

Кафедра «Горные работы»

Электронный учебно-методический комплекс

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

для студентов специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений
полезных ископаемых (по направлениям)»

Авторы:

С.Г. Оника, А.К. Гец, П.В. Цыбуленко

Перечень материалов

- пособие для студентов специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых (по направлениям)» по учебной дисциплине «Проектирование карьеров»;
- задачи;
- тесты;
- учебная программа учреждения высшего образования для специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых (по направлениям)» по учебной дисциплине «Проектирование карьеров».

Пояснительная записка

Цели ЭУМК

ЭУМК дает в сжатой, но в то же время, доступной форме объем необходимой для будущих горных инженеров информации для формирования у них базовых знаний и ориентации в такой важной составляющей горного дела, как горные работы и тесно связанных с ними дисциплинах, а также круге решаемых в данной дисциплине задач.

Особенности структурирования и подачи учебного материала

При составлении ЭУМК предусмотрена возможность быстрого поиска требуемой информации, перехода от одного раздела к другому.

Рекомендация по организации работы с ЭУМК

Программа работает в среде Windows 7,10. IBM PC-совместимый ПК стандартной конфигурации, дисковод CD-ROM.

Оглавление

I. Теоретический раздел	5
ВВЕДЕНИЕ	6
1. СОДЕРЖАНИЕ И ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ	7
1.1. Понятие проекта. Его цель и задачи	7
1.2. Стадии проектирования карьера.....	7
1.3. Исходные данные для проектирования.....	9
1.4. Проектная документация. Её состав и содержание	10
1.5. Организация проектных работ	11
2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГРАНИЦ КАРЬЕРА	13
2.1. Конечные, промежуточные и перспективные контуры карьеров	13
2.2. Концептуальные подходы к определению границ карьеров	14
2.3. Определение границ карьеров способом непосредственной	16
экономической оценки вариантов	16
2.4. Косвенные методы определения границ карьеров с помощью	18
коэффициентов вскрыши.....	18
2.4.1. Коэффициенты вскрыши	18
2.4.2. Условия экономической целесообразности открытой разработки	20
2.4.3. Методы определения граничного коэффициента вскрыши.....	20
2.4.4. Методы определения границ карьеров с использованием	22
коэффициентов вскрыши.....	22
2.5. Определение углов наклона нерабочих бортов карьера.....	26
2.6. Особенности определения конечных контуров карьера при разработке пологих и	34
горизонтальных залежей	34
3. ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО И ОБЪЕМЫ ВСКРЫШИ В КОНТУРАХ КАРЬЕРА	35
3.1. Проектные потери и методы их определения	35
3.2. Показатели потерь и полноты извлечения полезных ископаемых.....	40
3.3. Определение величины промышленных (эксплуатационных).....	43
запасов с учетом потерь и разубоживания	43
и объемов вскрыши	48
3.5. Способы подсчета запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши	50
4. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ	53
4.1. Понятие о горно-геометрическом моделировании	53
4.2. Моделирование месторождения	54
4.3. Моделирование развития горных работ	54
5. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ КАРЬЕРА	56
5.1. Понятие производственной мощности (производительности) карьера.....	56
5.2. Определение производительности карьера по полезному ископаемому исходя из	58
потребности предприятия в сырье.....	58
5.3. Определение производительности карьера по возможной	60
интенсивности развития горных работ	60
5.4. Определение возможной производительности карьера	66
по транспортным условиям	66
5.5. Определение производительности карьера по обеспеченности.....	68
запасами и срокам амортизации	68
5.6. Определение экономически целесообразной производительности	69
карьера по полезному ископаемому	69

5.7. Обоснование производственной мощности карьера по вскрыше	70
5.8. Регулирование годовых объемов вскрышных работ на основе.....	73
определения и усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши	73
5.9. Режим работы карьера	75
6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ПОДГОТОВКИ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ	
КАРЬЕРА.....	76
6.1. Способ вскрытия	76
6.2. Выбор способа вскрытия	78
6.3. Определение параметров вскрывающих и подготовительных выработок.....	80
6.4. Обоснование способа проведения и расчет проходки траншей.....	86
6.5. Проектирование трассы вскрывающих выработок.....	94
7. ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ.....	100
7.1. Системы разработки и их классификации	100
7.2. Степень подготовленности запасов к добыче	103
7.3. Определение параметров систем разработки, при использовании	105
транспортных технологических схем.....	105
7.4. Определение параметров систем разработки, при экскаваторной.....	121
перевалке вскрышных пород в выработанное пространство.....	121
7.5. Определение параметров систем разработки при поперечном	130
перемещении вскрыши в выработанное пространство консольными	130
отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами	130
8. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ	136
8.1. Исходные данные для построения календарного плана.....	136
8.2. Состав горно-капитальных работ	137
8.3. Выбор порядка разработки месторождения	138
8.4. Методика построения календарного плана горных работ	139
ЛИТЕРАТУРА	142
II. Практический раздел	144
III. Контроль знаний.....	152
IV. Вспомогательный раздел	161

I. Теоретический раздел

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ
Белорусский национальный технический университет

Кафедра «Горные работы»

Авторы:

С.Г. Оника, А.К. Гец, П.В. Цыбуленко

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Пособие для студентов
специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений
полезных ископаемых»

*Рекомендовано учебно-методическим объединением
высших учебных заведений Республики Беларусь по образованию
в области горнодобывающей промышленности*

Минск
БНТУ
2021

ВВЕДЕНИЕ

[На оглавление](#)

Горная наука, изучающая технологию и технику добычи полезных ископаемых из недр земли, возникла из настоятельной потребности людей в использовании минеральных природных ресурсов. Добыча минеральных ресурсов является основой роста промышленности, что требует опережающего развития её горной отрасли, финансирования строительства и реконструкции горных предприятий. Эффективность горного производства, рациональное использование минеральных ресурсов в значительной степени зависят от качества проектов. Проектирование карьеров, как системы горных выработок, представляющих один из основных способов разработки месторождений полезных ископаемых – открытый, является важной технико-экономической задачей. Проект карьера определяет динамику и параметры разработки месторождения на длительный период и представляет собой сложную технико-экономическую модель будущего горного предприятия. Проектирование карьера – это поиск научно обоснованных, технически осуществимых, экономически целесообразных и экологически безопасных инженерных решений по открытой разработке месторождения, обеспечивающих устойчивое развитие горного предприятия.

Научное обоснование проектных решений требует глубоких знаний методов проектирования, использования творческого подхода по созданию проекта будущего предприятия. В этих условиях большое значение приобретает подготовка горных инженеров, специализирующихся в области открытой разработки и её важнейшего направления - проектирования горных работ. Учебное пособие предназначено для студентов вузов, обучающихся по специальности «Открытые горные работы».

1. СОДЕРЖАНИЕ И ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНОДО- БЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ

1.1. Понятие проекта. Его цель и задачи

[На оглавление](#)

Проект карьера является официальным документом, составленным в соответствии с утверждёнными нормами и правилами, в котором приводится обоснование технической возможности и промышленной безопасности разработки месторождения полезных ископаемых открытым способом. Согласно правилам по обеспечению промышленной безопасности при разработке месторождения полезных ископаемых открытым способом каждое предприятие, разрабатывающее месторождение полезных ископаемых открытым способом должно иметь утверждённый в установленном порядке проект разработки, включающий разделы техники безопасности, охраны труда, охраны окружающей среды и рекультивации нарушенных земель.

Проект проходит экспертизу промышленной безопасности, строительную и экологическую экспертизу и утверждается заказчиком.

Целью проекта является проектирование такого предприятия, которое должно ко времени ввода его в эксплуатацию превосходить лучшие действующие предприятия (с аналогичными условиями) по уровню техники, организации производства, экономическим показателям, а также по социальным условиям труда и быта работающих или соответствовать их уровню.

1.2. Стадии проектирования карьера

[На оглавление](#)

Проектирование карьера происходит поэтапно. Первый этап проектирования начинается в период геолого-экономической оценки месторождения, имеющей целью определить промышленное значение месторождения. Геолого-экономическая оценка производится после завершения каждой стадии геолого - разведочных работ, которые включают поисково-оценочные работы, предварительную и детальную разведки. Чтобы оценить промышленное значение месторождения необходимо составить проект его разработки, который носит различный характер детализации на

разных стадиях поисково-разведочных работ и называется технико-экономическим обоснованием (ТЭО). Важное практическое значение промышленная оценка имеет на стадии ТЭО целесообразности перехода от предварительной разведки к детальной. что от правильной и объективной интерпретации результатов предварительной разведки зависит целесообразность детальной разведки. Технико-экономическое обоснование кондиций позволяет разделить запасы на балансовые и забалансовые и произвести их подсчёт. Для того чтобы выполнить указанные обоснования, надо составить представления о карьере с помощью которого будет разрабатываться данное месторождение, определить его границы, выбрать систему разработки, способ вскрытия, оборудования и т.д., а затем посчитать затраты и выгоды от разработки месторождения. Разработку ТЭО называют предпроектной стадией проектирования или предпроектными работами.

В технико-экономическом обосновании укрупнено решаются основные вопросы разработки, даётся экономическая оценка основных вариантов техники, технологии, границ горных работ, сроков разработки, устанавливается необходимость, техническая возможность и экономическая целесообразность разработки месторождения.

Проект призван дать уточнённые решения с детальной их проработкой. Поэтому в проекте возвращаются к обоснованию решений (по которым уже имеются решения ТЭО) на основе детальных расчётов. Это иллюстрирует, что проектирование не только многоэтапный, но и итерационный процесс, в ходе которого происходит последовательное приближение решений к окончательному виду.

Следующая стадия проектирования – собственно разработка проекта горного предприятия (карьера). Без проекта предприятия заказчик не может приступить к промышленному освоению месторождения. Разработка проекта карьера ведётся в одну или две стадии.

Одностадийное проектирование в форме техно-рабочего проекта применяется при несложных геологических и технических условиях. В техно-рабочем проекте технические, экономические расчёты и рабочие чертежи выполняются совместно.

Двухстадийное проектирование - применяют при проектировании крупных карьеров в сложных горно-геологических условиях. Оно включает две стадии: первая стадия - технический проект, вторая - рабочие чертежи.

На стадии разработки технического проекта принимают и обосновывают все принципиальные проектные решения. В отличие от ТЭО выполняются детальные технические, экономические и сметно-финансовые расчеты. Сметно-финансовыми расчетами определяют капитальные затраты на строительство (или реконструкцию). Экономическими расчётами определяют технико-экономические показатели проекта. Детальные проектные решения выполняются для так называемого расчётного периода продолжительностью порядка 5 лет от момента достижения карьером проектной производительности и на период строительства карьера. Общая продолжительность существования карьера, охватываемая детальными расчётами не должна превышать 12-15 лет.

На стадии рабочих чертежей - осуществляется детализация проектных решений по отдельным объектам и сооружениям, в той степени, в какой это требуется для производства горно-капитальных и строительно-монтажных работ. Кроме этого детально разрабатываются мероприятия по охране труда и технике безопасности.

1.3. Исходные данные для проектирования

[На оглавление](#)

Перечень исходных данных, необходимых для проектирования зависит прежде всего от назначения проекта. Для вновь осваиваемых месторождений исходные данные включают:

- задание на проектирование;
- сводный (заключительный) геологический отчёт с подсчётом запасов и протоколом государственной (республиканской) комиссии по запасам (РКЗ), либо приказом министра природных ресурсов и охраны окружающей среды об утверждении этих запасов;
- акт предварительного выбора земельного участка.

- акт, удостоверяющий горный отвод, зарегистрированный в государственном реестре горных отводов

1.4. Проектная документация. Её состав и содержание

[На оглавление](#)

Состав и содержание проекта определяется действующими нормативно-техническими документами. Содержание и порядок изложения частей проекта может быть различным в зависимости от горно-геологических условий, сложности объекта, ведомственной подчинённости и других факторов.

Отдельные части проекта объединяются в тома. Количество и структура томов у разных ведомств может быть различной. Например, для карьеров черной металлургии паспорт проекта и технико-экономическую часть объединяют в первый том, называемый «общая характеристика предприятия». Вторым том под названием «Технологическая часть» объединяет: геолого-промышленную характеристику месторождения, горные работы, горно-механические установки, транспорт, отвальное хозяйство, генеральный план, электроснабжение и электрооборудование, ремонтное и складское хозяйство, дробильно-сортировочная фабрика. Некоторые части проекта выделяют в самостоятельные тома (например, строительная часть, сметная часть).

Проектная документация на стадии технического проекта представляется в виде пояснительной записки и чертежей, отражающих принципиальные решения проекта. После утверждения технического проекта и в соответствии с ним разрабатываются рабочие чертежи (вторая стадия разработки проекта).

Проектная документация на стадии рабочих чертежей выполняется в виде комплекта чертежей с приложениями. В необходимых случаях они могут сопровождаться пояснительной запиской. Рабочие чертежи выполняются по техническим характеристикам утверждённого и заказанного оборудования. По горной части рабочие чертежи выполняются на горно-капитальные работы (план горных работ с календарной разбивкой, детальные планы и профили траншей, съездов, чертежи рабочих площадок).

Техно-рабочий проект (разрабатываемый в одну стадию) содержит решение тех же вопросов, что и при двухстадийном проектировании.

Завершённый проект карьера, представляемый в 5 экземплярах, включает пояснительную записку, чертежи (М1:500; 1:1000; 1:2000; 1:5000), приложения. В виде отдельной пояснительной записки могут быть оформлены: паспорт проекта, сметы. В приложения включают задание на проектирование, справку об утверждении запасов, документы о согласовании и утверждении проектных решений. Чертежи изготавливаются в соответствии с государственным стандартом на горную графическую документацию и снабжаются штампом, в котором указываются номер чертежа, наименование объекта, масштаб, фамилия исполнителя и другая информация. Пояснительная записка имеет титульный лист, на котором указывается объект проекта, проектная организация, заказчик, подписи руководителя проектной организации, главного инженера проекта, год выпуска. В пояснительной записке приводится также список лиц, принимавших участие в проектировании и перечень чертежей. Каждый раздел пояснительной записки должен содержать исходные данные (расчётные предпосылки, обоснование предлагаемого варианта, результаты расчётов, доказывающих его техническую реализуемость, экономическую эффективность и безопасность).

1.5. Организация проектных работ

[На оглавление](#)

Проектирование горных предприятий осуществляется проектными институтами и другими специализированными организациями. В Республике Беларусь выполнение некоторых видов проектных работ требует наличия лицензии. Проектные институты и организации специализируются по отраслям, группам карьеров, принадлежащих к определенному региону. Среди отраслевых институтов выделяют – головные.

В Республике Беларусь карьеры развиты преимущественно в промышленности нерудных строительных материалов. Крупные карьеры по разработке доломитов, гранитов, мергеля и мела запроектированы проектными институтами бывшего

СССР. Большинство проектов средних и мелких карьеров нерудных строительных материалов разработаны институтами Белгипростром, Оргтехстром, Белгеолстром, Гипродор, Белдорцентр (Республика Беларусь) и другими проектными организациями.

Головные институты, помимо проектирования, осуществляют разработку нормативных и методических материалов, к которым относятся нормы технологического проектирования, типовые технологические схемы и т.п. Проектирование крупных карьеров может осуществляться группой специализированных институтов под руководством головной проектной организации. Таким образом, например, осуществлялось проектирование карьера мергеля Белорусского цементного завода (генеральный проектировщик – институт Гипроцемент, Российская Федерация). Небольшие объекты, к которым можно отнести карьеры дорожного строительства и т.п., могут проектировать проектные отделы и группы.

В проектных институтах имеются специализированные отделы : горный, геологический, генплана и транспорта, сметный и другие, выполняющие свою часть проекта. Их работу координирует главный инженер проекта (ГИП), который назначается по каждому проектируемому объекту или группе объектов.

Время, в течение которого выполняется проект, можно условно разделить на три периода:

- подготовка и изучение исходных данных, важнейшими из которых являются сводный геологический отчет о разведке месторождения и протокол утверждения запасов этого месторождения;
- период проектирования и согласования проектных решений заинтересованными ведомствами и организациями. Выполненный проект должен быть, в частности, согласован с заказчиком и организацией, которая будет осуществлять строительство карьера;
- экспертиза и утверждение проектов и смет.

2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГРАНИЦ КАРЬЕРА

2.1. Конечные, промежуточные и перспективные контуры карьеров

[На оглавление](#)

На предпроектной стадии и при составлении проекта разработки месторождения в первую очередь решается принципиальный вопрос о выборе способа разработки месторождения. Если открытая разработка не имеет альтернативы, то вместо выбора способа разработки определяется экономическая целесообразность применения открытого способа.

При решении обеих задач необходимо установление границ (контуров) карьеров на планах и геологических профилях.

Определить проектные границы карьера — это, значит, обосновать его объёмный конечный контур, который характеризуется углами откосов бортов и глубиной карьера на конец разработки. Проектные границы карьера подразделяются на *конечные, перспективные и промежуточные*.

Конечными контурами называются контуры, которые достигнет карьер на конец его отработки.

Для правильной компоновки генерального плана горнодобывающего предприятия с учетом вовлечения в разработку в перспективе запасов категории C_2 , забалансовых, а также отработки запасов в длительной перспективе, отстраивают *перспективный* контур карьера. Он определяется ориентировочно. В этом случае отработка месторождения может планироваться этапами с таким расчетом, чтобы продолжительность этапа не превышала 10-12 лет и, соответственно, каждому этапу намечают так называемые *промежуточные* контуры карьера.

Деление проектных контуров на промежуточные, перспективные и конечные обусловлено практикой проектирования и эксплуатации карьеров, которая показала, что на многих карьерах контуры периодически пересматривались. В частности границы карьеров Оленегорского, Ковдорского, Соколовского горнообогатительных комбинатов (Российская Федерация) неоднократно пересматри-

вались в связи с поэтапной геологической разведкой месторождений и отсутствием на первых стадиях достаточных данных для окончательного решения вопроса.

Правильное определение контуров карьера имеет большое значение, так как от них зависит объем промышленных запасов и вскрышных пород, возможная производительность и срок существования карьера. Контуров карьера влияют на выбор способа вскрытия, места заложения вскрывающих выработок, расположение транспортных коммуникаций и поверхностных сооружений.

2.2. Концептуальные подходы к определению границ карьеров

[На оглавление](#)

В науке и практике проектирования сформировались две группы подходов к определению границ карьеров:

1. Непосредственно по затратам на строительство предприятия, прибыли, т.е. способ непосредственной экономической оценки вариантов.
2. Косвенная оценка, основанная на сравнении теоретических коэффициентов вскрыши с граничным коэффициентом, т.е. предельно допустимым.

Оценка по экономическим показателям позволяет сопоставить затраты и результаты за длительный период времени с отражением динамики важнейших технико-экономических показателей по годам этого периода. При разработке крутопадающих и наклонных залежей задачу решают путем рассмотрения нескольких вариантов глубины карьера. Для каждого из них строят календарный план, на основании которого определяют затраты и прибыль с начала строительства. Ежегодные доходы и затраты приводят к одному моменту оценки (обычно к году ввода карьера в эксплуатацию).

Данный подход к определению границ карьеров, оценивается специалистами по-разному. Одни считают, что такой подход позволяет выявить влияние различных факторов (например, угла наклона рабочего борта карьера, производительности карьера и др. факторов). Другие указывают, что ввиду невысокой достоверности геологических данных и приближенного характера определения экономических и технологических показателей, использования большого числа не

основных факторов и учет разновременности затрат, неоправданно их усложняет. Значения допустимой погрешности определения запасов различных категорий полученные на основании сравнения данных разведки с результатами эксплуатации, выглядят следующим образом (табл.2.1):

Таблица 2.1

Погрешность определения запасов полезных ископаемых

Категория запасов	А	В	С ₁	С ₂
Погрешность, %	15-20	20-30	30-60	60-90

По отдельным регионам величина погрешности может отличаться. В частности, для Криворожского железорудного бассейна (Украина) допустимая погрешность по категориям запасов составляет А (15-20%), В (25-30%), С₁ (35-40%).

В современных условиях, когда громоздкие расчеты можно выполнить с помощью компьютеров, проблема использования большого числа факторов и учета разновременных затрат снимается. Однако остается проблема повышения степени достоверности разведки запасов, учета изменчивости цен на продукцию и материалы и прогнозирования их изменения на длительный период. Эти причины обусловили широкое распространение в практике проектирования методов косвенной оценки с помощью коэффициентов вскрыши (горной массы). В оценке косвенных методов также нет единства среди исследователей. Одни считают, что они дают результаты тождественные методам непосредственного экономического сравнения, другие, что методы применимы только для приближенных расчетов. В практике проектирования границ карьеров, особенно рудных полезных ископаемых, они получили широкое распространение. Это связано с тем, что преобладающее влияние на величину затрат при разработке наклонных и крутопадающих месторождений оказывают объёмы вскрыши, которые для указанных типов месторождений значительно изменяются с глубиной.

2.3. Определение границ карьеров способом непосредственной экономической оценки вариантов

[На оглавление](#)

В этом методе варианты границ карьера оценивают по действительным затратам с учётом времени их вложения. В качестве экономических критериев целесообразности различных вариантов принимают общую приведенную прибыль за оцениваемый период и другие экономические показатели. Задача решается следующим образом.

1. Принимают несколько возможных вариантов глубины карьера. При комбинированном способе отработки месторождения запасы ниже контура карьера предусматривается отрабатывать подземным способом. Подземную разработку месторождения можно начать после отработки карьера, одновременно с выполнением открытых горных работ и раньше открытой разработки.

2. Для каждого варианта в соответствии с принятой технологической схемой, способом вскрытия, системой разработки и производственной мощностью строят календарные планы для открытых, а в случае комбинированного способа разработки и для подземных работ. Для каждого года оцениваемого периода определяют объёмы вскрышных, добычных и горно-капитальных работ.

3. Для каждого варианта границ определяют ежегодные эксплуатационные и капитальные затраты, а затем приводят их к одному моменту оценки. В итоге определяют суммарные приведенные затраты и суммарную приведенную прибыль, которые являются одним из критериев экономической эффективности вариантов.

Наиболее распространенным критерием эффективности является минимум приведенных затрат для разных вариантов вскрытия

$$Z = C + E \cdot K \rightarrow \min ,$$

где C - полная себестоимость добычи полезного ископаемого, руб.;

E – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, равный 0,12-0,15;

K - удельные капитальные затраты, руб.

Для приведения затрат к одному моменту оценки (сдача карьера в эксплуатацию или достижение карьером проектной производительности), учитывают фактор времени и ожидаемую норму прибыли.

Затраты, осуществляемые до начала расчётного года, приводятся к началу расчётного года по формуле

$$S = \sum Z_t (1 + i)^{t-1},$$

где S - суммарная величина прошлых затрат на момент оценки;

Z_t - текущие затраты по годам до начала расчётного года;

i - коэффициент дисконтирования, обычно равный 0,1;

t - период времени от начала строительства до момента оценки (начала расчётного года);

n - количество лет .

Затраты, осуществляемые после расчётного года, приводятся к началу расчётного года по формуле

$$A = \sum_{t=1}^n \frac{Z'_t}{(1 + i)^t},$$

где A - суммарная величина будущих затрат на момент оценки;

Z'_t - текущие затраты по годам, включая затраты расчётного года;

Моментом оценки может быть момент пуска карьера в эксплуатацию или достижения проектной производительности. Коэффициент дисконтирования представляет собой норму прибыли, которую хочет получить инвестор при эксплуатации данного месторождения. В качестве критерия экономической эффективности вариантов используют также другие критерии, в частности, прибыль, приведенную к оцениваемому моменту работы карьера, и другие критерии.

Данный подход к определению границ открытых работ позволяет выявить влияние на них способа вскрытия, порядка разработки месторождения, угла наклона рабочего борта, производительности карьера, времени начала подземной разработки, соотношения между производительностью карьера и шахты.

В тех случаях, когда подземный способ разработки по каким-либо причинам не рационален или неприменим из-за весьма сложных горно-геологических условий, экономическую целесообразность открытой разработки в заданных границах устанавливают из условия обеспечения рентабельной ежегодной работы предприятия. Для этого задаются вариантами границы открытой разработки и для них определяют экономические показатели проекта, включая рентабельность. При расчёте рентабельности исходят из рыночной цены на добываемое сырьё или продукты его переработки.

2.4. Косвенные методы определения границ карьеров с помощью коэффициентов вскрыши

2.4.1. Коэффициенты вскрыши

[На оглавление](#)

Коэффициентом вскрыши называется количество вскрышных пород, приходящихся на единицу добываемого полезного ископаемого.

От величины коэффициента вскрыши зависит один из основных экономических показателей разработки – полная себестоимость добычи полезного ископаемого. Эта зависимость для периода нормальной эксплуатации карьера выражается формулой:

$$C = C_0 + k \cdot C_e,$$

где C_0 - себестоимость добычи 1 тонны полезного ископаемого без затрат на вскрышные работы, руб.;

k - текущий коэффициент вскрыши, м³/т;

C_e - затраты на извлечение 1 м³ вскрыши, руб.

Из характера данной зависимости видно, что с увеличением коэффициента вскрыши полная себестоимость добычи растёт прямо пропорционально. В самом общем виде коэффициент вскрыши (м³/м³) определяют по формуле:

$$k = \frac{V}{P},$$

где V – объём (или количество) вскрышных пород, м³;

P – объём (или количество) полезного ископаемого, м³.

Значения коэффициента вскрыши, выраженного в м³/т, вычисляются по формуле $k = \frac{V}{P\gamma}$, где γ – плотность полезного ископаемого, т/м³.

Максимально допустимый коэффициент вскрыши, при котором в данных условиях открытая разработка еще экономически целесообразна называется *граничным коэффициентом вскрыши*.

Формула для определения граничного коэффициента вскрыши выводится из формулы полной себестоимости полезного ископаемого (C , руб./м³)

$$C = C_{\partial} + k \cdot C_{\epsilon},$$

где C_{∂} – себестоимость добычи полезного ископаемого без учета вскрышных работ, руб./м³;

C_{ϵ} – себестоимость вскрыши, руб./м³;

k – коэффициент вскрыши, м³/м³.

С увеличением глубины карьера объемы пустых пород возрастают быстрее, чем объемы извлекаемого полезного ископаемого. В связи с этим увеличиваются затраты на вскрышу и полную себестоимость добычи полезного ископаемого. Наступает момент, когда полная себестоимость достигнет своего предельного значения, т.е. $C = C_{np}$, откуда

$$C_{np} = C_{\partial} + k_{zp} \cdot C_{\epsilon},$$

$$k_{zp} = \frac{C_{np} - C_{\partial}}{C_{\epsilon}},$$

где k_{zp} – граничный коэффициент вскрыши.

2.4.2. Условия экономической целесообразности открытой разработки

[На оглавление](#)

Идея косвенного способа определения границ карьера состоит в сравнении теоретических коэффициентов вскрыши с граничным, что эквивалентно по своему значению сравнению допустимой себестоимости с ее возможными значениями при разработке карьера.

С граничным сравнивают средний, контурный, текущий и другие коэффициенты вскрыши.

2.4.3. Методы определения граничного коэффициента вскрыши

[На оглавление](#)

Величины ($C_{np}; C_{\partial}; C_{\epsilon}$), входящие в выражение для определения граничного коэффициента вскрыши могут быть точно определены только после составления проекта разработки данного месторождения. Однако, для составления такого проекта нужно предварительно знать границы карьера. Получается сложно разрешимое противоречие. Для решения задачи все исходные стоимостные параметры ($C_{\partial}; C_{\epsilon}$ и др.) принимаются на основе практических или проектных данных при разработке аналогичных месторождений. В случае затруднений в подборе аналога принимаются нормативные стоимостные показатели.

Определение граничного коэффициента вскрыши на основе сравнения открытого и подземного способа разработки месторождений полезных ископаемых. За предельную себестоимость при определении граничного коэффициента предлагается принимать себестоимость добычи этого же полезного ископаемого подземным способом, т.е. $C_{np} = C_n$.

Тогда

$$k_{cp} = \frac{C_n - C_{\partial}}{C_{\epsilon}},$$

где C_n - себестоимость добычи полезного ископаемого подземным способом.

