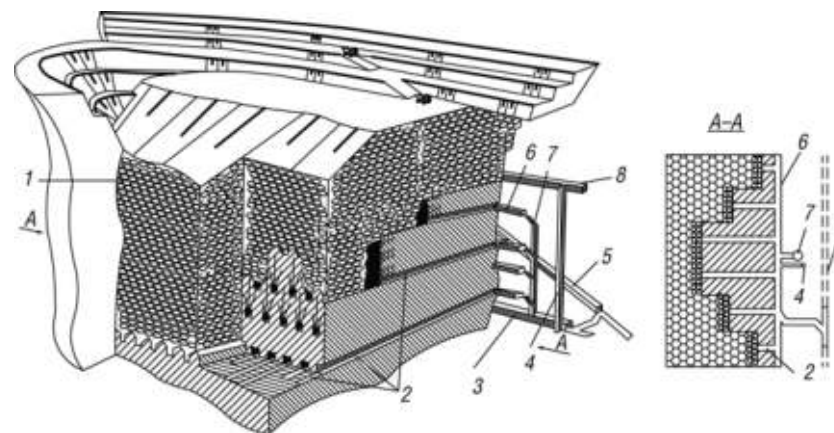


Рис. 4.69. Последовательная отработка месторождения открытым и подземным способами с обрушением и торцевым выпуском:

1 – порода; 2 – буро-доставочные орты; 3 – откаточный штрек; 4 – блоковый восстающий; 5 – наклонный съезд; 6 – рудные подэтажные штреки; 7 – рудоспуск; 8 – вентиляционный штрек.

На месторождениях с неустойчивыми вмещающими породами при склонности руды к самообрушению и низкой ценностью руды возможно применение при подземной разработке технологии добычных работ самообрушением и площадным выпуском руды (рис. 4.70).

Верхняя часть залежи отрабатывается открытыми горными работами (Г5) с созданием в карьерном пространстве внутреннего отвала, который будет обеспечивать дополнительную нагрузку на отрабатываемый рудный массив и уменьшать силу сцепления на контакте руды с окружающими вмещающими породами. В условиях крутопадающих маломощных месторождений внутренний отвал может создаваться путем перемещения пород вскрыши с внешних отвалов.

На **пологопадающих месторождениях** с невысокой ценностью минерального сырья применяется последовательная отработка месторождения открытым, открыто-подземным и подземным способами с открытым очистным пространством и отработкой переходной зоны с твердеющей закладкой под рудным целиком (рис. 4.71).

Верхняя часть залежи отрабатывается открытым способом с перевозкой вскрыши на внешние отвалы (Г6). С целью уменьшения капитальных

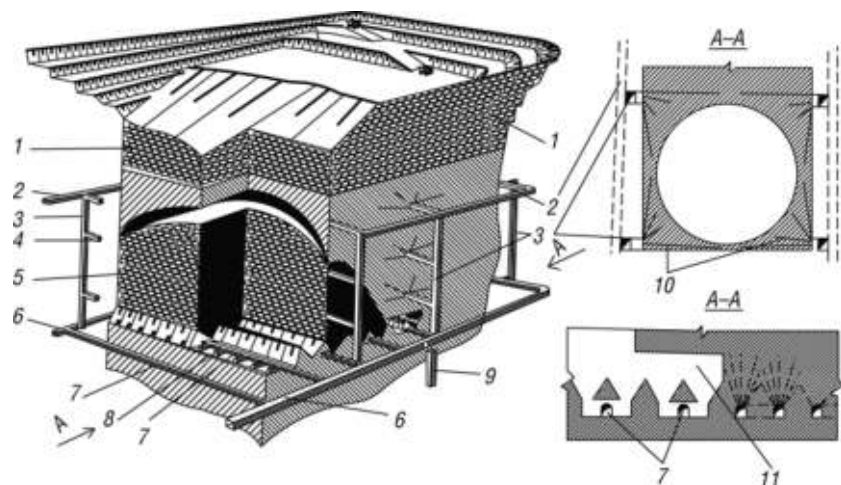


Рис. 4.70. Последовательная отработка месторождения открытым и подземным способами с самообрушением и площадным выпуском:

1 – внутренний отвал; 2 – вентиляционный горизонт; 3 – смотровой восстающий; 4 – буровой орт; 5 – руда; 6 – транспортный горизонт; 7 – траншейный орт; 8 – заезд в траншею; 9 – рудоспуск; 10 – буровые скважины

и эксплуатационных затрат капитальные вскрывающие выработки подземного рудника проходятся из карьерного пространства. Через ствол шахты осуществляется подъем полезного ископаемого, а наклонный съезд, пройденный из штольни обеспечивает спуск и подъем в шахту людей, техники, а также подачу свежей струи воздуха.

Отработка шахтного поля ведется камерно-столбовой системой под временным рудным целиком, который предотвращает развитие аэродинамических связей между карьером и шахтой и попадание сточных вод из карьера в подземные выработки. Подготовка месторождения панельная. Ширина панелей определяется горно-геологическими параметрами месторождения и составляет от 80 до 600 м. По мере отработки панели в зависимости от ценности руды производится полная или частичная отработка междукамерных целиков с заполнением выработанного пространства гидравлической закладкой. На границе с временным рудным целиком формируется искусственный целик.

После набора прочности искусственным целиком отработка рудного целика ведется открытыми горными работами параллельно с добычей

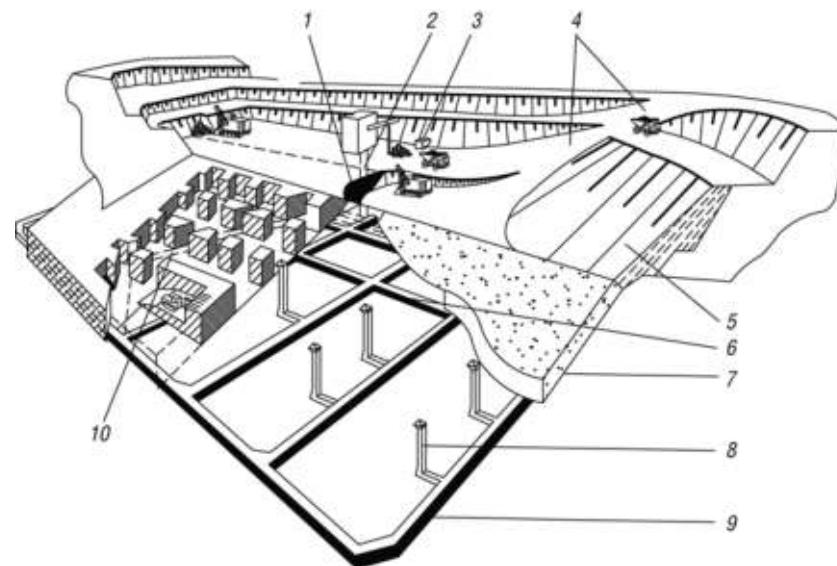


Рис. 4.71. Комбинированная разработка месторождения с подземной камерно-столбовой системой разработки с закладкой и отработкой рудного целика открытыми горными работами:

1 – рудный целик; 2 – рудоприёмный ствол; 3 – штольня; 4 – съезд на нижний горизонт карьера; 5 – внутренний отвал; 6 – вентиляционный штрек; 7 – отработанная панель; 8 – рудоспуск; 9 – транспортный горизонт; 10 – наклонный съезд

руды в соседней панели. По мере отработки рудного целика над искусственным массивом открытыми работами в основании карьерной выемки формируется внутренний породный отвал.

Разработка **наклонных залежей** с невысокой ценностью руды в устойчивых вмещающих породах обрабатывается последовательно открытым, открыто-подземным и подземным способами с единым при подземной разработке открытым очистным пространством и доставкой руды силой взрыва (рис. 4.72).

В зависимости от мощности и простирания рудной залежи верхняя часть месторождения обрабатывается системой разработки с внешним отвалообразованием (Г6).

Подготовительно-нарезные работы в подземной части ведутся параллельно с доработкой карьера на нижних горизонтах. С целью уменьшения объема капитальных работ и сроков строительства подземного рудника

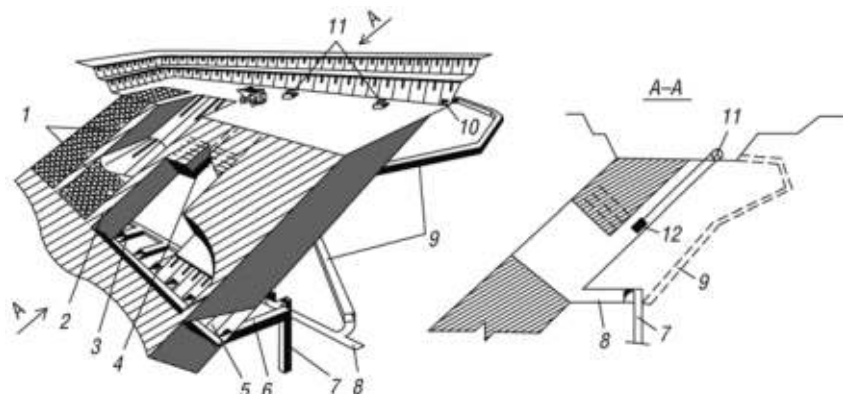


Рис. 4.72. Последовательная комбинированная разработка наклонных залежей карьером и подземным рудником с единым открытым очистным пространством и доставкой руды силой взрыва:

1 – сыпучая закладка; 2 – междукамерный целик; 4 – наклонный восстающий для отбойки руды; 5 – рудоприемная траншея; 6 – заезд; 7 – рудоспуск; 8 – доставочный штрек; 9 – наклонный съезд; 10 – штольня; 11 – лебедка; 12 – буровой полок

для вскрытия шахтных запасов используется карьерное пространство, элементы технологии открытых горных работ, существующие коммуникации и сооружения. Вскрытие запасов производится со дна карьера наклонным съездом, который обеспечивает выдачу руды в карьер в начальный период строительства подземного рудника, а в дальнейшем выполняет вспомогательные функции.

По мере отработки открыто-подземного этапа карьерное пространство заполняется породами вскрыши. Внутренний отвал выполняет также функцию пригрузки бортов карьера со стороны висячего бока залежи и препятствует его обрушению.

Применение взрывной доставки на открыто-подземных и подземных работах позволяет обрабатывать сложноструктурные залежи за счет достаточно низкой себестоимости добычи, возможностью вовлечения в отработку руд с низким содержанием полезного компонента или невысокой его ценностью.

На **крутопадающих месторождениях** с ограниченными размерами залежи в плане при высокой устойчивости рудных и породных обнажений, особенно в условиях вечной мерзлоты, при подземной разработке

с единым открытым очистным пространством также используется технология доставки руды силой взрыва (рис. 4.73).

Такие технологии эффективны для отработки кимберлитовых трубок малого диаметра.

Месторождение разрабатывается последовательно или одновременно открытым и подземным способами. Первые этапы отработки обрабатываются открытым способом системой разработки с перевозкой вскрыши на внешние отвалы комбинированным транспортом (Г7). При достижении карьером проектных контуров в третьем открыто-подземном ярусе формируется рудоприемная воронка и рудоспуск.

Со дна карьера проходится наклонная штольня 1 и наклонный съезд 2, который обеспечивает подъем рудной массы на поверхность, а также спуск и подъем в шахту людей и техники.

Отработка полезного ископаемого открыто-подземного этапа ведется взрывным обрушением рудного массива вертикальными камерами ограниченных размеров скважинными зарядами на приемную воронку

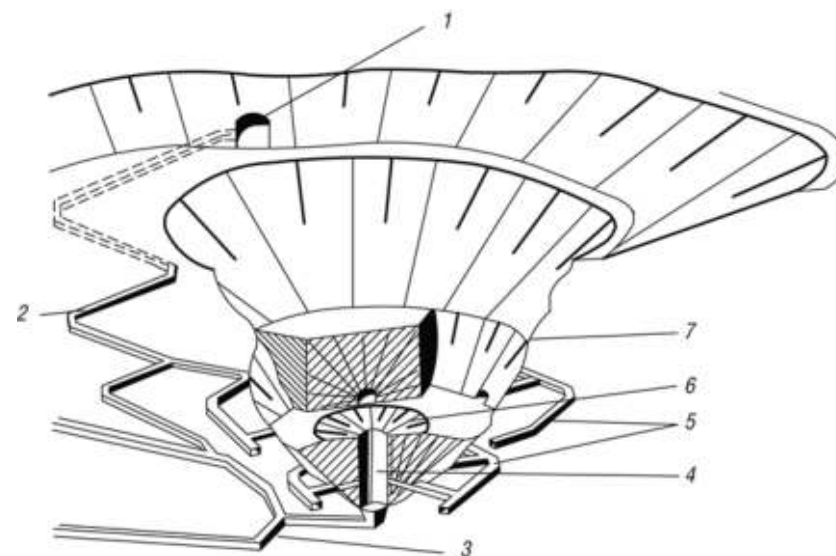


Рис. 4.73. Комбинированная разработка месторождения единым открытым очистным пространством и доставкой руды силой взрыва на подземных горных работах:

1 – штольня; 2 – наклонный съезд; 3 – откаточный горизонт; 4 – рудоспуск; 5 – кольцевые штреки; 6 – рудоприемная воронка; 7 – контур открыто-подземных работ

и рудоспуск. Камеры располагаются радиально. Порядок их отработки от центра к флангам. При малом радиусе кривизны поверхности откосов в плане возникают горизонтальные тангенциальные силы бокового зажима, которые поддерживают массивы бортов в устойчивом состоянии.

При **высокой ценности полезного ископаемого** с глубиной месторождения повышается эффективность на подземном руднике применения технологии разработки открытым очистным пространством в переходной зоне и закладкой (рис. 4.74).

Для разделения подземных и открыто-подземных работ на границе между открыто-подземным ярусом и подземным рудником временно параллельно с производством открытых горных работ на первых этапах создается искусственный массив технологией добычных работ с закладкой. Оработка открыто-подземного яруса ведется вертикальными или наклонными скважинами – блоками шириной 15–30 м и высотой 80–120 м.

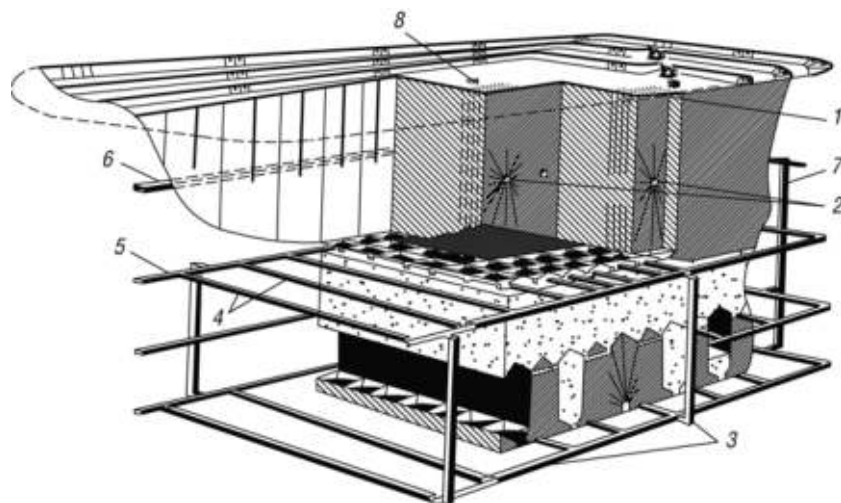


Рис. 4.74. Технология подземной разработки с открытым очистным пространством в переходной зоне и закладкой на подземном руднике при комбинированной отработке месторождения:

1 – отрезная щель; 2 – буровые орты; 3 – рудоспуски; 4 – доставочный орт; 5 – откаточный горизонт; 6 – подэтажный штрек; 7 – вентиляционно-ходовой горизонт; 8 – буровой станок на дистанционном управлении

Блок обуривается со дна карьера и из подземных выработок, пройденных на 50–60 м ниже отметки дна карьера. Отбойка руды ведется вкрест простирания залежи на компенсационное пространство, которое создается в опережающем порядке для уменьшения сейсмического воздействия на борт карьера.

В условиях разработки месторождений ценных руд со сложным морфологическим строением с целью снижения потерь и разубоживания руды возможна заблаговременная выемка полезного ископаемого, остающегося за бортом карьера, с формированием искусственного массива необходимой прочности в борту карьера (рис. 4.75). В этом случае месторождение разрабатывается одновременно открытым и подземным способами. Для повышения интенсивности отработки залежи и создания возможности относительно независимого развития открытых и подземных работ заблаговременно возводится искусственный разделительный целик путем отработки запасов первого подземного горизонта камерами с закладкой. Камеры располагаются вкрест простирания рудного тела. Затем вовлекаются в отработку законтурные запасы слоевой выемкой с закладкой в нисходящем порядке с формированием устойчивого контура бортов карьера. Оставшиеся в карьерном поле

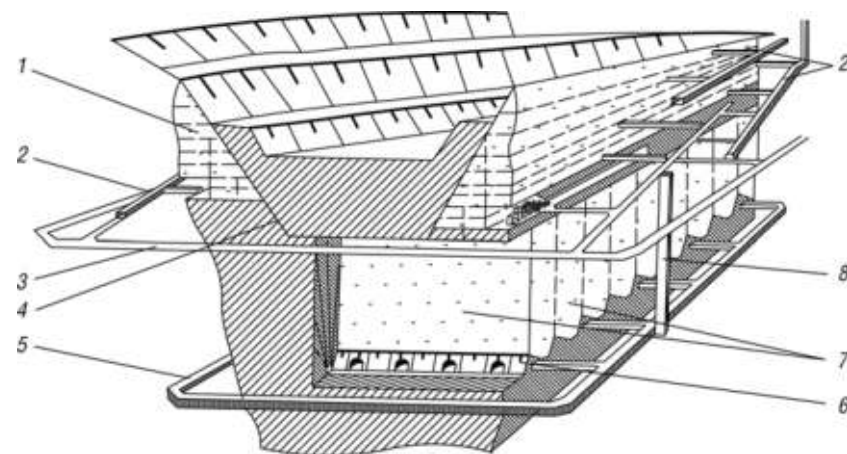


Рис. 4.75. Комбинированная разработка месторождения с опережающей подземной отработкой полезного ископаемого за контуром карьера с закладкой:

1 – подпорные стенки; 2 – наклонный съезд; 3 – вентиляционно-закладочный горизонт; 4 – предельный контур карьера; 5 – доставочный горизонт; 6 – рудоприёмная траншея; 7 – камера; 8 – рудоспуск

запасы руды при этом выполняют роль опалубки, в последующем они обрабатываются открытым способом.

На месторождениях с более устойчивыми рудами отработка полезного ископаемого за контуром карьера возможна при подземной отработке месторождения технологией с закладкой (рис. 4.76).

Открытая разработка месторождения производится системой разработки с перевозкой вскрыши на внешние отвалы (Г6) с оставлением прибортовых рудных целиков в зонах законтурных запасов.

Для формирования надежной изоляции подземного рудника и карьера создается искусственный массив из твердеющей закладки. После набора необходимой прочности закладочным массивом осуществляется отработка законтурных запасов путем обуривания и взрывания массива веерами скважин из подземных выработок. Выпуск руды производится частично в подземные выработки и частично погрузкой экскаваторами в карьерные автосамосвалы.

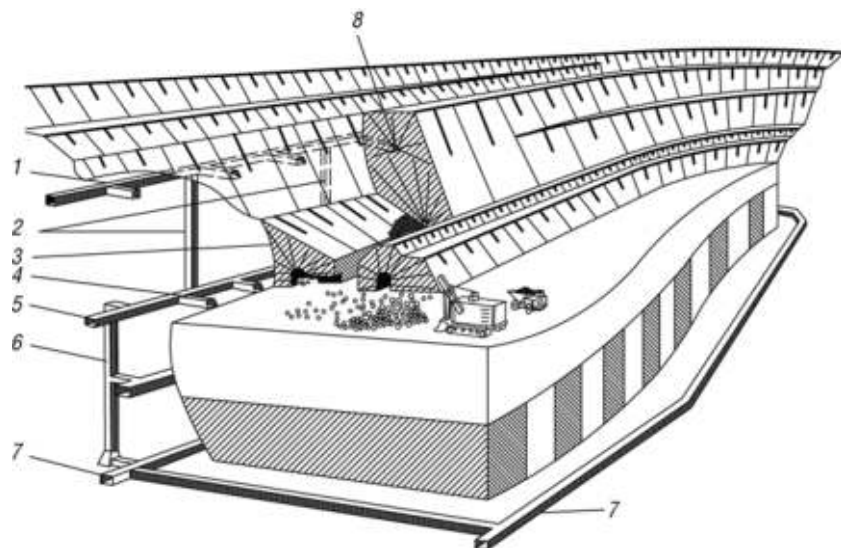


Рис. 4.76. Комбинированная открыто-подземная разработка с закладкой на подземном руднике и последующей отработкой законтурных запасов взрыванием вееров скважин:

1 – вентиляционный штрек; 2 – вентиляционно-ходовой восстающий; 3 – рудоприемная траншея; 4 – заезды; 5 – доставочный штрек; 6 – рудоспуск; 7 – кольцевой откаточный штрек; 8 – буровые выработки

Доработка нижних горизонтов карьера при большой его протяженности возможна системой разработки с внутренним отвалообразованием (Г5). Отработка законтурных запасов осуществляется под пригрузкой породами вскрыши системами разработки с обрушением руды и торцевым выпуском.

Комбинированная разработка месторождения ценных руд с отработкой на подземном руднике горизонтальными слоями с закладкой (рис. 4.77).

Работы по добыче полезного ископаемого в карьере ведутся параллельно с созданием искусственного изолирующего целика слоевой выемкой с твердеющей закладкой. Очистная выемка может вестись буровзрывным способом или с использованием комбайнов.

Опережающее создание подземным способом искусственного целика на границе переходной зоны параллельно с добычей полезного ископаемого открытым способом обеспечивает сохранение объемов добычи руды в переходный период с открытых на подземные работы.

Второй вариант комбинированной технологии на **подобных месторождениях** предполагает подземную разработку со слоевой закладкой в переходной зоне и закладкой камер на подземном руднике (рис. 4.78).

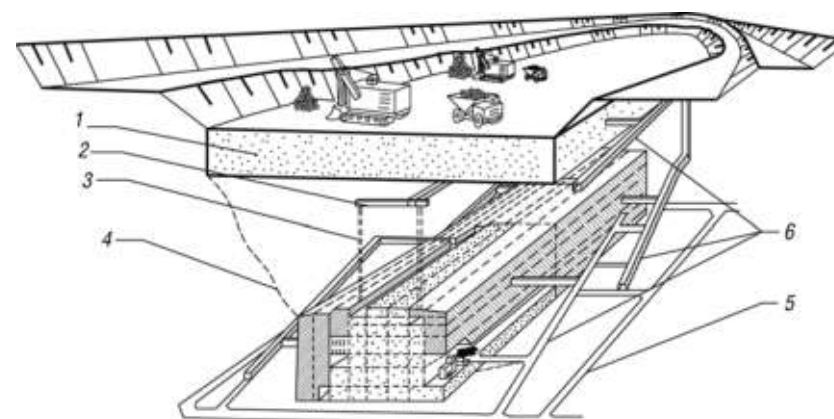


Рис. 4.77. Комбинированная отработка месторождения с отработкой горизонтальными слоями с закладкой в переходной зоне на подземном руднике:

1 – искусственная потолочина; 2 – вентиляционно-закладочный горизонт; 3 – закладочные скважины; 4 – контур рудного тела; 5 – откаточный горизонт; 6 – наклонный съезд

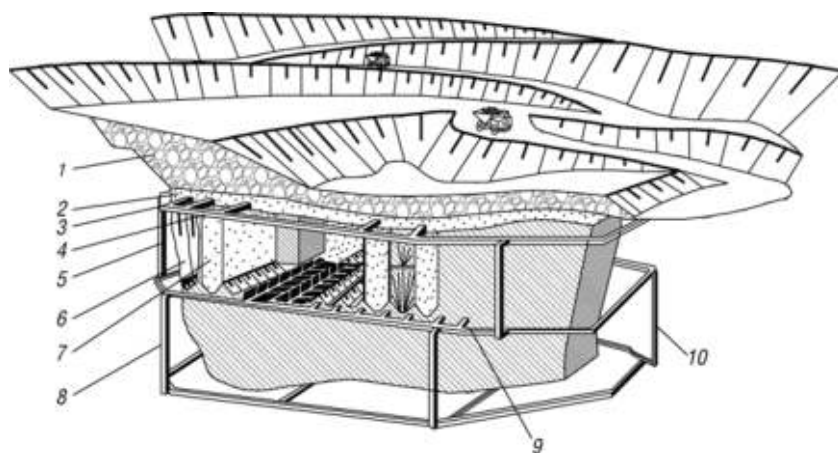


Рис. 4.78. Комбинированная последовательная разработка месторождения открытым и подземным способами со слоевой закладкой в переходной зоне и закладкой камер на подземном руднике:

1 – внутренний отвал, 2 – искусственная потолочина, 3 – закладочный орт, 4 – вентиляционно-закладочный штрек, 5 – вентиляционно-ходовой восстающий, 6 – камеры второй очереди; 7 – камеры первой очереди, 8 – рудоспуск, 9 – траншейный орт, 10 – откаточный горизонт

Работы по добыче полезного ископаемого в карьере ведутся параллельно с созданием искусственного изолирующего перекрытия слоевой выемкой буровзрывным способом с закладкой выработанного пространства.

Разработка месторождения открытым способом производится во всех этапах системой с перевозкой вскрыши на внешние отвалы (Г6 и 7).

Для ускорения ввода и возможности стабильного наращивания производственной мощности подземного рудника вскрытие и подготовку обрабатываемого участка производится из карьерного пространства третьего этапа. При этом добытая руда из отработанных участков переходной зоны вывозится в карьерное пространство и транспортом поднимается на поверхность.

Отработка шахтных запасов ведется камерами с закладкой при подэтажной отбойке руды.

Добычные работы при этой технологии производятся двумя зонами: зоной совмещения открытых и подземных работ и зоной с традиционной технологией ведения открытых горных работ. Зона совмещения служит для размещения части вскрышных пород из карьера.

Зона совмещения открытых и подземных работ формируется на дне карьера у нерабочего его борта карьера.

Слой полезного ископаемого, обрабатываемого открыто-подземным ярусом обурируется со дна карьера скважинами. Одновременно с буровыми работами формируется рабочая зона открытых горных работ на глубину открыто-подземного яруса. На дне карьера под слоем обуриваемого полезного ископаемого в сторону нерабочего борта карьера сооружаются транспортно-выпускные штольни.

Скважины взрываются последовательно после проходки отрезной щели с оставлением над пройденной штольной предохранительного целика. Вскрышные породы складированы на отбитую руду.

Слой полезного ископаемого, обрабатываемого открыто-подземным ярусом, разделяется на блоки, выпуск руды из которых осуществляется на горизонт транспортных штолен. Отбитую руду выпускают под вскрышными породами по торцевой схеме, постепенно обрабатывая предохранительный целик, разбуренный веером из транспортной штольни.

Погрузку и транспортировку руды осуществляют самоходными погрузочно-доставочными машинами до площадки у устьев штолен. Дальнейшую погрузку руды ведут экскаваторами на автосамосвалы и транспортируют ее по карьерным автодорогам.

Понижение открыто-подземного яруса производится созданием следующей рабочей зоны открытых горных работ. Цикл горных работ повторяется за исключением того, что обуривание последующего слоя производится из подземных выработок.

4.18. СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Открытые горные выработки (траншеи и полутраншеи) сооружаются в период строительства карьера и во время его эксплуатации.

Проведение наклонных внешних траншей (рис. 4.79) на карьерах с мягкими породами осуществляется драглайном, роторными экскаваторами с отвалообразователем или скреперами на карьерах со скальными породами – одноковшовыми экскаваторами. Для сооружения траншей возможно применение взрывов на выброс. Породы вскрыши при сооружении внешних траншей, если позволяют условия, размещают на поверхности с одной или двух сторон вдоль траншеи или перемещают средствами транспорта на отвалы. При проведении внутренних траншей породу выводят средствами транспорта на внешние отвалы.