Определение граничного коэффициента вскрыши на основе оптовой цены на полезное ископаемое. Для месторождений гранита, мрамора, известняка и т.п., которые разрабатываются только открытым способом, в качестве предельной себестоимости полезного ископаемого используется их оптовая цена. В этом случае

$$k_{cp} = \frac{Ц_o - C_{\delta}}{C_{\epsilon}},$$

где $Ц_o$ - оптовая цена на полезное ископаемое, руб.

Если полезное ископаемое не является товарной продукцией и, следовательно, не имеет оптовой цены, то при определении граничного коэффициента вскрыши используют цену товарной продукции. Тогда

$$k_{cp} = \frac{Ц_m \cdot \gamma - (C_{\delta} + C_{mp} + C_{nep})}{C_{\epsilon}},$$

где $Ц_m$ - цена товарной продукции, руб;

γ - выход товарной продукции из сырья в процессе его переработки;

$\tilde{N}_{\delta\delta}$ - затраты на транспортирование полезного ископаемого от карьера до перерабатывающего завода, руб.;

$C_{i\ddot{a}\delta}$ - затраты на переработку полезного ископаемого, руб.

При комплексном освоении месторождения некоторые виды вскрышных пород могут быть использованы в народном хозяйстве, что позволяет получить дополнительную прибыль. Для этих условий граничный коэффициент вскрыши определяется по формуле

$$k_{cp} = \frac{C_{np} - (C_{\delta} - Ц_n \cdot K_n)}{C_{\epsilon}},$$

где C_{np} - предельная величина полной себестоимости основного полезного ископаемого, руб.;

$Ц_n$ - оптовая цена на попутно добываемое сырье, руб./м³;

K_n - коэффициент, показывающий количество попутного полезного ископаемого при добыче 1 м^3 основного полезного ископаемого.

2.4.4. Методы определения границ карьеров с использованием коэффициентов вскрыши

[На оглавление](#)

Метод вариантов. Применяется для месторождений любой формы, в том числе со сложными элементами залегания, когда требуется большая точность расчетов. На поперечном разрезе месторождения вычерчивают конечные контуры карьера для ряда вариантов глубины. Для каждого контура определяют запасы полезного ископаемого, объемы вскрыши и необходимые для расчётов коэффициенты вскрыши, которые сравнивают с граничным. Контур карьера, для которого выбраный коэффициент вскрыши или сумма коэффициентов сравнивается с граничным и будет конечным контуром для данного поперечного разреза месторождения.

Рис. 2.1. иллюстрирует определение конечных контуров карьера методом вариантов с использованием *контурного* коэффициента вскрыши.

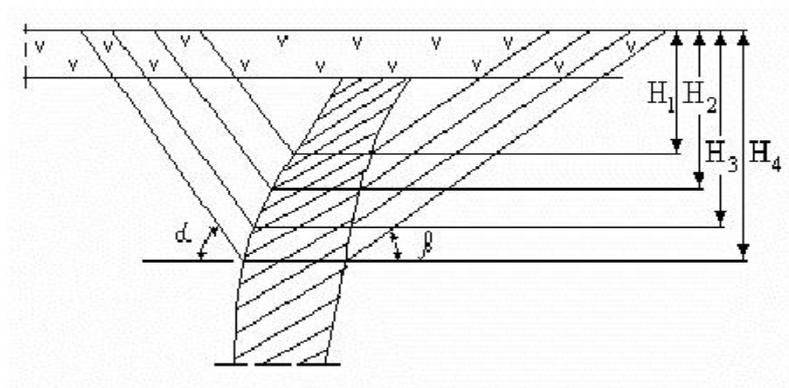


Рис. 2.1. Определение конечных контуров карьера методом вариантов с использованием контурного коэффициента вскрыши: α и β - углы откосов нерабочих бортов карьера со стороны висячего и лежащего бока залежи соответственно; $H_1 \dots H_4$ - варианты конечной глубины карьера

В данном случае наращивание контуров карьера по мере увеличения его глубины показано под углами погашения нерабочих бортов карьера. Сравнение

коэффициента вскрыши с граничным можно выполнить графически, так как это показано на рис. 2.2.

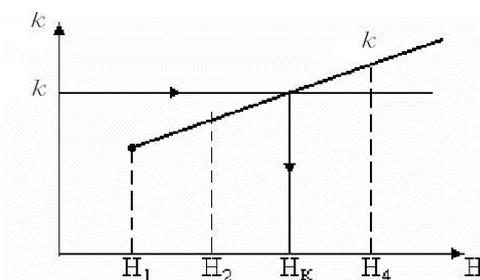


Рис 2.2. Графическое сравнение контурного и граничного коэффициента вскрыши

Подобным образом обрабатывается каждый поперечный разрез. А затем на продольном разрезе и в плане окончательно уточняются контуры карьера (рис. 2.3.).

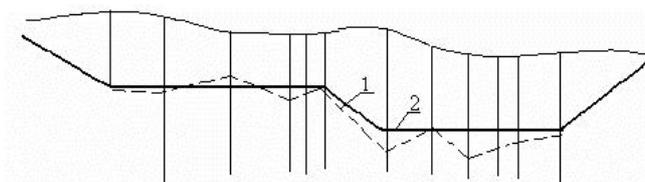


Рис. 2.3. Продольный профиль карьера: 1- по поперечным разрезам; 2- выровненное дно карьера

Аналитические методы применяются при простых элементах залегания месторождения и для предварительного приближенного определения контуров карьера. Наиболее распространенным является метод проф. П.И. Городецкого по контурному коэффициенту вскрыши. П.И. Городецкий считал, что при определении конечных границ карьера необходимо исходить из экономических последствий полной отработки запасов открытым и подземным способом. Они должны быть минимальными, а на конечной глубине карьера затраты на открытую и подземную разработку должны быть равны. Для анализа выделим слой поперечного разреза карьера толщиной 1 м по простиранию залежи (перпендикулярно плоскости чертежа, рис. 2.4).

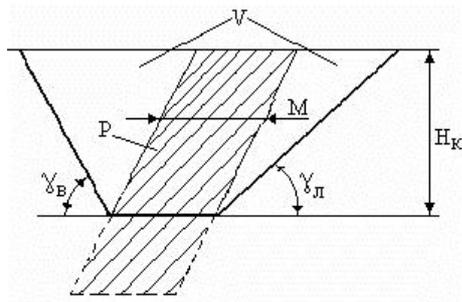


Рис. 2.4. Схема к определению конечной глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши

Затраты на открытую разработку месторождения до глубины H_k

$$Z_o = P \cdot C_o + V \cdot C_e = M \cdot H_k \cdot C_o + \frac{1}{2} H_k^2 (\operatorname{ctg} \gamma_l + \operatorname{ctg} \gamma_e) \cdot C_e$$

Затраты на подземную разработку запасов, находящихся ниже конечного контура карьера (в диапазоне $H - H_k$)

$$Z_n = M \cdot (H - H_k) \cdot C_n,$$

где Z_o, Z_n - соответственно затраты на разработку месторождения открытым способом до глубины H_k и подземным – ниже H_k ;

P - запасы полезного ископаемого в конечных контурах карьера;

V - объем вскрыши в конечных контурах карьера;

C_o, C_e - себестоимость добычи полезного ископаемого и вскрышных пород;

M - горизонтальная мощность залежи;

H_k - конечная глубина карьера;

H - текущая глубина подземной разработки, отсчитываемая от дневной поверхности;

γ_l, γ_e - углы откосов нерабочих бортов карьера на конечном контуре со стороны лежачего и висячего бока залежи соответственно.

Общие затраты на открытую и подземную разработку месторождения равны

$$Z_o + Z_n = M \cdot H_k \cdot C_o + \frac{1}{2} H_k^2 (\operatorname{ctg} \gamma_l + \operatorname{ctg} \gamma_e) \cdot C_e + M(H - H_k) \cdot C_n.$$

Под конечной глубиной карьера понимается такая её величина, при которой суммарные затраты на разработку месторождения открытым и подземным способом будут минимальны. Продифференцировав последнее выражение по H_{κ} , и приравняв его к нулю найдём оптимальное значение глубины карьера, обеспечивающее минимум затрат

$$\frac{d(3_o + 3_n)}{dH_{\kappa}} = M \cdot C_{\partial} + H_{\kappa} (ctg \gamma_{\text{л}} + ctg \gamma_{\text{в}}) C_{\text{в}} - M \cdot C_n = 0,$$

откуда
$$H_{\kappa} (ctg \gamma_{\text{л}} + ctg \gamma_{\text{в}}) C_{\text{в}} = M \cdot C_n - M \cdot C_{\partial}$$

и
$$H_{\kappa} = \frac{M(C_n - C_{\partial})}{(ctg \gamma_{\text{л}} + ctg \gamma_{\text{в}}) C_{\text{в}}} = \frac{M \cdot k_{\text{зр}}}{ctg \gamma_{\text{л}} + ctg \gamma_{\text{в}}}.$$

Из последнего уравнения

$$k_{\text{зр}} = \frac{H_{\kappa}}{M} (ctg \gamma_{\text{л}} + ctg \gamma_{\text{в}}).$$

Графические методы определения границ карьера. Применяются при определении границ карьеров в простых условиях (при равнинном рельефе или некрутом косогоре, крутом или наклонном падении залежи правильной формы), а также для приближенных вычислений.

При определении глубины карьера графическим методом по текущему (эксплуатационному) коэффициенту вскрыши поперечный разрез по месторождению условно разбивают горизонтальными прямыми по глубине на отдельные горизонты (рис. 2.5).

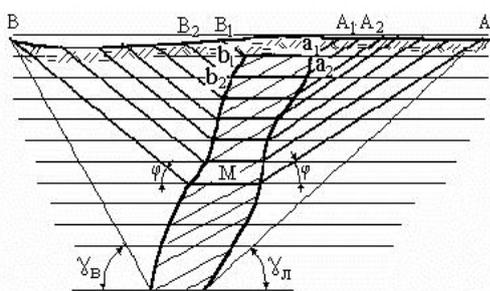


Рис. 2.5. Графическое определение границ карьера по эксплуатационному коэффициенту вскрыши

На каждом горизонте в соответствии с планируемым порядком развития горных работ выбирают и отмечают положение дна разрезной траншеи $a_1, b_1; a_2, b_2$. Из этих точек под углами откосов рабочих бортов ($10-20^\circ$) проводят наклонные прямые $a_1, A_1; a_2, A_2, b_1, B_1; b_2, B_2$ и т.д. до пересечения с дневной поверхностью. Затем для каждого выемочного слоя, ограниченного рабочими бортами, измеряют сумму отрезков $A_1, a_1 + B_1, b_1$ и т.д. и делят ее на соответствующую горизонтальную мощность залежи M_i . Для определения конечной глубины, на поверхности фиксируют положение границы горных работ, при котором частное от деления площади слоя по вскрыше (заменяемой длиной линий) на площадь полезного ископаемого (заменяемую мощностью) достигнет граничного коэффициента вскрыши. Точки A_i и B_i при этом принадлежат верхней бровке конечного контура карьера. Из этих точек под углами погашения γ_n, γ_e отстраивают нерабочие борты карьера на конец отработки.

2.5. Определение углов наклона нерабочих бортов карьера

[На оглавление](#)

Угол наклона нерабочего борта карьера определяется по условию устойчивости и размещения транспортных коммуникаций на борту карьера (условию вскрытия).

Угол откоса нерабочего борта *по условию устойчивости* определяется по специальным таблицам норм технологического проектирования или расчетным путем. На стадии технико-экономического обоснования кондиций рудных месторождений он принимается по табл. 2.2. Для карьеров нерудных строительных материалов углы устойчивых откосов нерабочих бортов карьера рекомендуется выбирать по табл. 2.3.

Углы откоса нерабочего борта карьера по условию устойчивости
(по данным ВНИМИ)

Группа пород	Предел прочности при сжатии, МПа	Характеристика пород, слагающих борт	Угол наклона борта карьера, град
1	2	3	4
1	Борта сложены крепкими породами. Прочность пород на сжатие в образце $\sigma_{сж} > 80$, МПа	Крепкие, слабо-трещиноватые породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления. Крепкие, слабо-трещиноватые породы при наличии крутопадающих (60°) или полого падающих (15°) поверхностей ослабления. Крепкие, слабо-трещиноватые и трещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углом ($35-55^\circ$) Крепкие, слабо-трещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углом ($20-30^\circ$)	55 40-45 30-45 20-30
2	Борта сложены породами средней прочности $\sigma_{сж} = 8-80$, МПа	Породы относительно устойчивые в откосах при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления Породы относительно устойчивые в откосах при наличии поверхностей ослабления с падением в сторону карьера под углом ($35-55^\circ$) Все породы группы при наличии поверхностей ослабления в сторону карьера под углами падения ($20-30^\circ$)	40-45 30-40 20-30
3	Борта или их части сложены слабыми или несвязными породами $\sigma_{сж} < 8$, МПа	Пластичные глины, древние поверхности скольжения, слабые контакты между слоями и другими поверхностями ослабления отсутствуют Поверхности ослабления имеются в средней или нижней частях борта	20-30 15-20

Таблица 2.3

Углы откосов бортов карьеров для карьеров нерудных строительных материалов по данным института Гипронеруд

Характеристика пород по крепости	Угол откоса уступа при погашении работ, град.	Глубина карьера, м до			
		90	180	240	300
В высшей степени крепкие и очень крепкие, крупноблочные, $f > 15$	75 и более	60-68	57-65	53-60	48-54
Крепкие и довольно крепкие, трещиноватые, $f = 5-15$	65-75	50-60	48-57	45-53	42-48
Средней крепости, выветрелые, сильно-трещиноватые $f = 2-4$	55-65	43-50	41-48	39-45	36-43
Довольно мягкие и мягкие, $f = 0,8-2$	40-55	30-43	28-41	26-39	24-36
Мягкие и землистые, $f < 0,8$	25-40	21-30	20-28	-	-

Расчетные методы определения угла наклона нерабочего борта карьера по условию устойчивости можно условно разделить на две группы:

- методы прямого расчёта профиля устойчивого откоса;
- методы определения коэффициента устойчивости откоса с заданным углом его наклона.

Из методов первой группы широко известным и наиболее простым является *метод равнопрочного откоса* (F_p – метод Маслова Н.Н.) Метод равнопрочного откоса позволяет установить предельный угол его наклона, обеспечивающий заданный коэффициент устойчивости. Коэффициент сопротивления сдвигу (F_p):

$$F_p = \operatorname{tg} \varphi + \frac{c}{P_n},$$

где φ – угол внутреннего трения, град;

c – сцепление, $H / \text{м}^2$;

P_n – нагрузка для горизонта, залегающего на глубине z ($H/\text{м}^2$);

$$P_n = \gamma \cdot z,$$

Здесь γ – удельный вес породы, $H/\text{м}^3$;

z - высота слоя грунта, м.

Величина F_p , определяет тангенс угла сопротивления породы сдвигу при запасе устойчивости $n=1$, т.е.

$$\operatorname{tg} \varphi_p = F_p$$

Если же построить угол наклона борта карьера исходя из выражения $\operatorname{tg} \alpha = \frac{\operatorname{tg} \varphi_p}{n}$, то получим откос с коэффициентом запаса устойчивости n .

Примеры расчёта

Пример 1. Расчёт устойчивого угла наклона борта карьера для однородных пород

Необходимо определить угол наклона борта карьера, слагаемого однородной породой $H=45\text{м}$, удельном весе породы $\gamma=18\text{ кН/м}^3$, угле внутреннего трения $\varphi=25^\circ$ и сцеплении $c=100\text{ кН/м}^2$. Коэффициент запаса прочности n принят равным 1,2.

- 1) Разделяем откос по высоте на три зоны, исходя из высоты уступа 15м.
- 2) Находим для глубины $z_3=H$ (2) величину нагрузки на склон горной породы

$$P_{p3} = \gamma z_3 = 18 \cdot 45 = 810 \text{ кН/м}^2$$

- 3) Подсчитываем коэффициент сопротивления сдвигу

$$F_{p3} = \text{tg} \varphi + c/P_{n3} = \text{tg} 25 + 100/810 = 0,58$$

- 4) Определяем величину устойчивого угла борта карьера

$$\text{tg} \alpha_3 = F_{p3}/n = 0,58/1,2 = 0,48, \text{ откуда } \alpha_3 = 26^\circ .$$

Аналогичные подсчеты производим для каждого горизонта. Определив значения α_1 , α_2 и α_3 строим устойчивый борт карьера. Расчеты углов откоса борта карьера при однородной породе записываем в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Расчёт угла откоса борта карьера при однородной породе

Горизонт (сверху вниз)	$z, \text{ м}$	$\gamma, \text{ кН/м}^3$	$P_n = \gamma z, \text{ кН/м}^2$	$c, \text{ кН/м}^2$	c/P_n	φ	$\text{tg} \varphi$	$F_p = \text{tg} \varphi + c/P_n$	N	$\text{tg} \alpha_3 = F_p/n$	α° (округлено)
I	15	18	270	10	0,37	25	0,46	0,83	1,2	0,69	35
II	30	18	540	10	0,19	25	0,46	0,65	1,2	0,54	28
III	45	18	810	10	0,12	25	0,46	0,58	1,2	0,48	26

Результаты расчёта угла откоса по слоям и борта карьера приведены на рис. 2.6.

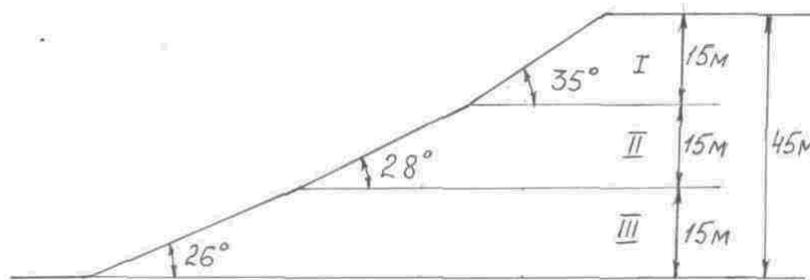


Рис. 2.6. Поперечный разрез устойчивого борта карьера при однородной породе
Пример 2. Расчёт устойчивого угла откоса борта карьера для разнородных пород

Борт карьера складывается из четырёх слоёв породы с характеристиками, приведёнными в табл. 2.5. Принимая $n = 1,3$, устанавливаем значение углов откосов этих слоёв.

Таблица 2.5

Исходные данные для расчёта

Слой	Вертикальная мощность h , м	Удельный вес γ , кН/м^3	Угол трения, φ °	Сила сцепления c , кН/м^2
1	3,75	15	40	3
2	6,52	20	45	80
3	11,25	24	40	300
4	15	22	35	180

Прежде всего определяем величины расчётных средневзвешенных объёмных весов $\gamma_{\text{расч}}$ для каждого слоя.

Для первого слоя:
$$\gamma_{\text{расч1}} = \frac{0 + \gamma_1 \cdot h_1}{h_1}$$

Для второго слоя:
$$\gamma_{\text{расч2}} = \frac{\gamma_1 \cdot h_1 + \gamma_2 \cdot h_2}{h_1 + h_2} \text{ и т.д.}$$

Результаты расчёта средневзвешенного объёмного веса приведены в табл. 2.6.

Таблица 2.6

Расчёт средневзвешенного удельного веса породы

слой	H , м	γ , кН/м^3	$\gamma_{\text{расч}}$, кН/м^3
1	3,75	15	15
2	6,25	20	18
3	11,25	24	21
4	15	20	21,5

Затем последовательно подсчитываем P_n , F_p и α для каждого слоя и данные заносим в табл. 2.7.

Расчёты устойчивого откоса борта карьера

Слои	№ то-чек	$\gamma_{расч},$ кН/м ³	z, м	$P_n =$ $\gamma_{расч} \cdot z$ кН/м ³	φ^0	tg φ	c, кН/м ³	$\frac{c}{P_n}$	$F_p =$ $= tg \varphi + \frac{c}{P_n}$	n	$tg \alpha =$ $= \frac{F_p}{n}$	α°
	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1	1	15	3,75	56	40	0,84	3	0,05	0,89	1,3	0,68	34
2	2	18	10	180	45	1	80	0,44	1,44	1,3	1,1	48
3	3	21	21,25	450	40	0,84	300	0,67	1,51	1,3	1,16	49
4	4	21,5	36,25	780	35	0,7	180	0,23	0,93	1,3	0,72	36

По результатам расчётов строим устойчивый борт карьера (рис 2.7).

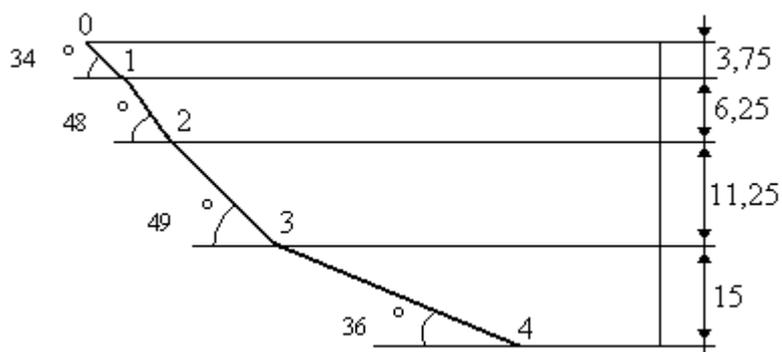


Рис. 2.7. Расчётный профиль откоса устойчивого борта карьера для разнородных пород

Метод отсеков определяет коэффициент запаса устойчивости откоса с заданным углом его наклона. Для определения коэффициента устойчивости последовательно производят ряд следующих действий:

1. Определяют центр (т. O) вероятной поверхности скольжения BDC (рис. 2.8.) Для этого на глубине $2H$ и на расстоянии $4.5H$ от основания откоса находят точку A , которую соединяют с верхней бровкой откоса прямой линией. Вероятное положение центра O наиболее опасной поверхности скольжения на этой прямой, вблизи от её пересечения с вертикалью, проведенной через середину откоса.

2. Из некоторого центра O через нижнюю бровку проводят поверхность скольжения BDC , которая определяет контур призмы скольжения.

ных центров. Наиболее опасной считается поверхность, для которой коэффициент устойчивости минимальный.

Институт Гипроруда рекомендует принимать коэффициент запаса устойчивости в зависимости от срока службы борта (табл. 2.8).

Углы откоса нерабочего борта карьера, принятые по условию устойчивости используются на первом этапе проектирования границ, когда еще не решены вопросы вскрытия. Угол наклона борта, учитывающий размещение стационарных съездов, принимается на этом этапе ориентировочно по аналогии с действующими или запроектированными карьерами.

Таблица 2.8

Значение коэффициента запаса устойчивости

№	Общая характеристика борта (или откоса)	Коэффициент запаса устойчивости “ <i>n</i> ” в зависимости от срока службы откоса	
		до 5 лет	более 5 лет
1	Нерабочий борт, сложенный глинами или трещиноватыми породами	1,2	1,3
2	Нерабочий борт с преобладанием песчаных и гравелистых пород	1,15	1,2
3	Откосы рабочих уступов и отвалов	1,2	-
4	Откосы уступов нерабочего борта, сложенные глинистыми и трещиноватыми породами	1,5	2,0

Они служат основой для предварительного определения границ и расчета запасов полезного ископаемого.

Угол наклона нерабочего борта карьера должен допускать размещение на борту карьера транспортных и предохранительных берм, стационарных съездов. Обычно этот угол определяется графическим построением поперечного сечения борта после решения вопроса вскрытия месторождения. Он также может определяться аналитически по формуле

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{nH}{\sum B_T + \sum B_n + nH \operatorname{ctg} \alpha},$$

где φ - угол откоса нерабочего борта карьера, град;

B_T - ширина транспортной бермы, м;

B_n - ширина предохранительной бермы, м;

α - угол откоса нерабочего уступа по пустым породам, град;

n - число уступов;

H - высота уступа, м.

Определению угла наклона нерабочего угла карьера предшествует построение плана карьера в отработанном виде, на котором показываются все вскрывающиеся выработки, транспортные и предохранительные бермы. Эти вопросы решаются после обоснования технологической схемы производства горных работ, системы разработки и способа вскрытия.

2.6. Особенности определения конечных контуров карьера при разработке пологих и горизонтальных залежей

[На оглавление](#)

При разработке горизонтальных и пологих залежей граница карьера определяются установленным и утвержденным на предпроектной стадии контуром подсчета запасов. При этом нерабочий борт в конечном положении по полезному ископаемому может иметь внутреннее, смешанное или внешнее заложение по отношению к контуру подсчета запасов в плане.

Конечная глубина карьера при горизонтальном и пологом залегании месторождения, определяется глубиной залежи и соответствует отметке почвы пласта или границе подсчета балансовых запасов по глубине.

Углы откосов нерабочих бортов карьера в их конечном положении определяются по нормам технологического проектирования.

3. ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО И ОБЪЕМЫ ВСКРЫШИ В КОНТУРАХ КАРЬЕРА

3.1. Проектные потери и методы их определения

[На оглавление](#)

При современной технологии разработки месторождений балансовые запасы не могут быть извлечены из недр полностью. Поэтому в проектах карьера предусматриваются потери части балансовых запасов. При извлечении балансовых запасов из недр происходят не только их потери, но и засорение полезного ископаемого пустыми породами или минеральным сырьем с некондиционным содержанием полезного компонента. Вследствие этого происходит снижение содержания полезного компонента в добытом минеральном сырье, что называют *разубоживанием* минерального сырья.

Потери сами могут быть источником разубоживания, если теряется в процессе добычи полезное ископаемое с более высоким содержанием полезного компонента. Содержание полезного компонента в массиве и добытом полезном ископаемом в процессе разведки и эксплуатации определяется опробованием.

Потери полезного ископаемого определяются по двум классам:

I – общекарьерные потери;

II – эксплуатационные потери.

Общекарьерные потери – часть балансовых запасов, теряемых в охранных целиках капитальных горных выработок, зданий, технических и хозяйственных сооружений, обеспечивающих нормальную и эффективную деятельность предприятия.

Общекарьерные потери определяются на основании имеющейся геологической и маркшейдерской документации:

- в целиках небольших размеров по формулам

$$П_{\text{ц}} = S_{\text{ц}} \cdot h_{\text{ср}}, \quad \text{или} \quad П_{\text{ц}} = \sum_{i=1}^n \frac{S_i + S_{i+1}}{2} \cdot l_i$$

где $S_{\text{ц}}$ – площадь охранного целика, м²;

h_{cp} – средняя вертикальная мощность минерального сырья на площади целика, м;

S – площадь залежи минерального сырья в геологическом разрезе, м²;

i – номер разреза;

n – число разрезов;

l_i – расстояние между разрезами;

- при потерях минерального сырья на больших площадях общекарьерные потери определяются по методу, принятому для подсчета запасов при проведении геологоразведочных работ.

Эксплуатационные потери – часть балансовых запасов, теряемых в процессе эксплуатации карьера.

Эксплуатационные потери подразделяются на две группы:

Группа 1. Потери полезного ископаемого в массиве (в целиках) – в бортах карьера, в выработанном пространстве карьера, у границ геологических нарушений.

Группа 2. Потери отделенного от массива полезного ископаемого – при выемке совместно с вмещающими (вскрышными) породами, в местах погрузки, разгрузки, складирования, при транспортировании, при ведении взрывных работ.

Потери полезного ископаемого в массиве определяются аналогично общекарьерным потерям путём использования имеющейся геолого-маркшейдерской документации.

При проектировании разработки месторождений *горизонтального залегания и пологих залежей* предусматривают следующие эксплуатационные потери 1-ой группы (потери в массиве):

а) *потери в бортах;*

б) *потери в подошве залежи.*

Эксплуатационные потери в бортах определяются из выражения:

$$П_B = \sum_{i=1}^n S_i \cdot L_i,$$

где S_i - площадь потерянной части полезного ископаемого в поперечном сечении

борта, м²;

L_i - зона влияния разреза, м.

Потери в бортах можно также определить как разницу между балансовыми запасами и объемом полезного ископаемого в контурах карьера $\Pi_B = B - P$, где B - утверждённые балансовые запасы (за вычетом общекарьерных потерь), тыс. м³; P - объём полезного ископаемого в контурах карьера, тыс. м³.

Если разубоживание или засорение подстилающими породами недопустимо, то в подошве карьера оставляется слой полезного ископаемого.

Эксплуатационные потери в подошве залежи подсчитываются по формуле: $\Pi_n = S_n h_n$, где h_n - толщина слоя полезного ископаемого, оставленного в подошве полезного ископаемого, м; S_n - площадь подошвы карьера, на которой имеют место потери, м².

Толщина слоя, оставляемого в подошве принимается для месторождений:

- рыхлых и мягких пород (песчано-гравийной смеси, песка) - 0,1-0,3 м;
- камня - 0,5 м.

При разработке земснарядами обводненных месторождений песков, песчано-гравийных пород, гравийно-песчаных пород, суглинков легких, средних и тяжелых, а также глин тощих, текучих средняя величина недобора в зависимости от производительности земснаряда принимается по нормам технологического проектирования и составляет 0,3 – 1,0 метров.

Потери в подошве, при разработке горизонтальных и пологих залежей, когда подошва карьера совпадает с почвой полезной толщи, могут быть приняты в размере 2 % при мощности полезной толщи до 3 м, 1% - при мощности 3-10 метров и не учитываются при мощности более 10 м.

Эксплуатационные потери 2 группы, имеющие место при выемке полезного ископаемого совместно с вмещающими породами подразделяются на:

- потери полезного ископаемого при зачистке кровли (при разработке горизонтально залегающих и пологих месторождений);
- потери полезного ископаемого в местах контактов полезного ископаемого и

вскрышных пород (при наклонном и крутом падении залежи);

Потери полезного ископаемого при зачистке кровли полезного ископаемого (при выемке совместно с вмещающими породами) определяются толщиной слоя зачистки: $\Pi_k = S_k h_{kp}$, где h_{kp} - толщина слоя зачистки, м; S_n - площадь зачистки, м².

При разработке песчаных и песчано-гравийных месторождений толщина слоя зачистки принимается 0,1- 0,2 м.

Потери полезного ископаемого и объём примешиваемых пустых пород в местах их контакта при наклонном и крутом падении залежи определяется направлением перемещения фронта работ относительно залежи, углом откоса уступов и углом падения залежи. Для залежей правильной формы объёмы потерь и примешиваемой породы можно вычислить аналитически; для других - более сложных условий, определяется путём построения поперечных разрезов.

Потери полезного ископаемого и объём примешиваемых к полезному ископаемому пустых пород (м³) легко определяется из соотношений

$$\Pi_k = \Delta P \cdot L \quad \text{и} \quad V = B \cdot L,$$

где ΔP – площадь потерь полезного ископаемого, м²;

B – площадь примешиваемой породы, м²;

L - длина контакта залежи (перпендикулярна плоскости чертежа).

На рис. 3.1. показан поперечный разрез уступа, совмещённый с геологическим разрезом крутопадающей залежи. Для определения величины потерь и примешиваемой породы, достаточно известными методами измерить соответствующие площади и полученный результат умножить на длину контакта залежи с вмещающими (пустыми) породами.

Величины потерь и примешиваемой пустой породы возрастают с уменьшением угла падения залежи и увеличением высоты уступа, что необходимо учиты-

вать при выборе высоты уступа и способа выемки на контактах (валовая, раздельная).

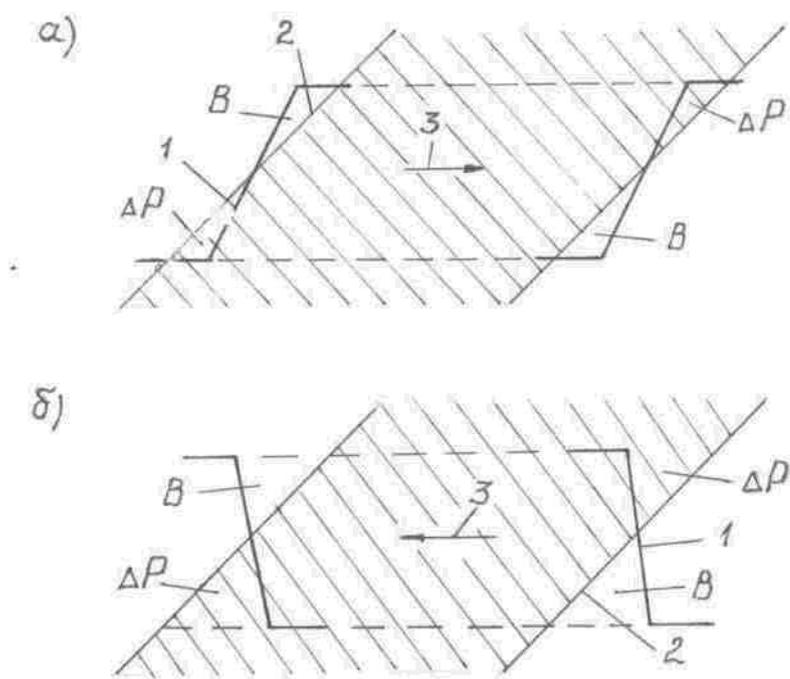


Рис. 3.1. Схемы к определению объёма потерь полезного ископаемого и примешиваемой породы:
 а) при перемещении фронта работ от висячего бока залежи к лежащему;
 б) при перемещении фронта работ от лежащего бока залежи к висячему;
 1 - откос уступа; 2 – бок залежи; 3 - направление перемещения уступа

Эксплуатационные потери второй группы, имеющие место на транспортных путях, потери при взрывных работах и прочие потери (потери при погрузочно-разгрузочных работах, складировании) определяются нормами проектирования или устанавливаются опытным путём. Так, в частности, в отрасли нерудных строительных материалов:

- потери на транспортных путях от карьера до пункта отгрузки или переработки камня. Принимается по ОНТП 18-85. Для месторождений камня - 0,3%, для других нерудных месторождений, в том числе : песчано-гравийных и песчаных - 0,4%;

- потери при взрывных работах при добыче камня на одном уступе - 0,5%, при двух-трёх уступах - 0,25%, при четырёх и более уступах- потери не учитываются.

Эксплуатационные потери при транспортировании учитываются в расчете производительности карьера по отгрузке сырья. Они остаются в промышленных

запасах. Потери из-за взрывных работ учитываются в годовых объемах обруиваемой и взрываваемой горной массы.

Промышленные (извлекаемые при добычных работах) запасы полезного ископаемого определяются вычитанием из балансовых запасов общекарьерных потерь, эксплуатационных потерь первой группы, а также потерь второй группы при выемке совместно с вмещающими породами.

3.2. Показатели потерь и полноты извлечения полезных ископаемых

[На оглавление](#)

Потери и полнота извлечения полезного ископаемого и полезного компонента характеризуются следующими показателями:

Коэффициент потерь полезного ископаемого:

$$K_n = \frac{\Pi}{B}$$

где Π - суммарные потери запасов полезного ископаемого, м³;

B - количество погашаемых балансовых запасов, м³.

При разработке планов развития горных работ коэффициент потерь на планируемый год:

$$K_n = \frac{\Pi'}{A + \Pi'}$$

где Π' - суммарные годовые потери, м³;

A - потребность предприятия в сырье в твердом теле, м³;

$A + \Pi'$ - годовые погашаемые балансовые запасы, м³.

Коэффициент потерь полезного компонента:

$$\eta = \frac{\Pi \cdot \alpha_{\Pi}}{B \cdot \alpha} \quad \text{или} \quad \eta = K_n \frac{\alpha_{\Pi}}{\alpha}$$

где α_{Π} и α - среднее содержание полезного компонента соответственно в потерянных и погашаемых запасах (в относительных единицах или процентах); D – объем полезного ископаемого, принятого дробильной фабрикой (перерабатывающим заводом) или потребителем в твердом теле, м³.

Коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр при добыче:

$$K_{II} = \frac{D}{B},$$

где D – объем полезного ископаемого, принятого дробильной фабрикой (перерабатывающим заводом) или потребителем в твердом теле, м³.

Коэффициент извлечения полезного компонента из недр при добыче:

$$K_{ИК} = \frac{D \cdot \alpha'}{B \cdot \alpha},$$

где D - количество минерального сырья, принятого потребителем (на переработку), м³;

α' - среднее содержание полезного компонента в добытом минеральном сырье (в относительных единицах или процентах).

Коэффициенты потерь полезного ископаемого и полезного компонента связаны с соответствующими коэффициентами извлечения соотношениями:

$$\begin{aligned} K_{II} &= 1 - K_{II}, \\ \eta &= 1 - K_{ИК}. \end{aligned}$$

При дополнительной добыче запасов неучтенных в балансе:

$$\eta = 1 - K_{ИК} + d_{ИК}$$

где $d_{ИК}$ - коэффициент дополнительного извлечения полезного компонента из запасов полезного ископаемого, неучтенного в балансе.

При разработке песчаных и песчано-гравийных месторождений, а также месторождений скальных горных пород осадочного происхождения коэффициент извлечения полезного компонента определяется с учетом содержания загрязняющих примесей:

$$K_{ИК} = \frac{D \cdot (100 - \Gamma_D)}{B \cdot (100 - \Gamma_B)},$$

где Γ_B и Γ_D - количество загрязняющих примесей соответственно в балансовых запасах и добытом полезном ископаемом, %.

Коэффициент разубоживания:

$$\rho = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha}$$

При разработке железорудных, угольных и месторождений природного камня применяют коэффициент засорения:

$$K_3 = \frac{B}{D},$$

где B - объем примешиваемых пород, м³;

D - объем добытого полезного ископаемого, м³; $D = B - П + B$.

Значения коэффициента разубоживания (засорения) составляют: для железной руды $\rho = 3 - 5\%$, для руд цветных металлов $\rho = 7 - 20\%$, для угля $\rho = 1 - 2\%$.

Изменение содержания полезного компонента в добытом полезном ископаемом, кроме разубоживания характеризуется также коэффициентом изменения качества:

$$K_K = \frac{\alpha'}{\alpha} \text{ или } K_K = \frac{100 - \Gamma_D}{100 - \Gamma_B} \text{ или } K_K = \frac{1 - A_o}{1 - A_o'}$$

где A_o и A_o' - зольность угля в добываемых и балансовых запасах.

Зольность добываемого угля (в %):

$$A_o^d = \frac{Q_o(1 - П)A_o^d + Q_{II}K_3A_o^d}{Q_{II}},$$

где Q_o , Q_i - балансовые и промышленные запасы угля соответственно, т;

$П$ - проектные потери, отн. ед;

K_3 - засорение угля пустыми породами, отн. ед;

A_o^d - зольность балансовых запасов угля, %;

A_o^d - зольность породы, %.

Засорение угля пустой породой (%) определяется по формуле:

$$K_3 = \frac{(P_k + P_n)\gamma_b \cdot 100}{(m - h_k - h_n)\gamma_y + (P_k + P_n)\gamma_b},$$

где P_k, P_n - толщина прихвата пород при выемке угля в кровле и почве пласта соответственно, м ;

γ_y, γ_b - объемная масса угля и породы, засоряющей уголь соответственно,
т/ м³;

m -средняя геологическая мощность пласта, м ;

h_k, h_n -толщина теряемого слоя угля в кровле и почве пласта соответственно,
м.

Разубоживание и коэффициент изменения качества связаны между собой соотношением: $\rho = 1 - K_k$.

3.3. Определение величины промышленных (эксплуатационных) запасов с учетом потерь и разубоживания

[На оглавление](#)

В процессе добычи полезное ископаемое извлекается из недр земли. Извлечение полезного ископаемого в общем случае происходит поэтапно и включает отделение полезного ископаемого от массива, выемочно-погрузочные работы, транспортирование и складирование. Объём извлечённых из недр запасов на стадии отгрузки полезного ископаемого, отличается от такового объёма, доставляемого потребителю на величину потерь при погрузочно-разгрузочных работах, транспортировании и складировании. Кроме того, при проектировании разработки многих и, прежде всего ценных полезных ископаемых, для достижения более полного извлечения, допускается их засорение пустой пород или разубоживание (например, руды чёрных и цветных металлов). Вследствие этого, существует различная трактовка запасов полезного ископаемого, извлекаемого из недр. Они имеют не только разное название – промышленные, эксплуатационные, но и в понятие запасов с одинаковым названием закладывается различный смысл.

В промышленности нерудных строительных материалов *промышленные запасы* (извлекаемые при добычных работах) определяются путём вычитания из общего объёма балансовых запасов общекарьерных потерь, эксплуатационных потерь первой группы, а также потерь второй группы при выемке сырья совместно с вмещающими породами. Эксплуатационные потери второй группы при погрузоч-

но-разгрузочных работах, при транспортировании и складировании учитываются в расчете производительности карьера по отгрузке сырья. Потери из-за взрывных работ учитываются в годовых объемах взрываеваемой горной породы.

В угольной промышленности при расчете промышленных запасов из балансовых запасов исключают общекарьерные и эксплуатационные потери (включая потери при транспортировке), а также учитывают засорение угля вмещающими породами. При этом к балансовым запасам угля относят только запасы категорий А, В и С₁.

В чёрной и цветной металлургии количество извлекаемых запасов определяется с учетом потерь и разубоживания полезного ископаемого из соблюдения следующих условий. Из определенного количества полезного ископаемого в массиве (погашаемые промышленные запасы) – B , с содержанием полезного компонента α с учетом потерь полезного компонента η и разубоживания ρ может быть добыто (доставлено на дробильно-обогадательную фабрику) количество D сырого полезного ископаемого (руды) с содержанием полезного компонента α' (при расчете принимают во внимание суммарные эксплуатационные потери).

Баланс полезного ископаемого и полезного компонента в процессе добычи имеет вид: $D \cdot \alpha' = B \cdot \alpha(1 - \eta)$, и, учитывая, что $\alpha' = \alpha(1 - \rho)$

$$D = B \cdot \frac{1 - \eta}{1 - \rho}.$$

Формулы для определения количества извлекаемых запасов можно получить также исходя из равенства:

$$D = B - B \cdot \eta + D \cdot \rho.$$

Если в процессе разработки разубоживание (засорение) отсутствует и имеют место только потери полезного ископаемого, то;

$$D = B \cdot K_{II},$$

где K_{II} - коэффициент извлечения полезного ископаемого.

Путем простых преобразований уравнения баланса можно получить формулы (уже рассмотренные выше) для определения коэффициента потерь полезного ис-

копаемого и извлечения полезного компонента из погашаемых балансовых запасов.

Для этого уравнение баланса решается относительно η . Получим:

$$\eta = 1 - \frac{D \cdot \alpha'}{B \cdot \alpha},$$

где $\frac{D \cdot \alpha'}{B \cdot \alpha} = K_{\text{изк}}$ - коэффициент извлечения полезного компонента.

Вопрос о том, какие запасы относить к извлекаемым (промышленным, эксплуатационным) является очень важным, так как их величина определяет срок эксплуатации месторождения.

В общем виде срок эксплуатации месторождения определяется формулой:

$$T = \frac{D}{P},$$

где D - извлекаемые (промышленные, эксплуатационные) запасы;

P - годовой расход запасов.

В практике проектирования месторождений по нерудным строительным материалам промышленные запасы - D определяют за вычетом всех потерь, кроме потерь при погрузочно-разгрузочных работах, транспортировке и складировании, а годовой расход запасов определяют как производительность карьера по отгрузке сырья из массива.

При определении извлекаемых запасов по формуле $D = B \cdot \frac{1 - \eta}{1 - \rho}$ мы вычитаем

из погашаемых балансовых запасов все эксплуатационные потери, включая потери на транспортных путях. Поэтому при определении срока эксплуатации месторождения в этом случае извлекаемые запасы надо делить на потребность предприятия в сырье, т.е. на производительность карьера, определяемую по количеству полезного ископаемого, доставляемого потребителю.

Порядок списания балансовых запасов определяется «Положением о порядке списания запасов», утвержденным Приказом Министерства природных ресурсов и охраны окружающей среды РФ.

Объём вскрыши в контурах карьера складывается из объёмов почвенно-растительного (плодородного) слоя, объёмов собственно пустых пород и объёмов полезного ископаемого, теряемых при выемке полезного ископаемого совместно с вмещающими породами.

Извлекаемый объём пустых пород также должен определяться с учетом потерь и разубоживания. Принимая во внимание, что

$$D = B \cdot \frac{1-\eta}{1-\rho} \quad \text{и} \quad V_{II} = V - D \cdot \rho + B \cdot \eta,$$

Получим

$$V_n = V + B \cdot \left(\eta - \frac{\rho \cdot (1-\eta)}{1-\rho} \right),$$

где V - геологический объём вскрышных пород в контурах карьера;

$D \cdot \rho$ - объём вскрыши, примешиваемый к полезному ископаемому;

$B \cdot \eta$ - примешиваемый к вскрыше объём полезного ископаемого.

Выражение в фигурных скобках можно представить:

$$\eta - \frac{\rho \cdot (1-\eta)}{1-\rho} = \frac{\eta - \rho}{1-\rho}, \quad \text{следовательно:} \quad V_n = V + B \cdot \frac{\eta - \rho}{1-\rho}.$$

Следует иметь в виду, что объём вскрыши определён без учёта его потерь при перемещении в отвал.

Пример расчёта эксплуатационных потерь, засорения и промышленных запасов угля приведён в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Расчёт эксплуатационных потерь, засорения и промышленных запасов угля

Наименование	Единицы измерения	Обозначения величин, формулы	Значение показателей по пластам		
			I	II	III
1	2	3	4	5	6
Средняя мощность пласта	м	m	7,3	2,5	2,2
Ширина заходки по углю	м	A	30	30	30
Угол откоса угол уступа	м	α	70	70	70
Толщина теряемого слоя грунта					
- в кровле пласта	м	h_{κ}	0,15	0,15	0,15
- в почве пласта	м	h_n	0,20	0,10	0,10
1	2	3	4	5	6
Потеря угля					
- в кровле пласта	%	$П_{\kappa} = \frac{h_{\kappa}}{m} \cdot 100$	2,1	6,0	6,8
- в почве пласта	%	$П_n = \frac{h_n}{m} \cdot 100$	2,7	4,0	4,6
- при транспортировке	%	$П_{mp}$ (опытным путем)	0,2	0,2	0,2
Общие эксплуатационные потери	%	$П = П_{\kappa} + П_n + П_{mp}$	5,0	10,2	11,6
Толщина прихвата пород при выемке пород					
- в кровле пласта	м	$P_{\hat{e}}$	0,05	0,05	0,05
- в почве пласта	м	$P_{\hat{i}}$	0,1	0,1	0,1
Объемная масса угля	т/м ³	γ_y	1,1	1,1	1,1
Зольность балансовых запасов угля	%	$A_{\hat{a}}^d$	22	29,1	34,5
Объемная масса породы, засоряющей уголь	т/м ³	γ_b	1,6	1,6	1,6
Зольность породы	%	A_b^d	70	70	70
Засорение угля вмещающими породами	%	$K_3 = \frac{(P_{\kappa} + P_n)\gamma_b \cdot 100}{(m - h_{\kappa} - h_n)\gamma_y + (P_{\kappa} + P_n)\gamma_b}$	3,0	8,8	10
Балансовые запасы угля в границах отработки	тыс. т	Q_2	31721	2259	4770
Промышленные запасы угля	тыс. т	$Q_i = Q_{\hat{a}} \frac{1 - \hat{I}}{1 - \hat{E}_{\zeta}}$	31067	2224	4685
Зольность добываемого угля	%	$A_{\hat{o}}^d = \frac{Q_{\hat{o}}(1 - П)A_{\hat{o}}^d + Q_n \cdot K_3 \cdot A_b^d}{Q_n}$	23,4	32,7	38,0

3.4. Измерение площадей для подсчета запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши

[На оглавление](#)

Площади возникают в результате оконтуривания месторождений на топографических и маркшейдерских планах при построении поперечных и продольных разрезов месторождений. На практике, определение площадей на планах и разрезах производится традиционными способами: геометрическим, палеткой, аналитическим и другими, а также с помощью компьютерных технологий. Наибольшие возможности для решения указанных задач дают компьютерные технологии. К числу наиболее простых и эффективных технологий относится использование графического редактора AutoCad.

Для измерения площади, она оконтуривается замкнутой полилинией.левой кнопкой мыши полилиния активируется. Правой кнопкой мыши вызывается контекстное меню и выбираются «свойства». В появившемся контекстном меню приводится целый ряд свойств полилинии, в том числе площадь, которую она оконтуривает. Рисунок 3.2 иллюстрирует описанный способ.

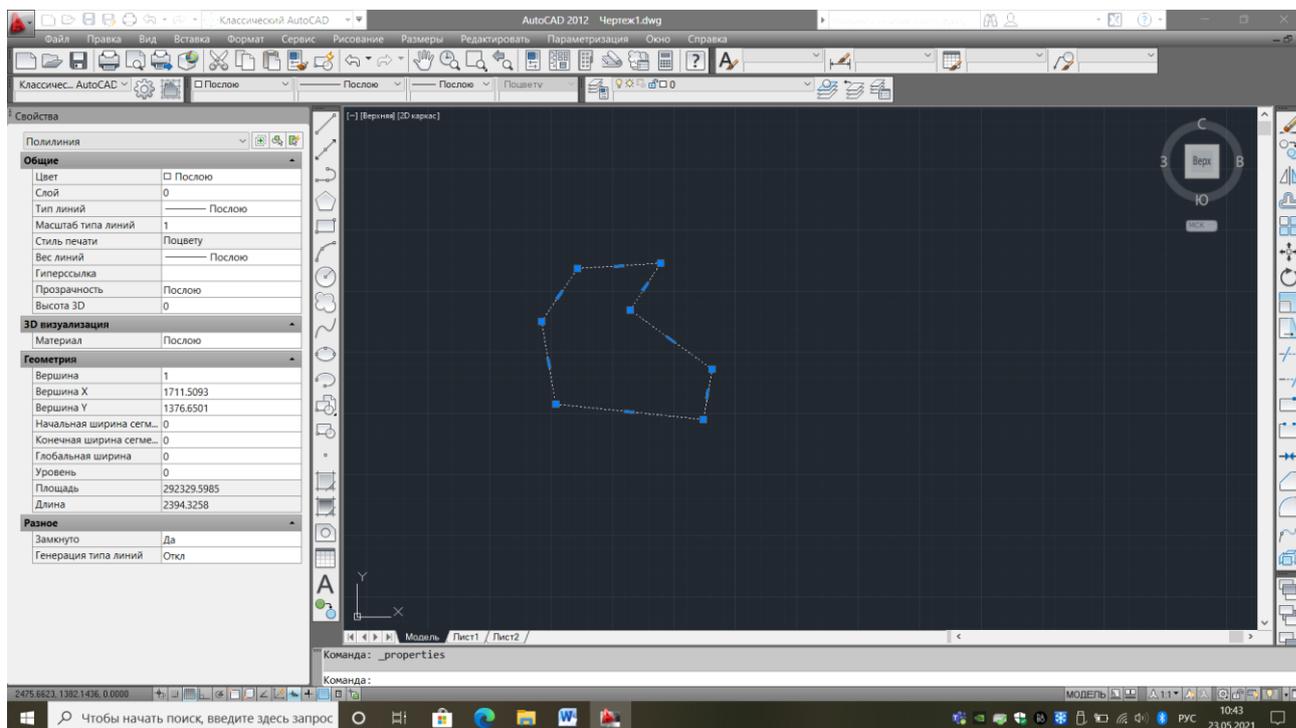


Рис. 3.2. Измерение площади в Автокаде путем выгрузки свойств полилинии

Следует обратить внимание, что редактор сообщает помимо площади, такие важные характеристики полилинии, как координаты угловых точек, а также длину (периметр) полилинии.

Координаты угловых точек, периметр полилинии, а также площадь замкнутого полигона можно определить через использование главного меню, выбрав опции «сервис/сведения/список», как это показано на рис. 3.3.

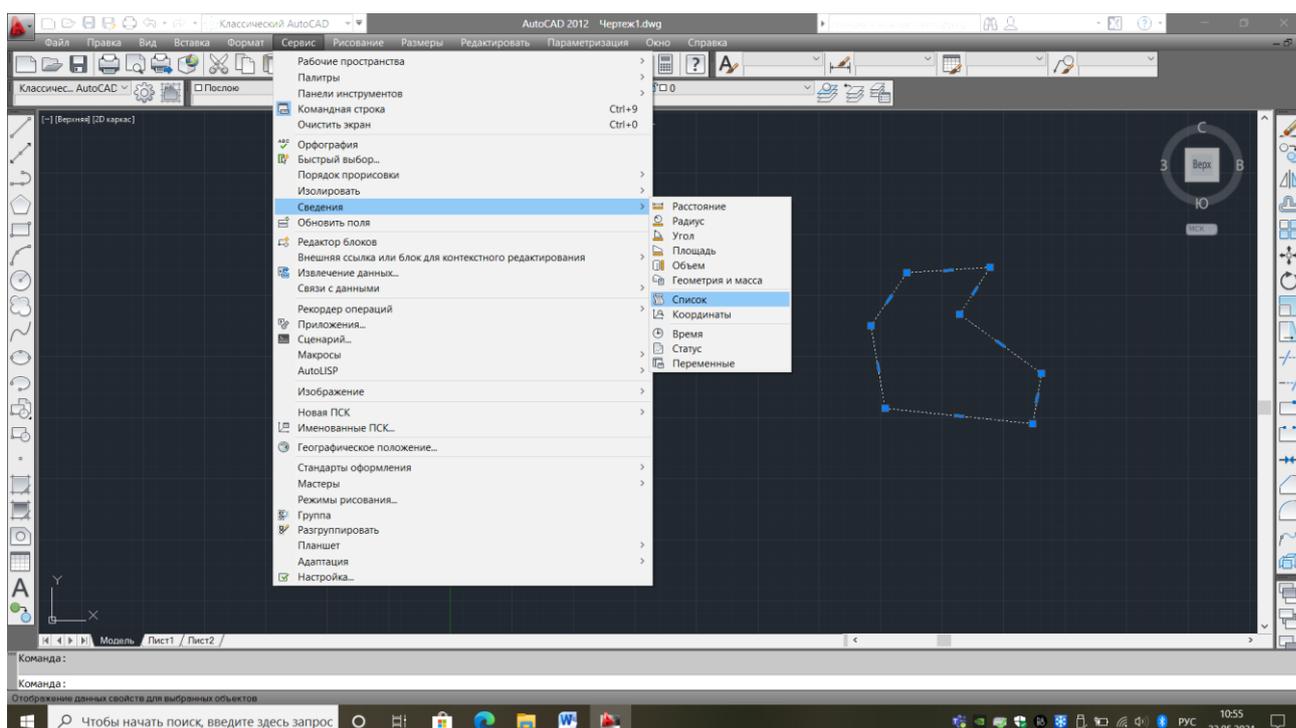


Рис. 3.3. Измерение площади полигона через главное меню

После нажатия клавиши Enter результат выгружается в виде иллюстрируемом в виде (рис. 3.4):

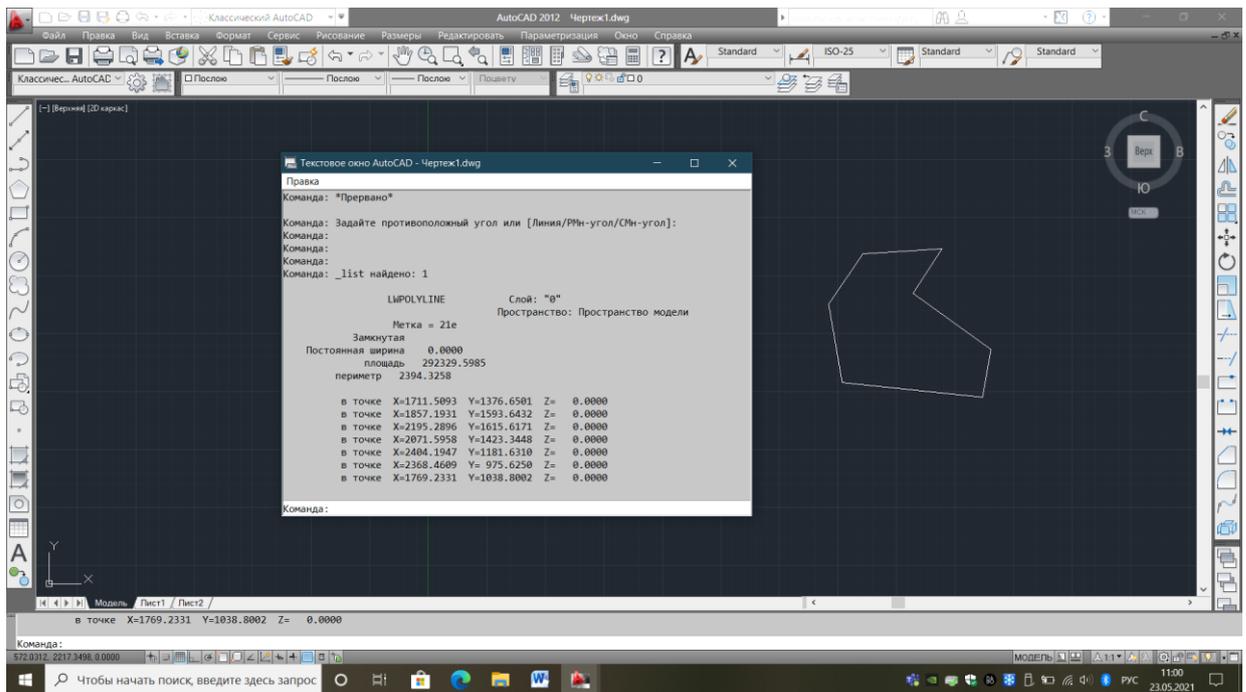


Рис. 3.4. Текстовое окно со свойствами полилинии (полигона)

3.5. Способы подсчета запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши

[На оглавление](#)

В зависимости от формы и структуры месторождения для подсчета запасов и объемов вскрыши используются традиционные способы среднего арифметического, геологических блоков, разрезов и другие

Способ среднего арифметического применяется в тех случаях, когда месторождение разведано скважинами или горными выработками, пересекающими залежь по мощности.