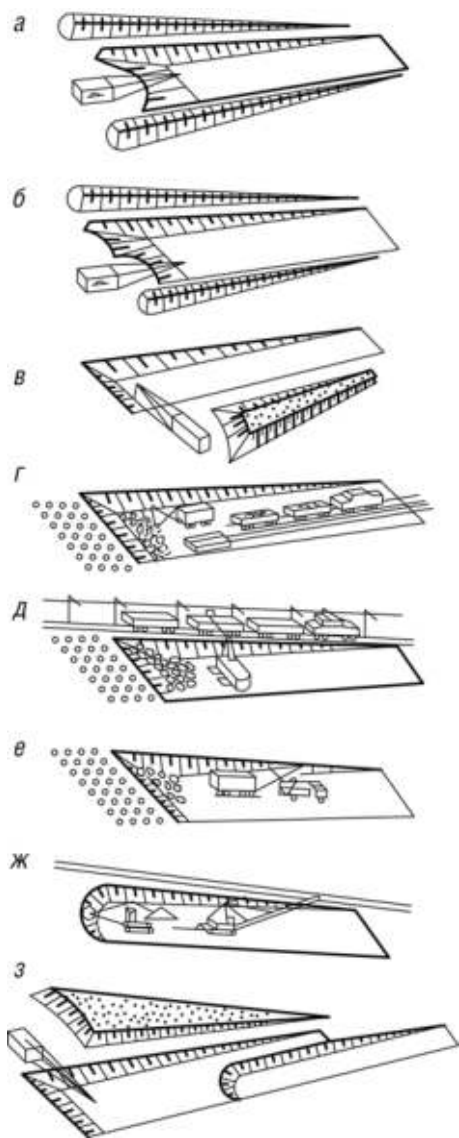


Рис. 4.79. Способы проведения наклонных внешних траншей

Глубокие траншеи проводят послойно.

Скорость проведения траншеи в основном определяет срок строительства карьера.

Технологические схемы проведения разрезных траншей разделяются:

- ◆ по использованию транспорта для перевозки горной массы – на бестранспортные и с использованием транспорта;
- ◆ по способу проведения траншей – на полное сечение и послойное.

Бестранспортные способы проведения траншей применяются только в период строительства карьера, когда имеется возможность размещения пород от проходки траншеи на ее борту (рис. 4.80). В мягких породах они осуществляются драглайнами, роторными или многоковшовыми экскаваторами с консольными отвало-образователями или скреперами, в крепких породах – взрывом на выброс. Эти схемы обеспечивают максимальную скорость проведения траншей.

В мягких породах применяют схемы проведения траншей с конвейерным транспортом на борту траншеи.

Технологические схемы проведения траншей с транспортным обслуживанием

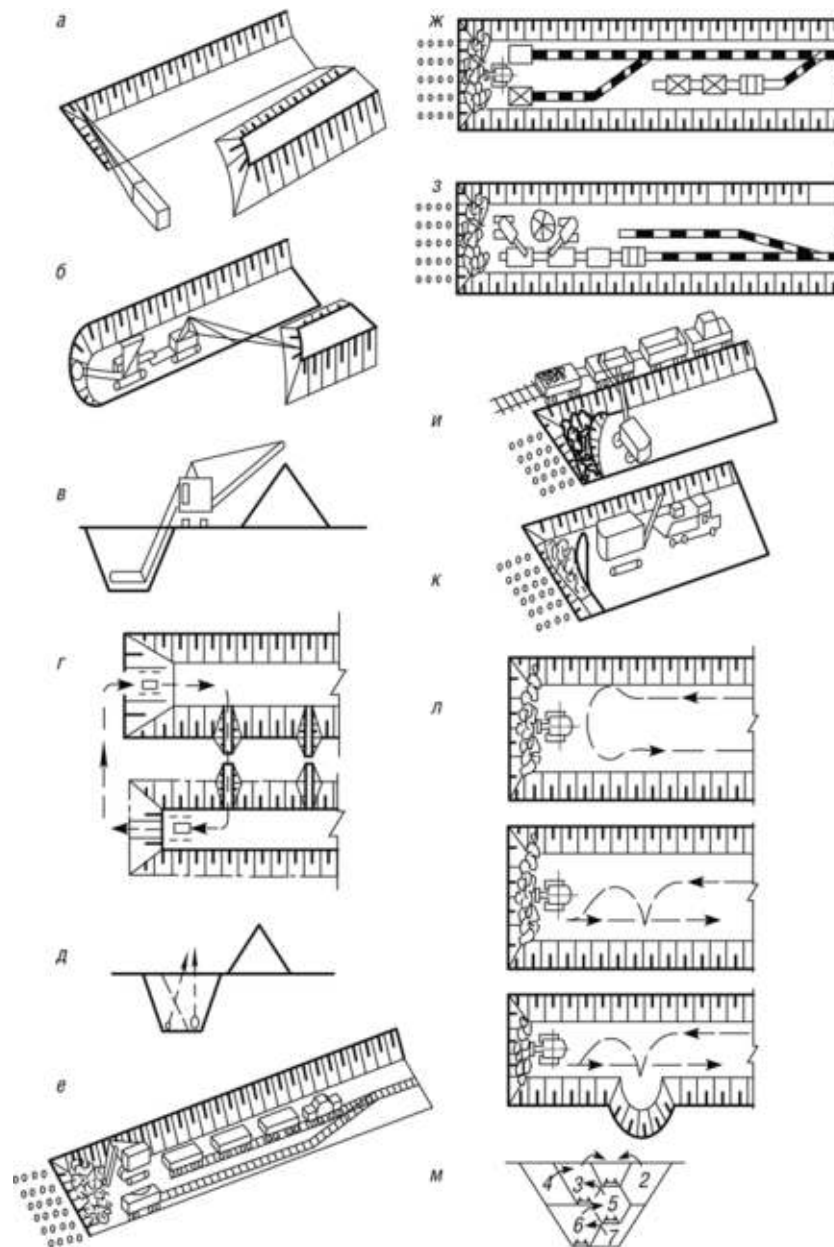


Рис. 4.80. Способы проведения разрезных траншей

разделяются по видам применяемых средств транспорта и размещения транспортных коммуникаций на дне траншеи или на ее поверхности.

При железнодорожном транспорте используется схема с повагонной подачей думпкаров под погрузку на один или два тупика и обменными операциями на поверхности траншеи или у самой траншеи. Вследствие больших простоев экскаваторов во время обмена думпкаров производительность их при этой технологии невысокая. Для повышения производительности применяют погрузку двумя экскаваторами, при которой экскаватор в траншейном забое во время обмена думпкаров экскавирует горную массу в навал позади себя для ее последующей погрузки вторым экскаватором. Наибольшая производительность оборудования достигается при расположении железнодорожных путей на поверхности разрезной траншеи. Если экскаватор располагается на дне траншеи, он должен иметь удлиненное рабочее оборудование, если на поверхности – рабочее оборудование с нижним черпанием.

Схемы проведения разрезной траншеи с применением автомобильного транспорта различаются способами разворота автосамосвалов при подаче под погрузку. В широких по дну траншеях возможна кольцевая подача транспорта под погрузку, в узких – тупиковая, с разворотом в пределах ширины дна траншеи или в специально сооружаемых нишах.

Глубокие разрезные траншеи проводятся послойно с рыхлением горной массы с помощью буровзрывных работ сразу на всю глубину траншеи или послойно.

При этом возможны следующие схемы:

- ✧ экскаваторы с обычным рабочим оборудованием и погрузкой горной массы в транспортные средства, расположенные на дне траншеи;
- ✧ экскаваторы с удлиненным оборудованием или экскаваторы с нижним черпанием и погрузкой горной массы в транспортные средства, расположенные на поверхности каждого слоя;
- ✧ комбинация экскаваторов с нормальным и удлиненным рабочим оборудованием и обычным или нижним черпанием.

Схема проведения траншей в конкретных условиях выбирается с учетом находящегося в эксплуатации или специального оборудования в результате технико-экономического сравнения затрат на проведение траншей и экономического эффекта от скорости подготовки горизонта, а следовательно, производительности оборудования.

Подземные горные выработки на нагорных карьерах сооружаются в период строительства карьера, в равнинных районах – при вскрытии глубоких горизонтов во время эксплуатации.

При открытой и комбинированной разработке месторождений используются: вертикальные и наклонные стволы с прямой и спиральной формой трассы для транспорта полезного ископаемого на поверхность, вертикальные и наклонные рудоспуски для гравитационной доставки руды на горизонт перемещения ее средствами транспорта, штольни, штреки, квершлагги, камеры, восстающие, окоlostвольный двор с вспомогательными выработками.

Вертикальные стволы, рудоспуски и восстающие по форме поперечного сечения в свету – круглые, наклонные и горизонтальные выработки имеют трапециевидную форму с арочным или эллипсовидным сводом. При буровзрывной проходке они имеют круглую форму.

Параметры и технология сооружения подземных выработок базируется на учете горного давления, т. е. напряжения, возникающего в массиве, окружающего горную выработку.

В естественном массиве напряжение вызывается массой горной породы, тектоническими силами и температурными напряжениями. При отсутствии тектонических сил и температурных градиентов напряжение от собственной массы определяется следующим образом:

- ✧ вертикальное напряжение $\sigma_B = \gamma H$,
- ✧ горизонтальное напряжение $\sigma_T = k\gamma H$,

где γ – плотность пород;

H – глубина от поверхности;

$k = 0,2-0,45$ – коэффициент бокового распора.

При появлении в массиве горной выработки напряженное состояние массива вокруг выработки изменяется (рис. 4.81). В кровле и почве возникают растягивающие напряжения, в стенках – сжимающие. Горное давление проявляется в разных формах: деформация пород и ее обрушение. Для безопасного использования подземной выработки в условиях горного давления применяются различные средства нейтрализации его проявления. В первую очередь применяется крепление горной выработки. Расчет крепления производится из предположения возможной на него нагрузки. Основными методами расчета считаются методы проф. М.М. Протодьяконова и проф. П.М. Цимбаревича.

Первый метод базируется на предположении, что массив горных пород разбит трещинами и поэтому над выработкой образуется свод

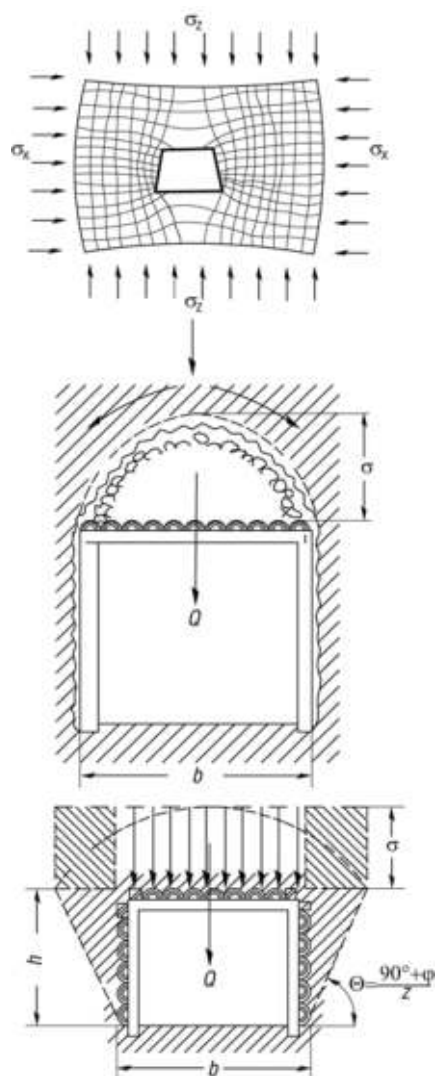


Рис. 4.81. Характер напряжённого состояния массива вокруг горизонтальной выработки (а), метод расчёта горного давления б – по проф. М.М. Протодяконову, в – по проф. П.М. Цимбаревичу

естественного равновесия. Свод переносит давление вышележащих пород и передает его на боковые породы. На крепь выработки оказывает давление порода, находящаяся в контуре свода естественного равновесия параболической формы. Его параметры: высота свода b , полуширина выработки a и величина горного давления на единицу длины выработки Q

$$a = \frac{b}{2f}, \quad Q = \frac{b^2 \rho}{3f}$$

где f – коэффициент внутреннего трения для сыпучих пород или коэффициент крепости пород проф. М.М. Протодяконова;
 ρ – плотность пород в массиве кг/м³.

Второй метод предназначен для расчета горного давления над подземной выработкой в неустойчивых породах. По этой теории в кровле выработки образуется зона обрушения по форме, приближенной к треугольнику. Величина горного давления в этом случае равна

$$Q = \frac{b a \rho}{2}$$

Горное давление вокруг вертикальных горных выработок

оказывает горизонтальная составляющая напряженного состояния горных пород

$$\sigma_x = \frac{\mu \rho H}{1 - \mu}$$

где μ – коэффициент Пуассона.

Горное давление в наклонных выработках по проф. П.М. Цимбаревичу при угле наклона выработки до 45°

$$Q = Q \cos \alpha,$$

при угле наклона 45–80°

$$Q = Q \cos 45^\circ$$

Проведение подземных горных выработок осуществляется взрывными и безвзрывными способами. Взрывные способы применяются в крепких горных породах, безвзрывные – в мягких и крепких горных породах.

Взрывные способы включают: буровзрывное разрушение массива в контуре выработки, погрузку и транспорт породы на поверхность. Технология всех процессов проведения выработок определяется параметрами выработок, их функциональным назначением, геологическими свойствами месторождения и горных пород. Механизация и технология взрывных способов проведения подземных горных выработок достаточно подробно излагаются в соответствующих курсах.

Безвзрывные способы осуществляются специальными машинами (рис. 4.82) или буровыми комбайнами, которые имеют рабочие органы для выполнения всех процессов проведения горных выработок.

Эти способы имеют большие преимущества: они обеспечивают в крепких породах сохранение природной целостности законтурного массива без нарушения его наведенной трещиноватостью от взрывных работ, что снижает нагрузку на крепление выработки. Обеспечивает точный контур выработки и полную механизацию, а в некоторых комбайнах и автоматизацию всех производственных процессов, включая крепление горной выработки.

Разрушение крепких горных пород современных комбайнов производится рабочим органом со специальными режущими инструментами

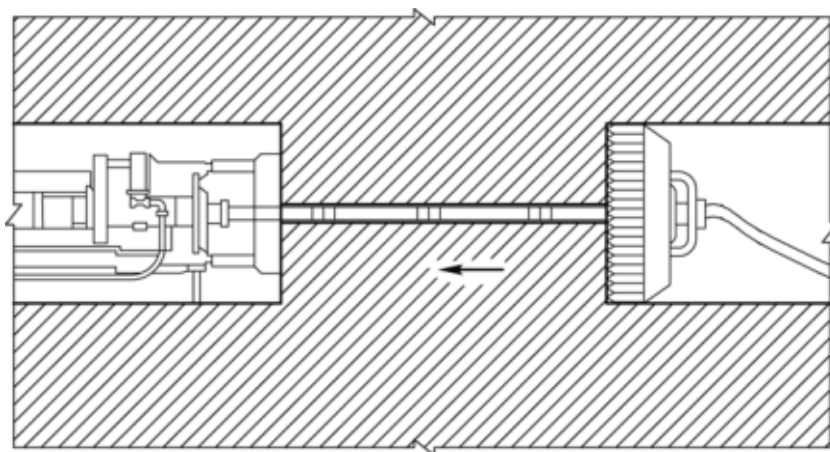


Рис. 4.82. Безвзрывной способ проведения подземных выработок

и гидравлическими механизмами создания усилия на забой и для передвижения. Режущими органами являются резцы и дисковые шарошки, которые в зависимости от свойств массива расставлены на рабочей поверхности рабочего органа комбайна в порядке, позволяющем при его вращении производить разрушение горной породы. Каждый резец и шарошка при вращении рабочего органа перемещается по своей траектории. Расстояние между резцами или дисками в шарошке устанавливается такое, чтобы обеспечить эффективный откол горной породы (рис. 4.83).

В настоящее время созданы и успешно эксплуатируются проходческие буровые комбайны для проведения горизонтальных подземных выработок диаметром от 2,5 до 9 м. На одном из рудников Австрии комбайном была пройдена выработка в крепких породах с пределом прочности при сжатии 110–120 МПа диаметром 3,5 м со средней скоростью 38 м/сут.

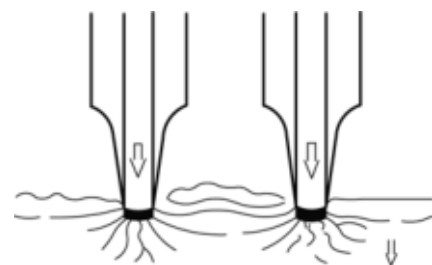


Рис. 4.83. Схема разрушения массива горных пород дисковыми шарошками

Рудоспуски с поверхности нагорного карьера проводятся с помощью проходческого комплекса. Крепление применяют только при проходке. Проведение рудоспусков снизу вверх

осуществляется с помощью проходческих комплексов, позволяющих осуществлять бурение и зарядание шпуров с отбойкой, гравитационной доставкой горной массы к основанию рудоспуска и ее погрузкой на горизонте штольни.

С появлением средств бурения скважин большого диаметра проведение рудоспусков упростилось. Сооружение рудоспуска заключается в бурении пилотной скважины диаметром 200–350 мм сверху вниз на всю длину рудоспуска и расширении ее бурением снизу вверх до требуемых размеров. При этом буровая мелочь попадает на горизонт штольни или специальной выработки и там загружается в средства транспорта (рис. 4.84).

Сооружение подземных выработок бурением возможно под любым углом наклона. Удаление буровой мелочи осуществляется сжатым воздухом или водой. В настоящее время имеется оборудование для бурения горизонтальных, наклонных и вертикальных подземных горных выработок диаметром до 7 м и скоростью проходки в крепких породах более 10 м/смену.

Имеется опыт сооружения вертикального ствола в крепких породах прямым бурением с промывкой забоя глинистым раствором на глубину 860 м со скоростью бурения 0,4 м/ч.

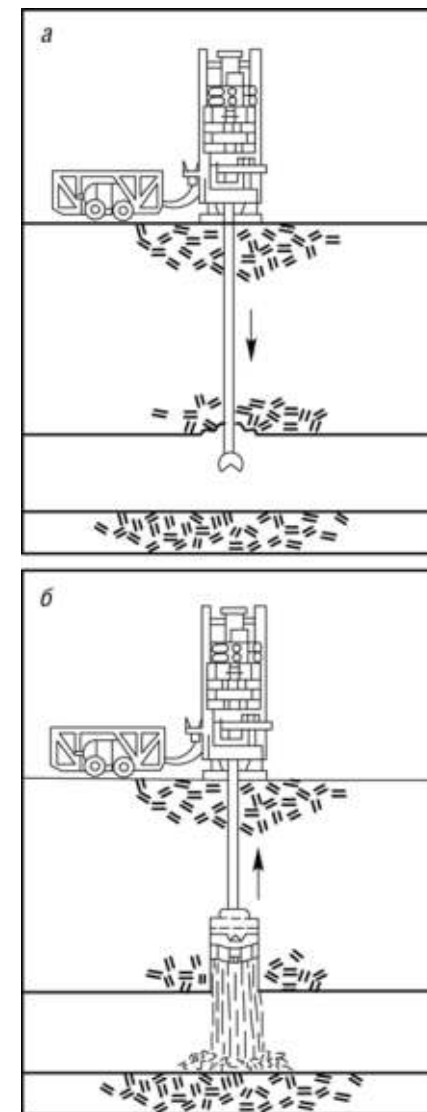


Рис. 4.84. Проведение подземных горных выработок для гравитационного транспорта путём бурения пилотной скважины вниз (а) и её расширения снизу вверх (б)

4.19. ОБЪЕМ ГОРНОСТРОИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ДЛЯ СДАЧИ КАРЬЕРА В ЭКСПЛУАТАЦИЮ

В объем горностроительных работ входят:

- ↪ система вскрывающих выработок, включающих наклонные капитальные и разрезные траншеи;
- ↪ наклонные и горизонтальные бермы для размещения транспортных коммуникаций;
- ↪ забои с рабочими площадками для размещения горного и транспортного оборудования вскрывших и добычных технологических потоков;
- ↪ эксплуатационное пространство для создания необходимого объема вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезного ископаемого на момент сдачи карьера в эксплуатацию (рис. 4.85).

Вскрытые запасы в зависимости от принятой системы разработки и комплексной механизации технологического добычного потока могут занимать часть ширины рабочей площадки по всей длине фронта работ или ее части. Объем этих запасов должен обеспечить трехмесячную работу карьера по добыче полезного ископаемого без вскрывших работ.

Параметры разрезных траншей по вскрыше и полезному ископаемому в профиле и по длине фронта работ при разработке горизонтальных и пологих пластообразных месторождений с перемещением вскрыши в выработанное пространство должны быть такими, чтобы обеспечить

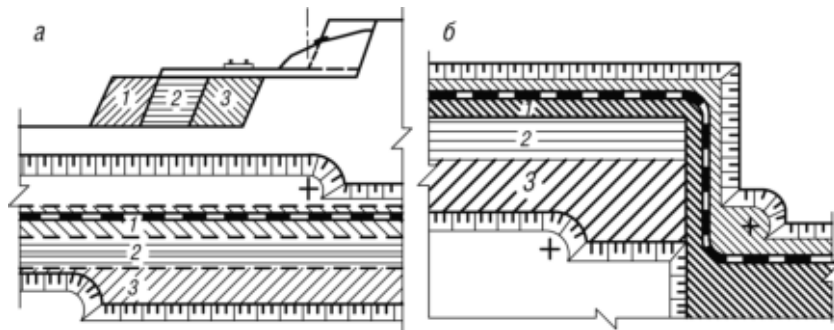


Рис. 4.85. Запасы на момент сдачи карьера в эксплуатацию:

а – при заходках нормальной ширины; б – при панельной схеме отработки горизонта;
1 – вскрытые, 2 – подготовленные, 3 – готовые к выемке

по принятой технологии размещение вскрывших пород в выработанном пространстве от первой и последующих заходок.

Параметры разрезных траншей по вскрыше и полезному ископаемому в профиле и по длине фронта работ при разработке наклонных и крутых месторождений должны обеспечить производительность вскрывших и добычных работ с соблюдением установленной технологии (рис. 4.86).

В строительство карьера как горного предприятия входят сооружения: жилого поселка; подъездных железнодорожных и автомобильных дорог; складов строительных материалов, оборудования, взрывчатых веществ, горюче-смазочных материалов; линий электропередачи и связи; электроподстанций; административно-бытовых зданий, механических мастерских; устройств водоснабжения и др. Все эти работы по возможности совмещаются с монтажом оборудования. Для их рационального совмещения с целью сокращения сроков и минимизации затрат ввода в эксплуатацию горного предприятия составляется и оптимизируется сетевой график всех работ (рис. 4.87).

4.20. ПОДГОТОВКА КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ К ЭКСПЛУАТАЦИИ

Первым этапом строительства горного предприятия является подготовка территории горного отвода, которая заключается в удалении естественных и искусственных препятствий.

К естественным препятствиям относятся: на равнинных месторождениях – леса, крупный кустарник, ручьи, реки, озера, болота, в горах – нависы и заколы.

К искусственным препятствиям относятся: автомобильные и железные дороги, жилые и бытовые сооружения.

Лес и кустарник удаляется в первую очередь на площади размещения капитальной и разрезной траншей и промплощадки. По мере развития горных работ лес и кустарник удаляется в пределах годового подвигания горных работ. В районах с сильными снежными заносами и в степной засушливой местности растительность вокруг карьера, поселка и промплощадки должна сохраняться как можно дольше. Она предохраняет эти объекты от снежных и песчаных заносов.

Воды болот, озер, ручьев и рек отводятся сразу со всей территории карьера, промплощадки и жилого поселка за пределы всего горного отвода. Для спуска воды из болот и озер сооружаются каналы со стоком в сторону пониженных участков рельефа местности, а для отвода ручьев и рек – обводной канал за контуром горного отвода (рис. 4.88).

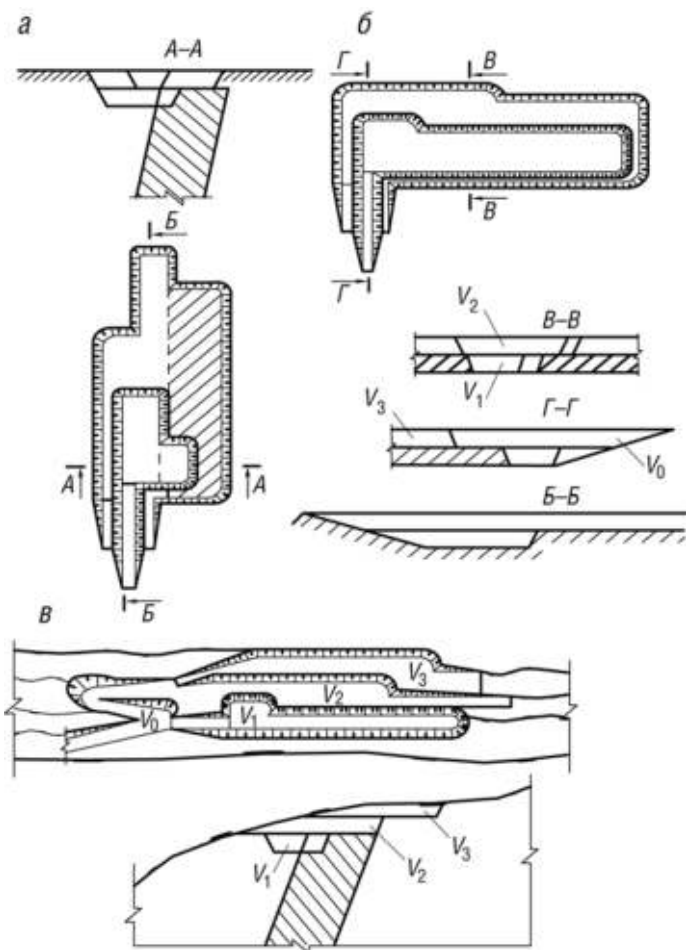


Рис. 4.86. Схема к расчёту объёмов горно-капитальных работ:
 а – при разработке крутопадающего пластообразного месторождения с горизонтальной поверхностью,
 б – при разработке горизонтального пластообразного месторождения,
 (V_0 – объём капитальной траншеи, V_1 – объём разрезной траншеи по полезному ископаемому, V_3 – объём траншеи по вскрыше)
 в – при разработке крутопадающего месторождения с косогорным рельефом поверхности (V_1, V_2, V_3 – объёмы разрезных траншей и полутраншей для вскрытия полезного ископаемого, V_0 – объём капитальной траншеи для обеспечения транспортного доступа к рабочим горизонтам)

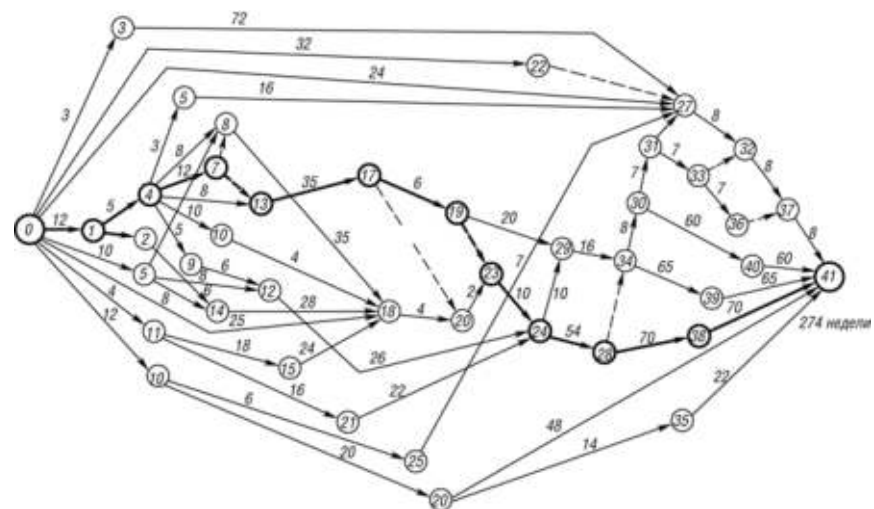


Рис. 4.87. Сетевой график ввода горного предприятия:
 о – номер объекта, 1 – продолжительность работ по сооружению объекта

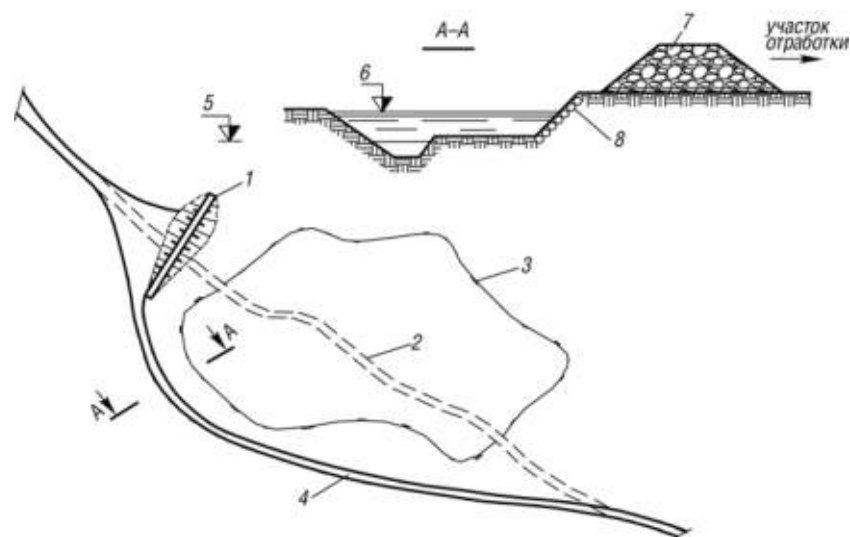


Рис. 4.88. Обводной канал на карьере:
 1 – плотина, 2 – русло реки, 3 – горный отвод карьера, 4 – обводной канал,
 5 – минимальный горизонт, 6 – максимальный горизонт, 7 – отвалы грунта из канала, 8 – крепление откоса каменной отмоской или наброской.