Определяется средняя мощность залежи, а при подсчете запасов рудного месторождения и среднее содержание полезного компонента как среднее арифметическое из данных, полученных по всем выработкам, обнаруживших полезное ископаемое промышленной кондиции. Далее подсчитывают объем залежи полезного ископаемого (вскрыши) V (m^3), запасы полезного ископаемого Z (т) и запасы полезного компонента P (т):

$$V = Sm; Z = V\rho; P = Z \frac{C}{100},$$

где S - площадь тела на проекции, м; m - средняя горизонтальная или вертикальная мощность тела, м; ρ - средняя плотность полезного ископаемого, т/м³; C – среднее содержание полезного компонента в объеме залежи полезного ископаемого, %.

Способ применяется при достаточном количестве разведочных выработок, при сравнительно малых изменениях мощности полезного ископаемого. Этот метод дает возможность быстро определить величину запасов для ориентировочного представления о промышленной ценности месторождения.

Способ геологических блоков. При этом способе площадь тела полезного ископаемого разделяется на отдельные участки – блоки, представляющие собой систему сомкнутых фигур. Границы блоков проводят между скважинами, а высота блоков принимается равной средней мощности тела полезного ископаемого в каждом блоке

Подсчет запасов в пределах таких блоков ведется по способу среднего арифметического. Блоки оконтуриваются по следующим признакам:

- выделяются площади разной степени разведанности;
- выделяются площади с сильно отличающейся мощностью залежи;

Общие запасы полезного ископаемого по месторождению получаются в результате суммирования запасов по отдельным блокам.

Способы, основанные на применении ГИС.

В настоящее время традиционные способы подсчета запасов вытесняются способами, основанными на использовании технологий геоинформационных систем.

К числу простых и в то же время эффективных геоинформационных систем, используемых для решения указанных выше задач, относится программный комплекс SURFER американской фирмы Golden Software.

Моделирование залежи в ГИС включает в себя построение цифровых моделей поверхностей, к которым можно отнести кровлю и почву залежи, поверхность месторождения, планы изомощностей вскрышных пород и полезного ископаемого.

В процессе создания цифровой модели ввод данных разведочных выработок осуществляется различными способами. Ввод данных возможен непосредственно в рабочий лист Surfer или в электронную таблицу других программ (Excel, Lotus 1-2-3) с последующим импортом в рабочий лист. Размещение данных в рабочий лист Surfer возможен также из текстовых редакторов через буфер обмена. Применяемые технологии отличаются простотой, удобством редактирования информации, многообразием вариантов ввода. Сформированные файлы имеют расширение *.dat и в дальнейшем служат основой для создания сеточной модели поверхности.

Создание сеточной модели поверхности является вторым важным этапом цифрового моделирования залежи.

Подсчет запасов полезного ископаемого производится на основе создаваемых в ГИС Surfer8 так называемых сеточных файлов кровли и почвы залежи полезного ископаемого. Сеточные файлы создаются из экспериментальных данных описывающих поверхности с тремя измерениями (x,y,z). В узловых точках сети с использованием математических методов вычисляются значения функции поверхности. При подсчете запасов используется по умолчанию геостатистический метод Криге (Kriging -метод). На сеточном файле показывается расположение точек сеточной функции и расположение изолиний z. Математическое описание сеточных функций приводится в соответствующих отчетах (Report1 КРОВЛЯ и Report2 ПОЧВА). Файлы имеют расширение *.grd.

На следующем этапе из сеточных функций исключаются области за пределами контуров подсчета запасов. Эта операция называется бланкированием сеточного файла. Бланкирующие файлы имеют расширение *.bln. Затем вычисляются объемы полезного ископаемого между двумя бланкированными сеточными функциями. Для вычисления объемов используются следующие методы:

- метод трапеций (Trapezoidal Rule), метод Симпсона и метод Симпсона 3/8.

Относительную погрешность вычисленного объема можно оценить путем сравнения результатов трех методов и выразить в процентах от среднего значения.

4. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

4.1. Понятие о горно-геометрическом моделировании

[На оглавление](#)

Горные работы в карьере развиваются в пространстве и времени в определенной последовательности. Практически всегда карьерное поле можно отрабатывать в различном порядке, отличающимся местом и способом вскрытия, направлением развития горных работ, высотой уступа и другими параметрами. Принятый порядок отработки карьерного поля формирует распределение вынимаемых объемов полезного ископаемого и вскрыши и, как следствие, динамику затрат и прибылей во времени, т.е. экономические результаты разработки месторождений.

Горно-геометрическое моделирование – представляет собой метод исследования распределения объемов добычи и вскрыши в границах карьерного поля при различных вариантах механизации горных работ, вскрытия, системы разработки и направления развития горных работ.

В процессе горно-геометрического анализа устанавливается зависимость поэтапно извлекаемых объемов вскрыши и полезного ископаемого от положения горных работ в карьере. Для крутопадающих и наклонных залежей исследуется динамика изменения объёмов от глубины карьера, для пологих и горизонтального залегания - от положения фронта работ в плане.

В результате горно-геометрического моделирования строят графики изменения объемов вскрыши и полезного ископаемого от положения горных работ. В дальнейшем они служат основой для выбора рационального варианта вскрытия, системы разработки, технологической схемы, направления развития горных работ и построения календарного плана горных работ.

Горно-геометрический анализ проводится в следующем порядке.

1. Предварительно определяют границы карьера и намечают основные технологические решения открытой разработки.
2. Уточняют границы карьера для выбранных вариантов основных технологических решений.

3. Определяют поэтапные объемы вскрыши и полезного ископаемого различными методами.
4. Строят графики горно-геометрического анализа.

Научные основы горно-геометрического моделирования разработаны академиком В.В. Ржевским, профессором А.И. Арсентьевым, и др. учеными.

4.2. Моделирование месторождения

[На оглавление](#)

Моделирование месторождения является первым этапом моделирования развития горных работ в границах карьерного поля. На современном этапе развития компьютерных технологий данная задача эффективно решается с использованием геостатистических методов, реализуемых с помощью компьютерных программ.

К числу недорогих и достаточно эффективных программ для решения задач горно-геометрического моделирования относится программа Surfer компании Golden Software (США).

В зависимости от решаемых задач с помощью Surfer создается карта поверхности, планы изогипс кровли и почвы залежи, планы изомощностей и другие карты с двух или трехмерной визуализацией с последующими возможностями определения объемов в заданных границах.

4.3. Моделирование развития горных работ

[На оглавление](#)

Моделирование развития вскрышных и добычных работ сводится к определению их объемов на различных этапах их развития и принципиально могут быть представлено в виде графиков изменения объемов вскрыши и полезного ископаемого по мере развития горных работ на глубину или в горизонтальном направлении (рис. 4.1), либо в виде графиков нарастающих объемов вскрыши от нарастающих объемов полезного ископаемого (рис. 4.1).

Для повышения достоверности прогноза вынимаемых объемов при нескольких вскрышных и добычных уступах и неравномерном развитии в разных направлениях фронта работ, необходимо использовать погоризонтные планы вскрышных пород и полезного ископаемого, на которых наносятся первоначальные положения фронта горных работ с учетом нормативного опережения вскрышными работами добычных. Первоначальное положение фронта горных работ целесообразно приурочивать к моменту пуска карьера в эксплуатацию. Конфигурацию фронта можно принимать любую, а подсчет объемов производить геостатистическими методами, рассмотренными в разделе 3.6.

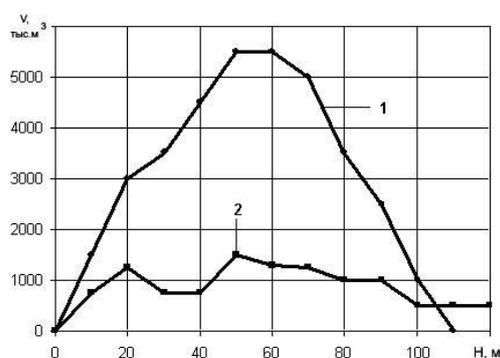


Рис. 4.1. График горно-геометрического моделирования развития горных работ с глубиной карьера: 1 - вскрыша; 2 - полезное ископаемое

Графики ожидаемых объемов вскрышных и добычных работ приведены для одного фиксированного значения угла откоса рабочего борта. Для выявления возможной области регулирования объемов вскрышных работ при различных вариантах угла откоса рабочего борта проф. А.И. Арсентьевым предложено строить графики горно-геометрического анализа в виде зависимостей нарастающих объемов вскрыши от нарастающих объемов полезного ископаемого при двух крайних случаях отработки карьера:

- работа на одном уступе до полной его отработки (рабочие площадки в этом случае имеют максимальную ширину, а угол откоса рабочего борта $\varphi \Rightarrow 0^0$);
- работа на максимально возможном количестве уступов с минимальной шириной рабочей площадки и максимальным углом откоса рабочего борта.

По полученным значениям поэтапно извлекаемых объемов вскрыши и полезного ископаемого строится график нарастающих объёмов вскрыши от нарастающих объёмов полезного ископаемого $V=f(P)$ (рис. 4.2).

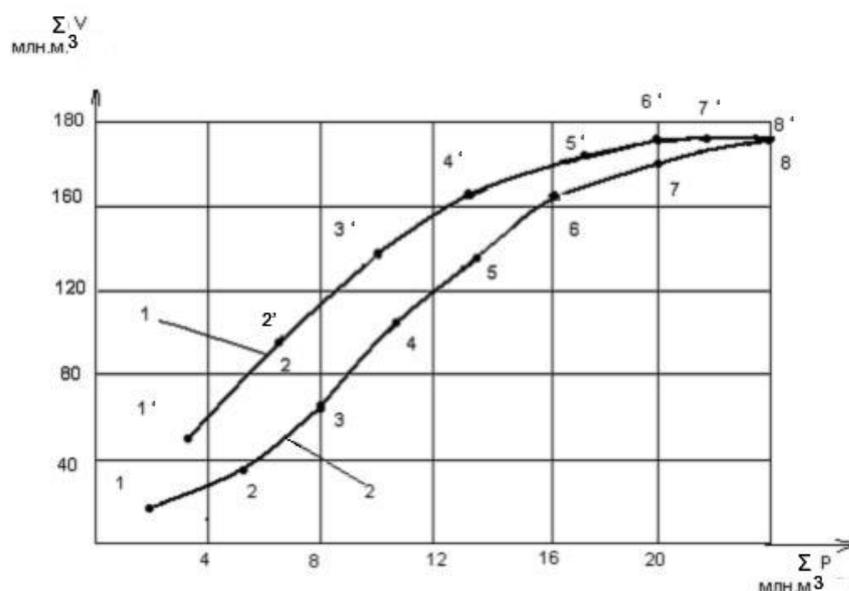


Рис. 4.2. График нарастающих объёмов вскрыши от нарастающих объёмов полезного ископаемого:
1- $\varphi = 0^{\circ}$; 2- $\varphi = \varphi_{\max}$

Полученные графики ограничивают область возможных соотношений объемов вскрышных и добычных работ при работе с различными углами откоса рабочих бортов, т.е. с разной величиной ширины рабочей площадки, которая может быть установлена при проектировании.

5. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ КАРЬЕРА

5.1. Понятие производственной мощности (производительности) карьера

[На оглавление](#)

Под *производственной мощностью* предприятия понимается установленное количество продукции заданной номенклатуры, которое предприятие способно выпустить с соблюдением норм и правил в течении заданного промежутка времени.

Применительно к открытым горным работам термин «производственная мощность карьера» используется для характеристики производительности карьера по полезному ископаемому (руде), вскрыше и горной массе. В практике проек-

тирования горных предприятий, а также технической литературе, термины производственная мощность и производительность часто используются как синонимы.

Производительность карьера по полезному ископаемому (вскрыше, горной массе) – это количество полезного ископаемого (вскрыши, горной массы), добываемого в карьере в единицу времени (смену, сутки, месяц, квартал, год).

Взаимосвязь между производительностью карьера по полезному ископаемому, вскрыше и горной массе выражается соотношениями:

$$\begin{aligned}A_{зм} &= A_{ну} + A_{г}, \\A_{зм} &= A_{ну} (1 + k),\end{aligned}$$

где $A_{зм}$ - производительность карьера по горной массе, м³;

$A_{ну}$ - производительность карьера по полезному ископаемому, м³;

$A_{г}$ - производительность карьера по вскрыше, м³;

k – эксплуатационный (текущий) коэффициент вскрыши.

Различают также *полную проектную мощность (производительность)* и *пусковую*.

На карьерах с годовым объемом добычи до 4 млн.т. при вводе карьера в эксплуатацию должна быть освоена его *полная* проектная производительность. При большей производительности карьер вводится в эксплуатацию при достижении так называемой *пусковой* производительности. Она определяется пусковой мощностью обогатительной фабрики, но должна быть не ниже нормативной (СН 440-79). При производительности карьера по полезному ископаемому более 20 млн.т. в год пусковая мощность должна быть не менее 30% полной годовой проектной производительности.

В начале проектирования устанавливается *максимально возможная (технически достижимая)* производительность карьера по полезному ископаемому, соответствующая его горным и геологическим условиям. Она является верхним технически достижимым пределом. В рыночных условиях большое значение имеет производительность карьера определённая из экономических соображений по

результатам технико-экономической её оценки. Наилучшую по результатам экономической оценки производительность карьера называют *оптимальной*.

В настоящее время в проектной практике используют две группы методов определения производительности карьеров: по горно-техническим факторам и экономическим. Первая группа методов, называемая также методами определения производительности по горным возможностям (или по горно-геологическим условиям), включает методы определения производительности по возможной интенсивности развития горных работ и по транспортным возможностям. Вторая группа методов предусматривает определение производительности по плановой потребности предприятия в сырье, по обеспеченности запасами и срокам амортизации, а также по факторам экономической эффективности. В большинстве случаев при определении производительности используют несколько методов. Следует иметь в виду, что экономически целесообразная производительность не всегда технически возможна, а технически возможная производительность не всегда экономически целесообразна или может не соответствовать плановой потребности предприятия в сырье. Поэтому при обосновании производительности карьера учитываются горно-технические и экономические факторы в совокупности.

5.2. Определение производительности карьера по полезному ископаемому исходя из потребности предприятия в сырье

[На оглавление](#)

Когда составляется задание на проектирование, всегда учитываются возможные потребители продукции данного предприятия и их потребности в данном полезном ископаемом. Эти факторы во многих случаях являются определяющими при установлении производственной мощности горного предприятия. Установленная из плановых соображений производственная мощность должна быть тщательно проверена на достижимость по горным условиям и экономической целесообразности.

Если добываемое полезное ископаемое не является товарной продукцией, а представляет собой только сырьё для её производства на данном предприятии, то

производительность карьера определяется в зависимости от плана производства товарного продукта, например, концентрата. Связь между конечной товарной продукцией и сырьем выражается через выход продукции из добытого в карьере сырья или через расход сырья, необходимого для производства данной продукции, которые являются взаимнообратными величинами. Производительность по полезному ископаемому в этом случае определяется умножением плана производства товарной продукции на расход сырья для производства единицы продукции, т.е.

$$P_k = P_m \cdot r,$$

где r - расход сырья для производства единицы товарной продукции;

P_m - план производства товарной продукции.

Производительность карьера можно выразить через выход конечной продукции из добытого полезного ископаемого в виде формулы

$$P_k = \frac{P_m}{\gamma},$$

где γ - выход товарной продукции из сырья.

Нормы расхода сырья для производства готовой продукции принимаются по опытным данным.

Пример: Предприятие выпускает кирпич силикатный и известь строительную.

План производства по кирпичу – 159 млн. шт./год, по извести – 156 тыс. т. Для производства продукции предприятие ведет добычу мела (сырье для извести) и песка (для силикатного кирпича). Нормы расхода сырья составляют:

а) мел для извести - 2300 кг/т;

б) песок для кирпича силикатного – 3,4 т/тыс. шт.

Производительность карьера по мелу (годовая потребность завода в сырье) составит:

$$156 \text{ тыс. т} \cdot 2,3 \frac{\text{т}}{\text{т}} = 358800 \text{ тыс. т.}$$

Производительность карьера по песку (годовая потребность завода в сырье):

$$159000 \text{ тыс. шт.} \cdot 3,4 \frac{\text{т}}{\text{тыс. шт.}} = 540600 \text{ тыс. т}$$

Производительность карьера по отгружаемому сырью (объем полезного ископаемого, вынимаемого из массива) определяется, исходя из потребности предприятия в сырье (в твердом теле) и потерь при транспортировке

$$П'_к = П_к / (1 - Э_m),$$

где $П_к$ – производительность карьера по отгружаемому сырью, м³/год;

$Э_т$ – потери при транспортировке в долях единицы, от отгружаемого объема.

5.3. Определение производительности карьера по возможной интенсивности развития горных работ

[На оглавление](#)

При определении производительности карьера по полезному ископаемому в первую очередь принимается во внимание потребность предприятия в данном виде сырья. Установленную производительность проверяют на достижимость исходя из возможной интенсивности развития горных работ.

Производственная мощность карьера находится в прямой зависимости от интенсивности развития горных работ, которая характеризуется скоростью подвигания фронта работ и скоростью углубки карьера. При разработке пологих и горизонтальных залежей преимущественное значение имеет скорость подвигания фронта работ. Кроме этого, производительность карьера (м³/год) зависит от мощности пласта полезного ископаемого и длины фронта работ по полезному ископаемому:

$$П_{И} = V_p \cdot m \cdot l_{ФР} \cdot \frac{K_u}{(1 - \rho)},$$

где V_p - скорость перемещения фронта горных работ по полезному ископаемому, м/год;

m – мощность пласта полезного ископаемого, м;

$l_{ФР}$ - протяженность фронта работ в карьере по полезному ископаемому, м;

K_u – коэффициент извлечения полезного ископаемого, $K_u = 1 - \eta$;

η – коэффициент потерь;

ρ – коэффициент разубоживания (засорения) полезного ископаемого.

Скорость перемещения фронта горных работ по полезному ископаемому:

$$V_p = \frac{Q_{\text{э}}}{L_{\text{бл}} \cdot h} ;$$

где $Q_{\text{э}}$ - годовая производительность экскаватора, м³/год;

$L_{\text{бл}}$ - длина фронта, приходящаяся на один экскаватор, м;

h – высота добычного уступа, м.

Обеспечение максимальной скорости продвижения фронта работ достигается использованием максимально возможного количества экскаваторов на рабочих горизонтах. Минимальная длина фронта работ, приходящаяся на один экскаватор, принимается из условия обеспечения нормального транспортного обслуживания экскаватора. При железнодорожном транспорте длина экскаваторного блока при высоте уступа 10-20 метров должна быть не меньше 400-500 метров (не менее длины 2,5-3 железнодорожных составов). При работе с автомобильным транспортом минимальная длина экскаваторного блока 100-250 метров, а в отдельных случаях и менее.

В приближенных расчетах величиной потерь и разубоживания, учитывая их незначительную величину, часто пренебрегают и производительность карьера с учетом выражения для скорости перемещения фронта горных работ определяют в виде:

$$П_u = \frac{l_{\text{фр}}}{L_{\text{бл}}} \frac{m}{h} Q_{\text{э}}$$

В данной формуле $\frac{m}{h}$ представляет собой количество добычных уступов. Заменяв в формуле (5) $l_{\text{фр}} \frac{m}{h} = L_{\text{фр}}$, где $L_{\text{фр}}$ -- суммарная протяженность добычного фронта в карьере, формулу (5) представляют также в виде более простой зависимости:

$$П_u = \frac{L_{\text{фр}}}{L_{\text{бл}}} Q_{\text{э}}$$

Если вертикальная мощность полезного ископаемого и длина фронта значительно изменяются по мере продвижения горных работ в выбранном направлении, то возможную производственную мощность карьера по полезному ископаемому определяют для различных периодов разработки. С этой целью карьерное поле, намечаемое к разработке, делят на этапы (периоды разработки), характеризующие промежуточные положения рабочей зоны карьера. Продолжительность периодов отработки отдельных этапов определяют по выражениям:

$$t_i = \frac{l \cdot h \cdot L_{\text{бл}}}{Q_s}$$

$$t_{\text{неп}} = \frac{L}{V_p} ,$$

где l – максимальное расстояние между промежуточными положениями рабочей зоны, измеренное по горизонтали, м.

Технически достижимую производительность по полезному ископаемому (усредненную по годам в каждом периоде) определяют по формуле

$$П_i = \frac{P_i}{t_{\text{неп}}} ,$$

где: P_i - промышленные запасы полезного ископаемого между промежуточными положениями рабочей зоны, м³.

Отработка горизонтальных и пологих залежей с большой мощностью вскрыши может производиться по бестранспортной системе. При бестранспортных системах разработки скорость перемещения фронта добычных работ жестко зависит от скорости перемещения фронта вскрышных работ, которая в свою очередь определяется производительностью вскрышного экскаватора:

$$V_B = \frac{П_B}{H_B \cdot L_B} ,$$

$П_B$ - производительность вскрышного экскаватора, м³/год;

H_B - высота вскрышного уступа, м;

L_B - протяженность фронта вскрышных работ, м.

При разработке *крутопадающих залежей* производственная мощность карьера по полезному ископаемому определяется по скорости понижения горных работ.

Если предусматриваемая к разработке залежь полезного ископаемого имеет небольшие размеры в плане, простые условия залегания и мало отличающиеся запасы по горизонтам, то в этом случае возможная производственная мощность карьера по полезному ископаемому (м³/год) может быть определена из выражения:

$$P_{II} = y_G \cdot S_{II} \cdot \frac{K_{II}}{(1 - \rho)},$$

где y_G - скорость понижения горных работ, м/год;

S_{II} - горизонтальная площадь полезного ископаемого в контурах карьера, м².

Скорость углубки определяют по данным практики и по результатам расчетов. Исходя из практических данных при железнодорожном транспорте скорость понижения горных работ (углубки) колеблется в пределах 6 -12 м/год, при автомобильном транспорте 10 – 15 (30 – 45 в отдельных случаях) м/год.

Расчетная скорость углубки определяется по формуле

$$y_z = \frac{V}{ctg \varphi + ctg \alpha},$$

где V – скорость подвигания фронта горных работ, м/год;

φ – угол откоса рабочего борта карьера, град;

α – угол, образуемый направлением вскрытия с горизонтальной плоскостью, град.

Пример: Углубка карьера происходит по борту карьера, со стороны лежащего бока залежи под углом 38⁰. Угол откоса рабочего борта составляет 15⁰, а годовая скорость подвигания фронта горных работ – 100 м. Определить скорость углубки:

Решение:

$$y_z = \frac{100}{ctg 15 + ctg 38} = 19,95 = 20 \text{ м/год.}$$

Численные значения скорости подвигания горных работ по данным Центрпрошахта приведены в табл. 5.1.

Скорость подвигания фронта горных работ

Экскаваторы	Высота уступа, м		Длина экскаваторного блока, м	Годовая скорость подвигания фронта работ, м/год		
	мягкие	Полускальные и скальные		мягкие	Полускальные	скальные
ЭКГ – 5	11,5	16,5	1000	288	178	126
ЭКГ – 8	13,1	19,7	1000	305	186	130
ЭКГ – 12,5	15,6	23,4	1200	318	190	134
ЭКГ – 20	18	27	1200	377	221	155

Среди наклонных и крутопадающих месторождений часто встречаются залежи с неправильной конфигурацией, имеющими несколько залежей с изменяющейся площадью, вовлечение которых в разработку происходит неравномерно, что вызывает необходимость установления возможной производственной мощности в различные периоды разработки месторождений.

Возможная производственная мощность карьера по периодам определяется в следующей последовательности. После выбора порядка отработки месторождения и определения основных параметров системы разработки на погоризонтных планах отстраивают положения горных работ через некоторые интервалы по глубине, соответствующие контурам карьера в различные периоды его эксплуатации. Интервал глубины карьера, через который отстраиваются его промежуточные контуры, выбирается в зависимости от изменчивости контуров залежи и качества полезного ископаемого.

Подсчитываются запасы полезного ископаемого и породы, планируемые к отработке в отдельные периоды работы карьера и в эксплуатационном слое, имеющем в качестве кровли и почвы дно карьера на начало и конец рассматриваемого периода.

Далее определяется величина годового понижения горных работ, для чего используются данные практики и расчетные методы. После установления величины возможного годового понижения горных (добычных) работ, которая может

быть различной по периодам обработки, определяют продолжительность периодов по выражению: $t_i = \frac{\Delta H}{y_r}$, где t_i - продолжительность каждого периода, годы;

ΔH - абсолютная разница отметок дна карьера на начало и конец периода (высота слоя углубки), м.

Возможная производственная мощность карьера по полезному ископаемому (усредненная по годам в каждом периоде) определяется делением запасов руды в интервале между смежными положениями горных работ на продолжительность периода. Очевидно, что точность определения возможной производственной мощности повышается при сокращении величин интервалов, через которые отстраиваются этапы углубки карьера.

Как правило, в проектах приводят не только возможную по горным условиям производственную мощность предприятия по полезному ископаемому, но и возможные сроки достижения этой мощности и продолжительности периода стабильной добычи.

При проектировании карьера производительность по полезному ископаемому обычно устанавливают стабильной на продолжительный период его эксплуатации. Из рис. 5.1 видно, что в качестве устойчивой производительности, которая может быть достигнута по горным условиям в нашем примере является ее значение 500 тыс. м³/год.

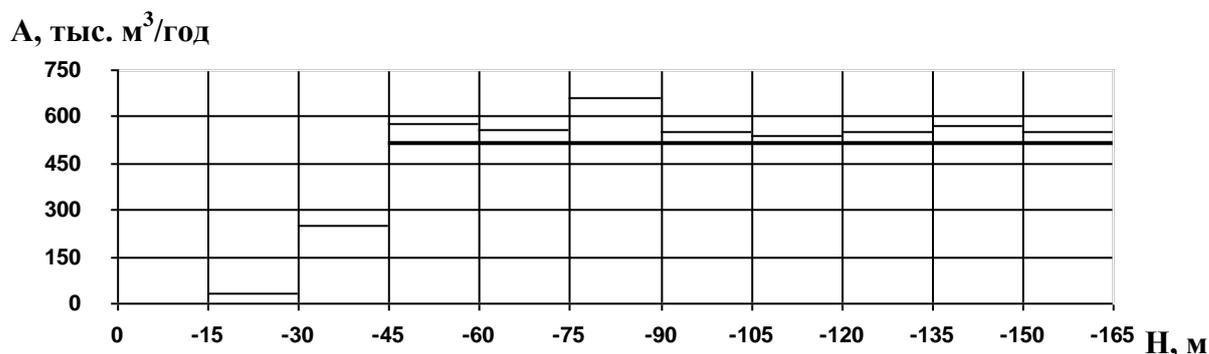


Рис. 5.1. График развития производительности карьера по руде

Устойчивая производительность карьера в период его нормальной эксплуатации не должна превышать возможную производительность. Исключение возможно лишь при создании резервных складов полезных ископаемых, которые могут

компенсировать отклонения в объемах добычи ниже установленной величины производительности.

5.4. Определение возможной производительности карьера по транспортным условиям

[На оглавление](#)

Производительность карьера по транспортным условиям называют *провозной способностью* карьерных путей. Провозная способность карьерных путей зависит от вида транспорта.

Железнодорожные пути на карьерах разграничивают *раздельными пунктами* на отдельные участки – *перегоны*. К раздельным пунктам относятся станции, разъезды и посты, которые отличаются друг от друга путевым развитием. Раздельные пункты позволяют повысить пропускную способность железнодорожных путей и безопасность движения.

Ограничивающим перегонном называется перегон, имеющий наибольшую длину, наибольший уклон. Его главной особенностью является наибольшая продолжительность хода железнодорожного состава и минимальная пропускная способность. Чаще всего им являются въездные траншеи вышележащих горизонтов, и примыкающие к ним пути до ближайших раздельных пунктов.

Пропускной способностью карьерных железнодорожных путей называется наибольшее число поездов, которое может быть пропущено в обоих направлениях по ограничивающему перегону в единицу времени.

Пропускная способность *однопутного* перегона (пар поездов/сутки) определяется по формуле:

$$N = \frac{60 \cdot T_{\text{сут}}}{t_{\text{ГР}} + t_{\text{ПОР}} + 2\tau},$$

где $T_{\text{сут}}$ - число часов работы транспорта в сутки, обычно принимается $T = 22$ ч;

$t_{\text{ГР}}$ и $t_{\text{ПОР}}$ - время движения поезда в грузовом и порожняковом направлении (мин).

$L_{\text{П}}$ - длина ограничивающего перегона, км;

τ – время на связь между раздельными пунктами, мин.

Для *двухпутного* перегона (пар поездов/сутки) пропускная способность

$$N = \frac{60 \cdot T_{\text{сут}}}{t_{\text{ГР}} + \tau},$$

Время движения поезда в грузовом и порожняковом направлении (мин) определяется из выражений:

$$t_{\text{ГР}} = \frac{60 \cdot L_{\text{П}}}{V_{\text{ГР}}}, \quad t_{\text{ПОР}} = \frac{60 \cdot L_{\text{П}}}{V_{\text{ПОР}}};$$

где: $V_{\text{ГР}}$ и $V_{\text{ПОР}}$ - скорости движения грузового и порожнего составов, км/ч;

Возможна замена $t_{\text{ГР}} + t_{\text{ПОР}} = t_{\text{ДВ}}$ (мин), которое рассчитывается по формуле

$$t_{\text{ДВ}} = \frac{120 \cdot L_{\text{П}}}{V_{\text{СР}}}$$

$V_{\text{СР}}$ - средняя скорость, км/ч; В приближенных расчетах можно принимать $V_{\text{СР}} = 30$ км/ч.

В табл. 5.2 приведены значения времени на связь между отдельными пунктами.

Таблица 5.2

Время на связь между отдельными пунктами

Вид связи между отдельными пунктами	Время на связь τ , мин.	
	Однопутный перегон	Двухпутный перегон
Телефонная	4 – 6	3 – 4
Полуавтоматическая блокировка	2 – 3	1 – 2
Автоблокировка	0	0

Провозной способностью карьерных железнодорожных путей (т/сут.) называется количество груза, которое может быть перевезено по ограничивающему перегону в единицу времени

$$M = \frac{N \cdot n \cdot g}{f},$$

где N - пропускная способность, пар поездов/сут.;

n - число вагонов в составе;

g - грузоподъемность вагона, т;

f - коэффициент резерва, равный 1,1-1,25.

Пропускной способностью карьерной автодороги (ед/час) называется максимальное число автомашин, проходящих через определенный пункт в одном направлении в единицу времени.

$$N = \frac{1000 \cdot V \cdot n}{l_D} \cdot K_H,$$

где V - скорость движения, км/ч;

n - число полос движения в одном направлении; $n = 1 \div 2$, обычно $n = 1$;

l_D - допустимый интервал между машинами (50-80) м, $l_D = 70$ м;

K_H - коэффициент неравномерности движения, принимается в зависимости от числа работающих экскаваторов. При двух работающих экскаваторах – 0,75, при пяти - 0,6, при пятнадцати - 0,53.

Провозная способность карьерной автодороги – масса груза, которую можно перевезти по ней в единицу времени (т/час):

$$M = N \cdot Q,$$

где Q – грузоподъемность автомашины, т.

5.5. Определение производительности карьера по обеспеченности запасами и срокам амортизации

[На оглавление](#)

При проектировании широко пользуются понятием нормального срока амортизации капитальных затрат, или нормального срока эксплуатации карьера. Нормальный срок эксплуатации карьера предполагает полный износ за этот период основных производственных фондов предприятия. Его значения установлены ориентировочно на основе опыта работы горнорудных предприятий. Срок существования карьера определяется по формуле:

$$T = \frac{\Pi}{\Pi_K}$$

где Π - промышленные запасы полезного ископаемого (извлекаемые при разработке), м³; Π_K - производственная мощность карьера по полезному ископаемому, м³/год.

Расчетные значения срока существования карьера сравниваются с нормативными сроками, устанавливаемыми нормами технологического проектирования.

В рудной промышленности определены следующие минимальные сроки эксплуатации месторождения (табл. 5.3).

Таблица 5.3

Минимальные сроки эксплуатации месторождений в рудной промышленности

Годовая производительность по полезному ископаемому, млн/т	Срок существования, лет
менее 5	15-20
5-10	20-25
10-15	30-35
15-20	40
более 20	50

Примечание: Приведенные сроки существования железорудных карьеров определены без учета периода строительства.

В угольной промышленности предусматриваются следующие мощности и сроки службы карьеров (табл. 5.4).

Таблица 5.4

Минимальные сроки эксплуатации месторождений в угольной отрасли

	Произв. мощность по углю, млн.т/год	Срок службы, лет
Крупные месторождения	10-12	35-40
Месторождения с ограниченными запасами	3-5	25-30
Месторождения с малыми запасами	1-2	5-10

5.6. Определение экономически целесообразной производительности карьера по полезному ископаемому

[На оглавление](#)

Для определения оптимальной мощности карьера по полезному ископаемому вначале устанавливают максимальную по горным возможностям производственную мощность, которая принимается в качестве верхнего предела для всех после-

дующих расчётов. Определяют нормативную производительность, при которой срок службы карьера приблизительно соответствует сроку физического и морального износа основных зданий и сооружений. Затем в установленных пределах принимают несколько вариантов производительности, выполняют их экономическую оценку и находят оптимальную производительность на основе сравнения вариантов. Для сопоставления разновременных затрат и доходов они приводятся к одному моменту оценки. Одним из важнейших вопросов является выбор экономического критерия сравнения вариантов.

Для предприятия помимо низкой себестоимости полезного ископаемого большое значение имеют размеры капитальных вложений и сроки их возврата. Принцип минимума капитальных вложений ведёт к проектированию отсталых предприятий. Варианты с очень большими капитальными вложениями, окупающиеся через большой промежуток времени рискованны, а стоимость кредитов для них высока. Вложение значительных средств может быть также нерационально в силу устаревания техники и технологии, что вызывает перевод предприятие в разряд отсталых в техническом отношении.

При сравнении вариантов в практике проектирования наиболее часто сравнивают и анализируют все натуральные и экономические показатели проектных вариантов: извлечение полезного ископаемого, производительность труда, себестоимость, удельные капитальные вложения, приведенные затраты. Особенно часто анализируются приведенные затраты. Однако эти методы часто оказываются недостаточными, так как не учитывают изменений экономических условий хозяйствования. В последнее время в практику проектирования внедряются методы, используемые в странах с развитой рыночной экономикой: метод чистой настоящей стоимости проекта, индекса рентабельности и другие.

5.7. Обоснование производственной мощности карьера по вскрыше

[На оглавление](#)

Производительность карьера по вскрыше определяется производительностью по полезному ископаемому и величиной эксплуатационного коэффициента

вскрыши. Это видно из следующих рассуждений. Срок отработки i -го этапа (лет) с запасами Q_i связан с производительностью карьера по полезному ископаемому Π_{II} соотношением:

$$t_i = \frac{Q_i}{\Pi_{II}}.$$

Исходя из срока отработки этапа и объема вскрыши в нем V_i , определяют производительность карьера по вскрыше ($\text{м}^3/\text{год}$):

$$\Pi_B = \frac{V_i}{t_i}.$$

Подставив в последнюю формулу выражение для определения t_i , получим:

$$\Pi_B = \Pi_{II} \cdot \frac{V_i}{Q_i} = \Pi_{II} K_i,$$

где K_i - текущий (эксплуатационный) коэффициент вскрыши данного этапа.

Исходными данными для расчетов служат графики горно-геометрического анализа (рис. 5.2), на которых на оси абсцисс отложена глубина расположения этапа (слоя) от поверхности, а по оси ординат – объемы вскрыши и полезного ископаемого.

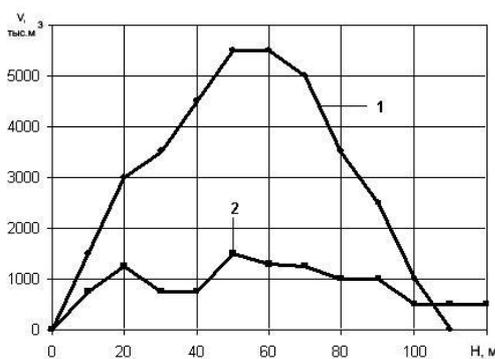


Рис. 5.2. График изменения объемов вскрыши и полезного ископаемого с глубиной карьера

В таблице 5.5 соответственно величине углубки приведены объемы полезного ископаемого и объемы вскрыши по этапам (первая и вторая строка).

Расчёт производительности по вскрыше (по В.В. Ржевскому)

Глубина карьера	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110
Объемы полезного ископаемого по этапам, тыс. м ³	750	1250	750	750	1500	1300	1250	1000	1000	5000	5000
Длительность разработки этапа t_i , годы	1,00	1,67	1,00	1,00	2	1,73	1,67	1,33	1,33	0,67	0,67
Объем вскрыши по этапам, тыс. м ³	1500	3000	3500	4500	5500	5500	5000	3500	2500	1000	0
Требуемая годовая производительность по вскрыше, тыс. м ³	1500	1800	3500	4500	2750	3180	3200	2640	1870	1500	0

Например, при понижении горных работ с отметки 40 до 50 м извлекаются запасы полезного ископаемого 1500 тыс. м³ и объем вскрыши 5500 тыс. м³. При годовой производительности карьера по полезному ископаемому 750 тыс. м³ срок отработки этапа равен 2 года, а требуемая производительность карьера по вскрыше в этот период должна быть 2750 тыс. м³. Обобщающие результаты расчётов производительности карьера по вскрыше приведены в табл. 5.6.

Таблица 5.6

Режим вскрышных работ

Годы эксплуатации	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12
Нарастающее время отработки этапов, годы	1,00	2,67	3,67	4,67	6,67	8,40	10,87	11,4	12,5	13,2	13,9
Годовая производительность карьера по вскрыше, тыс.м ³	1500	1800	3500	4500	2750	3180	3200	2640	1870	1500	0

На основе этих данных строится календарный график вскрышных работ (рис. 5.3), на оси абсцисс которого откладываются годы эксплуатации, а на оси ординат – годовая производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше.

В масштабе на оси абсцисс откладывается нарастающее время отработки этапов, а по оси ординат соответствующие ему годовую производительность карьера по вскрыше (1) и полезному ископаемому (2).

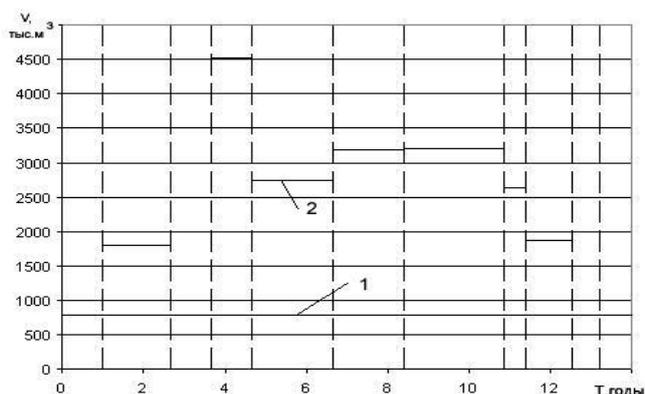


Рис. 5.3. Календарный график вскрышных и добычных работ

Установленную последовательность выполнения объемов вскрышных и добычных работ во времени называют *режимом горных работ*.

Годовую производительность карьера по вскрыше определяют также с помощью погоризонтных (поуступных) планов. В отличие от приближенного метода с помощью коэффициентов вскрыши данный метод универсален и обладает более высокой точностью.

Сущность метода заключается в определении площадей добычных работ на каждом уступе, в соответствии с выбранным направлением развития горных работ, с учетом опережения вышележащих уступов по отношению к нижележащим. Между уступами необходимо соблюдение минимальной ширины рабочих площадок по всей рабочей зоне. Необходимое опережение вскрышного уступа или уступов устанавливают с учетом соблюдения минимальных рабочих площадок и требуемого объема запасов полезного ископаемого готового к выемке. Установив необходимое опережение вскрышных уступов оконтуривают участки их проведения. Исходя из средней высоты уступов и площади вскрышных работ определяют годовой объем вскрыши.

5.8. Регулирование годовых объемов вскрышных работ на основе определения и усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши

[На оглавление](#)

При разработке горизонтально залегающих месторождений с выдержанной мощностью вскрыши значения эксплуатационных коэффициентов вскрыши в

разные периоды достаточно стабильны и близки к среднему. Поэтому производительность карьера по вскрыши на разных этапах также имеет примерно постоянное значение и определяется соотношением:

$$П_B = П_H \cdot k_c,$$

где k_c - средний коэффициент вскрыши.

При значительных объемах горно-капитальных работ в общем объеме вскрыши:

$$П_B = П_H \cdot (k_c - k_o),$$

где k_o - первоначальный коэффициент вскрыши.

При разработке месторождений со значительно изменяющейся мощностью вскрыши, а также для наклонных и крутопадающих месторождений при работе с постоянным углом откоса рабочего борта коэффициенты подвержены сильной вариации в течение всего периода эксплуатации месторождения, обуславливая соответствующие колебания объемов вскрыши.

Эти закономерности изменения эксплуатационного коэффициента вскрыши выявлены на практике при проектировании карьеров. Резкие изменения коэффициента вскрыши влекут за собой колебания в потребности оборудования и энергии, рабочей силе, жилых и бытовых помещениях, ремонтных мастерских, что неблагоприятно сказывается на технико-экономических показателях работы предприятия.

Практикой проектирования и исследованиями доказана целесообразность выравнивания эксплуатационного коэффициента вскрыши, что позволяет на определенный период стабилизировать объемы вскрышных работ.

Если при отработке карьера угол откоса рабочего борта выдерживать постоянным, то придется все время работать с переменным эксплуатационным коэффициентом вскрыши. Работа с постоянным значением эксплуатационного коэффициента вскрыши должна выражаться на графике *нарастающих объемов вскрыши от нарастающих объемов полезного ископаемого* прямой линией (рис. 4.2).

Можно работать соответственно многим ломанным прямым, лежащим в пределах области между кривыми для φ_{\max} и φ_0 . Выбор рационального варианта определяется технико-экономическими расчетами.

Полученная кривая для φ_{\max} соответствует выбранному варианту развития горных работ. Если применить направление углубки горных работ и направление перемещения фронта или параметры системы разработки, то нужно строить другую кривую. Кривая же для φ_0 будет одинаковой для всех вариантов, если при этом не изменяются конечные границы карьера.

В конкретных условиях выбор периодов работы с постоянным коэффициентом вскрыши ограничен областью кривых для φ_{\max} и φ_0 , которые иногда располагаются близко друг от друга или даже пересекаются. Для расширения области регулирования объемов вскрышных работ возможно изменение формы поверхности рабочего борта. Один из наиболее эффективных вариантов – работ с оставлением временно нерабочих бортов карьера.

5.9. Режим работы карьера

[На оглавление](#)

Режим работы карьера принимается в соответствии заданием на проектирование. При подготовке задания следует учитывать нормы технологического проектирования

Для карьеров нерудных строительных материалов режим работы карьеров с экскаваторным способом разработки принимается круглогодовой, при гидромеханизированной разработке - сезонный. Суточный режим работы предприятий, как правило, принимается трехсменный. Годовой фонд рабочего времени при трехсменном режиме и пятидневной рабочей неделе с двумя совмещенными выходными днями при продолжительности смены 8 час и 15 рабочих смен в неделю составит 6075 час. При сезонном режиме работы предприятий число рабочих дней в году устанавливается по климатическим данным района размещения предприятия исходя из непрерывной недели в зависимости от температурной зоны. Напри-

мер, для Минской области, которая отнесена ко 2-й температурной зоне, ориентировочное число рабочих дней составит 190-230 дней.

Режим вскрышных работ на карьерах определяется объемами работ и применяемым оборудованием и может быть сезонным и круглогодичным, в одну, две или три смены. При использовании оборудования непрерывного (поточного) действия, а также скреперов и бульдозеров вскрышные работы выполняются сезонно.

При проектировании рудных карьеров режим работы карьеров принимается круглогодичной. Число рабочих дней в неделе и число рабочих дней принимается с учетом масштаба работ:

- для крупных карьеров производительностью свыше 25 млн. т. горной массы в год – непрерывную рабочую неделю по 3 смены в сутки.

- для средних карьеров производительностью свыше 1 – 1,5 млн. т, но менее 25 млн. т горной массы в год – шестидневную рабочую неделю в 2 или 3 смены в сутки.

- для мелких карьеров производительностью до 1 – 1,5 млн. т. горной массы в год – пятидневную рабочую неделю по 2 смены в сутки.

Число рабочих дней в году принимается за вычетом выходных, праздничных и целых дней простоя по климатическим условиям. Годовое количество рабочих смен горно-транспортного комплекса карьера (бурение, погрузка, транспорт, отвалообразование) при непрерывном режиме работы определяется за вычетом количества взрывных смен.

Месячная, суточная и сменная производительность по полезному ископаемому определяется с учетом выбранного режима работы карьера.

6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ПОДГОТОВКИ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА

6.1. Способ вскрытия

[На оглавление](#)

Под *вскрытием* месторождения понимают горные работы, связанные с обеспечением грузотранспортного доступа от дневной поверхности к рабочим го-

ризонтам или от одной, уже разрабатываемой части месторождения, к другой - неразработанной.

Этот доступ обычно обеспечивается проходкой горных выработок, в которых размещаются транспортные коммуникации. В некоторых случаях транспортная связь рабочих горизонтов с местом доставки обеспечивается без проведения вскрывающих выработок, путем перемещения породы башенными экскаваторами, кабельными кранами или путем возведения специальных земляных сооружений типа плотин, насыпей или каналов, что характерно для разработки рассыпных месторождений.

Под *способом вскрытия* понимается – способ обеспечения доступа к рабочим горизонтам карьера. Определение способа вскрытия означает выбор, прежде всего, типа и взаимного расположения вскрывающих выработок, их положения относительно конечного контура карьера, стационарности, числа обслуживаемых горизонтов и других элементов.

Проектирование вскрытия месторождения предусматривает решение следующих вопросов:

- выбор способа вскрытия;
- определение параметров вскрывающих выработок;
- обоснование способа проведения и расчёт проходки вскрывающих выработок;
- проектирование трассы вскрывающих выработок.

При проектировании вскрытия следует учитывать многие факторы: условия залегания месторождения, рельеф местности, места расположения приемных устройств (обоганительной фабрики отвалов и других поверхностных сооружений), границы карьера, систему разработки месторождения, технологию и механизацию работ, климатические условия. Очевидно, что решения, принимаемые при проектировании вскрытия, сами часто оказывают определяющее значение на перечисленные факторы, и поэтому должны вырабатываться при их совместном учете. Следовательно, проектирование вскрытия – это сложная, многовариантная, комплексная технико-экономическая задача, которая усложняется вследствие ее

динамического характера, так как схема вскрытия обычно развивается в течение всего периода разработки и подвергается неоднократной реконструкции. Проектирование вскрытия следует вести на основе разработки ряда возможных вариантов и выбора из них наилучшего по принятому критерию. При этом обычно соблюдают следующий концептуальный подход: в начале исходя из эскизных решений по технологии разработки предварительно определяют конечные контуры карьера, а затем прорабатывают вопросы развития горных работ в карьере, транспортную схему, систему разработки и конструируют систему вскрывающих выработок и транспортных коммуникаций.

6.2. Выбор способа вскрытия

[На оглавление](#)

Выбор способа вскрытия определяется природными факторами и технологическими решениями.

К основным природным факторам относятся: горногеологические условия залегания месторождения, форма и размер залежи, мощность вскрывных пород.

Взаимосвязанные со вскрытием технологические решения – это, прежде всего, технологическая схема разработки месторождения, карьерный транспорт, система разработки, направление развития горных работ.

На основе факторов первой группы формируются возможные альтернативные варианты будущего способа и схемы вскрытия. Затем, исходя из намеченных технологических решений, определяют параметры способа и схемы вскрытия, которые необходимы для реализации предварительного календарного плана, системы разработки, технологической схемы. При выборе возможных вариантов вскрытия опираются на анализ соответствия конкретных условий проектируемого карьера рациональным условиям применения различных способов.

Определяющее влияние на выбор способа вскрытия оказывают элементы залегания месторождения, особенно глубина, угол падения и форма залежи. Горизонтальные и пологие пласты с неглубоким залеганием, а также верхние горизонты глубоких карьеров, обычно вскрывают *внешними траншеями*, размещае-

мыми за пределами контуров карьера, тогда как наклонные и крутые залежи полезного ископаемого с большой глубиной залегания вскрывают траншеями, располагаемыми, по возможности, в пределах карьерного поля (*внутренними траншеями*). Вскрытие *отдельными траншеями* обычно применяют для неглубоких горизонтальных и пологих залежей при внешнем заложении траншей, а при внутреннем их заложении – для более глубоких и мощных. При внешнем заложении, отдельные траншеи применяют для вскрытия не более двух-трёх уступов, при внутреннем – число вскрываемых уступов может быть большим. Внешние траншеи обычно располагаются вкрест простирания залежи.

Вскрытие групповыми траншеями применяют для глубоких горизонтальных и пологих месторождений большой мощности, разрабатываемых четырьмя-шестью уступами. При этом одна группа траншей обычно бывает предназначена только для вскрышных уступов, другая – только для добычных.

Вскрытие общими траншеями применяют для более глубоких, пологих, и крутых месторождений, а также для месторождений, расположенных на косогорах. Вариант вскрытия общими траншеями называют также *вскрытием системой траншей*. Это связано с тем, что траншеи, вскрывающие каждый уступ, связаны в единую транспортную сеть. Отметим, что внутреннее заложение траншей возможно при достаточной устойчивости бортов карьера. Так как система внутренних траншей имеет небольшой объем горно-строительных работ, то ее применяют при вскрытии месторождения с большой глубиной открытых работ.

При большой производственной мощности карьера и значительных объемах вскрыши может применяться *вскрытие парными траншеями*, которое особенно характерно для автомобильного транспорта. *Вскрытие подземными выработками* целесообразно при разработке глубоких месторождений или глубоко расположенных горизонтов карьера при применении комбинированного транспорта. В подземных выработках преимущественно размещают наклонные конвейерные подъёмники. Известны также варианты вскрытия месторождений наклонными железнодорожными тоннелями. При перемещении горных пород из карьера ленточными конвейерами или скиповыми подъемниками месторождения вскрывают

крутыми траншеями, имеющими угол наклона 18-45°. При разработке месторождений с резко отличающейся мощностью вскрыши с преимущественным применением автомобильного транспорта рационально применение вариантов вскрытия *скользящими и временными съездами*. Для месторождений, имеющих сложные условия залегания, и крупных карьеров значительной глубины часто применяют *комбинированный способ вскрытия*.

После определения альтернативных вариантов вскрытия месторождения производится их экономическое сравнение по выбранному критерию экономической эффективности. Наиболее распространенным критерием эффективности является минимум приведенных затрат для разных вариантов вскрытия.

При выборе способа вскрытия для простых условий или на стадии выполнения ТЭО кондиций для подсчета запасов сравниваемые варианты вскрытия могут оцениваться по объему горно-капитальных работ, приходящемуся на 1 км подготавливаемого фронта работ, срокам проведения вскрывающих выработок и другим параметрам.

6.3. Определение параметров вскрывающих и подготовительных выработок

[На оглавление](#)

К самым распространенным способам вскрытия относится траншейный способ с помощью наклонных траншей. К основным параметрам траншей относятся: глубина, длина, ширина, продольный уклон, объем.

Глубина траншеи определяется высотой уступа, или совокупностью высот уступов (для групповых и общих траншей).

Длина въездной траншеи зависит от глубины и продольного уклона траншеи

$$L = \frac{H}{i_{cp}},$$

где H – глубина траншеи, м;

i_{cp} - средний продольный уклон траншеи;

Длина разрезной траншеи зависит от размеров карьерного поля, минимальной длины фронта работ и условий залегания месторождения. При разработке

горизонтальных и пологозалегающих месторождений, при небольшом количестве уступов разрезная траншея обычно сразу проводится на полную длину или ширину карьерного поля. Длина траншеи при этом соответствует длине фронта работ уступа. На карьерах небольшой производительности разрезная траншея проводится на длину, обеспечивающую проектную производительность.

При разработке крутопадающих и наклонных месторождений при большом количестве уступов разрезную траншею обычно проходят на (0,4-0,6) длины карьера (горизонта). Фронт горных работ уступа при этом постепенно возрастает.

Ширина въездной траншеи по низу определяется в зависимости от применяемого вида транспорта, ширины и количества откаточных путей, укладываемых в траншею, рабочих размеров оборудования, применяемого при проходке траншеи. Значения ширины траншеи по низу можно определить по нормам проектирования.

Ширина разрезной траншеи по низу определяется по условиям применяемого горно-транспортного оборудования. При скальных горных породах ширина разрезной траншеи также принимается с учетом необходимости создания условий для выемки и транспортирования горной породы, разрушенной первым взрывом при разносе борта траншеи (рис. 6.1).

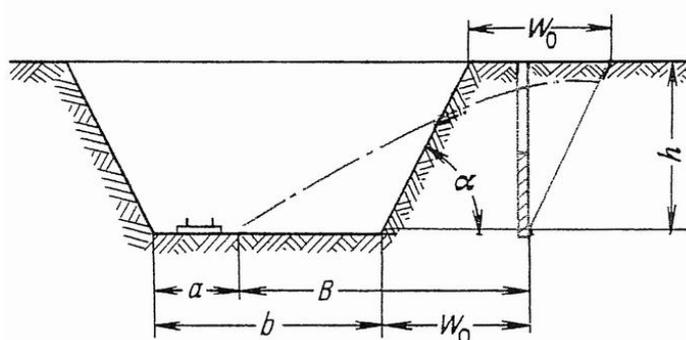


Рис. 6.1. Сечение разрезной траншеи

Исходя из этого требования, необходимая ширина разрезной траншеи определяется по формуле

$$b \geq a + B - W_0,$$

где B - ширина развала взорванной горной массы, м;

a - ширина транспортной полосы, обеспечивающая укладку откаточного пути, м;

W_o - ширина взрываваемой полосы, м.

Для железорудных карьеров ширина разрезной траншеи составляет 28 -30 м.

Углы откосов бортов траншей принимаются по нормам технологического проектирования.

Величина уклона капитальных траншей в грузовом направлении в зависимости от вида транспорта может составлять: железнодорожный транспорт при электротяге – 0,030-0,040; самоходные вагоны – 0,080-0,14; автомобильный – 0,060-0,15; ленточный конвейер – 0,25-0,33; скиповой подъемник – 0,5-1. Величину руководящего уклона при применении железнодорожного транспорта можно определить по формуле

$$i_p = \frac{0,1[F_{cy} - S_w(P + Q_{zp})]}{P + Q_{zp}},$$

где F_{cy} - сила тяги локомотива при расчетной минимальной скорости движения, Н;

S_w - удельное сопротивление движению, Н/т;

P - расчетная масса локомотива, т;

Q_{zp} - общая масса груженого поезда, т.