Для отвода реки старое русло перекрывается плотиной для создания требуемого подпора, поскольку трасса обводного канала, как правило, проходит по более высоким абсолютным отметкам.

Размеры поперечного сечения обводного канала должны обеспечить пропуск воды в период паводков. Для предотвращения просачивания воды в карьер откосы канала бетонируют или облицовывают камнем. Обводному каналу придают уклон, равный естественному уклону русла реки па данном участке

Подготовка карьерного поля производится согласно сетевому графику, в котором учитываются работы по подготовке территории горного отвода и горные работы по вскрытию карьерного поля.

На месторождениях с высокой обводненностью предусматривается специальная система осушения месторождения.

Способы осушения карьера выбирают в зависимости от воднофизических свойств горных пород и расположения уровня подземных вод. Они включают поверхностный, подземный и комбинированный способы осушения.

Для ограждения от стока поверхностных вод вокруг карьера на участках пониженных отметок рельефа сооружают нагорные каналы, из которых вода поступает на водосборники. Поперечное сечение нагорных каналов рассчитывают по возможному притоку воды, а продольному профилю каналов придают уклон $i = 2-3\text{‰}$.

Максимальный приток атмосферных (ливневых) вод в карьере с площадей до 60 км^2 вычисляется по формуле

$$Q = caF\psi$$

где c — климатический коэффициент, характеризующий расчетный ливневый приток в данной географической полосе, $\text{м}^3/\text{с} \times \text{км}^2$;
 $a = 0,017-1,25$ — коэффициент, учитывающий замедление стока и впитывание воды почвой;
 F — площадь водосбора, км^2 ,
 $\psi = 0,5-1,3$ — коэффициент, учитывающий различную водопроницаемость грунтов.

Ограждение карьера от грунтовых вод неглубокого залегания производят также посредством каналов (горизонтальных дрен), располагая их так, чтобы они пересекали основной поток грунтовых вод и охватывали карьер с трех сторон.

При глубоком (более 20 м) залегании водоносных горизонтов применяют поверхностный вертикальный дренаж скважинами большого диаметра (250–500 мм), которые располагают в один, два или три ряда на расстоянии от 30 до 250 м один от другого в зависимости от величины коэффициента фильтрации осушаемых пород. Откачку воды из скважин производят насосами, установленными на поверхности или в скважинах.

Подземный способ осушения предусматривает сооружение шурфов, оборудованных насосами, или дренажных стволов с сетью подземных выработок, которые проводятся по полезному ископаемому или пустым породам (рис. 4.89). Штреки проходят по водопроницаемому породному слою через 200–250 м вдоль бортов карьера. Вода поступает в дренажные выработки через сквозные или забивные фильтры. Из выработок вода стекает в водосборник дренажного ствола и откачивается на поверхность. На угольных карьерах штреки проводят по угольному пласту ближе к его почве. Расстояние между сквозными фильтрами, используемыми для осушения, обычно составляет 50–150 м. Если водоносный горизонт расположен вблизи дренажного штрека, на расстоянии 10–50 м друг от друга устанавливают забивные фильтры диаметром до 65 мм с насадками. При наличии в почве пластов напорных вод фильтры забивают и в почву выработок до уровня напорных вод. В некоторых случаях для снятия напора в почве пласта в выработках сооружают колодцы сечением $1,5 \times 1,5 \text{ м}$ и глубиной до 2 м.

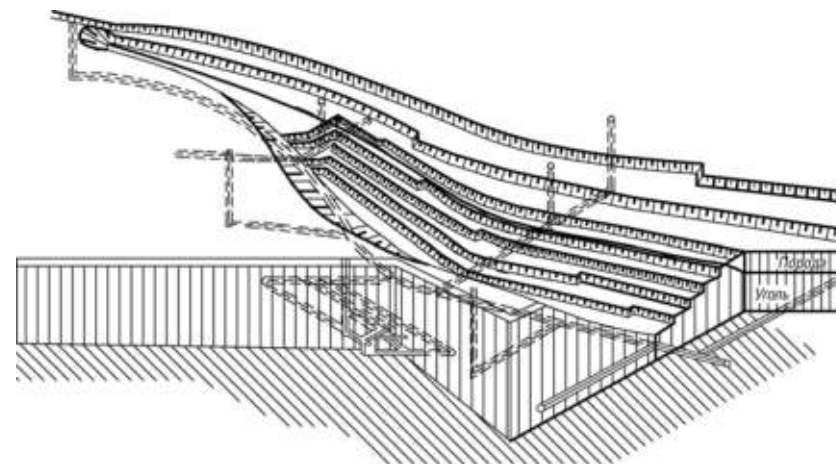


Рис. 4.89. Схема осушения карьера подземным способом

Комбинированный способ осушения представляет собой систему открытых выработок, скважин, пройденных с поверхности, и дренажных подземных выработок.

4.21. ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ВСКРЫТИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО ПРОСТРАНСТВА КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Исследования современной энергоёмкости технологических процессов показывают, что из общего расхода электроэнергии по карьеру электропотребление железнодорожным транспортом горной массы составляет 34,5–79,3%, на буровзрывные работы 1,8–17,6%, экскавацию 15,0–25,2%, вспомогательные работы 2,2–15,2%.

Фактический удельный расход электроэнергии на крупных карьерах с железнодорожным транспортом составляет 1,6–2,9 кВт·ч /т и 0,17–2,5 кВт·ч/ткм.

В целом затраты на транспорт горной массы в карьерах составляют от 50 до 90% общих затрат на добычу полезного ископаемого открытым способом.

Вместе с факторами технологии и механизации горных работ энергетическая оценка транспортных систем является основанием для принятия решения по вскрытию месторождения при открытой разработке полезных ископаемых.

Энергетическая оценка дополняет денежную. Денежная оценка дает основание для выработки производственной тактики, энергетический анализ – для выработки стратегии вскрытия эксплуатационного пространства карьера.

Оценка вскрытия эксплуатационного пространства карьерного поля по энергетической теории заключается в определении энергозатрат транспорта горной массы по системам вскрывающих выработок в эксплуатационный период. Она определяется с учетом параметров транспорта, трассы, свойств вскрышных пород и полезного ископаемого.

Удельные энергозатраты при транспортировании (Дж/кг)

$$\mathcal{E}_T = \frac{v_{\text{ср}}^2}{2g} + \omega_0 L + H,$$

где $v_{\text{ср}}$ – средняя скорость перемещения горной массы в технологическом потоке, м/с;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

ω_0 – основное сопротивление движению транспорта, Н/кН;

L – расстояние перемещения горной массы транспортом технологического потока, м;

H – высота подъема горной массы в процессе перемещения средствами транспорта в технологическом потоке (разность отметок пункта погрузки и пункта разгрузки или перегрузки горной массы), м.

Энергетический анализ карьерного транспорта многих исследователей позволяет оценить совершенство существующих транспортных систем на карьерах, область применения различных видов транспортных средств и их сочетание, пути совершенствования транспортных средств и в целом транспортных систем, а в результате – систему вскрытия карьеров.

Исследования выполненные д.т.н. Ю.И. Лелем и к.т.н. Е.Ю. Терехиным. в области энергоёмкости транспортных систем на карьерах по удельному расходу условного топлива, показали, что расход энергии является универсальным показателем, определяющим эффективность транспорта горной массы на карьерах.

Критерий «удельные затраты условного топлива» представляет собой подъем 1 т горной массы из карьера с расходом дизельного топлива и электроэнергии, приведенные к условному топливу (у.т.). Приведение фактических затрат энергии к расходу условного топлива производится по следующим выражениям:

$$P_a = q k_{\text{пер}} k_T k_d, P_{(ж,к)} = v k_3 k_{\text{пот}} k_d.$$

где P_a , $P_{(ж,к)}$ – удельный расход топлива на подъем горной массы, соответственно, автомобильным, железнодорожным и конвейерным транспортом, г у.т./тм;

q , v – соответственно, удельный расход дизельного топлива (г/тм) и электроэнергии (кВт·ч/тм) конвейерным (железнодорожным) транспортом;

k_d , $k_{\text{пер}}$ – коэффициенты, учитывающие затраты энергии на добычу и транспортирование топлива ($k_d = 0,4–1,10$) и на получение дизельного топлива из нефти ($k_{\text{пер}} = 1,18–1,20$);

$k_T = 1,5$ – коэффициент, учитывающий разницу удельной теплоты сгорания дизельного и условного топлива;

k_3 – коэффициент, учитывающий затраты условного топлива на получение 1 кВт·ч электроэнергии ($k_3 = 310–330$ г/кВт·ч);

$k_{\text{пот}} = 1,09$ – коэффициент, учитывающий потери электроэнергии при передаче и распределении.

Удельная энергоёмкость в условном топливе (кг у.т./т равен 0,03 МДж/т или **кг у.т./кг равен 30 Дж/кг**) технологических процессов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых составляет: на перевозку автомобильно-конвейерным транспортом 47,1–76,8%, сборочным автотранспортом до перегрузочного пункта 21,8–27,3%, железнодорожным транспортом 42,8–53,3%, на бурение взрывных скважин 1,7–5,9%, экскавацию 7,7–13,6%, экскаваторную перегрузку на перегрузочном пункте 7,8–10,0%, отвалообразование 5,4–8,6%

Сопоставление энергетической эффективности различных видов транспорта по фактическим данным железорудных карьеров приведено в *табл. 4.9*.

Таблица 4.9

Энергетическая эффективность карьерного транспорта

| Вид транспорта | Показатель | | |
|-----------------|------------------------|-------------|-----------|
| | Удельная энергоёмкость | | |
| | г/тм | кВт·ч/тм | г у.т./тм |
| Автомобильный | 2,3–2,8 | – | 4,4–5,2 |
| Железнодорожный | – | 0,010–0,12 | 3,6–4,4 |
| Конвейерный | – | 0,005–0,008 | 1,7–2,8 |

Энергетические показатели различных видов транспорта при работе на горизонтальных трассах составляют в условных единицах:

автотранспорт95–130 г у.т./ткм,
ж.-д. транспорт.....34–45 г у.т./ткм,
конвейерный транспорт57–70 г у.т./ткм.

В глубоких карьерах энергетическая эффективность конвейерного транспорта в 1,9–2,2 раза выше, чем электрифицированного железнодорожного и в 2,4–3,0 раза выше, чем автомобильного.

Анализ энергозатрат транспорта горной массы на карьерах позволяет сделать выводы эффективности комбинированного транспорта, совершенствования параметров трассы грузопотоков, сокращения расстояния перевозки в грузопотоке и конструктивного совершенствования средств транспорта, определяющих способы вскрытия карьеров.

При формировании комбинированных транспортных систем ввод конвейерного и железнодорожного транспорта на большую глубину повышает их эффективность и поддержание объемов сборочных автоперевозок на минимальном, технологически необходимом уровне.

Этот вывод подтверждает эффективность обработки месторождений по глубине этапами, при которой:

- ✧ на первом этапе эффективен один вид транспорта,
- ✧ на втором – комбинированный с использованием в качестве магистрального железнодорожный или конвейерный транспорт, а сборочного – автомобильный,
- ✧ на третьем – в качестве магистрального транспорт по подземным горным выработкам (конвейерный или грузоподъемный), а сборочного – автомобильный.

Повышение энергетической эффективности комбинации железнодорожного и автомобильного транспорта (во втором этапе обработки более 200–250 м) связано с увеличением глубины ввода железнодорожного транспорта в эксплуатационное пространство карьера путем применения внутрикарьерных тоннелей (*рис. 4.90*).

Эффективность перехода на тоннельное вскрытие из рабочей зоны карьера для железнодорожного транспорта зависит от конкретных природных условий и технологии разработки и находится в диапазоне 180–260 м.

Исследование параметров грузопотоков в карьере показывает, что *оптимальный уклон трассы* для железнодорожного транспорта с энергетических позиций составляет: для мотор-вагонной тяги 45 – 51°/оо, электровозной 30–40°/оо. Повышение уклона свыше оптимальных значений до 50–60°/оо допустимо при вводе железнодорожного транспорта на большую глубину.

Для автосамосвалов с электромеханической трансмиссией оптимальный уклон зависит от качества дорожного покрытия и составляет для дорог с асфальтобетонным покрытием 80–100°/оо, с щебеночным – 90–110°/оо, без покрытия – 100–120°/оо.

При эксплуатации ленточных конвейеров большой производительности оптимальный угол наклона по энергетическому критерию составляет 17–19°.

Оптимальный продольный уклон трасс по энергетическому критерию для отдельных видов транспорта и конкретных моделей транспортных средств рассматривается как частный

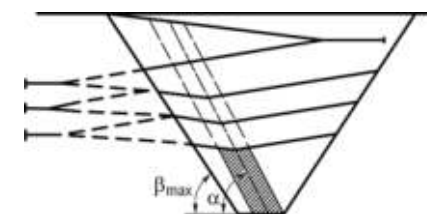


Рис. 4.90. Увеличение глубины ввода железнодорожного транспорта в эксплуатационное пространство карьера путём применения внутрикарьерных тоннелей

оптимум и нижний предел уклона. Он определяется топливной экономичностью, конструктивными параметрами транспортных средств, качеством дорожного покрытия.

Окончательное решение по руководящим уклонам трасс принимается на основе *энергоёмкости всей транспортной системы*.

На глубоких карьерах эффективно повышение уклонов трасс, в первую очередь магистральных видов транспорта (железнодорожного или конвейерного) в комбинированных транспортных системах с автомобильным транспортом в качестве сборочного звена. В этом случае энергозатраты на магистральный транспорт увеличиваются на 10–12%, но сокращаются энергозатраты транспортной системы в целом за счет сокращения разноса бортов карьера и ограничения зоны работы наиболее энергоёмкого сборочного автотранспорта.

Поддержание расстояний автоперевозок на минимальном уровне с целью перераспределения части затрат со сборочного на магистральные виды транспорта, характеризуются высокими показателями энергетической эффективности.

Это достигается внедрением полустационарных и передвижных (мобильных) перегрузочных пунктов, крутонаклонных конвейеров, повышенных уклонов (до 60°/оо) и тоннельного вскрытия для железнодорожного транспорта.

Использование мобильных перегрузочных пунктов расширяет возможности снижения энергопотребления за счет частичной (двух горизонтов из трех) перевозки сборочным автотранспортом «сверху вниз», так как удельный расход при движении автосамосвалов на спуск горной массы сокращается в 1,10–1,75 раза по сравнению с работой на подъём, а производительность увеличивается на 15–40%.

При эксплуатации автотранспорта в рабочей зоне карьеров важным направлением снижения энергопотребления является сокращение длины трассы путем эффективной технологии отработки рабочих горизонтов, выбора места расположения и использования временных наклонных берм в массиве или на насыпи.

Основными направлениями *конструктивного совершенствования* с целью повышения энергетической эффективности автосамосвалов на магистральных перевозках горной массы являются: электрификация автотранспорта, т.е. совершенствование дизель-троллейбусов, и применение повышенных (100–120°/оо) уклонов автодорог.

Расчётами установлено, что эффективность дизель-троллейбусов обеспечивают следующие условия: соотношение между стоимостью дизельного топлива и электроэнергии более 4 кВт·ч/кг, объем перевозок

горной массы 8–10 млн т/год, длина электрифицированного участка трассы 1,8–2,0 км, высота электрифицированного подъёма 100–300 м.

Эффективная область применения дизель-троллейбусов характеризуется превышением фактического соотношения между стоимостью дизельного топлива и электроэнергии на конкретном предприятии над предельным. Предельное соотношение зависит от руководящего уклона и эксплуатационных показателей базового автосамосвала и троллейной системы. Фактическое соотношение составляет 10–12 кВт·ч/кг, что свидетельствует о больших перспективах дизель-троллейбусов на глубоких карьерах России. При создании отечественных дизель-троллейбусов нового поколения и увеличении руководящего уклона автодорог до 100–120°/оо коэффициент полезного использования энергии данным видом транспорта составит 7,6–7,8%, т.е. приблизится к показателям железнодорожного транспорта.

Контрольные вопросы

1. Методы оконтуривания горизонтальных месторождений.
2. Методы определения глубины разработки наклонных и крутых месторождений.
3. Виды трасс вскрывающих горных выработок.
4. Конструкции фронта работ.
5. Эффективность вскрытия карьерных полей подземными горными выработками.
6. Вскрытие рабочих горизонтов карьера.

Проблемы для исследования

1. Раскройка карьерных полей и разделение их на этапы отработки.
2. Разработка способов вскрытия глубоких горизонтов карьеров.
3. Создание комбинированных способов вскрытия.
4. Установление зависимости способов вскрытия и систем разработки.

Темы практических и лабораторных работ

1. Расчет элементов трассы капитальных траншей.
2. Расчет объемов вскрывающих выработок.
3. Объемное моделирование вскрытия внешними и внутренними капитальными траншеями.
4. Моделирование способов вскрытия карьерных полей на ЭВМ.

Глава 5

**ОБЩЕКАРЬЕРНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ
ГОРНЫХ РАБОТ****5.1 ДИСТАНЦИОННОЕ УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ В КАРЬЕРЕ**

Дистанционное управление техникой, позволяющее избежать присутствие человека в сложных и опасных условиях, используется в настоящее время во многих отраслях.

Самым наглядным примером является стыковка космических аппаратов или вывод спутников на орбиту, производимая дистанционно из диспетчерского пункта, находящегося на Земле. При этом необходимо учесть тонкость этой работы, производимой на расстоянии между объектом и диспетчерским пунктом, измеряемом в десятках тысяч километров.

Применение системы «автопилот» позволяет управлять самолетом без присутствия человека. Аппарат получает информацию от приборов самолета и из диспетчерского пункта управляется специальными системами, находящимися на борту и в диспетчерском пункте на земле.

При опасности взрыва для разминирования используются специальные роботы, управляемые дистанционно, при этом человек находится в безопасной зоне.

Аппараты с дистанционным управлением применяются при ведении работ в море на больших глубинах, где возникают условия, в которых не может находиться человек.

Кроме применения дистанционного управления в сложных и опасных условиях его применяются в условиях, когда это экономически выгодно.

На железных дорогах Северной Америки дистанционное управление в маневровых работах на сортировочных станциях с горками выполняется локомотивами с дистанционным управлением.

Практически все отрасли производства используют дистанционное управление.

В горной промышленности некоторые крупные компании делают попытки создания горно-транспортного оборудования с возможностью дистанционного управления.

Одним из примеров могут служить автосамосвалы компании Komatsu. Фирма использовала последние достижения в области электроники — автоматизированную систему контроля движения самосвала при перемещении его по карьерным дорогам, в том числе на уклонах до 12%.

При разработке системы особое значение придавалось обеспечению наибольшей безопасности и надежности на всех режимах работы. Все возможные нарушения движения самосвала при его встрече с различными объектами или препятствиями, отклонении от курса следования предотвращаются системой благодаря автоматическому снижению скорости движения машины вплоть до полной остановки.

Система Komatsu Atonomous truck работает в трех операционных режимах: автоматическом (по автоматизированным программам), радиоконтроля и ручного управления. К функциям автоматического режима относятся: программное управление движением самосвала, ускорение, торможение, контроль скорости движения, автоматическая разгрузка кузова.

Система в целом включает несколько автономных систем, ответственных за выполнение следующих функций.

- ✧ Общая система наблюдения GMS (Global Monitoring System) наблюдение за показаниями специальных датчиков-контроллеров для выполнения необходимых корректировок параметров движения самосвала, предотвращение несовместимых с работой самосвала команд.
- ✧ Навигационная система NS (Navigation System) — удержание автосамосвала на запрограммированном курсе и сохранение дистанции.
- ✧ Система обнаружения препятствий или защиты от столкновения,
- ✧ Система наблюдения за автосамосвалом VMS (Vehicle Monitoring System) — слежение за техническим состоянием самосвала.

При необходимости аварийные остановки самосвала могут быть также произведены с погрузочной машины или по команде диспетчера карьера.

Наиболее сложный принцип действия имеет навигационная система. Она включает: антенну, оптико-волоконный гироскоп, пульсирующий лазерный датчик для корректировки направления движения, датчик вращения колеса. Для функционирования системы требуется оборудование трассы специальными столбиками-отражателями, устанавливаемыми вдоль трассы по паре через каждые 150 м.

Пройденное расстояние фиксируется с помощью датчиков вращения колеса. Оптико-волоконный гироскоп определяет точность движения

машины по выбранному маршруту. Программирование маршрута производится автоматически во время прохождения по трассе порожнего самосвала в режиме ручного управления. Данные маршрута корректируются и хранятся в памяти. Контрольные размеры допуска по отклонению составляют 2 м при движении и 0,5 м при торможении. Отклонение от курса, которое может быть вызвано проскальзыванием шин, автоматически корректируется с помощью пульсирующего лазерного датчика, получающего отраженный лазерный сигнал от столбиков-отражателей. Практика показала, что половина случаев отклонения от курса вызвана проскальзыванием шин из-за сильных дождей, глубокого снега, а также взаимодействия лазерного радара с сильным снегопадом или густым туманом.

Компания RA.HANSON (RANCO) впервые применила дистанционное управление погрузочными машинами на основе GPS. Затем разработала автономный транспорт для транспортировки горной массы.

Компании CATERPILLAR и TRIMBLE разработали новые системы, в которых объединили GPS, радиосвязь, компьютеры и программное обеспечение в один комплект, специально предназначенный для горных работ. Система предназначена для всех видов горного оборудования, включая бульдозеры, гидравлические экскаваторы, погрузчики и автогрейдеры (рис. 5.1).

В настоящее время на нескольких ГОКах России и стран СНГ были введены системы диспетчеризации, которые являются основной составляющей системы дистанционного управления горно-транспортным оборудованием.

Примером может служить Полтавский горно-обогатительный комбинат, который одним из первых применил в реальных условиях систему контроля за подвижными объектами.

Автоматизированная система диспетчеризации горно-транспортного оборудования успешно прошла демонстрационные испытания на карьере Полтавского ГОКа.

В систему входят следующие основные компоненты:

- ✧ бортовое оборудование;
- ✧ подсистема цифровой и голосовой связи;
- ✧ аппаратно-программный комплекс диспетчерского центра.

Ядром системы является подсистема космической навигации. К системе предъявляются два основных требования: обеспечение точности определения местоположения контролируемого объекта с ошибкой не более 5 метров в плане и возможность опроса не менее 10 транспортных средств в секунду.

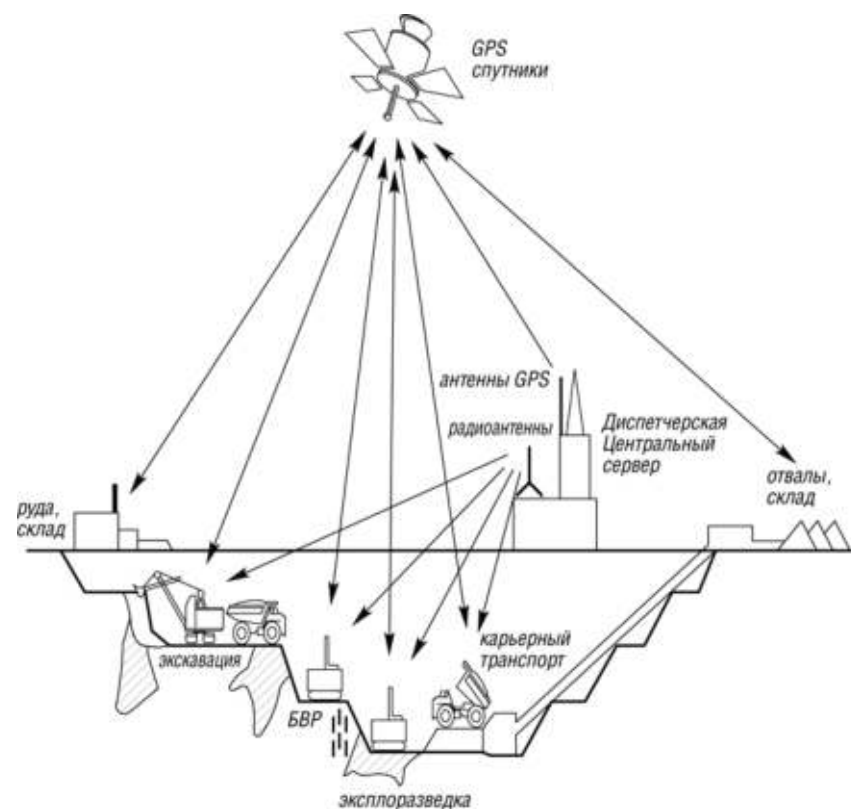


Рис. 5.1. Система спутникового управления открытыми горными работами

Бортовое оборудование. Комплекс бортового оборудования, создаваемый с целью контроля и слежения за горно-транспортным оборудованием, имеет ряд характерных особенностей. Основная задача, связанная с решением проблем горно-транспортного оборудования, состоит не только в отслеживании маршрутов движения, но и в получении объективных характеристик их состояния, таких как определение точного веса погрузки, расхода топлива, определение времени простоев под загрузкой и при разгрузке, оптимизация путей движения в карьере с целью максимального использования подвижного транспорта. Все эти факторы привели к необходимости разработки бортовых контроллеров

нового класса, способных не только фиксировать координаты и скорость контролируемого объекта, но одновременно передавать в диспетчерский центр информацию о состоянии автосамосвалов. Бортовой комплекс разработан с учетом самых современных достижений в области технологий спутниковой навигации, компьютерной техники и микроэлектроники.

Комплекс автоматизированного рабочего места диспетчера служит для решения задач:

- ✦ приема данных от коммуникационной подсистемы и их первичная обработка;
- ✦ непрерывной записи в базу данных информации о контролируемых объектах;
- ✦ загрузки необходимых данных из автоматизированных систем управления горных предприятий;
- ✦ выдачи звуковых сообщений при возникновении нестандартных ситуаций в районе проведения технологических работ;
- ✦ визуализации процесса контроля и слежения за объектами на экранах мониторов диспетчеров;
- ✦ составления сменных рапортов и других отчетных документов по запросу в базу данных системы;
- ✦ архивации потоков полученной информации.