Разрезные траншеи обычно проходят на каждом уступе горизонтально или с небольшим продольным уклоном, равным 0,003-0,005.

Объем (m^3) отдельной наклонной внешней траншеи, имеющей небольшой уклон (до 40 ‰), при ровной поверхности определяется по формуле

$$V = \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{Hctg\alpha}{3} \right),$$

где H - глубина траншеи, м;

i - уклон траншеи, отн. ед.;

α - угол откоса борта траншеи, градус;

b – ширина дна траншеи, м.

Объем отдельной наклонной траншеи при уклонах более 40 % определяется с учетом торцевой части

$$V = \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H \operatorname{ctg} \alpha}{3} \right) + H^2 \operatorname{ctg} \alpha \left(\frac{b}{2} + \frac{\pi H \operatorname{ctg} \alpha}{6} \right).$$

Наклонная групповая траншея внешнего заложения вскрывает несколько горизонтов карьера. При этом траншея может иметь выход на поверхность с каждого горизонта или общий выход для нескольких горизонтов (рис. 6.2). Объем групповых и общих траншей зависит от формы их поперечного сечения, конструкции пунктов примыкания, числа вскрываемых уступов и транспортных выходов из траншеи. При двух вскрываемых уступах объем внешней траншеи (m^3) с общим выходом определяется по формулам:

при одностороннем примыкании путей рабочих горизонтов

$$V = \frac{4H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{2H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \frac{(b_m + b_n)H^2}{i};$$

при двустороннем примыкании

$$V = \frac{4H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{2H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \frac{2b_m H^2}{i},$$

где b_m и b_n - ширина соответственно транспортных и предохранительных берм, м; H - высота уступа, м.

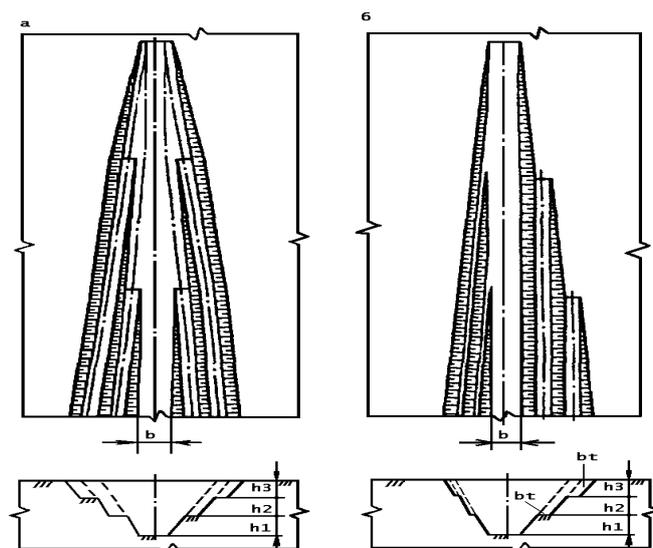


Рис. 6.2. Типы внешних групповых (общих) траншей

При независимом выходе на поверхность с каждого уступа объем внешней траншеи (m^3) при одностороннем примыкании путей

$$V = \frac{4H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{2H}{3\text{tg}\alpha} \right) + \frac{(b_m + b_n)H^2}{2i}.$$

Продольный профиль и строительный объем внешних траншей в значительной степени определяется применяемым видом транспорта. При применении конвейерного транспорта объем внешней траншеи ограничивается проектным положением откоса нерабочего борта карьера и определяется по формуле

$$V = \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3\text{tg}\alpha} \right) - \frac{H^2}{\text{tg}\alpha} \left(\frac{b}{2} + \frac{H}{2\text{tg}\alpha} \right).$$

Общий строительный объем внешней траншеи при железнодорожном транспорте следует определять с обязательным учетом размещения кривых примыкания (рис. 6.3).

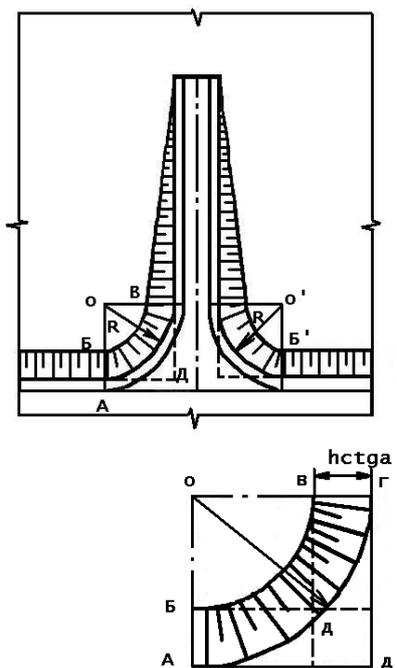


Рис. 6.3. Схема примыкания внешней траншеи к горизонту при железнодорожном транспорте

Дополнительный объем $V_k (m^3)$ при устройстве кривой примыкания траншеи, вскрывающей один уступ, может быть приближенно определен в виде разницы между объемом четырехгранника с основаниями в плане $ОВДБ$ и $ОГД'А$ и объемом части усеченного конуса с основаниями в плане $ОВБ$ и $ОГА$ при высоте каждого из них, равной высоте уступа. Дополнительный объем работ при

вскрытии внешней траншеей n уступов, с учётом размещения кривых примыкания равен

$$V_k = K_n \sum_{i=1}^n H_i (R_i^2 - R_i H_i \operatorname{ctg} \alpha),$$

где K_n - коэффициент, зависящий от числа сторон примыкания (при кривых примыкания на одном и обоих бортах соответственно $K_n=0,215$ и $K_n=0,43$); R_i - радиус кривой примыкания на i -м уступе, м ($R_{\min}=250$ м); H_i - высота i -го уступа.

Общий объём внешней траншеи $V_m = V + V_k$

где V - объём траншеи без учета размещения кривых примыкания, м³.

Объём отдельной наклонной полутраншеи (м³) при угле откоса косогора β

$$V_n = \frac{Hb^2 \sin \alpha \sin \beta}{2 \sin(\alpha - \beta)} \sqrt{\frac{1}{i^2} - \frac{1}{\operatorname{tg}^2 \beta}}.$$

При угле $\beta \geq 10^\circ$ объём полутраншеи (м³) можно определить по формуле

$$V_n = \frac{Hb^2 \sin \alpha \sin \beta}{2i \sin(\alpha - \beta)}.$$

При вскрытии крутыми траншеями их объём определяют по формуле

$$V = H^2 (\operatorname{ctg} i - \operatorname{ctg} \alpha_n) \left[\frac{b}{2} + \frac{H}{3} (\operatorname{ctg} i - \operatorname{ctg} \alpha_n) \frac{\operatorname{ctg} \alpha}{\operatorname{ctg} i} \right],$$

где H - глубина траншеи, м;

i - угол наклона траншеи, градус;

α - угол откоса борта траншеи, градус;

b - ширина дна крутой траншеи, м;

α_n - угол откоса нерабочего борта карьера, градус.

При сложном рельефе местности объёмы траншей определяют по методу вертикальных параллельных сечений.

Для этого строят ряд поперечных сечений по длине траншеи. С помощью планиметра определяют площади этих сечений и подсчитывают объём как сумму объёмов составляющих её отдельных блоков:

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} l_1 + \frac{S_2 + S_3}{2} l_2 + \dots + \frac{S_{n-1} + S_n}{2} l_{n-1}$$

где $S_1 S_2 \dots S_n$ - площади поперечных сечений трапеций, м^2 ;

$l_1 l_2 \dots l_n$ - расстояния между отдельными поперечными сечениями, м.

Объём разрезной траншеи (м^3):

$$V = (b + H \operatorname{ctg} \alpha) HL \quad \text{или} \quad V_p = SL,$$

где b – ширина основания, м;

L – длина разрезной траншеи, м;

S – площадь поперечного сечения, м^2 .

6.4. Обоснование способа проведения и расчет проходки траншей

[На оглавление](#)

Бестранспортный способ проходки траншей на полную глубину применяется в случае возможности расположения пород, вынимаемых из траншеи на одном или двух бортах (рис. 6.4). Наиболее часто такая проходка применяется по не- скальным породам. В качестве применяемого оборудования используются драглайны и, реже, механические лопаты с удлиненным рабочим оборудованием, которые устанавливают вдоль продольной оси траншеи.

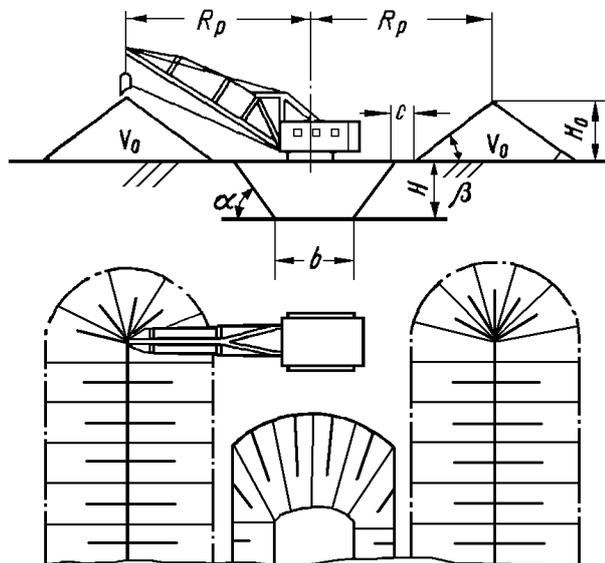


Рис. 6.4. Схема проведения траншеи драглайном с размещением породы на обоих бортах

Расчет проходки траншеи по такой схеме сводится к проверке соответствия параметров экскаватора и траншеи. Основная идея расчета основывается на равенстве объемов пород, вынимаемых в траншее, и складированных в отвал. При

складировании породы в отвал ее объем увеличивается в сравнении с объемом вынимаемым из целика. Степень увеличения объема породы определяется коэффициентом разрыхления

$$V_m \cdot K_p = 2V_o,$$

откуда

$$(b + Hctg\alpha)H \cdot K_p = 2H_o^2 \cdot ctg\beta,$$

где K_p - коэффициент разрыхления породы в отвале;

H_o - высота отвала, м;

α - угол откоса борта траншеи, град.;

β - угол откоса отвала, град.;

b - ширина основания траншеи, м.

При этом должны выдерживаться следующие условия:

$$R_p \geq \frac{b}{2} + Hctg\alpha + C + H_o ctg\beta,$$

$$H \leq H_q,$$

где R_p - радиус разгрузки драглайна, м;

C - безопасное расстояние от нижней бровки отвала до верхней бровки траншеи, $C \geq 3м$;

H_q - максимальная глубина черпания драглайна, м.

Высота отвала должна удовлетворять следующим условиям:

$$H_o \leq (R_p - \frac{b}{2} - Hctg\alpha - C)tg\beta,$$

$$H_o \leq H_p,$$

где H_p - высота разгрузки драглайна, м.

В некоторых случаях невозможно разместить породу по обе стороны проходной траншеи. Для увеличения возможности проходки торцевым забоем драглайн располагают в пределах траншейной полосы, но со смещением его к одному из бортов траншей (рис. 6.5).

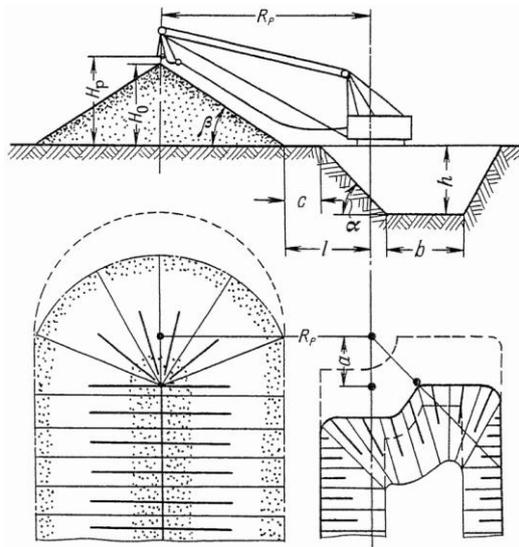


Рис. 6.5. Проведение траншеи драглайном со смещением его к одному из бортов траншеи и складированием породы на одном борту

Отвал в этом случае имеет форму треугольного или трапециевидного поперечного сечения. В случае треугольного сечения отвала взаимосвязь между рабочими параметрами экскаватора, траншеи и отвала описывается выражениями

$$R_p \geq l + C + H_o \operatorname{ctg} \beta,$$

$$l = b + 2H \operatorname{ctg} \alpha - R_q,$$

где l - расстояние от оси экскаватора до верхней бровки борта траншеи;

R_q - радиус черпания экскаватора.

Бестранспортная проходка траншей на полную глубину может осуществляться фронтальным забоем с размещением оси движения экскаватора за пределами траншейной полосы (рис. 6.6).

Отвал пород в поперечном сечении обычно имеет трапециевидную форму. При необходимости проходить траншеи большой ширины выемка траншейной полосы происходит в несколько заходов с переэкскавацией породы в сторону от траншеи. Для расчета проходки траншеи в таком случае полезно пользоваться графическим методом.

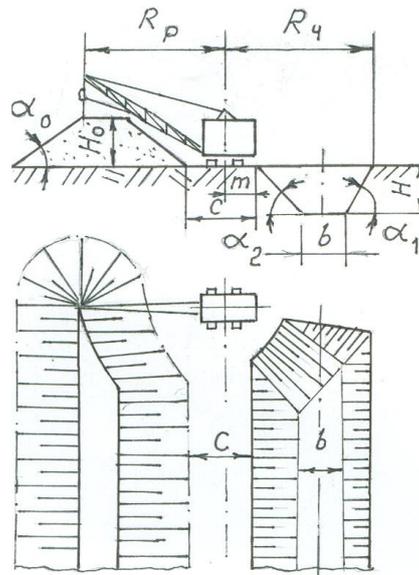


Рис. 6.6. Проведение траншеи драглайном с размещением его за пределами траншеи и складированием породы на одном борту

Основные расчетные зависимости описываются выражениями

$$S_m K_p = (R_p + m - C) H_o,$$

$$R_p \geq \frac{S_m K_p}{H_o} - m + C, \quad R_4 \geq b_o + m,$$

где s_m – площадь сечения траншеи, m^2 ; K_p – коэффициент разрыхления породы в отвале; m – безопасное расстояние от оси вращения драглайна до верхней бровки уступа, м; b_o – ширина траншеи поверху; α – угол откоса рабочего борта траншеи, принимается равным $42 - 45^\circ$; α' – угол откоса нерабочего борта траншеи, принимается равным $70 - 75^\circ$.

При бестранспортной схеме проведения траншеи механической лопатой с удлинённым рабочим оборудованием схема проведения траншеи имеет вид представленный на рис. 6.7.

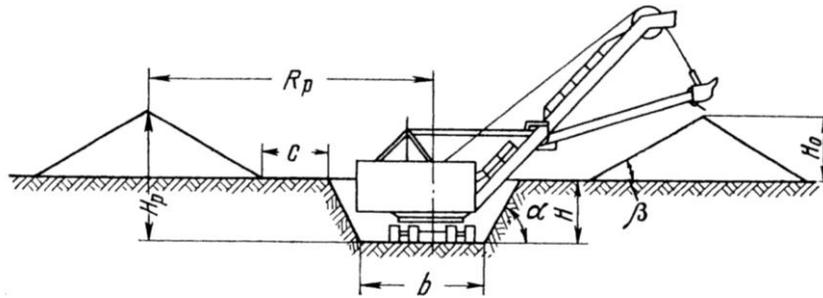


Рис. 6.7. Схема бестранспортного проведения траншеи прямой лопатой

Расчёт рабочих параметров механической лопаты производится в зависимости от размеров поперечного сечения траншеи и параметров отвала:

$$R_p \geq \frac{b}{2} + H \operatorname{ctg} \alpha + C + H_o \operatorname{ctg} \beta$$

$$H_p \geq H + H_o,$$

где H_p - высота разгрузки экскаватора, м.

Максимальная глубина траншеи при работе экскаватора ЭВГ-4 составляет 6,5 м, высота отвала - до 7 м, а при работе экскаватора ЭВГ-6 – соответственно 11 и 13 м. Если необходимо провести траншею большего сечения, чем позволяют рабочие параметры механической лопаты, применяют переэкскавацию породы этим же или другим экскаватором.

Транспортный способ проходки траншей торцевым забоем сразу на всю глубину. Метод получил наибольшее распространение на карьерах, в качестве проходческого оборудования используется прямая механическая лопата в комплексе с железнодорожным или автомобильным транспортом. Этот метод универсальный и применим для скальных и мягких пород и отличается высокой надежностью. Схема проведения траншей механической лопатой в мягких породах сплошным забоем и с нижней погрузкой в думпкары (рис. 6.8).

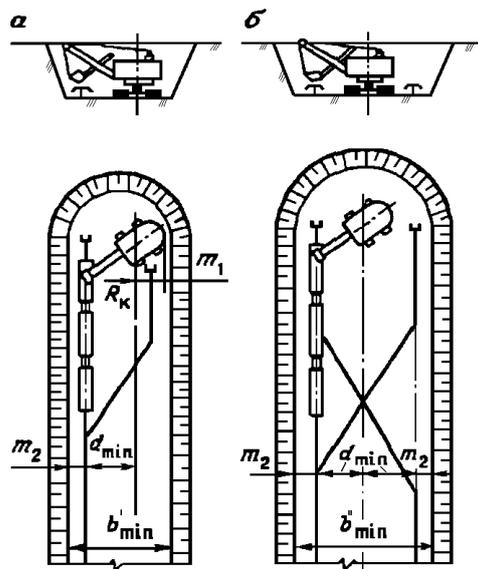


Рис. 6.8. Схема проведения траншей в мягких породах прямой лопатой с нижней погрузкой в думпкары: а – при одном погрузочном пути, б – при двух погрузочных путях

Минимальная ширина дна траншеи (м) в этом случае определяется по формуле:

при одном погрузочном пути

$$b'_{\min} = R_{\kappa} + d_{\min} + m_1 + m_2,$$

где d_{\min} - минимальное расстояние между осями пути и экскаватора, м;

R_{κ} - радиус вращения кузова, м;

m_1 - минимальный зазор между кузовом и нижней бровкой борта траншеи, принимается равным 1 м;

m_2 - расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки траншеи, принимается равным 2,5-6 м.

При двух погрузочных путях ширина траншеи (м) по низу определяется формулой

$$b'_{\min} = 2(d_{\min} + m_2).$$

При расчетах рекомендуется минимальное расстояние между осями пути и экскаватора (d_{\min}) принимать в зависимости от емкости ковша экскаватора, в соответствии со следующими соотношениями:

$E, м^3$	2	3,2	4,6-5	8	12,5
$d_{\min}, м$	8,5	9,5	11	13	17
$b'_{\min}, м$	17-19	18-20	20-22	24-26	30-32
$b''_{\min}, м$	22	24	27	31	39

Проведение траншей сплошным забоем механической лопатой с нижней погрузкой в автосамосвалы. Ширина траншеи в этом случае зависит от схемы подачи автосамосвала под погрузку (рис. 6.9).

При кольцевой схеме подачи

$$b_{\min} = 2(R_a + 0,5b_a + m_{\phi}),$$

где R_a - минимальный радиус разворота автосамосвала, м;

b_a - ширина кузова автосамосвала, м;

m_{ϕ} - минимальный зазор между автосамосвалом и нижней бровкой борта траншеи, принимается равным 1,0 м.

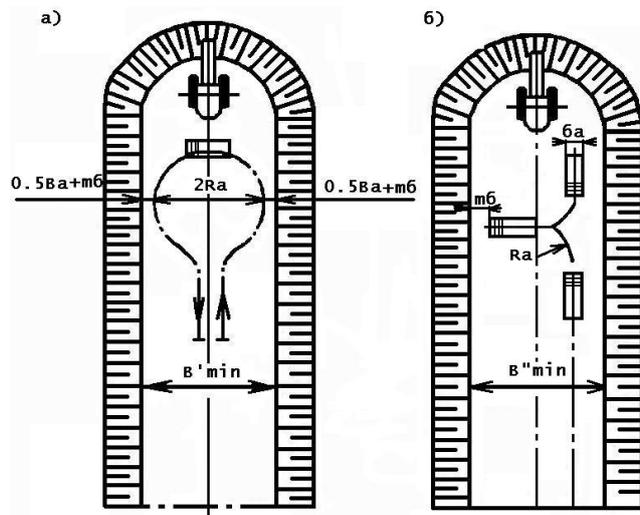


Рис. 6.9. Схемы проведения траншей в мягких породах прямой лопатой с погрузкой в средства автотранспорта: а - кольцевая схема разворота; б - с тупиковым разворотом
При тупиковом развороте ширина дна траншеи определяется выражением

$$b''_{\min} = R_a + 0,5b_a + 2m_{\phi} + l_a,$$

где l_a - длина автосамосвала.

Пример. Определить минимальную ширину дна траншеи при ее проходке с применением автосамосвала МАЗ-5516, с радиусом разворота 9,0 м, шириной кузова 2,5 м.

Решение: $b'_{\min} = 2(9,0 + 2,5 + 1,0) = 25,0$ м.

Проведение траншеи сплошным забоем прямой лопатой с верхней погрузкой. Погрузка породы осуществляется в железнодорожный, реже в автомобильный или в конвейерный транспорт. Схема к расчету параметров траншеи приведена на рис. 6.10. Минимальная ширина дна траншеи определяется выражением $b_{\min} = 2(R_k + m)$.

Максимальная ширина дна траншеи определяется формулами

$$b_{\max} = 2R_{\text{ч}},$$

$$b_{\max} \leq 2(R_p - H \operatorname{ctg} \alpha - C - 0,5d),$$

где R_k - радиус вращения кузова экскаватора, м;

m - безопасный зазор между кузовом экскаватора и бортом траншеи, принимается равным 1,0 м;

C - безопасное расстояние от края транспортной полосы до верхней бровки уступа, для колеи 1524 мм принимается равным 3,75 м;

d - ширина транспортной полосы, м.

Максимально возможная глубина траншеи определяется выражением

$$H_{\max} \leq H_{p \max} - h_m - h_3,$$

где $H_{p \max}$ - максимальная высота разгрузки, м;

h_m - высота транспортного средства, м;

h_3 - безопасный зазор между открытым днищем ковша и верхней кромкой транспортного средства, принимается равным 0,5-0,7 м.

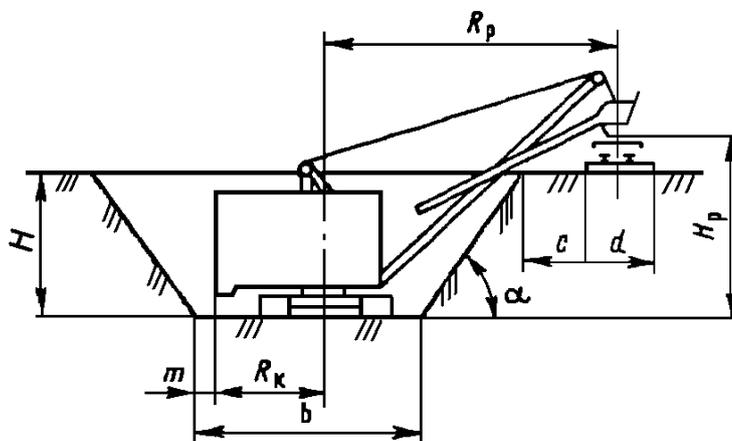


Рис. 6.10. Схема проведения траншеи прямой лопатой с верхней погрузкой

С помощью рассмотренных формул решаются различные задачи определения параметров траншей, отвалов, требуемых параметров экскаватора.

Пример. Выбрать модель драглайна для проходки разрезной траншеи глубиной 10 м в рыхлых породах (песчано-гравийная смесь), шириной основания 20 м и длиной траншеи 200 м по бестранспортной схеме, с размещением породы на обоих бортах траншеи.

Решение.

1. Принимаем угол откоса бортов траншеи равный устойчивому углу откоса ($\beta = 40^\circ$).

2. Определяем объем разрезной траншеи:

$$V = (b + H \operatorname{ctg} \alpha) HL = (20 + 10 \cdot \operatorname{ctg} 40^\circ) 10 \cdot 200 = 63835 \text{ м}^3.$$

3. Определяем коэффициент разрыхления породы в отвале по нормам технологического проектирования $K_p = 1,015$.

4. Определяем объем породы в отвале на одном борту:

$$V_o = \frac{VK_p}{2} = \frac{63,835 \cdot 1,015}{2} = 32396 \text{ м}^3.$$

Удельный объем породы в отвале, приходящийся на 1 погонный метр длины траншеи составляет $S = \frac{32396}{200} = 161,98 \text{ м}^2$.

5. Определяем высоту отвала. Площадь отвала треугольной формы представим в виде формулы $S = H_o \operatorname{ctg} \beta H_o = H_o^2 \operatorname{ctg} \beta$, откуда $H_o = \sqrt{\frac{S}{\operatorname{ctg} \beta}} = \sqrt{\frac{161,98}{\operatorname{ctg} 38^\circ}} = 11,3 \text{ м}$.

6. Определяем требуемый радиус разгрузки. $R_p \geq \frac{b}{2} + H \operatorname{ctg} \alpha + C + H_o \operatorname{ctg} \beta$

Подставляя значения, получим $R_p \geq \frac{20}{2} + 10 \operatorname{ctg} 40^\circ + 3 + 1,3 \operatorname{ctg} 38^\circ = 39,4 \text{ м}$.

Вывод. Драглайн должен иметь такие параметры: $R_p \geq 39,4$, $H_p \geq 11,3 \text{ м}$, $H_u \geq 10 \text{ м}$.

Этим параметрам удовлетворяет драглайн ЭШ-5/45.

6.5. Проектирование трассы вскрывающих выработок

[На оглавление](#)

Под *трассой* вскрывающих выработок понимается их продольная ось, характеризующая направлением в плане и продольным профилем. *План трассы* траншей представляет собой проекцию продольной оси трассы на горизонтальную плоскость. *Продольным профилем* трассы называется проекция продольной оси системы траншей на вертикальную плоскость.

Проектирование трасс вскрывающих выработок заключается в установлении их пространственного положения, которое определяется горизонтальной и вертикальной проекциями трасс – планом и профилем.

В соответствии с техническими характеристиками применяемого вида транспорта устанавливают основные параметры трассы (или ее части для одного вида транспорта): руководящий подъем, допустимые радиусы криволинейных участков, конструкции пунктов примыкания горизонтальных участков к наклонным, форму трассы, ее теоретическую и действительную длину, а также коэффициент удлинения (развития) трассы, длину тупиков и параметры петлевых соединений.

Наибольший подъем, на котором конкретный колесный вид транспорта в грузовом направлении движется со скоростью, соответствующей установившемуся движению, называют *руководящим*. Величину уклонов трассы можно выражать в относительных единицах (тангенс угла подъема), в промиллях, в процентах и в виде простой дроби.

Теоретическая длина трассы определяется по формуле

$$L_m = \frac{1000 \cdot H}{i_p},$$

где H – глубина расположения самого нижнего скрытого горизонта;

i_p – руководящий уклон, в относительных единицах.

Фактическая длина трассы определяется с учетом удлинения трассы, вызванным примыканием траншей к горизонтам карьера, смягчением уклона трассы на криволинейных её участках в плане и на продольном профиле. Примыкание траншей к горизонтам карьера, как правило, осуществляется на руководящем уклоне, смягчённом уклоне и на горизонтальных площадках. Поэтому, действительная длина трассы больше теоретической:

$$L_{\partial} = L_m + L_n + L_{\kappa} + L_{\text{вк}},$$

где L_n - удлинение трассы за счет площадки примыкания;

L_{κ} - удлинение трассы на криволинейных участках в плане;

$L_{\text{вк}}$ - удлинение трассы на криволинейных вертикальных участках профиля.

Длина площадки примыкания определяется длиной поезда, стрелочного перевода и резервного участка на неточность установки поезда. Она составляет в большинстве случаев 150-250 м.

При примыкании на горизонтальной площадке общее приращение трассы составит $L_n = n \cdot l_n$, где n - число участков примыкания; l_n - длина площадки примыкания, м.