Модуль визуализации системы диспетчеризации горно-транспортного оборудования карьера представляет собой карту карьера с нанесенными на нее специальными объектами, связанными с технологическим циклом работ на карьере.

На ней отображается следующая информация:

- ✦ данные о местоположении и состоянии объектов;
- ✦ краткая и подробная динамично обновляющаяся информации о любом контролируемом объекте;
- ✦ «окна слежения», позволяющие наблюдать за перемещением одного или несколько выделенных объектов;
- ✦ данные о выделении объектов, превышающих допустимые технологические параметры работы (скорость, вес, выход за пределы зоны разрешенных работ);
- ✦ данные о восстановлении истории движения контролируемого объекта в заданном промежутке времени;
- ✦ просмотр и распечатка сменного рапорта работ.

5.2. ЗАЩИТА КАРЬЕРА ОТ СНЕЖНЫХ ЗАНОСОВ

Районы открытых горных работ по снегозаносимости в течение зимнего периода делятся на четыре группы:

- ✦ особенно снегозаносимые (более 600 м³/м);
- ✦ сильно заносимые (400–600 м³/м);
- ✦ средне заносимые (200–400 м³/м);
- ✦ слабо заносимые (менее 200 м³/м).

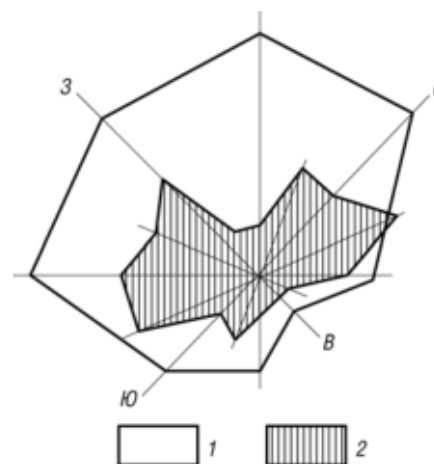


Рис. 5.2. Роза ветров:
1 – ветер, 2 – метель

На интенсивность заноса снегом различных сооружений оказывают влияние скорость и направление ветра. Господствующее направление ветра определяется по розе ветров, а скорость – по розе скоростей (рис. 5.2) за зимний период. Скорость ветра обычно измеряется в м/с или в баллах по шкале Бофорта.

По снегозаносимости все выработки и сооружения карьера делятся на три категории (табл. 5.1).

В зависимости от района по снегозаносимости, по розе ветров и розе скоростей для выработок и сооружений карьера предусматривается комплекс мероприятий по борьбе со снегом. При строительстве карьера по возможности капитальные траншеи и фронт работы располагают по направлению господствующих ветров в зимний период. Во время эксплуатации карьера все мероприятия по борьбе со снегом предусматривают защиту выработок и сооружений от снежных заносов и механизированную уборку снега.

Основными средствами защиты от снега всего карьера и транспортных коммуникаций на поверхности являются живая изгородь из деревьев хвойных пород и лесозащитные полосы из древесно-кустарниковых насаждений. Первый ряд деревьев лесозащитной полосы располагается на расстоянии 15–20 м от верхней бровки карьера. Трехполосная лесозащитная полоса, ширина каждой не менее 10 м, задерживает из снегового потока до 60% снега.

Таблица 5.1

Классификации объектов карьера по снеготаносимости

| Категория снеготаносимости | Выработки в карьере |
|----------------------------|--|
| 1 | Капитальные и разрезные траншеи глубиной до 8,5 м, полутраншеи, расположенные у вершин косогора, экскаваторные забои при наличии в них взорванной горной массы, здания и сооружения промплощадки карьера, карьерная и отвальная железнодорожные станции, автомобильные и железные дороги на косогоре, участки подъездной железной дороги, проходящие в выемках глубиной от 0,4 до 8,5 м, а также в нулевых пунктах, расположенных на косогоре. |
| 2 | Выемки и канавы, глубиной до 0,4 м, железнодорожные пути и автомобильные дороги на уступах, временные склады руды в штабелях, отвалы пустых пород, участки подъездной железной дороги, проходящие в выемках глубиной до 0,4 м и в нулевых пунктах. |
| 3 | Рабочие площадки на уступах, буровые площадки, подъездные железные и автомобильные дороги и сооружения, расположенные на насыпях высотой до 0,65 м, на ровном месте и на косогоре высотой до 1 м. |

Для защиты отдельных объектов в карьере используются постоянные снегозащитные заборы пассивного и активного действия и переносные.

Деревянные конструкции снегозащитных заборов выдерживают давление ветра до 500 Па, что соответствует скорости ветра 35 м/с. При больших скоростях ветра снегозащитные заборы устанавливаются на железобетонных столбах с панелями из деревянных реек или железобетонных решеток (рис. 5.3). Площадь просветов в обшивке забора устанавливается в зависимости от преобладающей скорости ветра в данной местности.

Преобладающая скорость ветров, м/с.....25 20–25 <20

Площадь просветов, % ко всей площади забора34 40 47

Лесозащитные полосы и постоянные снегозащитные заборы располагаются перпендикулярно к господствующему направлению ветра с отклонением до 60°. Снегосборность однорядного шестиметрового по высоте забора, по практическим данным, составляет 375 м² на 1 м забора, а двухрядного пятиметрового – более 600 м² на 1 м. Расстояние однорядной линии забора от заграждаемого объекта должно составлять не менее 13–15-кратной высоты забора. При двухрядной защите первый ряд забора устанавливается от верхней бровки карьера на расстоянии 12–12,5-кратной высоты забора, второй ряд от первого должен

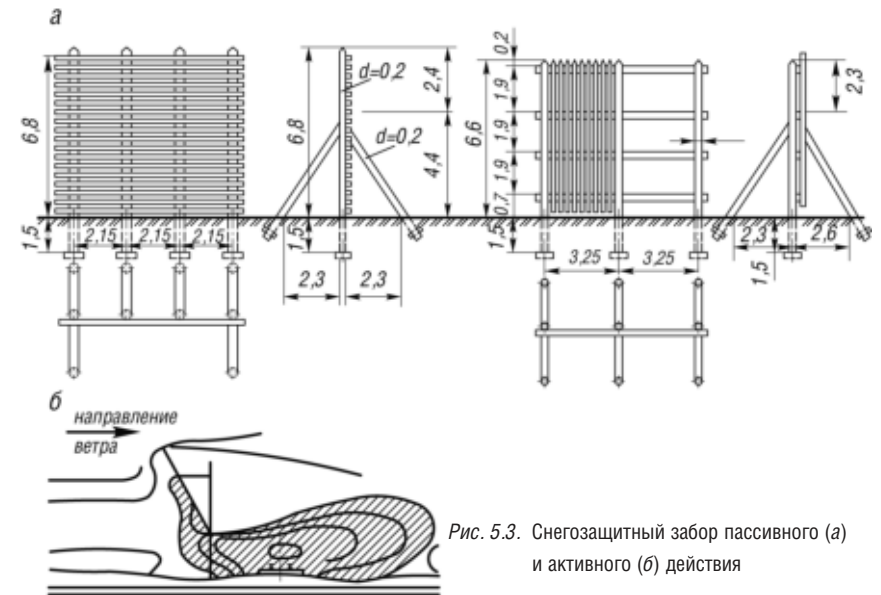


Рис. 5.3. Снегозащитный забор пассивного (а) и активного (б) действия

отстоять не менее чем на 100 м. На узких транспортных бермах в карьере в местах первой категории по снеготаносимости для защиты от снегозащитных галерей.

Для защиты автомобильных дорог в карьере при скоростях ветра более 8 м/с наиболее эффективны постоянные снегозащитные заборы активного действия, поставленные на бровке автомобильной дороги или на расстоянии 3 м от оси пути со стороны господствующего направления ветра. Сплошная панель забора активного действия сужает сечение ветроснегового потока с высоты заграждения до размера щели в основании забора и увеличивает его скорость. Препятствуя накоплению снега на защищаемом дорожном полотне, снегозащитный забор активного действия высотой 6 м и шириной щели 2 м обеспечивает защиту дороги до 8 м.

Для защиты объектов в карьере второй категории по снеготаносимости, а также для постоянно перемещающихся объектов (экскаваторных забоев, буровых блоков), применяются переносные снегозащитные щиты. Стандартные щиты изготовляют из дерева трех типов:

- ♦ первый – размером 2×1,5 м с площадью просветов 47%; эти щиты применяются в местах, где бывают длительные метели с сильными ветрами и влажным снегом;

- ✧ второй – размером 2×2 м с площадью просветов 43%;
- ✧ третий – размером 2×1,5 м с площадью просветов 37%; такие щиты применяются в местах, где бывают сильные и длительные метели, но с сухим снегом.

Щиты могут быть изготовлены из пластмассы или из металла и представляют собой каркас из проволоки с натянутыми на нем полосами из алюминиевой фольги. Пластмассовые и алюминиевые щиты легки и не подвергаются гниению. Для удобства перестановки щиты устанавливают на полозьях.

Щиты устанавливают на таком расстоянии от защищаемого объекта, чтобы между ними и объектом поместился снеговой вал наибольших для данной местности размеров. Это расстояние обычно составляет 30–50 м.

Так как в карьере рабочие места постоянно перемещаются, необходимость в поднятии щитов по мере накопления снега отпадает. Щиты обычно переставляются задолго до полного накопления возможного объема.

При сильной снегозаносимости района применяется двухрядная установка щитов. Расстояние между рядами составляет 60–80 м. Первый ряд щитов устанавливается с просветом от земли до 25 см, а второй – 50 см. Объем снега, собираемый двухрядным ограждением, по практическим данным, достигает 165 м³ на 1 м ограды.

При однорядном ограждении щиты устанавливают в линию рядом друг с другом. При двух- или трехрядной защите щиты могут располагаться в шахматном порядке.

Для правильной расстановки щитов необходимо знать направление ветров в течение каждого зимнего месяца. Для этого составляют месячные розы метелей по наблюдениям нескольких зим.

Для защиты от наносов разрыхленной рудной массы целесообразно применять передвижные щиты, располагаемые вблизи забоя. Если направление метелей совпадает с продвижением забоя, щиты устанавливают позади экскаватора. В противном случае щиты надо устанавливать на кровле уступа. Борьба со снегом на карьерах с помощью различных снегозащитных сооружений является наиболее экономичной из всех существующих способов. Однако самая совершенная снегозащита не обеспечивает стопроцентного задержания снега перед защищаемым объектом, на территории которого снег проникает как во время метелей (особенно при часто меняющемся направлении ветра), так и во время снегопада в затишье. Для обеспечения нормальной работы карьера этот снег необходимо убирать.

Снегоуборка разделяется на механическую и химическую. Самой надежной и универсальной снегоуборочной машиной в карьере для *механической уборки* является бульдозер с прямым и косым ножом. Бульдозер на пневмоходу перемещается по дорогам с той же скоростью, что и автотранспорт, не создавая препятствий на дороге.

Иногда для очистки дорог и площадок применяют спаренную работу бульдозеров. При такой работе производительность каждого бульдозера возрастает в 1,5 раза.

Снег с поверхности взрывных блоков и рабочих площадок сгребаются в пункты, с которых он не может быть перенесен обратно на очищенную поверхность. Если из-за стесненных условий или большой силы ветра место для складирования снега найти трудно, он вывозится на специальный снежный отвал за пределы карьера.

Для очистки дорог в карьере, на территории промшюащадки, обогатительной фабрики применяют бульдозеры с косым ножом и автогрейдеры.

Так как снег с дорог сгребаются в подветренную сторону от дороги, то образующийся от этого снежный вал будет создавать дополнительное сопротивление ветроснеговому потоку и дорога будет подвергаться еще большему заносу. Поэтому весь снег с дорог необходимо или вывозить, или отбрасывать на большое расстояние от обочин. Для этой цели применяют роторные снегоочистители. За час они способны переместить до 1000 м³ снега на расстояние 20 м.

Во время метелей от снега очищают только проезжую часть дороги. С наступлением затишья дорогу очищают на полную ширину вместе с обочинами. Расширение очищаемой полосы производится обычно бульдозером с косым ножом вместе со шнекороторным снегоочистителем. Бульдозер срезает снег, образуя посередине дороги снежный вал; идущий за бульдозером шнекоротор подбирает его и отбрасывает снег в сторону.

При очистке дорог на узких транспортных бермах часть снега попадает на нижележащий уступ, поэтому уборка снега на верхних уступах должна вестись с опережением.

Иногда в местах, где дорога подходит близко к верхней бровке уступа, на откосе уступа образуются снежные козырьки, угрожающие безопасности движения транспорта. Ликвидация таких козырьков производится погрузчиком.

Для уборки снега с железнодорожного пути применяют специальные снегоочистители. Они делятся на плуговые, таранные и роторные.

Плуговые снегоочистители можно применять для уборки отложений снега небольшой высоты. Их периодически пропускают по путям, предупреждая тем самым малейшие затруднения в передвижении поездов.

Таранные и роторные снегоочистители применяются для уборки отложений снега большой мощности.

Для очистки железнодорожных путей после сильных заносов, когда высота и плотность снегового покрова достигают значительной величины, практикуется использование бульдозеров в комплексе с автомобильными шнекороторами. Комплекс работает по такой же схеме, как и при расширении габаритов автодороги.

Уплотненный снег из междупутья удаляется бульдозером со специальными зубьями на ноже.

В настоящее время появилась высокопроизводительная снегоочистительная техника, использующая для удаления снега горячую струю реактивных двигателей. Для того, чтобы при сдувании снег не таял, к газовой струе от реактивного двигателя примешивают холодный воздух. Для удаления снега с карьерных дорог применяют «снеговой плуг». Он представляет собой автомобиль, оборудованный нефтяными или газовыми горелками. Температура плавления достигает +650 °С. Его производительность около 8 км очищаемой дороги в час.

Реактивная снегоочистительная техника благодаря ее высокой производительности и возможности применения для борьбы с гололедом позволит значительно снизить затраты на борьбу со снегом в карьерах.

Химическая снегоуборка состоит в смачивании снегового покрова на подлежащей очистке площади раствором различных солей. Так как точка замерзания соляного раствора ниже, чем точка замерзания чистой воды, происходит таяние снега.

Химический способ применяется для уборки трудноочищаемых механическим путем слоев уплотненного снега и наледи на дорогах, а также на тротуарах в поселке и карьере.

Организация снегоборьбы на карьере. Большой объем работ по борьбе со снегом в районах 1-й и 2-й категорий по снегозаносимости требует создания на каждом предприятии или группе близко расположенных карьеров специальной службы по борьбе со снегом.

Перед наступлением зимнего периода составляется план снегозащитных мероприятий, в котором предусматривается:

а) организация снегозащиты всего карьера, подъездных автомобильных и железных дорог, промплощадки, промышленных зданий и сооружений;

б) расстановка и ремонт постоянной снегозащиты;

в) расстановка переносных снегозащитных сооружений (сроки и схемы с указанием мест);

г) ремонт и приведение в рабочее состояние всех машин по снегоочистке;

д) расчет потребности в инвентаре, инструменте, материалах, спецодежде;

е) расчет потребности в дополнительной силе и автотранспорте при больших заносах;

ж) план чрезвычайных мероприятий по ликвидации массовых заносов.

В этом плане указывается, где и какая защита устанавливается, какие механизмы должны работать с учетом их производительности, под чьим руководством должны работать машины и рабочие, в каком месте и сколько должно быть подготовлено рабочего инструмента.

Исходными данными для эффективной борьбы со снегом служат: план топографии поверхности, метеорологические сводки в холодное время года, снегомерные съемки, характер и размеры снежных заносов, направление ветра в каждый зимний месяц и господствующее зимой, влажность снега. На карьере составляется генеральный план с нанесением на него: роз метелей по месяцам; участков, наиболее подверженных заносам; всех снегозащитных сооружений; мест хранения рабочего инвентаря; путей следования снегоочистительной техники на участки и мест для складирования снега.

В «Журнал снегоборьбы» в течение всей зимы заносят направление и силу ветра, количество переносимого снега, число авральных работ по снегоочистке карьера от массовых заносов, количество собранного каждым снегозащитным сооружением снега за зиму, за месяц и т.п. На основе анализа данных журнала вносят необходимые дополнения и изменения в план снегозащитных мероприятий, улучшающие организацию и технику снегоборьбы.

5.3 . ЗАЩИТА НАГОРНЫХ КАРЬЕРОВ ОТ СНЕЖНЫХ ЛАВИН

Оползень снега, приводящий в движение большие массы снега, называется *снежной лавиной*. При большой скорости движения лавин (в среднем 20–30 м/с) и значительных ее объемах они могут произвести на своем пути большие разрушения.

Причинами оползня являются: большое накопление снега на склонах, проникновение воды в основание снежного покрова от дождя, от таяния снега или перекристаллизация уплотненного в основании снега под влиянием давления большого слоя снега, более высокой температуры в основании снежного покрова.

Частота схода лавин зависит от климатических условий.

При проектировании и строительстве горных предприятий, транспортных и электрокоммуникаций, а также жилых поселков учитывается лавиноопасность.

Горные выработки, сооружения, технические средства и маршруты перемещения людей располагаются вне зон возможных по многолетним наблюдениям сходов лавин.

Там, где необходимо организовать горные работы, строительство и эксплуатацию необходимых объектов в лавиноопасной зоне предусматриваются мероприятия, обеспечивающие безопасную работу людей и техники.

Для этого организуется противолавинная служба и сооружение специальных защитных инженерных сооружений.

В задачу противолавинной службы входит наблюдение за накоплением и состоянием снега в местах образования оползней. Для этого на склонах устанавливаются мерные реперы, по которым при постоянном наблюдении определяется максимально допустимое количество снега.

При оттепелях или мокрых осадках проверяется структура снега в основании снежного покрова. При накоплении снега на склоне в объеме, не опасном для разрушения и повреждения инженерных сооружений, обстрелом из минометов или орудий вызывается искусственный сход снега.

Взрыв мины или снаряда образует дополнительную нагрузку на снежную поверхность, вызывая начало движения снега.

Для предотвращения образования лавин возможно изменение профиля склона, особенно в месте начала движения снега, путем сооружения искусственных преград или выколаживания склона массовыми взрывами. Для отвода лавин от защищаемых объектов сооружают направляющие дамбы, которые при небольших скоростях схода лавин изменяют его направление.

Для обеспечения безопасной работы транспорта над полутраншеей на склоне сооружают навесы или галереи.

Большой опыт борьбы с лавинной опасностью в горнодобывающих районах страны накоплен ПО «Апатит» в Хибинских горах на Кольском полуострове. Там впервые в стране была создана противолавинная служба, которая занимается изучением условий лавинообразования, составлением карты лавиноопасных склонов. Организовано наблюдение и периодический сброс снега минометным обстрелом лавиноопасных участков, разработаны методики и составлены проекты противолавинных сооружений.

5.4. ОСУШЕНИЕ КАРЬЕРОВ

Задачей осушения карьеров является создание нормальных условий работы людей, машин и механизмов по разработке месторождений полезных ископаемых.

Источниками воды на месторождениях являются атмосферные осадки и подземные воды.

Осушение рабочей зоны карьера осуществляется в процессе разработки месторождения или его части в пределах карьерного поля.

Способы осушения месторождений определяются расположением подземных водоносных горизонтов, их числом, интенсивностью водоотдачи горных пород и рельефом земной поверхности.

В зависимости от наличия и эффективности того или иного фактора месторождения осушаются как предварительно, так и в процессе их эксплуатации.

Существуют поверхностный, шахтный и комбинированный способы осушения.

Поверхностный способ осушения применяют в случаях расположения водоносных горизонтов вблизи земной поверхности и в породах с хорошей водоотдачей (пески, супеси и т.д.). Если горизонт подземных вод расположен на глубине до 5–10 м от земной поверхности, то карьерное поле ограждают от воды специальными поверхностными канавами.

Канавы располагают так, чтобы они охватили карьер с трех сторон, пересекая потоки подземных вод. При этом дно канавы должно проходить по водоупорной породе, чем и определяется ее глубина. Вода по канаве отводится самотеком к местам сброса (рекам, озерам) за пределами карьера.

Аналогичные канавы применяются также для ограждений карьеров от атмосферных вод, стекающих по земной поверхности. Такие канавы располагают со стороны естественного стока воды и называют нагорными.

При более глубоком расположении горизонта подземных вод (до глубины 100 м) осушение карьерного поля производят водопонижающими скважинами, которые бурятся с поверхности до пересечения с водоносными пластами.

Водопонижающие скважины располагают в один или несколько рядов по контуру карьерного поля. Расстояние между скважинами и их рядами зависит от конкретных условий и может измеряться десятками или сотнями метров.

В процессе бурения водопонижающих скважин их закрепляют обсадными трубами. В закрепленную скважину вставляют фильтр

(трубу меньшего диаметра с круглыми или щелевыми отверстиями). После заполнения гравием кольцевого пространства между фильтром и обсадной трубой последняя удаляется из скважины.

Фильтры оборудуются глубинными насосами непогружного типа (мотор на поверхности) или погружными насосами (мотор в скважине вместе с насосом).

Диаметр скважин принимают не менее 250–450 мм (в зависимости от требуемой производительности насосов — от 30 до 100 м³/ч).

Скапливающаяся в скважине подземная вода с помощью глубинных насосов выкачивается на поверхность и отводится по трубам или каналам за пределы карьерного поля. При этом уровень подземных вод в пределах расположения скважин понижается.

Шахтный способ осушения применяют в случае глубокого расположения водоносных горизонтов и при разработке глинистых или других пород с низкой водоотдачей. При этом способе осушения сооружают вертикальные стволы, от которых по полезному ископаемому проходят квершлагги и штреки. Для пропуска воды по почве штреков проводят водосточную канаву. У ствола устраивается водосборник с насосной станцией, которая выдает скопившуюся подземную воду на поверхность карьера. В конкретных условиях положение дренажных выработок (квершлаггов и штреков) выбирают так, чтобы они проходили ниже наиболее глубоких горизонтов разработки карьера. При наличии нескольких водоносных горизонтов применяют дополнительные средства осушения: дренажные колодцы, забивные и сквозные фильтры, которые проводят из дренажных горных выработок.

Забивные фильтры применяют обычно для осушения водоносных пород, залегающих в непосредственной близости от дренажных выработок. Забивной фильтр представляет собой металлическую трубу с небольшими отверстиями, помещенную в скважине, пробуренной в кровлю, бока или почву дренажной выработки. Длина забивного фильтра не более 10–15 м, диаметр 25–26 мм при диаметре скважины 35–80 мм.

Обычно забивные фильтры располагают в кровле выработки, реже в боках, в почве — при наличии напорных вод в подстилающем водоносном горизонте.

При безнапорных водах подстилающих водоносных горизонтов в почве дренажных выработок устраивают дренажные колодцы, из которых вода откачивается дополнительными насосами.

Сквозные фильтры применяют при залегании водоносных слоев высоко над дренажными выработками. Сквозные фильтры представляют собой скважины, которые проводят с поверхности до дренажных

выработок. По своему устройству они являются обычными водопонижающими скважинами без глубинных насосов.

При сквозных фильтрах вода, поступающая из водоносного слоя в скважину, не выкачивается на поверхность, а самотеком перемещается в дренажную выработку. При этом водоносные горизонты, пересекаемые сквозными фильтрами, осушаются интенсивнее, чем забивными.

Комбинированный способ осушения применяют в сложных гидрогеологических условиях разработки месторождения.

Он может представлять собой сочетание водопонижающих скважин и поверхностных канав с системой подземных дренажных выработок, оборудованных сквозными и забивными фильтрами или дренажными колодцами.

При глубоком залегании водоносных горизонтов, но малом притоке подземных вод, часто ограничиваются лишь поверхностным водоотливом в карьере. При таком способе осушения на дне карьера устраивают водосборник в виде зумпфа, из которого скапливающаяся подземная вода откачивается насосами и по трубопроводам выдается на поверхность за пределы карьерного поля. По мере понижения дна карьера в процессе ведения горных работ соответственно углубляется и зумпф.

5.5. АТМОСФЕРА КАРЬЕРОВ

Интенсификация горного производства и увеличение глубины карьеров усложняет условия труда из-за загрязнения атмосферы внутри и вокруг карьера. В глубоких карьерах образуются застойные зоны, в которых накапливаются вредные вещества, выделяющиеся из недр и образующиеся при производстве горных и транспортных работ. Положение усугубляют климатические условия в некоторых районах, высокая температура воздуха, повышенная солнечная радиация.

Нормальное состояние атмосферы внутри карьера поддерживается естественным воздухообменом, который зависит от метеорологических и гидротехнических условий, создающих микроклимат в карьере.

Естественное проветривание осуществляется за счет ветра и разности температур отдельных слоев воздуха в карьере.

Естественное проветривание карьеров осуществляется энергией ветра и конвективными потоками тепла

Ветровые потоки образуются при скорости ветра на поверхности более 2 м/с. При углах откоса подветренного борта карьера не более 15° (рис. 5.4а) ветровой поток отклоняется в карьер и движется по борту

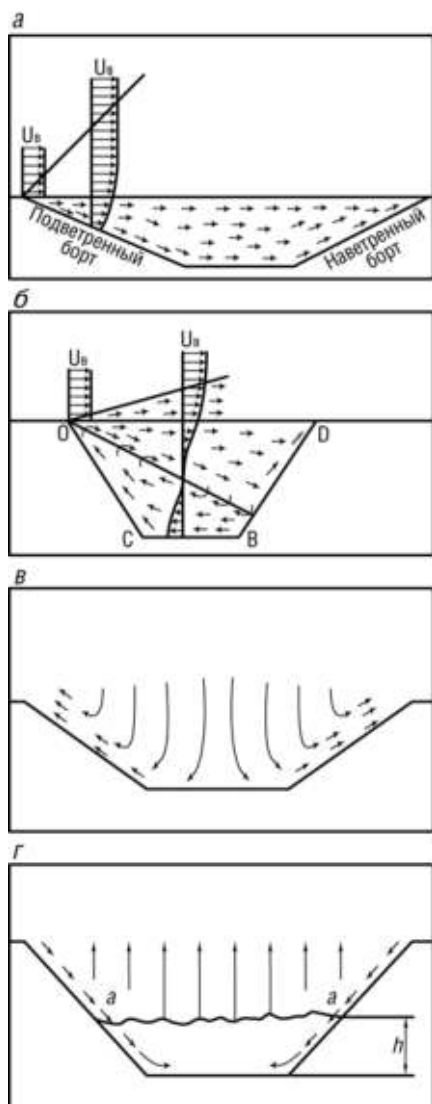


Рис. 5.4. Схемы естественного проветривания карьеров:
 а – прямоточная; б – рециркуляционная; в – конвективная; г – инверсионная

и дну карьера. Скорость воздуха на бортах и дне карьера меньше чем над карьером. Направление движения воздуха в карьере совпадает с направлением ветра на поверхности. Данная прямоточная схема эффективна для неглубоких карьеров.

При углах откоса подветренного борта более 15° образуется рециркуляционный поток в карьере (рис. 5.4б). Он движется в карьере свободной струей к наветренному борту, у которого часть потока поворачивает в обратном направлении, образуя зону рециркуляции, вторая вдоль наветренного борта выходит на поверхность. Рециркуляция воздуха не обеспечивает вынос загрязненного воздуха в полной мере из карьера. Схема характерна для глубоких карьеров.

Конвективные потоки образуются при скорости ветра на поверхности менее 2 м/с и при нагревании солнечной энергией бортов карьера (рис. 5.4в). С нагретых солнцем участков теплый воздух поднимается, а на его место поступает холодный.

Скорость восходящих конвективных потоков вдоль бортов увеличивается с высотой и у верхней бровки карьера может составлять $1\text{--}1,5 \text{ м/с}$. При охлаждении поверхности карьера после солнечного прогрева возникает инверсионное движение воздуха. Воздух с поверхности опускается

в карьер, вытесняя теплый воздух вверх (рис. 5.4г). Скорость воздуха у бортов не превышает 1 м/с ; под уровнем инверсии движение воздуха практически отсутствует.