При примыкании на смягченном уклоне величина смягченного уклона

$$i_n = (0,6 - 0,65)i_p.$$

Приращение длины всей трассы за счет смягчения уклона

$$L_n = n \cdot l_n \left(1 - \frac{i_n}{i_p}\right).$$

Действительная длина трассы системы траншей больше теоретической также за счет уменьшения уклона трассы на криволинейных участках. Величина смягченного уклона (в промиллях) на криволинейных участках трассы при железнодорожном транспорте определяется по формуле

$$i_k = i_p - W_k,$$

где W_k - дополнительное сопротивление движению поезда на криволинейном участке, Н/т.

Величина дополнительного сопротивления движению поезда на криволинейном участке зависит от радиуса закругления пути (R). Для нормальной колеи шириной 1524 мм при радиусе закругления более или равном 175 м

$$W_k = \frac{700}{R}.$$

При радиусе закругления пути менее 175 м

$$W_k = 2\left(1 + \frac{175}{R}\right).$$

Для колеи 1000 мм

$$W_k = \frac{400}{R}.$$

Минимальные радиусы закруглений карьерных железнодорожных путей при электровозной тяге 100-120 м, оптимальные – 200-250 м. Минимальные радиусы закруглений на автомобильных дорогах в зависимости от модели автосамосвала 12-20 м, оптимальные - 25-40 м.

Приращение длины трассы на криволинейных участках можно вычислить по формуле

$$L_k = l_k \left(1 - \frac{i_k}{i_p}\right),$$

где l_k - длина криволинейного участка трассы, м.

Приращение длины трассы за счет закруглений на стыке с горизонтальными площадками можно определить по формуле

$$l_{\text{вк}} = i_p \cdot R_g,$$

где R_g - радиус вертикальной кривой (рис. 6.11), равный при железнодорожном транспорте – 2000 м, при автомобильном – 40-100 м.

Высота вертикальной кривой

$$h_k = l_k \cdot i_k,$$

где i_k - средний уклон трассы на кривой, равный $(0,3-0,5 i_p)$; l_k - длина кривой, равная приблизительно $i_p \cdot R_g$. Общее приращение длины трассы за счет вертикальных закруглений $L_{\text{вк}} = l_{\text{вк}} \cdot n$.

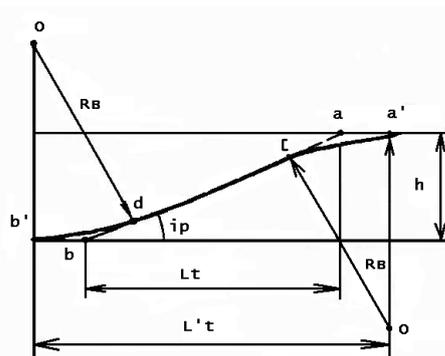


Рис. 6.11. Продольный профиль траншеи

Отношение действительной длины трассы к теоретической представляет собой коэффициент удлинения трассы

$$k_m = \frac{L_o}{L_m}$$

При известных значениях коэффициента удлинения трассы действительная длина трассы может быть определена по формуле

$$L_o = L_m \cdot k_m$$

Для выполнения приближенных расчетов могут быть приняты значения коэффициента удлинения трассы, приведенные в таблицах 6.1 и 6.2.

Таблица 6.1

Коэффициенты удлинения трассы при железнодорожном транспорте

Траншеи	Коэффициент удлинения трассы
Внешние	1,1-1,2
Внутренние:	
на руководящем уклоне	1,15-1,20
на смягченном уклоне	1,2-1,3
на горизонтальных площадках	1,4-1,6

Таблица 6.2

Коэффициенты удлинения трассы при автомобильном транспорте

Траншеи	Коэффициент удлинения трассы при различных уклонах			
	40	60	80	120
Простой съезд	1,05	1,1	1,15	1,2
Петлевой съезд	1,1	1,15	1,25	1,4

Пример расчета параметров трассы

Определить параметры трассы внешней въездной траншеи при следующих исходных данных: высота уступа (H) равная 15 м; руководящий уклон (i_p) равный 30 ‰; ось траншеи имеет криволинейный участок с радиусом закругления в плане R , равным 125 м; длиной криволинейного участка, равной 100 м; и длиной площадки примыкания (l_n) равной 250 м на смягченном уклоне (i_n) величина которого составляет 20 ‰. Удлинение трассы за счёт вертикальных её закруглений при переходе с уступа на уступ не учитывать.

Первый способ:

1. Определяем теоретическую длину трассы:

$$L_m = \frac{1000 \cdot H}{i_p} = \frac{1000 \cdot 15}{30} = 500 \text{ м.}$$

2. Определяем уклон трассы на ее криволинейном участке:

$$i_k = i_p - W_k = 30 - 2\left(1 + \frac{175}{125}\right) = 25 \text{ ‰.}$$

3. Определяем приращение трассы на криволинейном участке:

$$L_k = l_k \left(1 - \frac{i_k}{i_p}\right) = 100 \left(1 - \frac{25}{30}\right) = 17 \text{ м.}$$

4. Определяем приращение трассы за счет смягчения уклона в месте примыкания траншеи к горизонту:

$$L_n = n \cdot l_n \left(1 - \frac{i_n}{i_p}\right) = 1 \cdot 250 \left(1 - \frac{20}{30}\right) = 83 \text{ м.}$$

5. Определяем действительную длину трассы:

$$L_\partial = L_m + L_n + L_k = 500 + 17 + 83 = 600 \text{ м.}$$

6. Коэффициент удлинения трассы равен:

$$k_m = \frac{L_\partial}{L_m} = \frac{600}{500} = 1,2.$$

Второй способ:

1. Теоретическую длину трассы находим аналогично, она составляет 500 м.
2. Превышение верхней отметки площадки примыкания по отношению к горизонту:

$$h_n = \frac{l_n \cdot i_n}{1000} = \frac{250 \cdot 20}{1000} = 5 \text{ м.}$$

3. Превышение верхней отметки криволинейного участка над нижней:

$$h_k = \frac{l_k \cdot i_k}{1000} = \frac{100 \cdot 25}{1000} = 2,5 \text{ м.}$$

4. Превышение трассы на руководящем уклоне:

$$h_p = H - (h_n + h_k) = 15 - (5 + 2,5) = 7,5 \text{ м.}$$

5. Длина участка с руководящим уклоном:

$$l_p = \frac{h_p}{i_p} \cdot 1000 = \frac{7,5}{30} \cdot 1000 = 250 \text{ м.}$$

6. Действительную длину трассы найдем, как:

$$L_\partial = l_p + l_n + l_k = 250 + 250 + 100 = 600 \text{ м.}$$

7. Коэффициент удлинения трассы равен:

$$k_m = \frac{L_\partial}{L_m} = \frac{600}{500} = 1,2.$$

Построение трассы системы траншей. Трасса вскрывающих траншей может быть построена только после того, как ориентировочно определены контуры карьера. Трассу траншей намечают в соответствии с ее параметрами: длиной, руководящим уклоном и др. Выбор местоположения верхнего въездного пункта зависит от выбранного способа вскрытия, места расположения отвалов и перегрузочных пунктов, обогатительной фабрики, рельефа местности и других факторов. Нанесение трассы на план и профиль можно начинать от нижних горизонтов к верхним и наоборот.

7. ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

7.1. Системы разработки и их классификации

[На оглавление](#)

Разработка месторождения – это комплекс горных работ, связанный с извлечением полезного ископаемого из недр земли. Открытые горные работы, по добыче полезного ископаемого и выемке вскрыши выполняются в определённой последовательности, слоями, заходками, формируя при этом рабочую зону карьера и выработанное пространство. Для характеристики порядка выполнения горных работ в карьере введено понятие системы разработки.

Система разработки – это определенный порядок осуществления горных работ в карьере и формирования карьерного пространства, характеризующийся упорядоченным развитием в карьере подготовительных, вскрышных и добычных работ.

Известные классификации можно разделить на две группы, использующие следующие основные признаки:

- способ производства вскрышных работ и направление перемещения вскрыши;
- порядок формирования рабочей зоны карьера.

Наибольшее распространение при проектировании карьера получили классификации Е.Ф. Шешко, Н.В. Мельникова и В.В. Ржевского. Е.Ф. Шешко предложил классификацию систем разработки *по направлению перемещения пустых пород и способу производства наиболее трудоёмких вскрышных работ*. Она получила большее признание, однако в ней не рассмотрены добычные работы, а само понятие системы разработки отождествляется со способом производства вскрышных работ. Н.В. Мельников предложил классификацию систем разработки, которая отличалась простотой и также получила большое распространение. В основу его классификации также положен способ производства вскрышных работ в соответствии, с которым системы подразделяется на транспортные, транспортно-отвальные, бестранспортные, специальные и комбинированные. К специальным системам разработки Н.В. Мельников отнес системы, при которых вскрышные

породы удаляются башенными экскаваторами, кабель-кранами, колёсными скреперами, гидромеханизированным способом. К ним также относят разработку вскрыши бульдозерами, канатными скреперами и другим специальным оборудованием.

В классификации Н.В. Мельникова также не нашли отражения геометрические признаки систем, а также добычные работы. Сопоставление классификаций Е.Ф. Шешко и Н.В. Мельникова приведено в табл. 7.1.

Таблица 7.1.

Классификация систем разработки по направлению перемещения и способу производства вскрышных работ

Группа систем разработки	Система разработки по способу перемещения вскрыши в отвалы и способу производства вскрышных работ Е.Ф. Шешко (<i>способу механизации вскрышных работ</i> Н.В. Мельникова)
А. Системы разработки с поперечным перемещением вскрышных пород в отвал (бестранспортные)	А-1. С непосредственной экскаваторной перевалкой (<i>простая бестранспортная</i>)
	А-2. С повторной экскаваторной перевалкой пород (<i>усложненная бестранспортная</i>)
	А-3. С перевалкой пород консольными отвалообразователями (<i>транспортно-отвальная</i>)
	А-3. С перевалкой транспортно-отвальными мостами (<i>транспортно-отвальная</i>)
Б. Системы разработки с продольным перемещением вскрышных пород в отвалы (транспортные)	Б-4. С продольным перемещением пород во внутренние отвалы (<i>транспортная с вывозкой пород во внутренние отвалы</i>)
	Б-5. С продольным перемещением пород во внешние отвалы (<i>транспортная с вывозкой пород во внешние отвалы</i>)
	Б-6. С продольным перемещением пород во внешние и внутренние отвалы (<i>транспортная с вывозкой вскрыши во внешние и внутренние отвалы</i>)
В. Комбинированные системы разработки	В-7. С частичной перевозкой пород
	В-8. С частичной перевалкой пород
А-0. Системы с незначительным объёмом вскрышных работ	

Значительным продвижением вперед в уточнении понятия систем разработок явились работы А.И. Арсентьева, В.В. Ржевского и других ученых, в которых получили отражение такие важные признаки систем, как порядок развития рабочей зоны, фронта работ и выемки горных пород в плане и в профиле.

При разработке горизонтальных и пологих залежей небольшой мощности рабочая зона карьера развивается преимущественно в горизонтальном направлении. При разработке крутопадающих и мощных пологих залежей горные работы развиваются как в горизонтальном направлении, так и в вертикальном, т.е. происходит углубка карьеров и подготовка новых горизонтов. По этим признакам системы разработки подразделяются на *системы сплошные и углубочные*.

В зависимости от направления выемки пород в плане рассматривают системы разработки продольными, поперечными, диагональными, круговыми, радиальными и комбинированными заходками (ходами), с односторонним, двусторонним, многосторонним, параллельным и веерным направлением перемещения фронта работ. С учётом уклона выемки в профиле разделяют *системы с горизонтальными, наклонными слоями (уступами) или их комбинацией*.

Основными *элементами систем* разработки являются уступы, заходки, рабочие и нерабочие площадки, фронт горных работ, отвалы вскрыши.

Основными *параметрами систем* разработки являются высота уступов и углы их откосов, ширина заходов, рабочих площадок, транспортных и предохранительных берм, угол откоса рабочего борта, длина фронта работ, параметры отвалов вскрыши.

Основными *показателями системы* разработки являются скорость продвижения фронта горных работ, скорость углубки карьера, скорость понижения добычных работ, скорость продвижения забоев, производительность с единицы рудного, породного, общего фронтов работ, потери и разубоживание (засорение) полезного ископаемого. Отдельные элементы и показатели систем разработки, такие как, уступы, скорость углубки, являются одновременно элементами и показателями вскрытия карьерного поля. В значительной степени параметры системы разработки определяются принятой технологией и механизацией горных работ, и условиями залегания месторождения.

7.2. Степень подготовленности запасов к добыче

[На оглавление](#)

Для ведения горных работ на каждом действующем горизонте образуют рабочие площадки, состоящие из двух элементов:

площадки для размещения выемочно-погрузочного оборудования, транспортных коммуникаций и при полускальных и скальных породах – развала взорванной горной массы;

резервной полосы запасов полезного ископаемого готового к выемке.

Ширина площадки, обеспечивающая безопасное размещение развала, горно-транспортного оборудования и его нормальную работу называется минимальной шириной рабочей площадки. Её значение определяется схемой механизации горных работ, высотой уступа и свойствами пород. Второй элемент рабочей площадки – резервная полоса запасов полезного ископаемого готовых к выемке, зависит от принятого режима горных работ в карьере и схемы механизации горно-транспортных работ. Она определяет величину запасов готовых к выемке.

По степени подготовленности к выемке запасы полезного ископаемого подразделяются на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке (рис. 7.1). В различных отраслях приняты свои толкования запасов по степени их подготовленности к выемке. В частности, в промышленности нерудных строительных материалов (рис. 7.1), они определяются следующим образом.

Вскрытыми считается часть промышленных запасов, на площади которых удалены покрывающие породы, а на отметку рабочего горизонта пройдена въездная траншея, обеспечивающая транспортную связь его с поверхностью.

К *запасам готовым к выемке* относятся запасы из числа вскрытых, выемка которых возможна без нарушения правил технической эксплуатации и правил безопасности, с соблюдением установленных размеров предохранительных и откаточных берм, рабочих площадок и полноты выемки по высоте и ширине каждого уступа.

К *запасам подготовленным* (при наличии двух и более добычных уступов) относятся запасы из числа вскрытых второго (нижележащего) уступа, выемка ко-

торых возможна без нарушения правил технической эксплуатации и правил безопасности, после отработки готовых к выемке запасов на первом (вышележащем) добычном уступе.

Каждый карьер должен иметь готовые к выемке запасы полезного ископаемого в соответствии с планом добычи. Количество этих запасов зависит от годового режима карьера по вскрыше, а также от принятой технологической схемы разработки.

В частности, для карьеров нерудных строительных материалов при транспортной схеме ведения горных работ используются нормативы, приведенные в табл. 7.2.

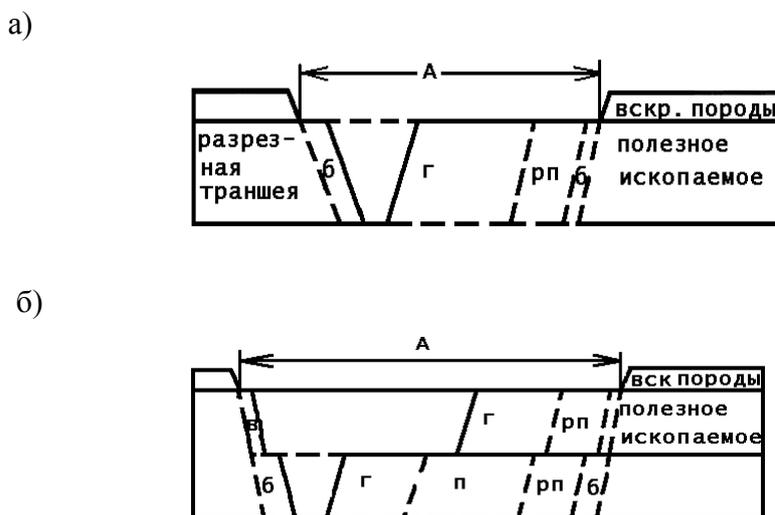


Рис. 7.1. Схема разделения запасов по степени их подготовленности к выемке:
а - при одном добычном уступе; б - при двух и более добычных уступах

Таблица 7.2

Нормативы запасов готовых к выемке (по данным Союзгипронеруда)

Режим работы карьера по вскрыше	Период работы	На срок в месяцах, не менее
Круглогодовой	-	3
Сезонный	К началу сезона	2
	К концу сезона	Продолжительность сезонного перерыва + 2 месяца

При бестранспортной схеме ведения горных работ запасы, готовые к выемке определяются принятыми параметрами разработки. Обеспеченность предприятия вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами определяется как частное от деления количества этих запасов на среднемесячную добычу в планируемый период. При проектировании учитывают и нормируют только *готовые к выемке запасы*, наличие которых на каждом добычном уступе гарантируют бесперебойную и относительно независимую их отработку в течение некоторого периода времени.

7.3. Определение параметров систем разработки, при использовании транспортных технологических схем

[На оглавление](#)

Наибольшее влияние на параметры системы разработки оказывает схема механизации производственного процесса, а также технология выемки и транспортирования пород и полезного ископаемого. Транспортные технологические схемы широко применяются при производстве вскрышных и добычных работ сплошными и углубочными системами, с перемещением вскрыши в выработанное пространство или во внешние отвалы.

Высота уступа определяется с учётом безопасности ведения горных работ, типа и рабочих параметров выемочно-погрузочного оборудования, способов выемки и других факторов.

Высоту уступа следует ограничивать в соответствии с правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. При разработке мягких и рыхлых пород *мехлопатов* не требующих предварительного рыхления взрывом, высота уступа при его разработке не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора: $H \leq H_{ч.макс}$.

При разработке скальных, хорошо разрушенных взрывными работами пород, не образующих навесей, при взрывании трёх и более рядов скважин высота уступа *при его разработке мехлопатов* не должна превышать полуторной вели-

чины максимальной высоты черпания экскаватора $H \leq 1,5H_{ч.макс}$. При одно – и двухрядном взрывании высота уступа может достигать полуторной величины максимальной высоты черпания экскаватора – мехлопаты при условии, что высота забоя по развалу не превышает максимальной высоты черпания экскаватора.

Допустимые значения высоты уступа в зависимости от свойств разрабатываемых пород для экскаваторов ЭКГ-4,6 в мягких породах -10 м, в скальных -15 м, для ЭКГ -8И соответственно 16,5 и 25 м.

Рекомендуемая высота уступа при разработке рыхлых и скальных пород мехлопатами для карьеров нерудных строительных материалов приведена в табл. 7.3.

Таблица 7.3

Рекомендуемая высота уступа

Породы	Число рядов скважин	Экскаватор			
		Э-1251Б	Э-2503	ЭКГ-4,6	ЭКГ-8И
1	2	3	4	5	6
Рыхлые		8	9	10	13
Скальные при диаметре скважин, мм 105-125	3	10-8	12-10	-	-
	4	10-8	12-10	15-12	-
	5	8	10-8	12-10	-
150-170	2	10-8	12-10	15-12	20-18
	3	10-8	12-10	12-10	20-18
	4	-	10-8	12-10	18-15
200-250	2	-	-	15-12	20-18
	3	10-8	12-10	12-10	18-15
	4	-	8	10	15
270-300	2	-	-	15-12	20-18
	3	-	-	12-10	18-15
	4	-	-	12	15

При верхней погрузке высота уступа ограничивается максимальной высотой и радиусом разгрузки экскаватора (рис. 7.2).

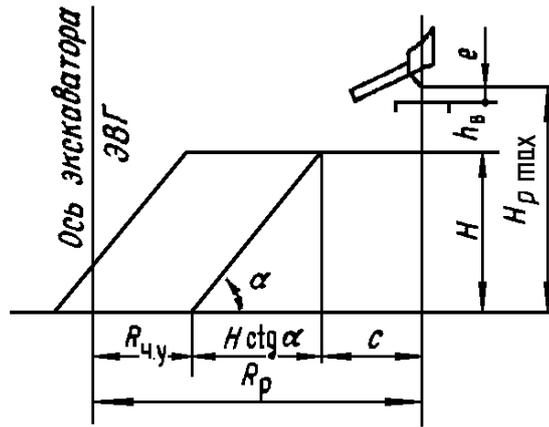


Рис. 7.2. Схема к определению высоты уступа, разрабатываемого экскаватором с верхней погрузкой

По условию высоты разгрузки

$$H \leq H_{p.\max} + h_g - e ,$$

где $H_{p.\max}$ - максимальная высота разгрузки; h_g - высота транспортного средства; e - безопасный зазор между кузовом и днищем ковша.

По условию использования полного радиуса разгрузки

$$H \leq (R_p - R_{ч.у} - c) \operatorname{tg} \alpha ,$$

где R_p – радиус разгрузки экскаватора, м; $R_{ч.у}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; c - безопасное расстояние от оси путей до верхней бровки уступа, принимается не менее 2,5-3 м.

При обработке уступов экскаваторами с верхней погрузкой высота уступа должна обеспечивать возможность визуального контроля транспортных средств из кабины машиниста экскаватора.

При работе вскрышных экскаваторов ЭВГ-4 и ЭВГ-6 с верхней погрузкой допустимая высота уступа соответственно составляет 8 и 15 м, в скальных - 12-18 м.

Минимальная высота уступа при его разработке одноковшовыми экскаваторами определяется из условия заполнения ковша экскаватора. В мягких породах ее принимают не менее 2/3 высоты напорного вала экскаватора. В скальных породах разрушенных – не менее высоты напорного вала. Минимальную высоту уступа (м) определяют также в зависимости от емкости ковша экскаватора по формуле

$$H \geq (2...3)\sqrt{E} ,$$

где E – емкость ковша экскаватора, м^3 .

По данным института «Гипроруда» минимальная высота уступа по условиям заполнения ковша экскаватора может быть принята по данным табл. 7.4.

При применении драглайнов максимальная высота уступов не должна превышать максимальную глубину черпания. При этом учитывают, что драглайн, расположенный на кровле уступа, должен находиться за пределами призмы возможного обрушения. Глубину черпания, а соответственно и высоту уступа, обрабатываемого драглайном можно определить графическим и аналитическим методом.

Таблица 7.4

Высота уступа по условиям заполнения ковша экскаватора, м
(непосредственная выемка без буро-взрывного рыхления)

Емкость стандартного ковша механической лопаты, м^3	Породы		
	мягкие	средние	тяжёлые
0,5	1,4	2	4,25
1	1,4	2,5	5
1,5	1,6	2,75	5,25
2	2	3,25	5,75
3	2,5	5	16
5	5	8,5	15
15	6	10	15
30	8	12	20

Графический метод (рис.7.3).

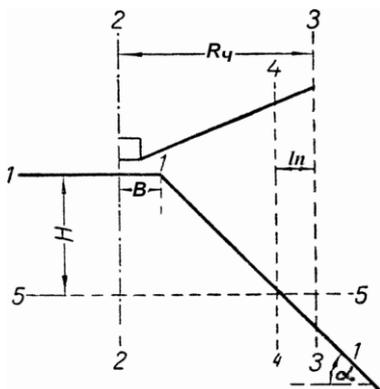


Рис. 7.3. Схема к графическому методу определения высоты уступа

Вычерчивается линия забоя 1-1-1 с углом откоса равным α . Затем проводят вертикальную ось вращения 2-2 на безопасном расстоянии B от верхней бровки уступа. Далее наносят вертикальную линию 3-3 исходя из радиуса черпания R_q , и параллельно линии 3-3 проводят вертикальную линию 4-4, на расстоянии равном длине передвижки l_n . Вертикальная линия 4-4 пересечёт линию забоя в месте нижней бровки уступа. Через точку пересечения линий 4-4 и 1-1-1 проводят горизонтальную линию 5-5, определяющую положение нижней площадки и высоты уступа.

Аналитический способ. Безопасное расстояние от верхней бровки уступа до оси вращения драглайна можно представить формулой

$$B = z + \frac{b}{2},$$

где b - ширина хода драглайна;

z - ширина призмы возможного обрушения.

В свою очередь $z = H(\operatorname{ctg} \gamma - \operatorname{ctg} \alpha)$,

где γ - угол устойчивого откоса уступа.

Из рис.7.4 видно, что:

$$H = (R_q - z - \frac{b}{2} - l_n) \cdot \operatorname{tg} \alpha.$$

После несложных преобразований формула для определения высоты уступа примет вид

$$H = (R_q - \frac{b}{2} - l_n) \cdot \operatorname{tg} \gamma.$$

Для крупных моделей драглайнов (с ёмкостью ковша 10-15 м³ и более) эффективно также и верхнее черпание. При верхнем черпании высота уступа не должна превышать 0,8 максимальной высоты разгрузки ($0,8H_p \max$), чтобы исключить задевание ковша за уступ при повороте драглайна.

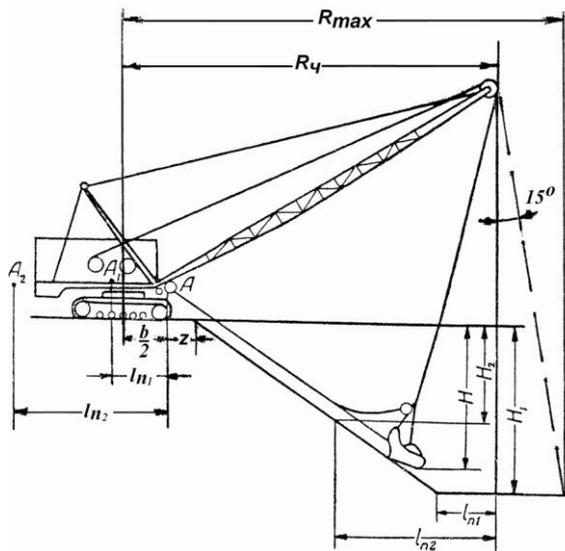


Рис. 7.4. Схема к определению высоты уступа аналитическим методом

Распространённая высота уступов на карьерах при применении механических лопат составляет 10-15 м, реже 30 м, у драглайнов 10-25 м, реже 40 м, многоковшовых экскаваторов верхнего черпания 10-20 м, реже 30 м, нижнего черпания 10-30 м, реже 40 м.

При определении высоты уступа в каждом конкретном случае следует учитывать строение горных пород, необходимость селективной (раздельной) добычи, допустимые потери и разубоживание, период разработки и другие факторы.

Углы откосов уступов. Принимаются по нормам технологического проектирования и правилам безопасности. Углы откосов уступов, рекомендуемые нормами проектирования приведены в табл. 7.5.

При применении драглайнов расчётный угол откоса забоя принимается не более 40-60° при нижнем черпании и 10-25° при верхнем черпании.

Углы откосов уступов для периода эксплуатации *карьеров* и на конец их отработки (по данным ВНИМИ)

Группа пород	Характеристика Группы	Наименование пород	Высота уступа	Угол откоса уступа, град.		
				рабочего	нерабочего	
					одиночного	сдвоенного
I	Крепкие горные породы, $\sigma_{сж} > 80$ МПа	Весьма крепкие осадочные, метаморфические и изверженные породы	15-20	до 80	70-75	65-70
		Крепкие слаботрещиноватые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15-20	до 80	60-65	55-60
		Крепкие, трещиноватые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15-20	до 75	55-60	50-55
II	Породы средней крепости $\sigma_{сж} = 8-80$ МПа	Осадочные, метаморфические и изверженные породы зоны выветривания, относительно устойчивые в откосах (известняки, песчаники, алевролиты и др.), осадочные породы с кремнистым цементом, конгломераты, гнейсы, порфириты, граниты, туфы)	10-15	70-75	50-55	45-50
III	Слабые и несвязные породы	Глинистые породы, полностью дезинтегрированные разности всех пород	10-15	45-50	35-45	35-40
		песчано-глинистые породы	10-15	40-45	35-45	30-35
		песчано-гравийные породы	10-15	35-40	30-35	25-30
		песчаные породы	10-15	30-35	30	25

Для уточнения величины угла откоса уступа, особенно при неустойчивых породах, следует проводить натурные исследования и расчёты устойчивости откосов.

В соответствии с правилами безопасности для одноковшовых и роторных экскаваторов угол откоса рабочего уступа не должен превышать 80° . При работе многоковшовых цепных экскаваторов нижним черпанием он не должен превышать угла естественного откоса.