Эффективность проветривания карьера ветровым потоком зависит от геометрической конфигурации и размеров карьера.

Искусственная вентиляция карьера требует большого количества энергии, поэтому при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом стремятся наиболее эффективно использовать:

- ✦ с учетом розы ветров расположение длинной оси карьера по направлению господствующего направления ветра;
- ✦ уменьшение угла откоса подветренного борта карьера;
- ✦ расположение пологого борта карьера на северной стороне света;
- ✦ устройства на поверхности сооружений, турбулизирующих ветровой поток и увеличивающих скорость ветра на подходе к карьеру.

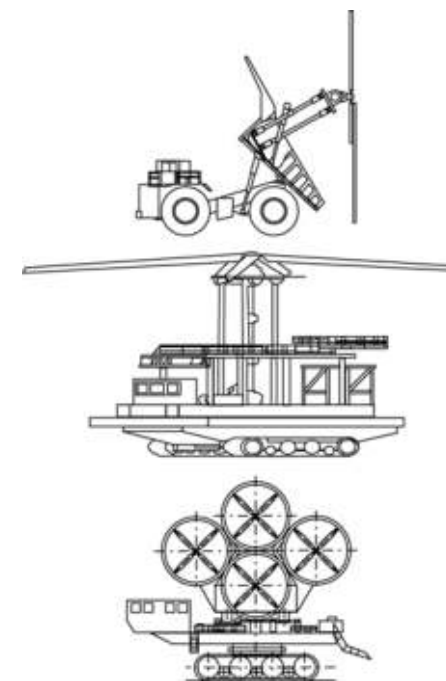


Рис. 5.5. Карьерные вентиляторы

Для проветривания небольших объемов эксплуатационного пространства карьера (экскаваторные заборы, перегрузочные пункты, места взрывных работ и др.) используются вентиляторы на базе авиационной техники (рис. 5.5) или тепловые установки.

Загрязнение воздуха в карьере происходит в результате производства горных работ. Многолетняя практика и специальные исследования состава атмосферы карьеров показывают, что наиболее опасными источниками загрязнения воздуха являются оксиды углерода, сероводорода и азота, образующиеся при производстве взрывных работ. Значительные загрязнения создают выхлопные газы автомашин, содержащие оксид углерода и альдегиды. В атмосфере карьеров также содержится

большое количество пыли, образующейся в результате выполнения различных производственных процессов.

Выделение вредных газов и пыли в атмосферу карьеров происходит постоянно или эпизодически. К процессам, при которых постоянно выделяется пыль, относятся: бурение взрывных скважин и шпуров, экскавация, погрузка, разгрузка, дробление и транспортирование горной массы.

К предельно допустимым концентрациям (ПДК) вредных веществ в воздухе рабочей зоны относят такие концентрации, которые при ежедневной работе (в пределах рабочей смены) не вызывают у работающих заболеваний или отклонений в состоянии здоровья (табл. 5.2).

Таблица 5.2

Предельно допустимая концентрация вредных веществ в атмосфере карьера

| Вредные вещества | Химическая формула | Предельно допустимая концентрация, мг/м ³ |
|--------------------|---|--|
| Акролеин | CH ₂ CHCHO | 0,7 |
| Окислы азота | N ₂ O ₅ | 5 |
| Оксид углерода | CO | 20 |
| Сернистый ангидрид | SO ₂ H ₂ S | 10 10 |
| Сероводород | C ₆ H ₂ (NO ₂) ₃ CH ₃ | 1 |
| Тринитротолуол | HCHO | 0,5 |

Атмосферу карьеров характеризует непостоянный уровень запыленности, что объясняется совместным действием многих изменяющихся факторов: влажностью пород и руд, скоростью ветра, местоположением источников пылеобразования.

Дисперсность карьерной пыли, образующейся при работе карьерного оборудования, высокая. Свыше 90% пылинок имеют размеры менее 5 мк и лишь до 2,5% – более 10 мк.

В условиях открытой добычи руд степень пылеобразования зависит от принципов работы и передвижения горного и транспортного оборудования, а также от климатических условий.

Наблюдениями, проведенными на многих предприятиях, установлено, что пылегазовое облако при мощном взрыве выбрасывается на высоту 150–250 м, а затем распространяется по направлению ветра на значительные расстояния. Объем его достигает 10–15 млн м³, а содержание пыли в зависимости от различных причин изменяется от 680 до 4250 мг/м³.

С целью исключения устойчивого загрязнения атмосферы карьера при значительном количестве одновременно взрываемого ВВ и большой глубине на многих карьерах практикуется проведение массовых взрывов в выходные дни.

Борьба с пылью при взрывах может проводиться путем технологических мероприятий, гидрообеспыливания, искусственной вентиляции и т.д.

К технологическим мероприятиям следует отнести взрывание скважин с меньшим диаметром и большей высотой, что способствует снижению высоты пылегазового облака, т.е. количества выбрасываемой пыли. Весьма эффективным следует считать рассредоточение взрывчатого вещества по скважине путем применения воздушных промежутков, что существенно уменьшает радиус зоны пластических деформаций и ведет к снижению количества образующейся при взрыве пыли.

При бурении скважин и шпуров выделяется мелкодисперсная пыль, вызывающая при отсутствии мер пылеподавления и пылеулавливания местные загрязнения воздуха на рабочих местах. Эффективными средствами снижения такой запыленности являются мокрое бурение (при плюсовых температурах) и сухое пылеулавливание с несколькими ступенями очистки.

На карьерах цветной металлургии для бурения взрывных скважин применяют мощные буровые станки (типа СБШ-250, 2СБШ-200, БАШ-200 и СБШ-320), оборудованные эффективными пылеподавляющими устройствами. Станки 2СБШ-200 оборудуют трехступенчатой пылеулавливающей установкой. Систему пылеподавления водовоздушной смесью успешно применяют на станках СБШ-250 и СБШ-320.

Основной объем выемочнопогрузочных работ на карьерах приходится на одноковшовые экскаваторы. При их работе пыль образуется практически при всех операциях. Во время черпания происходит обрушение верхних слоев уступа, что приводит к образованию пыли. Пылеобразование наблюдается при просыпании мелочи из ковша в момент поворота стрелы экскаватора, а также при разгрузке горной массы в транспортные сосуды и отвалы.

Гидрообеспыливание при экскавации в карьерах в настоящее время осуществляется методом орошения экскаваторных забоев водой. Для орошения широко применяют самоходные гидромониторные установки на базе автосамосвалов с цистерной. Установки обеспечивают орошение забоя с верхней и нижней площадок уступа. Расход воды для пылеулавливания составляет 3 м³ на 100 м³ горной массы.

На карьерах с железнодорожным транспортом для пылеподавления используют гидропоезда, включающие несколько платформ с цистернами

воды (вместимостью 210–250 м³), и платформу, на которой устанавливают гидромониторы и насосную станцию. Забои поливают 1–2 раза в сутки.

Движение автомобильного транспорта по карьерным дорогам приводит во взвешенное состояние пыль, скопившуюся на дороге и обочинах. По этой причине пылевыведение, связанное с доставкой горной массы автотранспортом, в общем пылевом балансе занимает большой удельный вес, составляя около 50%.

Для предупреждения пылевыведения карьерные автомобильные дороги орошают водой с помощью поливочных машин, а также растворами гигроскопических солей. Для пылеподавления на карьерных дорогах в холодный период года и уменьшения износа гравийного покрытия дорог широко применяют обработку дорог хлористым кальцием и хлористым натрием (в виде их растворов). Эффективность действия обработок растворами хлористого кальция дорог составляет 3 дня.

Радикальным способом борьбы с пылеобразованием при движении автотранспорта в карьерах является применение дорог с бетонным покрытием, которое следует укладывать на основных транспортных магистралях и в капитальных траншеях. Применение таких дорог позволяет снизить запыленность до предельно допустимых концентраций. Для повышения эффективности пылеподавления на многих карьерах применяют различные способы обработки верхнего полотна дороги вяжущими и другими материалами.

В качестве вяжущего материала используют тяжелые продукты переработки нефти. На Учалинском карьере автодороги обрабатывали мазутом, который предварительно подогревали до 90 °С. Затем на поверхность дороги пескоразбрасыватели насыпали мелкие фракции песка и укатывали автосамосвалами. Удельный расход мазута составлял 1,5–1,8 кг/м².

При обработке мазутом предельно допустимый уровень запыленности сохраняется в течение 20 дней, после чего необходима повторная обработка полотна дороги с тем же удельным расходом мазута, но без подсыпки песка. Результаты сравнительных испытаний различных способов борьбы с пылью на автодорогах, проведенных на Учалинском карьере, приведены в табл. 5.3.

Перспективным способом борьбы с пылью на автодорогах для различных климатических условий является обработка дорог нефтью. На карьерах для обработки применяли установку УПН-1, обеспечивающую равномерное в соответствии с требуемыми удельными расходами распределение нефти по поверхности покрытия. Смонтирована установка на шасси автосамосвала, которая состоит из компрессора ЗИФ-55, маслонасоса и емкости для нефти.

Таблица 5.3

Сезонность запыленности воздуха в карьере

| Время года | Запыленность воздуха на дорогах, мг/м ³ | | | |
|------------|--|--------------|--------------------|---------|
| | необработанных | обработанных | | |
| | | водой | хлористым кальцием | мазутом |
| Лето | 14,3–160 | 5–13,3 | 3 | 0,4–7,5 |
| Осень | 19–31,2 | – | 2,6–3,1 | 1,3–2,0 |
| Зима | 6,3–10,5 | – | 3,8 | |

Дорога, обработанная нефтью, становится более прочной, в результате чего улучшаются ее эксплуатационные качества. На Кургашиканском карьере после обработки дорог нефтью стало возможным увеличение средней скорости движения автосамосвалов на 12%, а грузоперевозок – на 10,6%.

Ведущим транспортом на карьерах является автомобильный с использованием большегрузных автосамосвалов. Однако автосамосвалы на карьерных дорогах загрязняют атмосферу токсичными выхлопными газами. Для поддержания нормального состава воздуха в зоне работы автотранспорта необходимо подавать не менее 4 млн м³ свежего воздуха в смену на один 27-тонный автосамосвал (до 160 м³/с).

Проветривание при скоплении примесей во время инверсии заключается в разбавлении большими объемами воздуха с одновременным разрушением инверсии. При проветривании карьера загрязненный воздух постепенно выносится вертикальной струей из застойной зоны и рассеивается в атмосфере.

Исследованиями установлено, что искусственное проветривание карьеров связано с перемещением больших объемов воздуха на значительные расстояния и связано с очень большими затратами энергии.

При выборе схемы проветривания за основу принимают ветровой режим района, геометрию карьерного пространства, условия выделения, распространения и накопления примесей в карьере. В зависимости от характера загрязнения (эпизодическое или непрерывное выделение примесей) могут быть применены два принципиально различных способа проветривания:

- ✧ разжижение вредных примесей в пределах карьерного пространства;
- ✧ активный вынос образующихся вредных примесей за пределы карьерного пространства.

Первый способ эффективен при эпизодических загрязнениях или незначительной интенсивности источников выделения вредных веществ. Применение его обеспечивает нормальную работу карьера при полном прекращении естественного воздухообмена в течение нескольких часов.

Второй способ обеспечивает бесперебойную работу карьеров при любой продолжительности штилевого периода, но требует более мощного вентиляционного оборудования и энергетических затрат.

На карьерах по добыче руд радиоактивных металлов создание нормальной атмосферы связано с особенностью этих месторождений – с радиоактивностью горных пород и выделением радона.

Радиоактивность горных пород вызывается распадом неустойчивых ядер изотопов некоторых элементов с переходом их в энергетически более устойчивое состояние. При распаде ядер естественных радиоактивных изотопов испускаются α -частицы – положительно заряженные атомы гелия, γ -лучи – поток электронов и поток энергии в виде мельчайших частиц, не имеющих зарядов, нейтронов. При α - и β -распаде часть энергии выделяется в виде γ -квантов – электромагнитного излучения.

Естественные радиоактивные изотопы, встречающиеся в природе, образуют три ряда (семейства) радиоактивных элементов – радия, тория и активного урана. Излучающийся поток α -частиц имеет начальную скорость, равную 0,05–0,1 скорости света и энергию 4–9 МэВ. Их проникающая способность, характеризующаяся длиной пробега, составляет в воздухе 2,5–10 см, в твердых веществах – микрометры. β -лучи имеют широкий спектр энергий – от 0 до 2 МэВ. Проникающая способность β -лучей в 100–200 раз больше, чем α -частиц с той же энергией. Длина пробега R (столб вещества массой 1 г при площади сечения 1 см²) зависит от энергии E β -лучей и выражается рядом эмпирических формул.

По приближенной формуле он равен $R = 0,536E - 0,165$,
толщина слоя поглощения

$$d_{\beta} = \frac{R}{\rho},$$

где d – толщина слоя, см;

ρ – плотность экранирующего вещества, г/см³;

β – излучение поглощается слоем породы менее 1 см и слоем воздуха около 10 см.

γ -лучи – жесткие электромагнитные колебания типа рентгеновских лучей, но с меньшей длиной волны (от нескольких микрометров и менее) и чрезвычайно большой проникающей способностью. Интенсивность γ -лучей при прохождении через вещества понижается экспоненциально

$$V = V_0 e^{-\mu d}$$

где V_0 и V – интенсивность до и после прохождения слоя поглотителя толщиной d ;

μ – линейный коэффициент поглотителя;

γ -излучение поглощается горной породой толщиной 50–60 см, а толщина слоя поглощения в воздухе составляет 800 м.

Свойство естественного радиоактивного излучения распространяться во все стороны и на значительные расстояния (γ -лучи) в воздушной среде вызывает необходимость принятия соответствующих мер, исключающих образование пыли радиоактивных пород и возможности нахождения радиоактивных горных пород в отвалах.

Радон не создает большой непосредственной радиационной опасности, хотя испускает радиоактивные лучи в виде альфа-частиц, которые могут вызвать перерождение нормальных клеток в раковые. Но он не остается долго в опасной близости от легочной ткани. Радон не вступает в химические реакции и поэтому, попадая в легкие при вдохе, быстро уходит из организма с выдыхаемым воздухом или уносится из легких кровью.

Основным источником радиоактивного излучения, которое поражает легкие, являются продукты распада радона, главным образом изотопы полония. Они оседают на стенках бронхов в элементарной форме или находятся на мельчайших атмосферных частицах и в этом случае в течение продолжительного времени облучают живую ткань.

Экономический эффект, который получит карьер от применения профилактического комплекса с учетом затрат на проведение мероприятий, направленных на предупреждение или снижение запыленности и загазованности воздуха, регулирование микроклимата рабочих мест может быть рассчитан по формуле

$$\mathcal{E} = \mathcal{Z}_{\text{общ}} - \mathcal{Y}_{\text{общ}},$$

где $\mathcal{Z}_{\text{общ}}$ – общие затраты, связанные с проведением всего комплекса мероприятий на поддержание нормального состава атмосферы как на рабочих местах, так и в карьере в целом;

$U_{\text{общ}}$ – общие убытки карьера, обусловленные простоями и снижением производительности из-за нарушения нормального состава карьерной атмосферы.

5.6 . УПРАВЛЕНИЕ ПЫЛЕГАЗОВЫМ РЕЖИМОМ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ СО СЛОЖНЫМИ ПРИРОДНЫМИ УСЛОВИЯМИ

Под *управлением пылегазовым режимом карьера* по д.т.н. В.Н. Сытенкову понимается организация таких взаимосвязей между природными и технологическими процессами горного производства, которые обеспечивают допустимую интенсивность пылегазового воздействия на окружающую природную среду и обслуживающий персонал карьера. Объектом управления в этом случае является природно-промышленная система, образовавшаяся и функционирующая в результате взаимодействия горного производства и природы.

Характер взаимодействия производства с природной средой зависит от качественных и количественных параметров технологических и природных процессов. Управление пылегазовым режимом карьеров включает методы и средства регулирования пылегазовой нагрузки на окружающую среду, определяющие структуру и функционирование горного производства как природно-промышленной системы, а компоненты природной среды выступают в роли факторов и условий, определяющих параметры управления.

Управление пылегазовым режимом карьеров как своеобразной природно-промышленной системой характеризуется рядом особенностей:

- ✧ относительно небольшая скорость понижения уровня горных работ и других изменений выработанного пространства позволяют любой карьер в течение достаточно длительного времени рассматривать в условиях одной и той же схемы естественного проветривания;
- ✧ технология открытых разработок и составляющие ее технологические процессы являются инертной частью горного производства, но оказывают определяющее влияние на пылегазовые выбросы карьеров;
- ✧ технологические приемы управления требуют для реализации достаточно длительного промежутка времени, исчисляемого годами;
- ✧ технические приемы могут быть реализованы в течение нескольких месяцев;
- ✧ организационные – в течение нескольких часов и даже минут.

В качестве ограничивающих факторов, определяющих параметры управления, выступают санитарно-гигиенические параметры атмосферы карьеров и величина зоны распространения примесей в окружающей среде. Они делятся на неуправляемые (географические, метеорологические, геологические и др.) и управляемые (технологические, технические и организационные).

Между управляемыми и неуправляемыми факторами существует взаимосвязь, использование которой позволяет регулировать пылегазовую нагрузку на персонал карьера и окружающую среду.

Управление пылегазовым режимом заключается в:

- ✧ регулировании поступлений пыли и газов в атмосферу карьеров и окружающую среду на отдельных этапах развития карьера путем изменения технологии горного производства, объемов работ, выбросов загрязнений и экологически вредных веществ, а внутри этапов – подавлением пыли и газов в местах образования, их осаждением и разбавлением;
- ✧ варьировании интенсивностью работ во времени и пространстве;
- ✧ анализе взаимодействия горного производства с метеорологическими факторами, определяющими его параметры для выбора методов и средств;
- ✧ соблюдении экологических стандартов в окружающей среде, которые предусматривают прекращение работ как способ уменьшения выбросов примесей за пределы карьера;
- ✧ снабжении работающих очищенным воздухом для безопасности и работоспособности персонала в загрязненной атмосфере карьеров и независимости процессов горного производства от уровня загрязненности воздуха рабочих зон ;
- ✧ прогнозе и оперативном контроле пылегазового режима карьера на основе использования бесконтактных измерительных средств и косвенных методов, характеризующих наступление неблагоприятных в метеорологическом отношении периодов;
- ✧ повышении эффективности производства, получении дополнительной продукции, внедрении новых технологий для окупаемости управленческих решений, обеспечивающих не только желаемое воздействие на пылегазовый режим, но и не восстановленные экологические ценности, подлежащие финансовой компенсации.

Управление пылегазовым режимом карьеров осуществляется на взаимосвязанных уровнях и направлено на:

- а) уменьшение экологических последствий открытых разработок;

б) регулирование глубины распространения пылегазовых выбросов за пределами карьерного пространства;

в) нейтрализацию отрицательных факторов роста глубины открытых горных работ, связанных с ухудшением санитарно-гигиенических параметров атмосферы карьеров.

Каждому уровню соответствуют пути достижения целей управления:

а) сокращение вынимаемых объемов горной массы, уменьшение площади отвалов, сокращение добычи полезных ископаемых за счет увеличения полноты их использования, освоение и целенаправленное создание новых техногенных месторождений;

б) изменение технологии и организации горных работ и источников загрязнений, перераспределение загрязнений между регионами, подавление пыли и газов в местах их образования;

в) снабжение рабочих очищенным воздухом.

Критерии оценки эффективности управленческих решений также различны на разных иерархических уровнях:

а) на верхнем – коэффициент восстановления нарушенных экологических ценностей, представляющий собой отношение восстановленных экологических ценностей к их первоначальному значению, показывающий, насколько эффективно выполнялись природоохранные мероприятия, и характеризующий степень пригодности восстановленных экологических ценностей для дальнейшего использования;

б) на среднем – размер экономического ущерба от загрязнений окружающей среды, определяемый по поступлению пыли и газов в окружающую среду и характеризующий эффективность принятых решений;

в) на нижнем – коэффициент использования оборудования по санитарно-гигиеническим параметрам атмосферы карьеров, характеризующий степень безопасности персонала при работе в загрязненном воздухе рабочих зон.

Приемы управления пылегазовым режимом глубоких рудных карьеров приведены на *рис. 5.6*.

Характерной особенностью глубоких рудных карьеров на месторождениях со сложными природными условиями является многосортность полезного ископаемого, крайне неравномерно распределенного и со сложными конфигурациями рудных тел, что обуславливает необходимость селективной разработки с использованием автомобильного транспорта, являющегося одним из главных источников выделения примесей в атмосферу карьеров и за их пределы. Поэтому в качестве параметров управления рассмотрены объемы и интенсивность применения

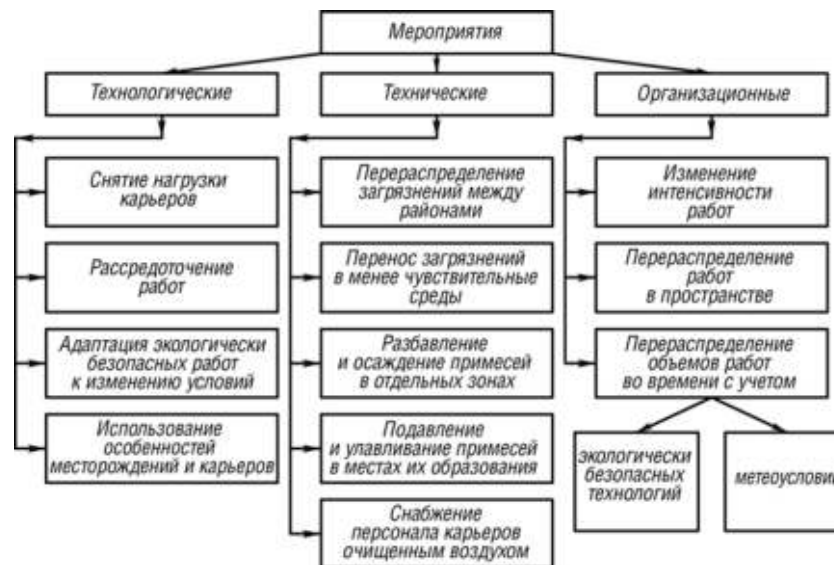


Рис. 5.6. Приёмы управления пылегазовым состоянием карьеров

технологии горно-транспортных работ, а в качестве определяющих их факторов и условий выступают скорость ветра, допустимая глубина зоны распространения примесей в окружающей среде, продолжительность метеорологически неблагоприятных периодов с накоплением примесей в карьере, фоновое загрязнение атмосферы, санитарно-гигиенические параметры воздуха рабочих зон.

С точки зрения влияния на окружающую среду наибольшее значение имеют периоды, в течение которых происходит накопление примесей в карьере и последующий их залповый выброс в окружающую среду. Такими периодами являются суточные нарушения пылегазового режима карьера, с которыми связаны методы и средства воздействия на пылегазовые выбросы внутри этапов разработки с неизменной технологией.

Управляющие воздействия в этих условиях ориентированы на изменения количественных характеристик горных работ техническими и организационными приемами и включают пылеподавление в забоях и на дорогах, очистку выхлопных газов, разбавление и осаждение примесей в отдельных зонах карьеров, уменьшение объемов работ (вплоть до полного их прекращения) в отдельных зонах или на карьере в целом, а также перераспределение работ в пространстве между трудно- и легко проветриваемыми зонами или во времени между благоприятными и неблагоприятными периодами.

По мере понижения горных работ количество и интенсивность пылегазовых выбросов также растут. Наступает момент, когда воздействие в рамках существующих технологий не приносит ожидаемого результата или становится экономически невыгодным и необходим переход на экологически более безопасные методы и средства ведения работ. Основой для принятия такого решения служит выявление количественных характеристик взаимосвязей между геометрическими и технологическими параметрами карьера и метеорологическими факторами. На рис. 5.7 приведены такие взаимосвязи для карьера Мурунтау. В качестве обобщающего критерия экологической вредности применяемых технологий для рассматриваемых условий предложен эквивалентный расход дизельного топлива, характеризующий интенсивность поступления примесей в окружающую среду и равный отношению суммарного расхода топлива за период накопления примесей ко времени их выноса из карьера после прекращения штилей.

Ориентируясь на экологическую вредность технологии горных работ и допустимую зону распространения примесей в окружающей среде, определяются границы этапов для перехода на новые технологии в конкретных условиях.

Классификация карьеров по санитарно-гигиеническим параметрам их атмосферы.

Классификационные признаки:

- ✧ глубина карьера;
- ✧ схема естественного проветривания рабочей зоны;
- ✧ соответствие интенсивности поступления примесей в атмосферу карьера интенсивности естественного воздухообмена;
- ✧ методы приведения интенсивности поступления примесей в соответствии с возможностями естественного проветривания;
- ✧ средства защиты персонала карьеров от воздействия вредных примесей;
- ✧ средства оперативного контроля уровня загрязненности атмосферы карьеров.

Разработанная на основе этих признаков классификация карьеров (рис. 5.8), служит методической основой для оценки взаимосвязи геометрических и технологических параметров карьеров с метеорологическими факторами, выделения этапов с разными технологиями и объемами работ и определения уже при проектировании управления пылегазовым режимом на разных стадиях развития горных работ (табл. 5.4).

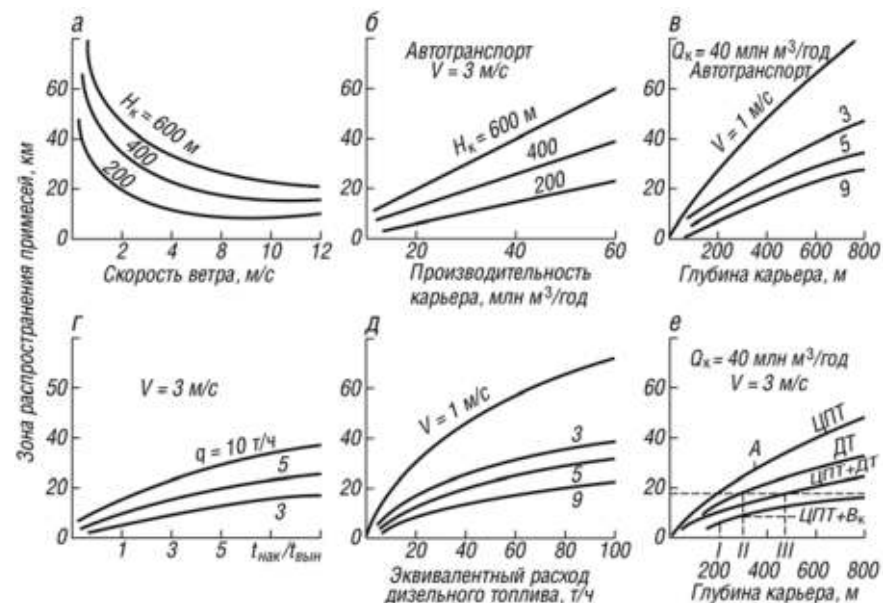


Рис. 5.7. Зависимости зоны распространения диоксида азота:

а – от скорости ветра, б – производительности карьера, в – глубины карьера, г – соотношения между продолжительностью накопления и выноса примесей из карьера, д – эквивалентного расхода топлива, е – технологии транспортных работ.

А – автосамосвалы, ДТ – дизель-троллейбусы, ЦПТ – циклично-поточная технология, H_k – глубина карьера, Q_k – производительность карьера, q – эквивалентный расход топлива, V – скорость ветра.

Разработка месторождения полезных ископаемых со значительной глубиной залегания осуществляется этапами. Карьер последовательно переходит от неглубокого к среднему, глубокому, а иногда и к сверхглубокому этапу, образуя иерархическую систему, что обуславливает преемственность решений и прогнозирование экологической ситуации.

Снятие нагрузки с карьера как метод регулирования пылегазовой нагрузки на окружающую среду обеспечивается путем уменьшения объемов выемки и перемещения горной массы в карьере, что обуславливает сокращение как валовых поступлений пыли и газов в окружающую среду, так и интенсивности их выделения в атмосферу карьеров и за ее пределы. Это осуществляется: переносом части объемов вскрыши на более поздние периоды эксплуатации, вовлечением в эксплуатацию

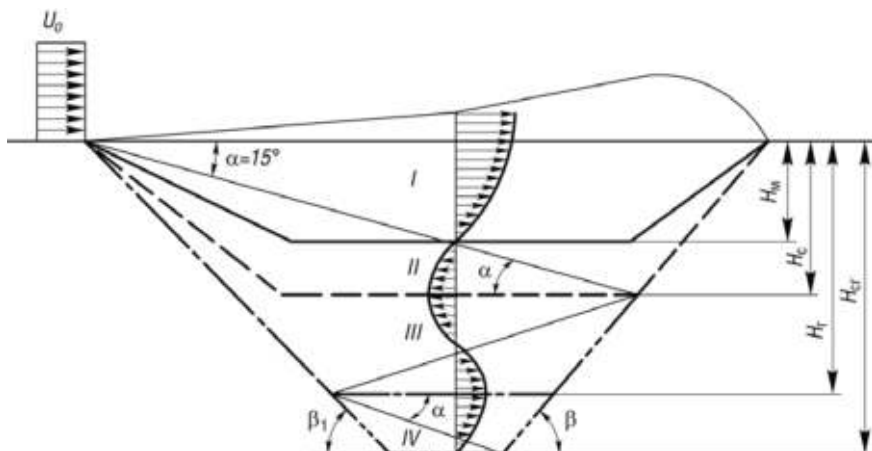


Рис. 5.8. Классификация карьеров в зависимости от эффективности естественного проветривания рабочей зоны: I–IV – этапы отработки, H_m , H_c , H_r , H_{cr} – глубина мелкого, среднего, глубокого и сверхглубокого карьеров

техногенных месторождений, применением технологий добычи без ведения вскрышных работ.

Перераспределение загрязнений во времени и пространстве включает в себя: перераспределение загрязнений между районами, перенос загрязнений в менее чувствительные среды, перераспределение объемов выемки и перемещение горной массы во времени с учетом применения экологически чистого транспорта и метеорологических условий, рассредоточение работ в пространстве.

Перенос загрязнений в менее чувствительные среды осуществляется за счет сорбции и осаждения вредных примесей при пропуске выхлопных газов через породу, находящуюся в кузове автосамосвала. Степень очистки в этом случае составляет 40–60%. Горная масса насыщается вредными примесями за 5–6 мин движения автосамосвала на самых тяжелых участках трассы.

Для подавления пыли и газов в местах их образования, что является одной из форм переноса загрязнений в менее чувствительные среды, широко используются поливочные машины, предназначенные для дозированного полива технологических дорог и орошения экскаваторных забоев. В результате этого запыленность воздуха на рабочих местах составляет в среднем $0,8–1,0 \text{ мг/м}^3$, т.е. в 4–6 раз меньше, чем без пылеподавления.

Таблица 5.4

Классификация карьеров по санитарно-гигиеническим параметрам их атмосферы

| Глубина карьера и ее предельное значение | Схема естественного проветривания | Интенсивность поступления примесей | Методы приведения поступления примесей в соответствие с естественным проветриванием | Обеспечение безопасности персонала | Средства оперативного контроля |
|--|---|--|---|--|---|
| Мелкие $H_m = \frac{L-1/2}{\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta}$ | Прямоточная (струя I рода) | Меньше возможностей естественного проветривания | Подавление пыли и газов в местах их образования | Применение пассивных защитных средств | Не применяются |
| Средние $H_c = \frac{L}{\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta}$ | Рециркуляционно-прямоточная (струя I и II рода) | Соответствует возможностям естественного проветривания | Уменьшение применения экологически вредных технологий | Ограничение времени воздействия примесей на человека | Лазерная станция, пассивные газовые дозиметры |
| Глубокие $H_r = \frac{2L}{\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta} \times (1 + \text{tg } \alpha \text{ctg } \beta)$ | Рециркуляционная (струя II рода) | Выше возможностей естественного проветривания | Сокращение объемов работ | Снабжение очищенным воздухом | Индикаторы |
| Сверхглубокие $H_{cr} > H_r$ | Рециркуляционная (струя III рода) | То же, но с образованием застойных зон | То же и прекращение работ | То же и индивидуальные источники воздухообеспечения | То же |

Примечание. H – предельная глубина карьера; L , l – размер карьера по поверхности и дну в направлении ветрового потока; α – угол раскрытия поверхностного воздушного потока; β , β_1 – угол наклона наветренного и подветренного бортов карьера, соответственно.

Использование комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта позволяет уменьшить загрязнение выхлопными газами автосамосвалов. Регулирование интенсивности пылегазовых выбросов достигается перераспределением объемов выемки и перемещения горной массы между благоприятными и неблагоприятными в экологическом отношении периодами года и суток. Без нарушения баланса добычных и вскрышных работ такое перераспределение на карьере возможно в пределах 10% производительности карьера, что позволяет несколько снизить влияние экологических факторов на эффективность его работы.

При возникновении внутрикарьерной инверсии или уменьшении скорости ветра на поверхности интенсивность работ на нижних горизонтах карьера уменьшается и увеличивается на верхних, что

соответственно уменьшает интенсивность поступления пыли и газов в окружающую среду.

Обеспечение безопасности персонала при работе в загрязненной атмосфере карьеров осуществляется:

- ✧ ограничением продолжительности непрерывного пребывания под воздействием вредных факторов;
- ✧ применением технических средств защиты от воздействия вредных факторов.

Результаты исследований по нормированию воздействия вредных факторов на организм человека приведены в виде графиков (рис. 5.9), пользуясь которыми можно определить допустимое время работы на рабочих местах карьера.

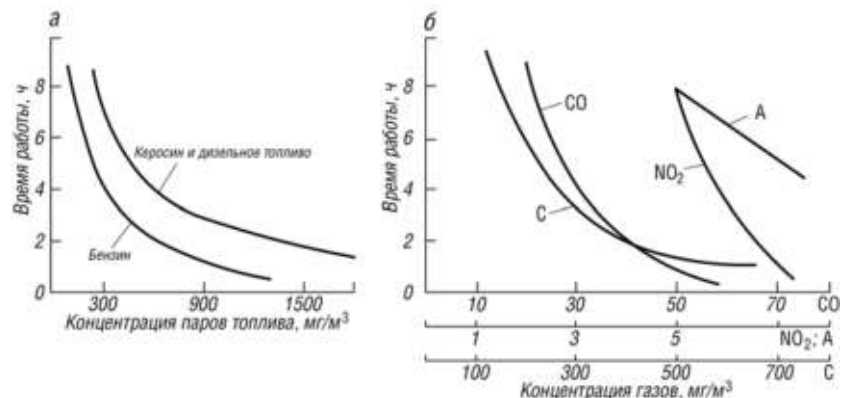


Рис. 5.9. Допустимое время работы в зависимости от концентрации паров (а) и компонентов отработавших газов (б) углеводородных топлив: CO – окись углерода, NO₂ – оксид азота, С – углеводороды в пересчёте на углерод, А – альдегиды

Для защиты персонала карьеров от воздействия вредных факторов разработан комплекс фильтровентиляционных установок (табл. 5.5), очищающих воздух от пыли, сажи, окисей углерода и азота, акролеина, альдегидов.

Оперативный контроль и прогноз пылегазового режима карьеров. Оперативный контроль пылегазового режима карьеров обеспечивает определение уровней загрязненности и прогноз санитарной обстановки в чаше карьера и его ближайших окрестностях. Для этого использован комплекс средств для выполнения прямых измерений в атмосфере карьера и его рабочих местах (табл. 5.6), основу которого составляет

Таблица 5.5

Фильтровентиляционные установки для карьерного оборудования

| Наименование | Назначение | Область применения | Техническая характеристика |
|---|---|--|--|
| Стационарная система пылегазоочистки воздуха СПГО-1 | Снабжение очищенным воздухом персонала в кабинах основных горных машин | Автосамосвалы, экскаваторы, буровые станки | Производительность, м ³ /ч100 Мощность двигателя, кВт1 Напряжение, В24 Масса, кг98 |
| Стационарная система пылегазоочистки воздуха СПГО-2 | Снабжение очищенным воздухом персонала в кабинах вспомогательных горных машин | Бульдозеры, тракторы, грейдеры и др. | Производительность, м ³ /ч100 Мощность двигателя, кВт0,3 Напряжение, В12 Масса, кг30 |
| Носимый автономный источник воздухоочистки НИВА-Э-2 | Снабжение очищенным воздухом персонала за пределами горных машин | Персонал карьера при выполнении профилактических, ремонтных и других видов работ | Производительность, м ³ /ч70 Автономное питание Напряжение, В24 Масса, кг1,5 |

Примечание. При концентрации газов, равной трем ПДК, и степени очистки не менее 90% ресурс фильтров: на NO₂ – 360 ч, на CO – 3000 ч, на альдегиды и акролеин – 1000 ч.

Таблица 5.6

Средства оперативного контроля пылегазового режима в карьере

| Место контроля | Задача оперативного контроля | Требования к средству контроля | Аппаратура | |
|--------------------------------------|--|--|------------------------------------|-------------------------|
| | | | для текущих замеров | для контрольных замеров |
| Карьер | Определение поступлений пыли и газа в окружающую природную среду, выделение зон повышенной концентрации, прогноз санитарной обстановки в карьере | Измерения с любой периодичностью и в любой последовательности, в том числе в недоступных для человека местах | Лазерная станция | Передвижная лаборатория |
| Рабочая площадка карьера | Определение уровня загрязненности воздуха рабочей зоны | Проведение замеров без захода человека в загрязненные зоны | Лазерная станция | |
| Рабочее место в кабине горной машины | Определение уровня загрязненности воздуха рабочего места и эффективности работы фильтровентиляционных установок | Получение результатов на месте в любое время | Пассивные дозиметры и тестбилеты | |
| Вне кабины горной машины | Сравнение фактического времени работы в загрязненной атмосфере с допустимым и определение эффективности работы средств индивидуальной защиты | Возможность визуального и непрерывного получения информации об истечении допустимого времени работы в загрязненной среде | Аппаратура однократного применения | |

лазерная станция, пассивные газовые индикаторы и дозиметры одноразового применения.

Лазерная станция позволяет дистанционно в течение нескольких минут обследовать атмосферу не только внутри карьера, но и в его ближайших окрестностях. При этом выявляются зоны повышенной загрязненности воздуха, фиксируются задерживающие слои, обусловленные температурной инверсией.

Основные технические параметры станции:

- ✧ дальность действий локатора, км3;
- ✧ нижний предел измеряемых концентраций, мг/м³:
 - ◆ диоксида азота1,0(0,5 ПДК)
 - ◆ пыли0,01(0,005 ПДК)
- ✧ погрешность измерений, %25–30
- ✧ пространственное разрешение локатора вдоль трассы зондирования, м.....30–350
- ✧ время одного измерения, с0,1

Для контроля уровня загрязненности воздуха рабочих мест, сопоставления фактического времени работы с допустимыми, определения эффективности работы фильтровентиляционных установок целесообразно использование газовых дозиметров, индикаторов и тестбилетов одноразового применения.

Лазерное зондирование атмосферы карьера позволяет зафиксировать время образования и местоположение задерживающего слоя, обусловленного температурной инверсией.

Наличие корреляционных связей между накоплением газообразных примесей и термодинамическим состоянием атмосферы служит основой другого метода прогнозирования санитарной обстановки в карьере. В качестве индикатора использована величина скрытой энергии в атмосфере (рис. 5.10). Установлено, что с увеличением вертикального градиента температуры величина скрытой энергии в атмосфере карьера снижается, подтверждая известное положение: при неустойчивой атмосфере ($\gamma/\gamma_a > 0$) хорошо развит турбулентный воздухообмен, идет интенсивное перемешивание воздуха в приземном слое и активное рассеивание примесей. С переходом к изотермическому состоянию атмосферы ($\gamma/\gamma_a = 0$) или инверсионному ($\gamma/\gamma_a < 0$) возрастает устойчивость атмосферы, резко снижается турбулентный воздухообмен, в результате чего в приземном слое фиксируются значительно более высокие уровни скрытой энергии.

Простота определения величины скрытой энергии позволяет рекомендовать этот метод в качестве косвенного метода прогноза накопления вредных примесей в атмосфере карьера (рис. 5.11).

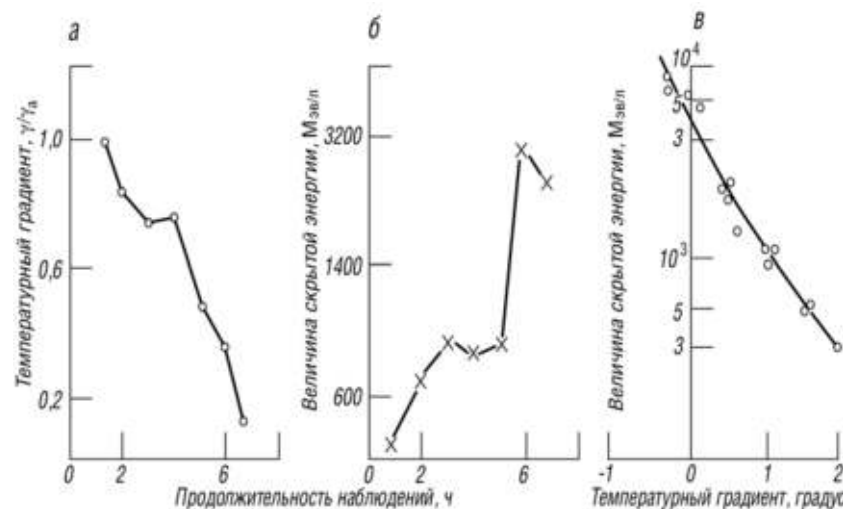


Рис. 5.10. Зависимости температурного градиента (а), величины скрытой энергии (б) от продолжительности наблюдений, величины скрытой энергии от температурного градиента (в)

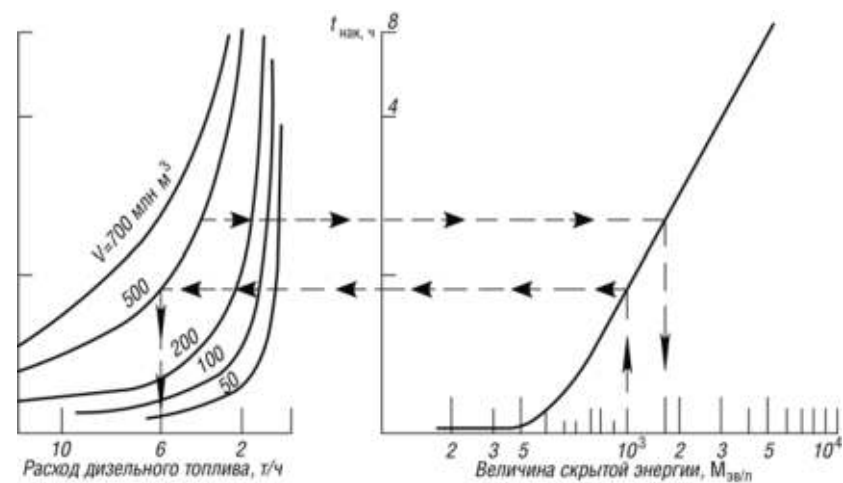


Рис. 5.11. Номограмма для прогноза времени накопления примесей в атмосфере карьера до предельно допустимых концентраций:
t_{нак} – время накопления примесей

5.7. ОЦЕНКА ЭКОЛОГИЧЕСКОГО ВЛИЯНИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Охрана окружающей среды, рациональное использование природных ресурсов является одной из важнейших проблем современного общества. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых является одной из производств техногенного воздействия деятельности человека на экологическое равновесие окружающей среды.

Задачей оценки влияния открытых горных работ на окружающую среду является выбор технических и технологических решений для данного месторождения полезного ископаемого, обеспечивающих экологическую чистоту горного производства.

Главным в решении проблемы сохранения экологического равновесия в окружающей среде при добыче полезных ископаемых открытым способом являются прогнозирование экологических последствий ведения горных работ и инженерные методы расчета ущерба окружающей среде.

Прогнозирование и метод расчета ущерба от открытых горных работ базируется на количественной оценке влияния параметров технологических процессов открытых горных работ, систем разработки и вскрытия карьерных полей.

Основными факторами воздействия технологических процессов открытых горных работ на окружающую среду являются:

- 1) для буровзрывных работ – выбросы в атмосферу пылевых и газообразных загрязняющих веществ;
- 2) для выемочно-погрузочных работ – удельная дефляция (ветровая эрозия) с рабочих поверхностей горных выработок и землеемкость горных работ;
- 3) для транспорта – отчуждение земель транспортными коммуникациями и выбросы в атмосферу пылевых и газообразных загрязняющих веществ;
- 4) для отвалообразования – отчуждение земель под отвалы и загрязнение прилегающей к ним территории вследствие выноса с их поверхности пылевидных частиц ветрами и водотоками;
- 5) для систем разработки – отчуждение земель карьерным полем, отвалами, транспортными коммуникациями;
- 6) для способов вскрытия отчуждения земель под вскрывающие выработки и машины, осуществляющие транспортное обслуживание грузопотоков карьера.

Анализ количественной экологической оценки или экологических последствий технологических процессов открытой разработки месторождений полезных ископаемых показывает:

1. В процессе подготовки горных пород к выемке основным критерием выбора взрывчатого вещества служит его стоимость. Это приводит к использованию маломощных взрывчатых веществ с отрицательным кислородным балансом. Следствием этого является выброс в атмосферу большого количества оксидов азота. При использовании этих взрывчатых веществ сгущается сетка скважин, увеличивается количество переизмельченной горной массы при взрывании, что совместно с увеличением количества бурового шлама приводит к загрязнению атмосферы карьера и прилегающей к нему местности пылевыми частицами, в том числе самыми вредными для здоровья человека фракциями < 10 мкм. Наиболее перспективным с точки зрения экологической безопасности является использование на карьерах с крепкими горными породами мощных взрывчатых веществ с нулевым или положительным кислородным балансом.

2. При бурении горных пород выход мелких пылевых фракций зависит от скорости бурения, характера бурения и диаметра скважины, времени и характера контакта долота с забоем скважины. Выход увеличивается с ростом крепости пород.

Объем пыли, выделяемый при бурении 1 м³ обуренной горной массы, составляет:

$$V_{\text{п}} = 0,15gqn, \text{ кг/м},$$

где g – плотность породы, г/см;
 q – удельный заряд ВВ, кг/м;
 n – выход шлама, размером < 10 мкм, %.

3. В процессе экскавации выделение пыли зависит от параметров выемочно-погрузочного оборудования и площади поверхности горных выработок. Степень дробления горной массы для экскавации определяется усилием резания экскаватора, геометрическими размерами рабочего органа выемочно-погрузочной машины или приемного бункера, которая зависит от удельного расхода взрывчатого вещества.

Зависимость объемов выбросов загрязняющих веществ Q (кг/1000 м³) при взрывных работах от емкости ковша выемочно-погрузочных машин E (м³) носит линейный характер:

для ЭКГ:

$$Q_{\text{пыли}} = 950,1 - 18,1 E,$$

$$Q_{\text{NO}} = 3563,1 - 67,7 E,$$

$$Q_{\text{CO}} = 403,8 - 7,7 E;$$

для ЭГ:

$$Q_{\text{пыли}} = 929,2 - 26,0 E,$$

$$Q_{\text{NO}} = 3484,6 - 97,6 E,$$

$$Q_{\text{CO}} = 394,9 - 11,1 E;$$

для ЭШ:

$$Q_{\text{пыли}} = 1471,5 - 14,6 E,$$

$$Q_{\text{NO}} = 5518,0 - 54,7 E,$$

$$Q_{\text{CO}} = 625,4 - 6,2 E;$$

для колесных погрузчиков:

$$Q_{\text{пыли}} = 515,5 - 11,8 E,$$

$$Q_{\text{NO}} = 1933,2 - 44,1 E,$$

$$Q_{\text{CO}} = 219,1 - 5,0 E.$$

Площади поверхностей горных выработок рассчитываются с целью получения количества пыли, сдуваемой с них вследствие ветровой эрозии.

Объем пыли:

$$Q_{\text{пыли}} = 43,2(\text{Ш}_{\text{р.п}} + H_y/\sin\alpha)L_{\text{ф}}H_yATq_{\text{пыль}}\gamma_{\text{в}}, \text{кг},$$

где α – угол откоса уступа, град;

T – время отработки блока, сут;

$\gamma_{\text{п}} = 0,1$ – коэффициент измельчения горной массы;

$q_{\text{пыль}}$ – удельное пылевыведение с поверхности горных пород, кг/с×м²;

H_y – высота уступа, м;

$L_{\text{ф}}$ – длина фронта работ, м;

$\text{Ш}_{\text{р.п}}$ – ширина рабочей площадки, м;

A – ширина заходки (развала горной массы), м.

Зависимость удельной $S_{\text{уд}}$ площади нарушаемых земель (га/млн м³) при экскавации горной массы от емкости ковша экскаватора с учетом производительности, высоты, радиуса черпания и разгрузки выражаются эмпирическими зависимостями:

$$\begin{aligned} \diamond \text{ выемка ЭКГ из массива} & \dots\dots\dots S_{\text{уд}} = 4,39 + 22,34/E, \\ \diamond \text{ выемка ЭКГ из развала} & \dots\dots\dots S_{\text{уд}} = 3,57 + 25,83/E, \\ \diamond \text{ выемка ЭГ из массива} & \dots\dots\dots S_{\text{уд}} = 4,79 + 26,49/E, \\ \diamond \text{ выемка ЭГ из развала} & \dots\dots\dots S_{\text{уд}} = 2,47 + 31,62/E, \\ \diamond \text{ выемка драглайном} & \dots\dots\dots S_{\text{уд}} = 1,59 + 16,12/E, \\ \diamond \text{ выемка колесными погрузчиками} & \dots\dots\dots S_{\text{уд}} = 6,63 + 17,44/E. \end{aligned}$$

4. В процессе транспортирования горной массы учитывается количество выбросов в атмосферу карьера загрязняющих пылевидных и газообразных веществ, а также ширина транспортных берм, величина уклона транспортных выработок и угол борта карьера при постановке его в конечное положение.

Количество выбросов загрязняющих веществ при транспортировании от производительности транспортных средств Q (тыс. м³/м³ ч) рассчитываются по зависимостям для:

$$\begin{aligned} \diamond \text{ самосвалов и дизель-троллейбусов} & \dots\dots\dots Q_{\text{пыль}} = 126,64 + 14,5 Q, \\ \diamond \text{ конвейеров} & \dots\dots\dots Q_{\text{пыль}} = 112,74 + 80,6 Q, \\ \diamond \text{ трубопроводного транспорта} & \dots\dots\dots Q_{\text{пыль}} = 38,6 + 0,29 Q. \end{aligned}$$

Комплексная количественная экологическая оценка вариантов технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых многокритериальная.

Она включает:

- ◇ объем рабочего пространства выемочно-погрузочного оборудования;
- ◇ площади земной поверхности и горных выработок, подвергшиеся ветровой эрозии (дефляции);
- ◇ удельное пылевыведение;
- ◇ материалоемкость и энергоемкость технологических процессов и механизмов;
- ◇ показатели, характеризующие техногенное воздействие на окружающую среду (ПДК, ПДВ, относительная агрессивность загрязняющего вещества, общая масса выбрасываемых загрязняющих веществ для различных технологических процессов и машин);
- ◇ суммарное выделение загрязняющих веществ по технологическому потоку и по карьере.

Расчет экологических последствий открытых горных работ для окружающей среды предусматривается в четыре этапа с использованием альтернативного графа.

1. Отбор вариантов механизации по каждому из технологических процессов с построением вершин графа технологической схемы.

2. Формирование технологических потоков – построение ребер графа.

3. Оценка варианта механизации процесса по различным критериям – присвоение каждой вершине графа соответствующих количественных характеристик.

4. Оценка и выбор вариантов технологий открытых горных работ в целом.

В первом этапе отбор вариантов механизации по каждому из процессов осуществляется на основании геологических условий месторождения полезных ископаемых, горнотехнических параметров карьера (мощность карьера по полезным ископаемым, расстояние откатки до обогатительной фабрики или до отвалов пустой породы, параметры элементов системы разработки).

Во втором этапе связь вариантов механизации выражается построением ребер графа технически возможных и экономически эффективных вариантов.

В третьем этапе при присвоении каждой вершине графа количественных характеристик наряду с экономическими критериями (инвестиции, эксплуатационные расходы и др.) учитываются и другие – социальные, технические и экологические. Значения экологических критериев (объемы выбросов загрязняющих веществ в окружающую среду, площади отчуждаемых земель и т. п.) устанавливаются из зависимостей между параметрами технологических процессов открытых горных работ, элементов систем разработки, способов вскрытия карьерных полей и нарушениями в окружающей природной среде.

В четвертом этапе многокритериальная оценка и выбор вариантов технологии открытых горных работ предполагают использование экспертов и специалистов в различных отраслях – горняков, экономистов, экологов, медиков, социологов.

Окончательная количественная оценка вариантов технологии открытых горных работ производится по экономическому комплексному критерию – экономическому эффекту от добычи полезного ископаемого открытым способом с учетом затрат на сохранение окружающей среды.

Глава 6

ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ И ЗАДАНИЯ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

ПРИМЕР 1. Выбрать экскаватор типа механической лопаты для перевалки вскрыши в выработанное пространство по бестранспортной системе А – 1.

Исходные данные:

мощность вскрыши $H = 10$ м;

мощность пласта полезного ископаемого $h = 5$ м;

ширина заходки $B = 20$ м;

расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добычного уступа $c = 8$ м;

ширина свободного выработанного пространства $z = 2$ м;

устойчивый угол откоса добычного уступа $\alpha = 70^\circ$;

устойчивый угол откоса отвала $\beta = 45^\circ$;

коэффициент разрыхления пород в отвале $k_p = 1,2$.

Решение.

1. Высота отвала

$$H_0 = Hk_p + 0,25Btg\beta = 10 \cdot 1,2 + 0,25 \cdot 20tg45^\circ = 17 \text{ м.}$$

2. Высота разгрузки экскаватора

$$h_p \geq H_0 - h = 17 - 5 = 12 \text{ м.}$$

3. Радиус разгрузки экскаватора

$$R_p > c + hctg\alpha + z + H_0ctg\beta = 8 + 10ctg70^\circ + 2 + 17ctg45^\circ = 30,6 \text{ м.}$$

Этим параметрам соответствует экскаватор ЭВГ-6 (высота разгрузки экскаватора ЭВГ-6 24,6 м, радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки 32,9 м).

Задание для самостоятельной работы. Пользуясь данными примера 1 выбрать экскаватор типа механической лопаты для перевалки вскрыши в выработанное пространство по бестранспортной системе (А – 1): при $h = 5$ м, $H = 15, 20, 25, 30$.

ПРИМЕР 2. Определить возможную мощность вскрыши для отработки экскаватором ЭВГ – 6 в аналогичных условиях примера 1.

Решение.

1. Максимальная мощность вскрыши с учетом высоты разгрузки экскаватора

$$H_{\max} = \frac{h_p 0,25 B \operatorname{tg} \beta + h}{h_p} = \frac{15 - 0,25 \cdot 20 \operatorname{tg} 45^\circ + 5}{1,2} = 14,2 \text{ м.}$$

2. Максимальная мощность вскрыши с учетом радиуса разгрузки экскаватора

$$H_{\max} = \frac{R_p - (c + h \operatorname{ctg} \alpha + z + 0,25 B)}{k_p \operatorname{ctg} \beta} = \frac{33 - (8 + 5 \operatorname{ctg} 70^\circ + 2 + 0,25 \cdot 20)}{1,2 \operatorname{ctg} 45^\circ} = 14,9 \text{ м.}$$

Принимается меньшее значение.

Задание для самостоятельной работы. Для условий примера 1 определить возможную мощность вскрыши для экскаваторов: ЭВГ – 15, ЭВГ – 10/50, ЭВГ – 35/65, ЭВГ – 100/100.

ПРИМЕР 3. Выбрать драглайн с расположением на кровле вскрышного уступа для производства вскрышных работ по бестранспортной системе разработки на карьере.

Исходные данные:

мощность пласта полезного ископаемого $h = 10$ м;
 мощность вскрыши $H = 25$ м;
 угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 55^\circ$;
 угол откоса добычного уступа $\alpha = 70^\circ$;
 угол откоса отвала $\beta = 45^\circ$;
 ширина площадки $a = 20$ м;
 ширина свободного выработанного пространства $z = 2$ м;
 ширина заходки $B = 35$ м;

коэффициент разрыхления породы в отвале $k_p = 1,3$;
 расстояние от оси драглайна до кромки уступа $b = 15$ м.

Решение:

1. Высота отвала

$$H_0 = H k_p + 0,25 B \operatorname{tg} \beta = 25 \times 1,3 + 0,25 \times 35 \operatorname{tg} 45^\circ = 41,3 \text{ м.}$$

2. Необходимая высота разгрузки драглайна

$$H_p = H_0 - h - H = 41,33 - 10 - 25 = 6,25 \text{ м.}$$

3. Необходимый радиус разгрузки драглайна

$$R_p = b + H \operatorname{ctg} \gamma + a + h \operatorname{ctg} \alpha + z + H_0 \operatorname{ctg} \beta = 15 + 25 \operatorname{ctg} 55^\circ + 2 + 10 \operatorname{ctg} 70^\circ + 2 + 41,3 \operatorname{ctg} 45^\circ = 81,4 \text{ м.}$$

Этим параметрам соответствует драглайн ЭШ – 15/90.

Задание для самостоятельной работы. Выбрать драглайн для месторождений с мощностью пласта полезного ископаемого и мощности вскрыши, соответственно, 15 и 25, 15 и 30, 15 и 35.

ПРИМЕР 4. Определить максимальную высоту вскрышного уступа H , обрабатываемого по бестранспортной системе (А-1) драглайном ЭШ-10/60 в случае расположения его на промежуточном горизонте. Транспортирование полезного ископаемого производится автомобилями по почве пласта.

Исходные данные:

максимальный радиус разгрузки ЭШ-10/60 $R = 57$ м;
 мощность пласта полезного ископаемого $h = 4$ м;
 ширина заходки драглайна $B = 35$ м;
 высота верхнего вскрышного подступа $H_B = 12$ м;
 ширина площадки по почве пласта $z = 5$ м;
 расстояние от оси экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $b = 6$ м;
 ширина бермы по кровле пласта при транспортировании полезного ископаемого по почве $\alpha = 0$;

угол устойчивого откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$;
 угол устойчивого откоса вскрышного уступа $\gamma = 45^\circ$;
 угол откоса отвала $\beta = 30^\circ$;
 коэффициент разрыхления пород $k_p = 1,3$.

Решение.

Максимальная мощность вскрыши

$$H = \frac{R_p - (b+a+z+h\text{ctg}\alpha + 0,25B) + H_n \text{ctg}\gamma}{k_p \text{ctg}\beta + \text{ctg}\gamma} =$$

$$= \frac{57 - (6+5+4\text{ctg}60^\circ + 0,25 \cdot 35) - 12\text{ctg}45^\circ}{1,3 \text{ctg}30^\circ + \text{ctg}45^\circ} = 14,4 \text{ м.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать максимально возможную высоту вскрышного уступа H , обрабатываемого по бестранспортной системе разработки (А1) драглайном: 1) ЭШ-10/70А ($R_p = 66,5$ м); 2) ЭШ-15/90А ($R_p = 83$ м); 3) ЭШ-25/100А ($R_p = 95$ м). Драглайн расположен на промежуточном горизонте. Транспортирование полезного ископаемого производится автомобилями по почве пласта.

ПРИМЕР 5. Определить уровень расположения драглайна ЭШ-6/45 для перевалки вскрыши в выработанное пространство с расположением экскаватора на промежуточном горизонте.

Исходные данные:

мощность пласта полезного ископаемого $h = 10$ м;
 мощность вскрыши $H = 25$ м;
 угол откоса отвала $\beta = 45^\circ$;
 коэффициент разрыхления породы в отвале $k_p = 1,3$.

Решение.

1. Высота нижнего вскрышного уступа

$$H_n = Hk_p + 0,25B \text{tg}\beta - h - h_p =$$

$$= 25 \times 1,3 + 0,25 \times 60,9 \times \text{tg}45^\circ - 10 - 19,5 = 18,2 \text{ м.}$$

2. Высота верхнего вскрышного уступа

$$H_b = H - H_n = 25 - 18,2 = 6,8 \text{ м.}$$

Задание для самостоятельной работы. Определить уровень расположения драглайна ЭШ-6/45 при мощности пласта и вскрыши 5 и 10, 7 и 15, 10 и 20.

ПРИМЕР 6. Установить необходимые рабочие параметры драглайна на переэкскавации. На перевалке вскрышных пород в выработанное пространство используется экскаватор ЭВГ-100/70.

Исходные данные:

максимальный радиус черпания ЭВГ-100/70 $R_{\text{чmax}} = 70$ м;
 высота разгрузки $h_p = 40$ м;
 ширина заходки $B = 35$ м;
 высота разработки вскрышного уступа $H = 35$ м;
 мощность полезного ископаемого $h = 10$ м;
 ширина свободного выработанного пространства $z = 7$ м;
 высота установки драглайна на переэкскавации $H_0 = 30$ м;
 угол откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$ м;
 угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$;
 коэффициент разрыхления $k_p = 1,2$.

Решение.

1. Высота отвала

$$H_0 = h + h_p = 10 + 40 = 50 \text{ м.}$$

2. Высота разгрузки ЭВГ-100/70

$$h_p \geq H_0 - h = 48,1 - 10 = 38,1 \text{ м.}$$

Паспортная характеристика высоты разгрузки

$$H_{p\text{max}} = 40 \text{ м} > 38,1 \text{ м.}$$

3. Объем отвала

$$V_2 = BH_0 - 0,25B_2 \text{tg}\beta = 35 - 48,1 - 0,25 - 352\text{tg}35^\circ = 1469 \text{ м}^3.$$

4. Ширина выработанного пространства, подлежащего освобождению от вскрыши

$$L = h(\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\beta) + z_1 + z_2 = 10(\text{ctg}60^\circ + \text{ctg}35^\circ) + 7 + 0 = 14,1 \text{ м.}$$

5. Необходимый объем переэкскавации

$$V_{\Pi} = LH_0 - 0,25L^2 \operatorname{tg} \gamma - h(0,5h \operatorname{ctg} \alpha + z_2 + 0,5H \operatorname{ctg} \gamma) = \\ = 14,1 \times 50 - 0,25 \times 14,1^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 10(0,5 \times 10 \operatorname{ctg} 60^\circ + 0,5 \times 10 \operatorname{ctg} 35^\circ) = 569,3 \text{ м}^3.$$

6. Коэффициент переэкскавации

$$k_{\Pi} = V_{\Pi}/V = 599,3/1469 = 0,4.$$

7. Высота установки драглайна на переэкскавации

$$H_2 = H_1 - 0,25L \operatorname{tg} \gamma = 50 - 0,25 \times 14,1 \operatorname{tg} 35^\circ = 45 \text{ м.}$$

8. Высота отвала с учетом переэкскавации

$$H_3 = Hk_p + 0,25B \operatorname{tg} \gamma = 35 \times 1,2 + 0,25 \times 35 \operatorname{tg} 35^\circ = 54,5 \text{ м.}$$

9. Рабочие параметры драглайна на переэкскавации:
радиус разгрузки

$$R_p = H_2 \operatorname{ctg} \gamma + z_1 + h \operatorname{ctg} \alpha + z_2 = 45 \operatorname{ctg} 35^\circ + 7 + 10 \operatorname{ctg} 60^\circ = 77 \text{ м;}$$

высота разгрузки

$$H_p = (H_3 + H_2) \operatorname{ctg} \gamma = (54,5 + 45) \operatorname{ctg} 35^\circ = 13,3 \text{ м.}$$

По данным параметрам возможно использование драглайна ЭШ-15/90.

Задание для самостоятельной работы. Выбрать драглайн для переэкскавации вскрыши при работе по системе, описанной в примере 5. На перевалке вскрышных пород в выработанное пространство используется экскаватор ЭВГ-100/70: 1) при $H = 40$ м; 2) при $H = 45$ м; 3) при $H = 50$ м.

Составить программу для расчета параметров переэкскавации на ЭВМ.

ПРИМЕР 7. Рассчитать энергозатраты в технологии разработки месторождения с перевалкой вскрыши в выработанное пространство мехлопаты ЭВГ-6 (А-1).

Исходные данные:

мощность вскрыши $H = 15$ м;
мощность пласта полезного ископаемого $h = 5$ м;
ширина заходки $B = 20$ м;
расстояние перемещения $L = R_q + R_p = 20 + 30 = 50$ м;
высота отвала $h = h + h_p = 5 + 12 = 17$ м;
высота черпания $h_q = 15$ м;
плотность породы $\rho = 1500$ кг/м³.

Решение.

1. Угол траектории перемещения

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{h_0 - (h + h_q)}{L} = \frac{32 - (5 + 15)}{50} = 0,24,$$

3. Энергозатраты перевалки пород вскрыши в выработанное пространство механической лопатой

$$A = BH\rho g \left(h_1 + \frac{L}{\cos \varphi} \right) = 20 \cdot 15 \cdot 2 \cdot 9,8 \left(15 + \frac{50}{\cos 14^\circ} \right) = 391292,8 \text{ Дж/кг.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать энергозатраты при бестранспортной системе А-1 перевалки вскрыши в выработанное пространство драглайном по данным примеров 3, 4 и бестранспортной системе с перевалкой и переэкскавацией вскрыши в выработанном пространстве А-2 по данным примера 5.

ПРИМЕР 8. Рассчитать энергозатраты в технологическом потоке при разработке крутопадающего месторождения с крепкими породами по транспортной системе разработки Г-6 с автомобильным транспортом.

Исходные данные:

глубина разработки $H = 100$ м;
экскаватор ЭКГ-12,5;
породы – габбро-диабазы.

Решение.

1. Энергозатраты при бурении (Дж/кг)

$$A_6 = \left(\frac{\sigma_{сж}^2}{2Er} \lg \frac{0,05B}{d_n} + \frac{h+l_n}{2} \right) \frac{\pi(0,05B)^2(h+l_n)}{hab} =$$

$$= \left(\frac{(150 \cdot 10^6)^2}{2 \cdot 7,4 \cdot 10^{10} \cdot 2850} \lg \frac{0,05 \cdot 2200}{3} + \frac{22}{2} \right) \frac{3,14(0,05 \cdot 2200)^2 \cdot 22}{20 \cdot 8,5 \cdot 8,5} = 578,4.$$

2. Энергозатраты при взрывном дроблении массива (Дж/кг)

$$A_{вд} = \frac{0,04\sigma_{сж}^2 k_n^2}{2Er} \lg \frac{6,5d_n}{B} + \frac{B}{6,5}(k_p - 1) + \frac{(c+hctg\alpha)(k_p h - h_p)}{2h_p} =$$

$$= \frac{0,04 \cdot (150 \cdot 10^6)^2 \cdot 1,45^2}{2 \cdot 7,4 \cdot 10^{10} \cdot 2850} \lg \frac{6,5 \cdot 1400}{2200} + \frac{2200}{6,5}(1,3 - 1) +$$

$$+ \frac{(5+20ctg80^\circ)(1,3 \cdot 20 - 18)}{2 \cdot 18} = 105,8.$$

3. Энергозатраты при экскавации (Дж/кг)

$$A_3 = \frac{0,22B^2 k_c h_t k_p}{E_p} + \frac{v_n^2}{2g} + h_{разгр} = \frac{0,22 \cdot 2200^2 \cdot 1,5 \cdot 18 \cdot 1,3}{7,4 \cdot 10^{10} \cdot 2850} + \frac{5^2}{2 \cdot 9,8} + 18 = 19,4.$$

4. Энергозатраты при транспортировании (Дж/кг)

$$A_T = \frac{v_{ср}^2}{2g} + \omega_o L + H = \frac{20^2}{2 \cdot 9,8} + 80 \cdot 3000 + 100 = 240120,4.$$

5. Энергозатраты при бульдозером отвалообразовании (Дж/кг)

$$A_0 = (f \pm i + f_1 f_2) l_0 = (0,7 + 0,20 \cdot 0,4) \cdot 10 = 7,8.$$

6. Энергозатраты по всему вскрышному технологическому потоку разработки крутопадающего месторождения при транспортной системе разработки Г-6.

$$A = A_6 + A_{вд} + A_3 + A_T + A_0 =$$

$$= 578,4 + 105,8 + 19,3 + 240120,4 + 7,6 = 240831,7 \text{ Дж/кг.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать энергозатраты в технологическом потоке при разработке крутопадающего месторождения с крепкими породами по транспортной системе разработки Г-6 с экскаватором ЭКГ-8 и железнодорожным транспортом.

ПРИМЕР 9. Определить энергозатраты добычи и производства щебня класса 50 мм из крепких пород (базальт).

Исходные данные:

глубина разработки $H = 40$ м;

высота уступа $h = 10$ м;

экскаватор ЭКГ-5.

Решение.

1. Энергозатраты при бурении (Дж/кг)

$$A_6 = \left(\frac{\sigma_{сж}^2}{2Er} \lg \frac{0,05B}{d_n} + \frac{h+l_n}{2} \right) \frac{\pi(0,05B)^2(h+l_n)}{hab} =$$

$$= \left[\frac{(260 \cdot 10^6)^2}{28,6 \cdot 10^{10} \cdot 3110} \lg \frac{0,05 \cdot 1930}{3} + \frac{10+1,5}{2} \right] \frac{3,14(0,05 \cdot 1930)^2 \cdot (10+1,5)}{10 \cdot 6 \cdot 6} = 5210,6.$$

2. Энергозатраты при взрывном дроблении массива (Дж/кг)

$$A_{вд} = \frac{0,04\sigma_{сж}^2 k_n^2}{2Er} \lg \frac{6,5d_n}{B} + \frac{B}{6,5}(k_p - 1) + \frac{(c+hctg\alpha)(k_p h - h_p)}{2h_p} =$$

$$= \frac{0,04 \cdot (260 \cdot 10^6)^2 \cdot 1,4^2}{2 \cdot 8,6 \cdot 10^{10} \cdot 3100} \lg \frac{6,5 \cdot 1500}{1930} + \frac{1930}{6,5}(1,3 - 1) +$$

$$+ \frac{(3 + 10ctg80^\circ)(1,3 \cdot 10 - 8)}{2 \cdot 8} = 266,2.$$

3. Энергозатраты при экскавации (Дж/кг)

$$A_3 = \frac{0,22B^2 k_c h_t k_p}{E_p} + \frac{v_n^2}{2g} + h_{разгр} = \frac{0,22 \cdot 1930^2 \cdot 1,5 \cdot 8 \cdot 1,3}{8,6 \cdot 10^{10} \cdot 3100} + \frac{5^2}{2 \cdot 9,8} + 12 = 13,3.$$

4. Энергозатраты при транспортировании (Дж/кг)

$$A_T = \frac{v_{ср}^2}{2g} + \omega_o L + H = \frac{20^2}{2 \cdot 9,8} + 80 \cdot 1000 + 40 = 80060,4.$$

5. Энергозатраты в процессе дробления породы в дробилках (Дж/кг)

$$A_{др} = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E} \lg \frac{d_{ср}}{d} = \frac{(260^6)^2}{28,6 \cdot 10^{10}} \lg \frac{1930}{6,5 \cdot 50} = 304053,9.$$

6. Энергозатраты активного грохочения (Дж/кг)

$$A_{\text{гр}} = \frac{v_{\text{гр}}^2}{2g} + F_{\text{гр}} l = \frac{1}{2 \cdot 9,8} + 300 \cdot 5 = 1500.$$

7. Энергозатраты в процессе перемещения между отдельными операциями переработки (Дж/кг)

$$A_{\text{п}} = \frac{v^2}{2g} + \omega_0 l_{\phi} + H = \frac{18^2}{2 \cdot 9,8} + 300 \cdot 250 + 20 = 75185.$$

8. Энергозатраты добычи и производства щебня на базальтовом карьере (Дж/кг)

$$A = A_6 + A_{\text{в.д}} + A_3 + A_{\text{т}} + A_{\text{др}} + A_{\text{гр}} + A_{\text{п}} = 5210,6 + 266,2 + 15,3 + 80060,4 + 304052,9 + 1500 + 75185 = 466288,5.$$

ПРИМЕР 10. Определить параметры карьера по разработке крутопадающего пластообразного месторождения, залегающего в равнинной местности при следующих природных и экономических показателях: нормальная мощность пласта полезного ископаемого $m_{\text{н}} = 60$ м; угол наклона $\gamma = 70^\circ$; угол бортов карьера в конечном положении $\beta_{\text{max}} = 40^\circ$; длина карьерного поля $L = 1000$ м; допустимая себестоимость полезного ископаемого $C_{\text{д}} = 180$ руб/м³; затраты на добычные работы $C_0 = 25$ руб/м³; затраты на вскрышные работы $C_{\text{в}} = 15$ руб/м³.

Решение.

1. Граничный коэффициент вскрыши

$$k_{\text{гр}} = \frac{C_{\text{д}} - C_0}{C_{\text{в}}} = \frac{180 - 25}{15} = 10,3 \text{ м}^3 / \text{м}^3.$$

2. Горизонтальная мощность залежи

$$m_{\text{г}} = \frac{m_{\text{н}}}{\sin \gamma} = \frac{60}{0,9} = 66,7 \text{ м}.$$

3. Максимальный разнос бортов карьера по поверхности

$$M = m_{\text{г}} k_{\text{гр}} = \frac{m_{\text{н}} k_{\text{гр}}}{\sin \gamma} = \frac{60 \cdot 10,3}{0,9} = 686,7 \text{ м}.$$

4. Максимальная глубина карьера

$$H_{\text{max}} = \frac{m_{\text{г}} k_{\text{гр}} \cdot \text{tg} \beta_{\text{max}}}{2 \cdot \sin \gamma} = \frac{60 \cdot 10,3 \cdot 0,8}{2 \cdot 0,9} = 274 \text{ м}.$$

5. Объем горной массы в карьерном поле

$$V_{\text{г.н}} = 1/3 H_{\text{max}} (LM_{\text{max}} + \pi H_{\text{max}}^2 \text{ctg} \beta_{\text{max}}) = 1/3 \cdot 274 (1000 \cdot 274 + 3,14 \cdot 274^2 \cdot 1,19) = 25,9 \text{ млн м}^3.$$

6. Объем полезного ископаемого в контурах карьера

$$V_{\text{н.и}} = m_{\text{г}} HL = 66,7 \cdot 274 \cdot 1000 = 18,3 \text{ млн м}^3$$

7. Промышленные запасы полезного ископаемого

$$З_{\text{п.и}} = V_{\text{п.и}} \rho \eta = 175 \times 10^6 \times 1,25 \times 0,98 = 214 \times 10^6 \text{ т}.$$

8. Производительность карьера по полезному ископаемому

$$П_{\text{п.и}} = V_{\text{г}} S_{\text{р}} \rho \eta (1 + r) = 15 \times 66700 \times 1,25 \times 0,98 (1 + 0) = 1,2 \text{ млн т/год}.$$

9. Максимальная производительность карьера по вскрыше

$$П_{\text{в.макс}} = \frac{П_{\text{п.и}} K_{\text{гр}}}{\rho} = \frac{1,2 \cdot 10,3}{1,25} = 9,9 \text{ млн м}^3 / \text{год}$$

Задание для самостоятельной работы. Определить параметры карьера по разработке месторождения разрабатывается карьером, экономические показатели которого приведены в условиях примера 9, и мощности пласта $m_{\text{г}} = 100$ м, для округлых в плане залежей $m_{\text{к}} = 900$ м, $m_{\text{д}} = 1200$ м, для ограниченных в плане залежей $m_{\text{к}} = 1000$ м, $m_{\text{д}} = 1500$ м.

ПРИМЕР 11. Рассчитать минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа высотой $h = 15$ м экскаватором с применением железнодорожного транспорта и буровзрывных работ.

Исходные данные:

ширина заходки (буровой) по целику $B = 8$ м;
 высота развала $h_p = 13$ м;
 ширина транспортной полосы при двухполосном пути $T = 10$ м;
 безопасное расстояние от развала до транспортной полосы $z = 2,0$ м;
 угол откоса уступа $\alpha = 60^\circ$;
 угол откоса устойчивого уступа $\gamma = 45^\circ$;
 коэффициент разрыхления $k_p = 1,3$.

Решение.

1. Развал горной породы

$$R = \frac{2(c + h \operatorname{ctg} \alpha)(k_p h - h_p)}{h_p} = \frac{2(8 + 15 \cdot 0,57)(1,3 \cdot 15 - 13)}{13} = 16,6 \text{ м.}$$

2. Призма обрушения

$$c = h(\operatorname{ctg} \gamma - \operatorname{ctg} \alpha) - 15(\operatorname{ctg} 45^\circ - \operatorname{ctg} 60^\circ) = 6,3 \text{ м.}$$

3. Минимальная ширина рабочей площадки

$$L = B + R + z + T + c = 8 + 16,6 + 2 + 10 + 6,3 = 42,9 \text{ м.}$$

Задание для самостоятельной работы. Определить ширину рабочей площадки при разработке массива скальных пород с применением железнодорожного транспорта при высоте уступа: 1) $h = 10$ м, $h_p = 9$ м; 2) $h = 20$ м, $h_p = 18$ м; 3) $h = 30$ м, $h_p = 26$ м.

ПРИМЕР 12. Определить скорость продвижения фронта работ и темп углубления горных работ при транспортной системе разработки (Г) с автомобильным транспортом:

Исходные данные:

высота уступа $h = 10$ м;
 объем горно-подготовительных работ $V_{г.п.р} = 2 \times 10^6 \text{ м}^3$,
 годовая производительность экскаватора при проходке разрезных траншей $Q_{год} = 2 \times 10^6 \text{ м}^3/\text{год}$;
 число экскаваторов, используемых для траншейных работ $n = 2$,
 угол откоса бортов карьера 45° .

Решение.

1. Время подготовки горизонта

$$t = \frac{V_{г.п.р}}{n Q_{год}} = \frac{2 \cdot 10^6}{2 \cdot 2 \cdot 10^6} = 0,5 \text{ год.}$$

За время 0,5 года отрабатывается один уступ высотой $h = 10$ м.

2. Темп углубления рабочей зоны

$$V = \frac{h}{t} = \frac{10}{0,5} = 20 \text{ м/год.}$$

2. Скорость продвижения фронта работ

$$v = V \operatorname{ctg} \beta = 20 \times \operatorname{ctg} 45^\circ = 20 \text{ м/год}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать темп углубления и скорость продвижения горных работ в карьере при транспортной системе разработки (Г) с автомобильным транспортом, используя следующие данные: 1) $h = 5$ м, $V_{г.п.р} = 2,2 \times 10^6 \text{ м}^3$, $Q = 2,4 \times 10^6 \text{ м}^3/\text{год}$, $h = 2$; 2) $h = 10$ м, $V_{г.п.р} = 1,8 \times 10^6 \text{ м}^3$, $Q_{год} = 1,7 \times 10^6 \text{ м}^3/\text{год}$, $n = 2$; 3) $h = 20$ м, $V_{г.п.р} = 3,2 \times 10^6 \text{ м}^3$, $Q_{год} = 2,8 \times 10^6 \text{ м}^3/\text{год}$, $n = 3$.

ПРИМЕР 13. При панельном способе отработки горизонтов определить ширину панели:

Исходные данные:

высота уступа $h = 20$ м;
 ширина транспортной полосы $B_T = 40$ м;
 ширина дна траншеи $T = 40$ м;
 ширина развала вкrest простирания рудного тела $x_p = 10$ м;
 угол откоса уступа $\alpha = 70^\circ$;
 угол падения залежи $\beta = 45^\circ$.

Решение.

Ширина панели

$$B_{п} = 0,5h(3 \operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + B_T + T + x_p = 0,5 \times 20(30 \operatorname{ctg} 70^\circ + \operatorname{ctg} 45^\circ) + 40 + 12 + 10 = 75,6 \text{ м.}$$

Задание для самостоятельной работы. Определить ширину панели при панельном способе отработки горизонтов, если:

- 1) $h = 10$ м; 2) $h = 15$ м; 3) $h = 30$ м.

ПРИМЕР 14. Определить объем горно-капитальных работ для пуска карьера в эксплуатацию при разработке горизонтального пластообразного месторождения по бестранспортной системе разработки с перевалкой вскрыши в выработанное пространство драглайном с расположением на кровле вскрышного уступа:

Исходные данные:

мощность пласта $h = 15$ м,
мощность вскрыши $H = 35$ м,
длина фронта работ $L = 1500$ м,
углы откосов уступов и бортов траншей $\alpha = 60^\circ$,
транспорт полезного ископаемого автомобильный по кровле пласта полезного ископаемого.

Решение.

1. Объем наклонной капитальной траншеи

$$V_1 = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) = \frac{35^2}{0,08} \left(\frac{24}{2} + \frac{35}{3 \operatorname{tg} 60^\circ} \right) = 3,8 \cdot 10^6 \text{ м}^3$$

2. Объем разрезной траншеи по полезному ископаемому с учетом возможности размещения вскрышных пород от перевалки вскрыши

$$V_2 = (b + h \operatorname{ctg} \alpha) h L = (55 + 15 \times 0,57) 15 \times 1500 = 1,4 \times 10^6 \text{ м}^3.$$

3. Объем разрезной траншеи по вскрыше

$$V_3 = (b + h \operatorname{ctg} \alpha) h L = (95 + 35 \times 0,57) 35 \times 1500 = 6 \times 10^6 \text{ м}^3.$$

4. Суммарный объем горно-строительных работ

$$V = V_1 + V_2 + V_3 = 3,8 \times 10^6 + 1,4 \times 10^6 + 6 \times 10^6 = 11,2 \times 10^6 \text{ м}^3.$$

Глава 7

**ПРИМЕР КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО ТЕМЕ:
«СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»**

Задание

Выбрать систему разработки горизонтального пластообразного месторождения.

Исходные данные:

- ◆ угольное месторождение;
- ◆ топографическая поверхность – равнина;
- ◆ мощность вскрыши (глина, суглинок) – $H = 24$ м;
- ◆ мощность пласта полезного ископаемого – $h = 8$ м;
- ◆ размеры дна карьера (Ш×Д) = 1,5 км.×5 км;
- ◆ коэффициент разрыхления пород вскрыши $k_p = 1,3$;
- ◆ угол откоса внутреннего отвала – $\beta = 45^\circ$.
- ◆ ширина свободного выработанного пространства – $z = 3$ м;
- ◆ угол откоса уступа по вскрыше – $\gamma = 70^\circ$;
- ◆ угол откоса уступа по полезному ископаемому – $\alpha = 80^\circ$;
- ◆ плотность полезного ископаемого – $\rho = 1250$ кг/м³.

Расчеты.

Часть I. Параметры карьера (рис. 7.1).

1. Запасы полезного ископаемого в карьерном поле

$$\begin{aligned} V_{\text{п.и}} &= 0,5h[\text{Ш} \times \text{Д} + (\text{Ш} + 2h \operatorname{ctg} \alpha)(\text{Д} + 2h \operatorname{ctg} \alpha)] = \\ &= 0,5 \times 8 [1500 \times 5000 + (1500 + 2 \times 8 \times 0,2)(5000 + 2 \times 8 \times 0,2)] = 60,2 \times 10^6 \text{ м}^3. \\ V_{\text{п.и}} &= 60,2 \times 10^6 \times \rho = 60,2 \times 10^6 \times 1,25 = 75,25 \times 10^6 \text{ т}. \end{aligned}$$

2. Объем вскрыши в карьерном поле с учетом предохранительной бермы со стороны наклонной капитальной траншеи ($b = 5$ м)

$$\begin{aligned} V_{\text{в}} &= 0,5H\{(\text{Ш} + 2h \operatorname{ctg} \alpha + b) \times (\text{Д} + 2h \operatorname{ctg} \alpha) + [(\text{Ш} + 2h \operatorname{ctg} \alpha + b) + 2H \operatorname{ctg} \beta] \times \\ &\times [(\text{Д} + 2h \operatorname{ctg} \alpha) + 2H \operatorname{ctg} \beta]\} = 0,5 \times 24 \{ (1500 + 2 \times 8 \times 0,2 + 5) \times (5000 + 2 \times 8 \times 0,2) + \\ &+ [(1500 + 2 \times 8 \times 0,2 + 5) + 2 \times 24 \times 1] \times \{ (5000 + 2 \times 8 \times 0,2) + 2 \times 24 \times 1 \} \} = 186 \times 10^6 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

3. Средний коэффициент вскрыши

$$k_B = V_B / V_{п.и} = 186 \times 106 / 60,2 \times 10^6 = 3,1 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Часть II. Выбор технологии вскрышных работ

Месторождение – горизонтальное, пластообразное. Вскрышные породы мягкие.

Возможные варианты: перевалка вскрыши в выработанное пространство вскрышной механической лопатой или драглайном.

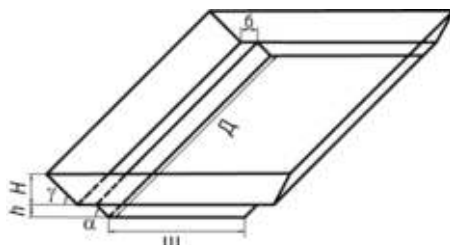


Рис. 7.1. Параметры карьера

1. Вариант технологии вскрышных работ – перевалка вскрыши в выработанное пространство **механической лопатой** (рис. 7.2а).

1. Ширина заходки экскаватора:

$$B = 1,5R_{ч.у}, \text{ принимаем } R_{ч.у} = 20 \text{ м, тогда } B = 1,5 \times 20 = 30 \text{ м.}$$

2. Высота отвала:

$$H_0 = Hk_p + 0,25B \text{tg}\beta = 24 \times 1,3 + 0,25 \times 30 \times 1 = 38,7 \text{ м}$$

3. Высота разгрузки экскаватора:

$$h_p \geq H_0 - h = 38,7 - 8 = 30,7 \text{ м}$$

4. Расстояние от оси вскрышного экскаватора до верхней бровки уступа полезного ископаемого (берма безопасности $c_1 = 3 \text{ м}$, диаметр базы экскаватора $D = 6 \text{ м}$):

$$c = c_1 + 0,5D = 3 + 0,5 \times 6 = 6 \text{ м.}$$

5. Радиус разгрузки экскаватора:

$$R_p \geq c + h \text{ctg}\alpha + z + H_0 \text{ctg}\beta = 6 + 8 \times 0,8 + 3 + 38,7 \times 1 = 54,1 \text{ м.}$$

По параметрам $h_p = 45 \text{ м}$ и $R_p = 62 \text{ м}$ подходит экскаватор ЭВГ-35/65, у которого $R_{ч.у} = 37 \text{ м}$,

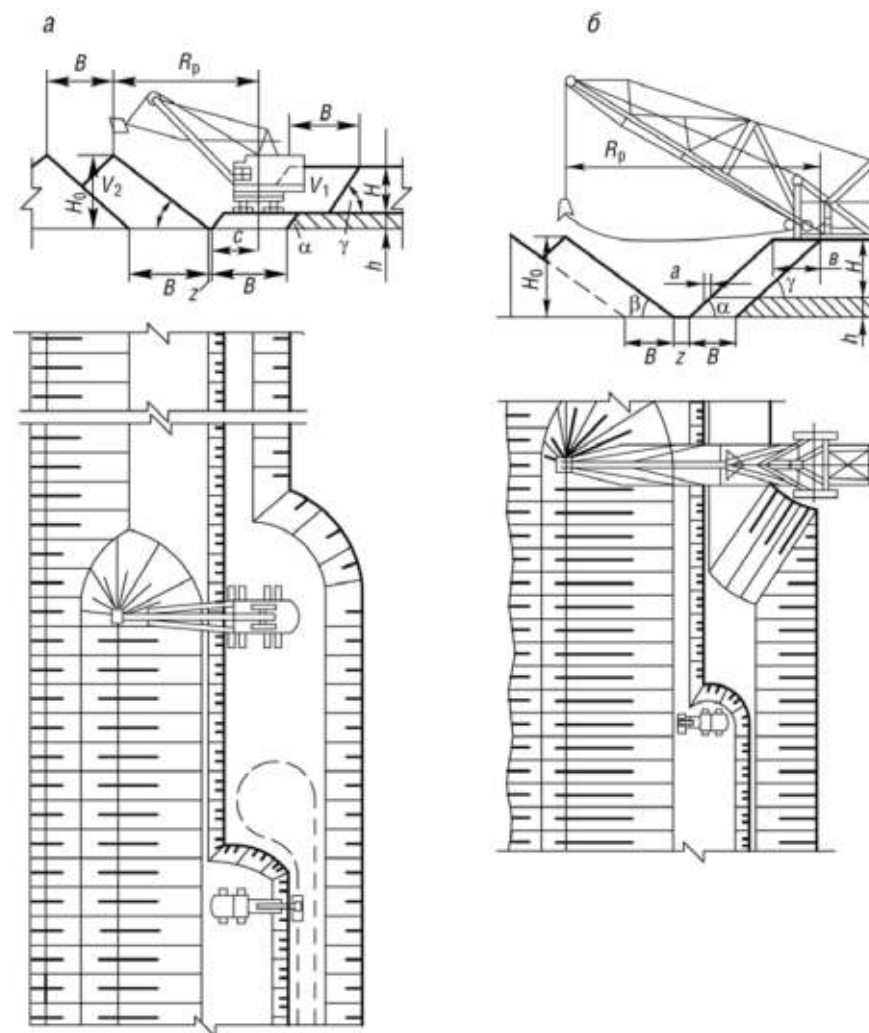


Рис. 7.2. Перевалка вскрыши в выработанное пространство:
а – механической лопатой;
б – драглайном

тогда $B = 1,5 \times 37 = 55,5$ (56) м, $H_0 = 40,5$ (41) м, $h_p = 32,5$ (33) м, $R_p = 55,9$ (56) м.

Следовательно, экскаватор ЭВГ-35/65 соответствует расчетным параметрам.

6. Производительность вскрышного экскаватора ЭВГ-35/65

$$Q = E \frac{3600}{t_u} \frac{k_u}{k_p} T k_n N = 35 \frac{3600}{60} \frac{0,8}{1,3} 7 \cdot 0,9 \cdot 3 \cdot 300 = 7,1 \cdot 10^6 \text{ м}^3.$$

7. Скорость подвигания фронта вскрышных работ.

Учитывая технологию добычных работ при бестранспортной системе разработки, принимаем размещение фронта горных работ по короткой стороне карьерного поля.

$$V_n = \frac{Q}{LH} = \frac{7,1 \cdot 10^6}{1500 \cdot 24} = 197 \text{ м/год.}$$

8. Максимально возможная производительность по полезному ископаемому:

$$П_{п.и} = ШhV_n = 1500 \times 8 \times 197 = 2,4 \times 10^6 \text{ м}^3 \text{ или } 3 \times 10^6 \text{ т.}$$

II. Вариант технологии вскрышных работ – перевалка вскрыши в выработанное пространство драглайном с расположением на кровле вскрышного уступа (рис. 6.2б).

1. Ширина заходки экскаватора:

принимаем равной ширине заходки механической лопаты $B = 56$ м.

2. Высота отвала:

$$H_0 = Hk_p + 0,25B \operatorname{tg} \beta = 24 \times 1,3 + 0,25 \times 30 \times 1 = 38,7 \text{ м}$$

3. Высота разгрузки экскаватора:

$$h_p H_0 - h - H = 38,7 - 8 - 24 = 6,7 \text{ м}$$

4. Расстояние от оси вскрышного экскаватора до верхней бровки уступа полезного ископаемого (берма безопасности $c_1 = 10$ м, диаметр базы экскаватора $D = 12$ м):

$$c = c_1 + 0,5D = 3 + 0,56 = 6 \text{ м.}$$

5. Необходимый радиус разгрузки экскаватора:

$$R_p \geq c + H \operatorname{ctg} \gamma + a + h \operatorname{ctg} \alpha + z + H_0 \operatorname{ctg} \beta = \\ = 6 + 24 \times 1,4 + 0 + 8 \times 0,2 + 3 + 38,7 \times 1 = 85 \text{ м.}$$

По параметрам $h_p = 6,7$ м и $R_p = 85$ м подходит драглайн ЭШ-40/85, у которого $h_p = 32$ м и $R_p = 82,5$ м. Следовательно для использования экскаватора с $R_p = 82,5$ м необходимо приближение его к отвалу с расположением на промежуточном горизонте на расстоянии 2,5 м. В этом случае высота верхнего и нижнего подступов должна быть

$$H_B = 2,5 \operatorname{tg} \gamma = 2,5 \times 2,7 = 7 \text{ м,} \\ H_H = H - H_B = 24 - 7 = 17 \text{ м.}$$

6. Производительность вскрышного экскаватора ЭШ-40/85

$$Q = E \frac{3600}{t_u} \frac{k_u}{k_p} T k_n N = 40 \frac{3600}{60} \frac{0,8}{1,3} 7 \cdot 0,9 \cdot 3 \cdot 300 = 8,1 \cdot 10^6 \text{ м}^3.$$

7. Скорость подвигания фронта вскрышных работ.

$$V_n = \frac{Q}{LH} = \frac{8,1 \cdot 10^6}{1500 \cdot 24} = 225 \text{ м/год.}$$

8. Максимально возможная производительность по полезному ископаемому

$$П_{п.и} = ШhV_n = 1500 \times 8 \times 225 = 2,7 \times 10^6 \text{ м}^3 \text{ или } 3,4 \times 10^6 \text{ т/год.}$$

Часть III. Расчет энергозатрат в вариантах технологии вскрышных работ.

Вариант перевалки вскрыши механической лопатой

$$A = BH \rho g \left(h_v + \frac{L}{\cos \varphi} \right) = 56 \cdot 24 \cdot 1250 \cdot 9,8 \left(20 + \frac{56}{0,2} \right) = 4,9 \cdot 10^9 \text{ Дж,}$$

где

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{H_0 - (h + h_n)}{L} = \frac{41 - (8 + 20)}{56} = 0,2.$$

Вариант перевалки вскрыши драглайном

$$A = BH\rho g \left(H + \frac{L}{\cos \varphi} \right) = 56 \cdot 24 \cdot 1250 \cdot 9,8 \left(24 + \frac{85}{0,4} \right) = 4,4 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

где

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{h_0 - h}{L} = \frac{41 - 8}{85} = 0,4.$$

Учитывая меньшие энергозатраты, большую производительность по полезному ископаемому и возможность использования драглайна для производства горно-строительных работ **принимается вариант технологии с перевалкой вскрыши в выработанное пространство драглайном.**

Часть IV. Технология добычных работ

Принимая технологию разработки полезного ископаемого с буровзрывной подготовкой и верхней погрузкой, добычной экскаватор должен иметь высоту разгрузки $h + h_{\text{тр}} = 8 + 4 = 12$ м и производительностью $P_{\text{п.и}} = 3,4 \times 10^6$ т/год ($h_{\text{тр}}$ – высота транспортного средства).

Необходимая вместимость ковша экскаватора

$$E = \frac{P_{\text{п.и}} t_{\text{ц}} k_p}{3600 k_n T k_n n N} = \frac{2,7 \cdot 10^6 \cdot 60 \cdot 1,3}{3600 \cdot 0,9 \cdot 7 \cdot 0,8 \cdot 3 \cdot 365} = 10,6 \text{ м}^3.$$

Учитывая непрерывный режим добычных работ и необходимый резерв добычной техники, принимаем два экскаватора ЭКГ-8 с вместимостью 8 м³.

Часть V. Вскрытие карьерного поля

Размеры карьерного поля, выбранная технология вскрышных и добычных работ, механизация горных работ и транспорт определяют фланговое вскрытие наклонной капитальной траншеей до почвы пласта для автомобильного транспорта (углевозами) полезного ископаемого. Фронт работ тупиковый по короткой стороне карьерного поля с холостыми перегонами вскрышного и добычного оборудования после обработки каждой заходки (рис. 7.3а).

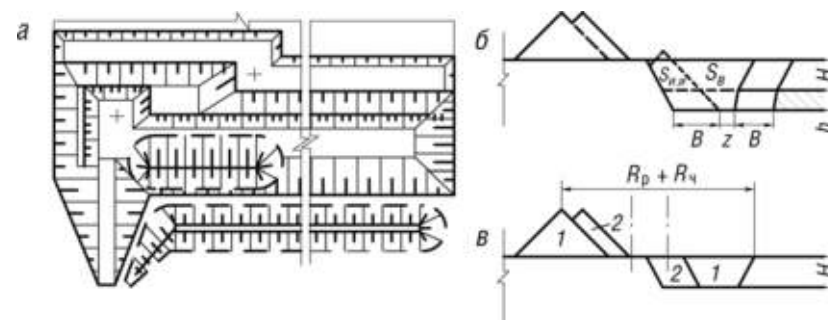


Рис. 7.3. План карьера на момент сдачи в эксплуатацию (а); положение горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию (б); параметры технологии проведения разрезной траншеи по вскрыше

Проведение наклонной капитальной и разрезной траншей производится предназначенным для эксплуатации драглайном с размещением пород вскрыши на борту карьера и капитальной траншеи. Вследствие того, что параметр драглайна $R_{\text{ч}}$ меньше ширины по верху разрезной траншеи, экскавация горной породы предусматривается двумя заходками 1 и 2.

Часть VI. Объем горно-строительных работ до сдачи карьера в эксплуатацию и время строительства карьера

1. Объем наклонной капитальной траншеи

$$V_{\text{н}} = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) = \frac{(24+8)^2}{0,08} \left(\frac{30}{2} + \frac{24+8}{3 \cdot 1,7} \right) = 272,3 \cdot 10^3 \text{ м}^3.$$

2. Объем разрезной траншеи по вскрыше

$$V_{\text{р}} = S_{\text{в}} \times \text{Ш} = 0,5 H \times \text{Ш} = [(B+z) + 2h \operatorname{ctg} \alpha + (B+z) + 2h \operatorname{ctg} \alpha + 2H \operatorname{ctg} \alpha] = 0,5 \times 24 \times 1500 [(56+3) + 2 \times 8 \times 0,8 + (56+3) + 2 \times 8 \times 0,8 + 2 \times 24 \times 1] = 3,4 \times 10^6 \text{ м}^3.$$

3. Объем разрезной траншеи по полезному ископаемому

$$V_{\text{п.и}} = S_{\text{п.и}} \times \text{Ш} = 0,5 h \times \text{Ш} = [(B+z) + (B+z) + 2h \operatorname{ctg} \alpha] = 0,5 \times 8 \times 1500 [(56+3) + (56+3) + 2 \times 8 \times 0,8] = 0,8 \times 10^6 \text{ м}^3.$$

4. Общий объем горно-строительных работ

$$V = V_{\text{н}} + V_{\text{р}} + V_{\text{п.и}} = 0,3 \times 10^6 + 3,4 \times 10^6 + 0,8 \times 10^6 = 4,5 \times 10^6 \text{ м}^3.$$

5. Время строительства карьера.

Производительность экскаватора на вскрыше во время горно-строительных работ на 20–30% ($k_{и} = 0,7–0,8$) меньше по сравнению с производительностью во время эксплуатации

$$t_{\text{вскр}} = \frac{V_{и} + V_{р}}{Qk_{и}} = \frac{3,7 \cdot 10^6}{8,1 \cdot 10^6 \cdot 0,8} = 0,6 \text{ года.}$$

$$t_{\text{п.и}} = \frac{V_{\text{п.и}}}{2Q_{\text{экт}}k_{и}} = \frac{0,8 \cdot 10^6}{2 \cdot 1,6 \cdot 10^6 \cdot 0,7} = 0,4 \text{ года.}$$

Общее время проведения траншей по вскрыше и полезному ископаемому

$$t_{\text{г.к.р}} = t_{\text{вскр}} + t_{\text{п.и}} = 0,6 + 0,4 = 1 \text{ год.}$$

Часть VII. Расчет параметров буровзрывных работ для подготовки полезного ископаемого к выемке

Уголь имеет предел прочности на сжатие $\sigma_{\text{сж}} = 80 \times 10^5$ Па. Для эффективной его экскавации механической лопатой необходимо предварительное рыхление. Принимаем буро-взрывной способ.

1. Необходимый состав горной массы по крупности для экскаватора, м.

$$d_{\text{ср}} = \frac{B_{\text{ковша}}}{6,5} = \frac{2,2}{6,5} = 0,3.$$

2. Необходимая степень дробления массива

$$n = \frac{d_{\text{блочности}}}{d_{\text{ср}}} = \frac{0,9}{0,3} = 3.$$

3. Удельная энергия дробления в необходимой степени массива, Дж/м³

$$F_{\text{др.}} = \frac{0,12\sigma_{\text{сж}}^2 k_{д}^2}{2E} \lg n = \frac{0,12 \cdot (80 \cdot 10^5)^2 \cdot 1,3}{2 \cdot 0,18 \cdot 10^{10}} \cdot 0,5 = 1323.$$

4. Удельная энергия формирования развала, Дж/м³

$$F_{р} = \left(\frac{v_0^2 \rho}{2} \right) \left[\lg k_{р} + \lg \frac{(c + h \text{ctg } \alpha)(k_{р} h - h_{р})}{2h_{р}} \right] =$$

$$= \left(\frac{10^2 \cdot 1250}{2} \right) \left[\lg 1,3 + \lg \frac{(3 + 8 \cdot 0,4)(1,3 \cdot 8 - 8)}{2 \cdot 8} \right] = 6250.$$

5. Расчетный удельный расход взрывчатого вещества (игданита) для выполнения технологических условий, кг/м³

$$q = \frac{F_{\text{др.}} + F_{р}}{F_{\text{ин}} \eta} = \frac{1323 + 6250}{3171000 \cdot 0,04} = 0,06.$$

6. Линия сопротивления по подошве, м

$$W = c + \text{ctg } \alpha = 5 + 8 \cdot 0,4 = 13,4.$$

7. Расстояние между скважинами, м

$$a = W = 13,4.$$

8. Расстояние между рядами, м

$$b = a = 13,4.$$

9. Время замедления между взрывами рядов скважин, мс

$$\tau = kW = 3 \cdot 13,4 = 40,2.$$

10. При взрывании пласта угля перебур отсутствует

$$l_{\text{п}} = 0.$$

11. Длина скважины в данном случае равна величине пласта, м

$$l_{\text{скв}} = h = 8.$$

12. Величина забойки, м

$$l = 2,0.$$

13. Максимальная длина заряда взрывчатого вещества, м

$$l_{\text{зар}} = l_{\text{скв}} - l_3 = 8 - 2 = 6.$$

14. Масса заряда в скважине, кг

$$P = aWhq = 13,4 \cdot 13,4 \cdot 8 \cdot 0,06 = 86,2.$$

15. Необходимый диаметр сплошного заряда взрывчатого вещества, м

$$d_3 = 2 \sqrt{\frac{P}{\pi l_{\text{зар}} \Delta}} = 2 \sqrt{\frac{86,2}{3,14 \cdot 6 \cdot 800}} = 0,15.$$

16. Диаметр скважины, мм

$$d_{\text{СКВ}} = d_3 = 150.$$

Принимаем станок вращательного бурения СБР-160 с диаметром скважины 160 мм.

17. $d_{\text{СКВ}} > d_3$, следовательно, заряд рассредоточивается. Длина заряда с диаметром 160 мм, м

$$l_3 = \frac{4P}{\pi d_{\text{СКВ}}^2 \Delta} = \frac{4 \cdot 86,2}{3,14 \cdot 0,15^2 \cdot 800} = 5.$$

Длину нижнего (основного) заряда принимаем, м

$$l_{\text{Н}} = 3,5.$$

Длина воздушного промежутка, м

$$l_{\text{в.п}} = l_{\text{СКВ}} - l_3 - l_{\text{зар}} = 8 - 2 - 5 = 1.$$

Длина верхнего заряда, м

$$l_{\text{в.з}} = l_3 - l_{\text{Н.з}} = 5 - 3,5 = 1,5.$$

18. Объем взрывающегося блока, м³

$$V_{\text{бл}} = 15P_{\text{СУГ}} = 15 \cdot 7,4 \cdot 10^3 = 111 \cdot 10^3.$$

19. Длина взрывного блока, м

$$L_{\text{в.б}} = \frac{V_{\text{бл}}}{h \cdot B} = \frac{111 \cdot 10^3}{8 \cdot 30} = 463.$$

20. Количество скважин во взрывающемся блоке

$$n_{\text{СКВ}} = \frac{B \cdot L_{\text{в.б}}}{a \cdot b} = \frac{30 \cdot 463}{13,4 \cdot 13,4} = 77.$$

21. Общая длина буровых скважин в блоке, м

$$l_{\text{СКВ}} = l_{\text{СКВ}} \cdot n = 8 \cdot 77 = 616$$

22. Время бурения блока, сут.

$$t_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{СКВ}}}{Q_{\text{б.ст}}} = \frac{616}{140} \approx 5.$$

Принимаем один буровой станок с режимом работы одна смена в сутки.

23. Количество взрывчатого вещества для разрушения блока, кг

$$P_{\text{вв}} = qV_{\text{бл}} = 0,06 \cdot 111 \cdot 10^3 = 6660.$$

Часть VIII. Расчет транспорта полезного ископаемого

Для перевозки угля принимаем углевозы грузоподъемностью 75 т.

1. Длина грузопотока полезного ископаемого рассчитывается из условия максимального расстояния за период амортизационного срока автомобильного транспорта:

- ◆ расстояние доставки на поверхности $l_{\text{П}} = 1$ км;
- ◆ длина пути в наклонной траншее

$$l_{\text{н.т}} = \frac{H+h}{\sin 5^\circ} = \frac{24+8}{0,09} = 0,36 \text{ км};$$

- ◆ расстояние перемещения фронта работ за период амортизации

$$l_{\text{п.ф}} = tV_{\text{П}} = 5 \times 225 = 1,3 \text{ км};$$

- ◆ длина пути по фронту работ $l_{\text{ф}} = 1,5$ км.

Расчетная длина грузопотока

$$l = l_{\text{п}} + l_{\text{н.т}} + l_{\text{п.ф}} + l_{\text{ф}} = 1 + 0,36 + 1,3 + 1,5 = 4,2 \text{ км.}$$

2. Продолжительность рейса

$$t_{\text{р}} = t_{\text{п}} + t_{\text{разгр}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{м}}$$

$$t_{\text{п}} = \frac{E}{Q} = \frac{75}{444} = 0,2 \text{ ч,}$$

(Q – часовая производительность карьера по полезному ископаемому, т/ч)

$$t_{\text{разгр}} = 0,02 \text{ ч,}$$

$$t_{\text{гр}} = k_{\text{р}} \frac{1}{v_{\text{гр}}} = 1,1 \frac{4,2}{20} = 0,2 \text{ ч,}$$

$$t_{\text{пор}} = 1,1 \frac{4,2}{30} = 0,2 \text{ ч,}$$

$$t_{\text{м}} = 0,05 \text{ ч, } t_{\text{р}} = 0,2 + 0,02 + 0,2 + 0,2 + 0,05 = 0,8 \text{ ч.}$$

3. Количество самосвалов для обеспечения транспортировки полезного ископаемого

$$N = \frac{t_{\text{р}}}{t_{\text{п}}} = \frac{0,8}{0,2} = 4.$$

Часть IX. Вспомогательная техника

Принимаем один бульдозер ДЗ-121, для вспомогательных работ: зачистки пласта перед выемкой, очистке дорог и т.д.

Часть X. Заключение

Расчеты, выполненные в проекте, показывают в данных геологических условиях горизонтального пластообразного месторождения эффективность бестранспортной системы разработки А-1, состоящей из:

- ◆ технологии перевалки вскрыши в выработанное пространство драглайном с расположением на промежуточном горизонте,
- ◆ добычи полезного ископаемого с буровзрывной подготовкой к экскавации одноковшовыми экскаваторами с расположением на почве пласта,

- ◆ вскрытии карьерного поля наклонной капитальной траншеей с фланговым расположением для автомобильного транспорта,
- ◆ при максимально возможной производительности по полезному ископаемому 3,4 млн.т в год (рис. 7.4).

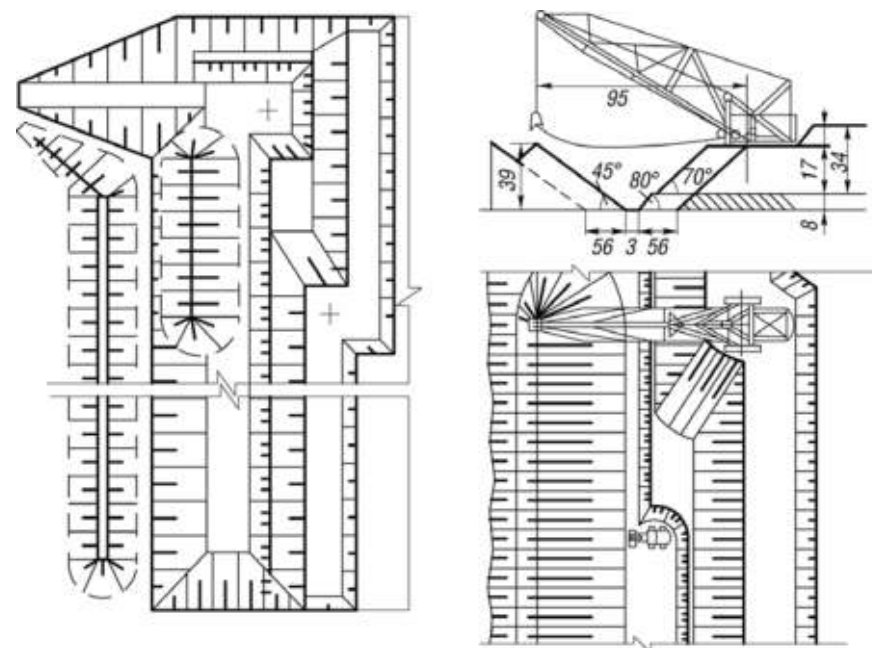


Рис. 7.4. Результаты технических решений и расчетов по выбору и обоснованию технологии разработки месторождения полезного ископаемого заданных параметров

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анистратов Ю.И. Технология открытых горных работ. — М.: Недра, 1995.
2. Анистратов Ю.И. Технологические потоки на карьерах (энергетическая теория открытых горных работ). М.: Глобус, 2005.
3. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. — М.: Недра, 1981.
4. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Калмыков И.В. Комбинированная геотехнология. М.: Изд. дом «Руда и металлы», 2003.
5. Научные основы проектирования карьеров. — М.: Недра, 1971.
6. Открытые горные работы. Справочник. — М.: Горное бюро, 1994.
7. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 2. — М.: Недра, 1985.
8. Системы разработки и транспорт на карьерах. — Под редакцией академика Н.В. Мельникова. — М. Недра, 1974.
9. Сытенков В.Н. Управление пылегазовым ренсимом глубоких карьеров. М.: Геоинформцентр, 2003.
10. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Часть 2. Под ред. М.Г. Новожилова. — М.: Недра, 1985.
11. Трубецкой К.Н., Шапорь А.Г. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений. — М.: Недра, 1993.
12. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. — М.: Недра, 1978.

Анистратов Юрий Иванович

**Технологические процессы
открытых горных работ**

Учебник для вузов

Редактор: Литунова Л.Ф.

Компьютерная верстка: Волков А.А., Волкова М.К.

Рисунки: А.С. Марчев

Издательство: ООО «НТЦ «Горное дело»

Подписано в печать 25.07.2007 г.

Формат 60×90 1/16

Печать офсетная. Бумага офсетная.

Гарнитура «NewtonС» Печ. л. 28.

Тираж 700 экз.

Отпечатано в типографии

ООО «Гео-Тэк»

г. Красноармейск Московской области

Тел: (495) 584-1623