Ширина экскаваторной заходки. Ширина заходки экскаватора - прямой механической лопаты принимается:

а) для рыхлых и мягких пород при автомобильном транспорте (м)

$$A = 1,5R_{ч},$$

где $R_{ч}$ - радиус черпания на уровне стояния, м; принимается по технической характеристике.

б) для скальных, разрушенных (м)

- при железнодорожном транспорте $A = 1,7R_{ч}$;
- при автомобильном транспорте $A = (1,6...1,7)R_{ч}$.

Положение оси перемещения экскаватора относительно забоя при автомобильном транспорте показано на рис. 7.5.

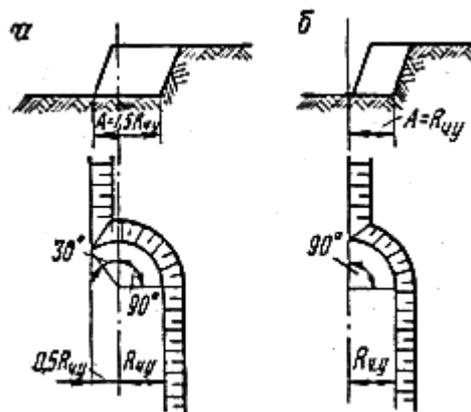


Рис. 7.5. Схема к определению ширины экскаваторной заходки прямой лопаты в мягких и рыхлых породах при автомобильном транспорте

При автомобильном транспорте перенос и устройство забойных дорог не требует больших затрат и для подъезда автомашин под погрузку может быть использовано пространство позади и сбоку экскаватора. Поэтому ширину экскаваторной заходки (бокового забоя) иногда уменьшают до $(0,5-1)R_{ч}$.

Ширина заходки драглайна, а также обратной лопаты определяется схемой его работы, радиусом черпания и углами рабочего разворота в каждую сторону от его оси (см. рис. 7.6):

$$A = R_{ч}(\sin \varpi_1 + \sin \varpi_2),$$

где $R_{ч}$ - радиус черпания, м; принимается по технической характеристике;
 ϖ_1, ϖ_2 - углы разворота экскаватора в сторону от оси, град.

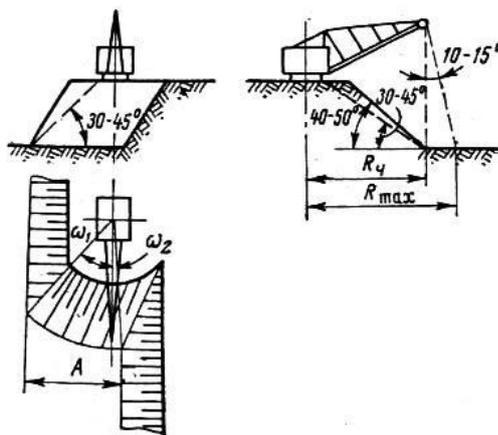


Рис. 7.6. Схема к определению ширины заходки драглайна

Углы рабочего разворота экскаватора в каждую сторону от его оси ϖ_1 и ϖ_2 обычно принимают из расчёта, чтобы они не превышали 30-45 град., с целью сокращения продолжительности цикла экскавации. Однако, при разработке неустойчивых горных пород значения допустимых углов ϖ_1 и ϖ_2 могут выйти за пределы указанного диапазона и их значения необходимо уточнять расчётом, с учётом расположения оси движения экскаватора, угла устойчивого откоса уступа и радиуса черпания экскаватора.

Положим $\varpi_2 = 0$. Для того, чтобы драглайн находился за пределами призмы обрушения необходимо, чтобы соблюдалось условие:

$$R_ч \sin \omega_1 \geq H \operatorname{ctg} \alpha + H(\operatorname{ctg} \gamma - \operatorname{ctg} \alpha) + v/2,$$

где v - ширина хода драглайна.

Решая неравенство относительно ω_1 , определим его минимальное значение:

$$\omega_1 = \arcsin \left(\frac{H \operatorname{ctg} \gamma + 0,5v}{R_ч} \right)$$

Ширина рабочей площадки (рис. 7.7).

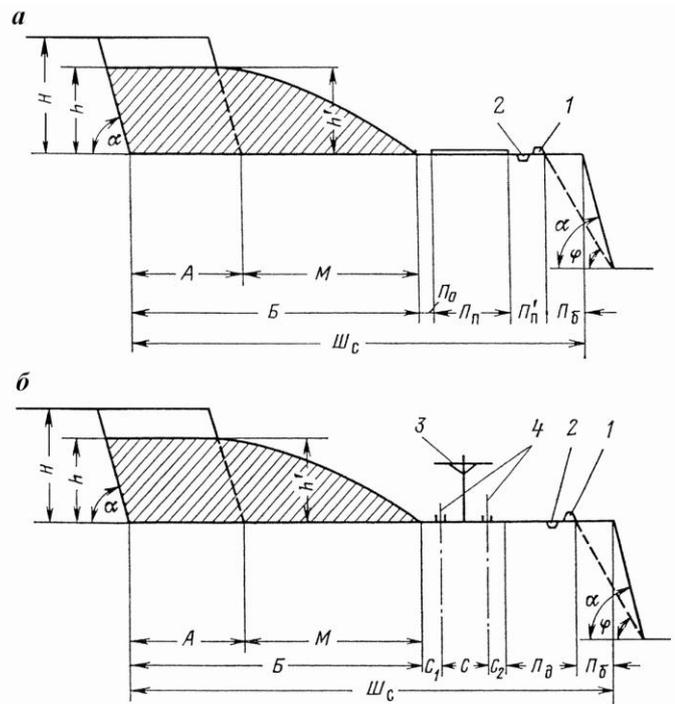


Рис. 7.7. Схемы к определению ширины рабочей площадки:
 а - при автомобильном транспорте; б – при железнодорожном транспорте

Минимальная ширина рабочей площадки (м) определяется свойствами разрабатываемых пород и применяемым типом горно-транспортного оборудования:

а) при автотранспорте:

■ в рыхлых и мягких породах

$$Ш_p = A + П_o + П_n + П'_o + П_б ;$$

■ в скальных породах

$$Ш_c = A_б + M + П_o + П_n + П'_o + П_б ;$$

б) при железнодорожном транспорте:

■ в рыхлых и мягких породах

$$Ш_p = A + C_1 + C + C_2 + П_д + П_б ;$$

■ в скальных породах

$$Ш_p = A_б + M + C_1 + C + C_2 + П_д + П_б ,$$

где A - ширина экскаваторной заходки по целику, м; определяется расчётом ;
 $A_б$ - ширина буровой заходки по целику, м;
 $П_o$ - ширина обочины со стороны вышележащего уступа, м;

P'_o - ширина обочины со стороны выработанного пространства с учётом устройства лотка и ограждения, м;

P_n – ширина проезжей части автомобильной дороги, м;

C - расстояние между осями железнодорожных путей, м;

C_1 - расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки откоса уступа или развала взорванной породы, м;

C_2 - половина ширины основания железнодорожного пути, м;

$I_{\bar{A}}$ - ширина полосы дополнительного оборудования (ЛЭП, контактная сеть и др.) и проезда вспомогательного транспорта с учётом обочин лотка и ограждения, м;

P_B - ширина призмы возможного обрушения, м;

M – неполная ширина развала взорванной породы, м.

Ширина буровой заходки по целику определяется параметрами буровзрывных работ:

$$A_B = W + b(n - 1), \text{ м,}$$

где W - линия сопротивления по подошве уступа, м;

b - расстояние между рядами скважин, м;

n - число рядов скважин, м.

Ширина призмы возможного обрушения определяется по формуле:

$$P_B = H(\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\alpha), \text{ м,}$$

H - высота уступа, м; обосновывается проектом ;

φ и α - углы устойчивого и рабочего откосов уступа;

Ширина транспортных и предохранительных берм

При погашении уступов должны оставаться *предохранительные бермы*, шириной не менее 1/3 расстояния по вертикали между смежными бермами и не реже, чем через каждые три уступа. Ширина предохранительной бермы должна быть не менее 8 м для карьеров нерудных строительных материалов и не менее 10 м для рудных карьеров. Предохранительные бермы должны быть горизонтальны или иметь незначительный уклон в сторону борта карьера и регулярно очищаться механизированным способом. Ширину предохранительных берм и их расположе-

ние необходимо также устанавливать, исходя из принятого угла откоса борта карьера и углов откоса уступов.

Ширина *транспортных берм* зависит от свойств пород в их основании, вида транспорта и его габаритов, допустимых расстояний между ними, числа путей или полос движения, размеров полос для устройства кюветов, ограждающих валов, электроосветительных и других коммуникаций, призмы возможного обрушения. Ширину транспортной бермы можно определить по нормам технологического проектирования или расчетным путем. В частности, ширина транспортной бермы при двухполосной организации движения и автомобильном транспорте для предприятий нерудных строительных материалов приведена в табл. 7.6.

Таблица 7.6

Ширина транспортной бермы для карьеров нерудных строительных материалов

Грузоподъемность автосамосвала, т	Организация движения	Ширина транспортных берм, м	
		На рыхлых породах	На скальных породах
8-12	двухполосное	27	21
27-40	двухполосное	30	25

Для карьеров черной металлургии нормами технологического проектирования предусмотрены следующие значения ширины транспортных берм (табл. 7.7).

Таблица 7.7

Ширина транспортной бермы для карьеров чёрной металлургии

Вид транспорта	Организация движения	Ширина транспортных берм, м			
		На рыхлом основании	На скальном основании		
Автомобильный, грузоподъемностью, т	27	двухполосное	23		
	40				
	75				
	110				
Железнодорожный вид тяги:	Электрическая	одн. путь	14		
	//				
	Тепловозная			дв. пути	12
	//				

Значения ширины транспортных берм, приведенные в таблицах, являются максимальными и учитывают все возможные элементы. В каждом конкретном случае, с учетом принятого строения транспортной бермы, ее ширина определяется расчетом по совокупности принятых элементов. Конструкция транспортной бермы на карьерах промышленности нерудных строительных материалов при автомобильном транспорте имеет вид, представленный на рис. 7.8.

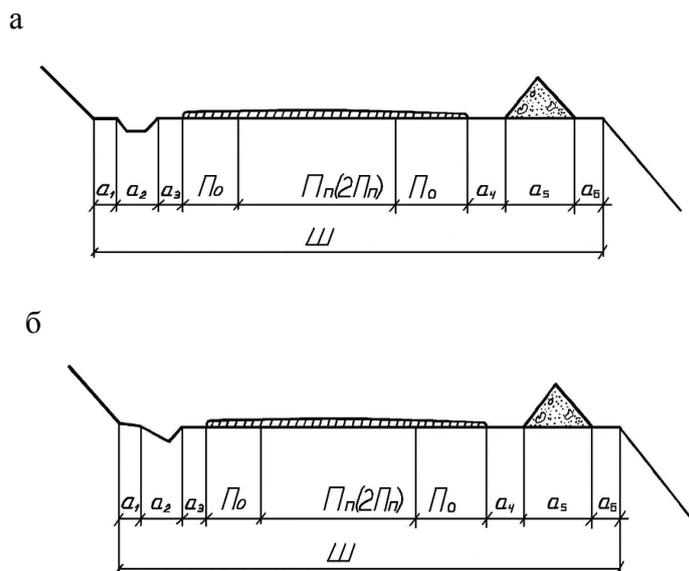


Рис.7.8. Конструкция транспортной бермы при автомобильном транспорте:

а- для рыхлых пород; б- для скальных пород

Ширина транспортной бермы определяется по формуле

$$Ш = a_1 + a_2 + a_3 + 2\Pi_o + \Pi_n + a_4 + a_5 + a_6,$$

где $Ш$ - ширина транспортной бермы, м; a_1 - расстояние от кювета (лотка) до нижней бровки откоса, м; a_2 - ширина кювета (лотка) по верху, м; a_3 - расстояние от кювета (лотка) до обочины, м; Π_o - ширина обочины автодороги, м; Π_n - ширина проезжей части автодороги, м; a_4 - ширина полосы для линии электропередач и освещения (может отсутствовать), м; a_5 - ширина основания ограждающего вала, м; a_6 - расстояние от ограждающего вала до верхней бровки откоса, м.

Значение составляющих ширины транспортной бермы для рыхлых и скальных пород приведены в табл. 7.8.

Элементы основания транспортной бермы для рыхлых и скальных пород при автомобильном транспорте по типовым проектным решениям Гипронеруда

Условия применения		Элементы основания, м								Ш
Организация движения	Грузоподъемность а/с, т	a_1	a_2	a_3	$2P_o$	P_n	a_4	a_5	a_6	
Рыхлые породы										
однополосное	7-12	0,5	1,9	1,0	4,0	4,0	1,0	2,0	1,0	15,5
	27	0,5	1,9	1,0	5,0	5,0	1,0	2,0	1,0	17,5
	40	0,5	1,9	1,0	5,5	5,5	1,0	2,0	1,0	18,5
двухполосное	7-12	0,5	1,9	1,0	3,0	8,0	1,0	2,0	1,0	18,5
	27	0,5	1,9	1,0	3,0	10,0	1,0	2,0	1,0	20,5
	40	0,5	1,9	1,0	3,0	11,0	1,0	2,0	1,0	21,5
Скальные породы										
однополосное	7-12	0,5	1,2	0,5	4,0	4,0	1,0	2,4	1,0	15
	27	0,5	1,2	0,5	5,0	5,0	1,0	2,4	1,0	17
	40	0,5	1,2	0,5	5,5	5,5	1,0	2,4	1,0	18
двухполосное	7-12	0,5	1,2	0,5	3,0	8,0	1,0	2,4	1,0	18
	27	0,5	1,2	0,5	3,0	10,0	1,0	2,4	1,0	19
	40	0,5	1,2	0,5	3,0	11,0	1,0	2,4	1,0	20

На кривых участках предусматривается уширение берм в соответствии с СН 449-72. Одним из основных параметров транспортной бермы является ширина проезжей части. Ширина проезжей части при автомобильном транспорте принимается также по СНиП 2.05.07-91, СН 449-72, СН Беларуси.

Ширина проезжей части может быть также определена по формуле

$$P_n = n \cdot B_a + (n - 1)t + 2v,$$

где n - число полос движения; B_a - ширина автосамосвала по задним колесам, м; t - зазор между встречными автосамосвалами, принимается равным 0,7-1,7 м; v - ширина полосы наката, принимается равной 0,4-1 м.

Ширина проезжей части автомобильных дорог на карьерах черной металлургии принимается в зависимости от грузонапряженности автомобильной дороги и габаритов подвижного состава (табл. 7.9).

При железнодорожном транспорте ширина стационарных транспортных берм также складывается из нескольких элементов, необходимых для размещения водоотводных сооружений, собственно железнодорожных путей и опор контактной сети, бермы безопасности (обрушения).

Таблица 7.9

Ширина проезжей части при автотранспорте для карьеров чёрной металлургии

Грузоподъёмность автосамосвала и его габариты по ширине	Двухполосное движение			Однополосное движение
	Грузонапряжённость, млн. т (брутто)			
	>15 млн. т	5-15 млн. т	<5 млн. т	
10-12 т (2,75 м)	-	8,5	8	4,5
27-30 т. (3,5 м)	11	10,5	10	5,5
40-45 т. (3,8 м.)	12,5	12	11,5	6
65-75 т. (5,2 м)	16	15,5	14,5	7
(5,4 м)	16,5	16	15	7,5
100-120 т. (6.1 м.)	19	18	17	8,5
(6,6 м.)	21	20	19	9
160-180 т. (7,6 м.)	24	23	22	10

На рис. 7.9 приведены схемы, определяющие ширину транспортных берм на двухпутном участке электрифицированных путей в различных типах пород — рыхлых и скальных.

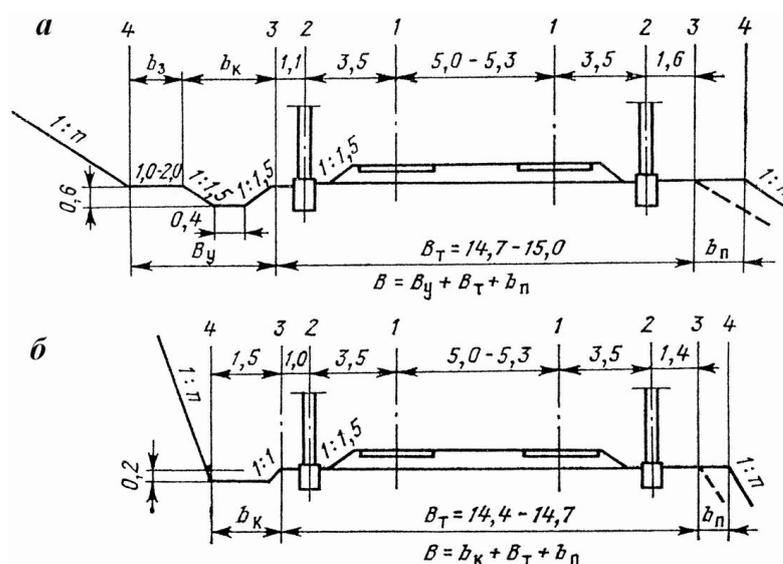


Рис. 7.9. Конструкция транспортных берм в рыхлых и в скальных породах при железнодорожном транспорте

В соответствии с СН 449-72 кюветы в рыхлых и легко выветривающихся скальных породах проектируются трапецеидального профиля с шириной по дну не менее 0,4 м и глубиной 0,6 м и более. При глубине выемки до 6 м ширина полки за кюветом 1 м, при большей глубине - 2 м (рис. 8.10, а). В слабо выветривающихся скальных породах водоотвод проектируется в виде кюветов-траншей, заглубленных в естественную скальную породу на величину не менее 0,2 м, шириной поверху не менее 1,5 м и без полок за кюветом (рис. 7.9, б).

В слабых рыхлых породах предусматривается берма устойчивости, размеры которой определяются условиями устойчивости откоса вышележащего уступа. Во всех случаях ширина бермы B_y должна быть больше или равна сумме размеров кювета по верху b_k и полки за кюветом b_3 .

Величина призмы безопасности определяется свойствами породы и высотой уступа. При рыхлых грунтах $b_{II}=1,5$ м при высоте уступа 10 м и $b_{II}=2$ м - при высоте уступа 20 м, а при скальных породах соответственно 1 и 1,5 м.

На однопутных электрифицированных участках железнодорожных путей ширина бермы меньше, чем на двухпутных участках (см. рис. 7.9) на величину междупутья, а расстояние от оси пути до бровки земляного полотна с внешней стороны принимается равным 2,75 м. При тепловозной тяге установка опор контактной сети исключается, и поэтому расстояние от оси пути до бровки кювета с внутренней стороны бермы также составит 2,75 м.

Длина фронта работ

Для нерудных карьеров строительных материалов длина активного фронта работ на один экскаватор определяется:

- а) при автомобильном транспорте (по данным табл. 7.10);
- б) при железнодорожном транспорте - длина фронта работ должна быть не менее трёхкратной длины поезда и принимается:
 - в рыхлых и мягких породах 400 м;
 - в скальных породах 500 м.

Таблица 7.10

Длина фронта работ на один экскаватор для нерудных карьеров

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Минимальная длина активного фронта работ на один экскаватор, м	
	Рыхлые породы	Скальные породы
1-2	100	-
2,5-3	150	250
4,6-5	300	400
8-10	350	500

Активный фронт работ - это фронт работ, на котором есть готовые к выемке запасы.

Для рудных карьеров суммарная протяжённость активного фронта работ должна обеспечивать в среднем каждый забойный экскаватор длиной фронта не менее величины, указанной в табл. 7.11.

Таблица 7.11

Длина фронта работ на один экскаватор для железорудных карьеров

Вместимость ковша экскаватора -мехлопаты, м ³	Минимальная длина активного фронта работ на один экскаватор, м	
	автомобильный транспорт	железнодорожный транспорт
2,5	300	600
4,6;5,0	500	1000
6,3;8,0	600	1200
10,0;12,5	700	1400

7.4. Определение параметров систем разработки, при экскаваторной перевалке вскрышных пород в выработанное пространство

[На оглавление](#)

При технологических схемах с экскаваторной перевалкой пустые породы перемещают в выработанное пространство во внутренний отвал вскрышными экскаваторами без применения транспортных средств. Особенностью схем является жёсткая взаимосвязь параметров выемочного оборудования с параметрами системы разработки, а именно: с шириной рабочей площадки, высотой вскрышных и добычных уступов, параметрами отвала. Бестранспортные системы с *поперечным перемещением пород в отвал* экскаваторами (группа А по Е.Ф. Шешко) применяют на вскрышных работах при разработке горизонтальных или слабо-

наклонных пластов полезного ископаемого (под углом 5-10 градусов), при не-
скальных горных породах.

Основной задачей расчёта данных систем разработки является обеспечение
возможности размещения в выработанном пространстве пород, вынутых из мас-
сива в пределах экскаваторной заходки. Объём вскрыши, вынимаемый с единицы
длины фронта работ, должен быть равен объёму вскрыши, размещаемой в отвал:

$$V_3 K_p = V_o,$$

откуда
$$K_p = \frac{A}{H_o} - \frac{A^2}{4} \operatorname{tg} \beta,$$

где V_3 - выход породы с единицы длины фронта работ, м³;

V_o - ёмкость отвала на единицу длины фронта работ, м³;

A - ширина заходки (экскаваторной, отвальной), м;

H - высота вскрышного уступа, м;

H_o - высота отвала, м;

K_p - коэффициент разрыхления породы;

β - угол откоса отвала, принимаемый равным 35-38°.

Расчёт данных систем заключается в определении:

- допустимой мощности вскрыши, при заданном расположении экс-
каватора и его типе, мощности вскрыши;
- рабочих параметров вскрышных экскаваторов при заданной мощ-
ности вскрыши;
- допустимых параметров отвала.

*Система разработки с непосредственной перевалкой вскрыши в вырабо-
танное пространство* (система разработки А-1 по Е.Ф. Шешко). Применяется
при разработке горизонтальных залежей мощностью полезного ископаемого
 $H_{II} \leq 10-15$ м и мощностью вскрыши $H_B \leq 20-30$ м. Вскрышной экскаватор, меха-
ническая лопата или драглайн, вынимает вскрышные породы и непосредственно
перемещает их во внутренний отвал (рис. 7.10).

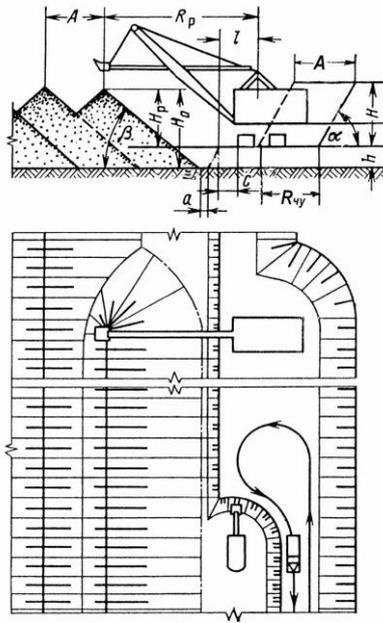


Рис. 7.10. Схема непосредственной перевалки вскрышных пород механической лопатой

Из предыдущего уравнения допустимая высота отвала равна

$$H_o = HK_p + \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta.$$

Высота отвала должна также удовлетворять неравенству

$$H_o \leq h + H_p,$$

где h - высота добычного уступа, м; H_p - высота разгрузки экскаватора, м.

Из рисунка 7.10 видно, что радиус разгрузки экскаватора R_p определяется соотношением

$$R_p \geq H_o \operatorname{ctg} \beta + a + h \operatorname{ctg} \alpha + l,$$

где a - расстояние между нижней бровкой добычного уступа и основание отвала, м; l - безопасное расстояние от оси вращения экскаватора до верхней бровки добычного уступа, м.

При заданных параметрах вскрышного экскаватора можно определить допустимую мощность разрабатываемой вскрышной толщи. Допустимое значение высоты вскрышного уступа по условию максимального радиуса разгрузки составит

$$H_B \leq \frac{R_p - a - 0,25A - h \operatorname{ctg} \alpha - l}{K_p \cdot \operatorname{ctg} \beta}.$$

По условию высоты отвала мощность этой толщи может быть также определена из выражения:

$$H_B \leq \frac{H_o - 0,25 Atg\beta}{K_p}.$$

Вскрышной экскаватор должен работать с опережением добычного. От этого опережения зависит величина запасов готовых к выемке. Резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого определяется по формуле

$$V_r = AL_A h,$$

где L_A - расстояние от вскрышного забоя до добычного забоя, м.

При такой схеме работы вскрышной экскаватор по окончании выемки заходки возвращается холостым ходом обычно в исходное положение для выемки новой заходки. Добычной экскаватор также холостым ходом возвращается в исходное положение и следует за вскрышным экскаватором. Для такой работы необходимо сохранить площадки на кровле добычного уступа для передвижения вскрышного экскаватора в исходное положение. Если площадка по кровле добычного уступа отрабатывается, то выемка заходов (вскрышных и добычных) должна производиться без холостых ходов экскаватора. В этом случае резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого почти отсутствует.

Наиболее часто в карьерах при этой системе разработки в качестве вскрышного экскаватора используется драглайн, который устанавливается на кровле вскрышной толщи (рис. 7.11).

Допустимый радиус разгрузки при расположении драглайна на кровле вскрышной толщи и допустимая высота отвала определяются по формулам

$$R_p \geq H_o ctg\beta + a + h ctg\alpha + B + H ctg\gamma + L,$$

$$H_o < h + H + H_p,$$

где B – расстояние от оси вращения драглайна до верхней бровки вскрышного уступа, м; L – расстояние между нижней бровкой вскрышного и верхней бровкой добычного уступа, м.

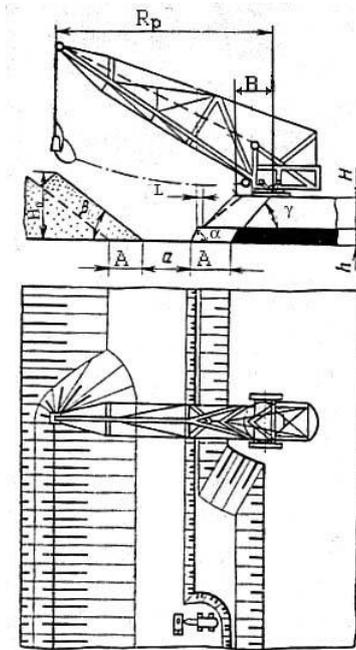


Рис. 7.11. Схема непосредственной перевалки пород драглайном при его расположении на кровле вскрышной толщи

Заложение откоса отвала можно представить в следующем виде

$$H_o \operatorname{ctg} \beta = (H_B K_p + \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta) \operatorname{ctg} \beta = H K_p \operatorname{ctg} \beta + \frac{A}{4}.$$

С другой стороны, заложение откоса отвала, определенное через радиус разгрузки драглайна равно

$$H_o \operatorname{ctg} \beta = R_p - (B + H \operatorname{ctg} \gamma + L + h \operatorname{ctg} \alpha + a).$$

Приравняв правые части двух последних уравнений, получим

$$H \cdot K_p \operatorname{ctg} \beta + \frac{A}{4} = R_p - (B + H \operatorname{ctg} \gamma + L + h \operatorname{ctg} \alpha + a).$$

Решая последнее выражение относительно H , найдем максимально возможную мощность вскрыши, разрабатываемую по данной схеме.

$$H = \frac{R_p - (B + L + h \operatorname{ctg} \alpha + a + \frac{A}{4})}{K_p \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma}.$$

При значительной мощности вскрыши вскрышной уступ делят на два подступа. Драглайн устанавливают на кровле нижнего подступа и производят выемку вскрышных пород одновременно двумя подступами (рис. 7.12).

Такая установка драглайна позволяет приблизить вскрышной экскаватор к отвалу и увеличить за счет этого возможную мощность разрабатываемой

вскрышной толщ. При выемке пород в два подступа усложняется работа вскрышного экскаватора за счет того, что драглайн при верхнем черпании менее производителен, а с другой стороны в связи с неудобством продвижения экскаватора, так как породы от верхнего подступа сваливаются в пределах полосы движения экскаватора. Угол откоса забоя верхнего подступа составляет 15-20 градусов. Такое значение угла необходимо для предотвращения скольжения ковша по забюю и обеспечения его наполнения.

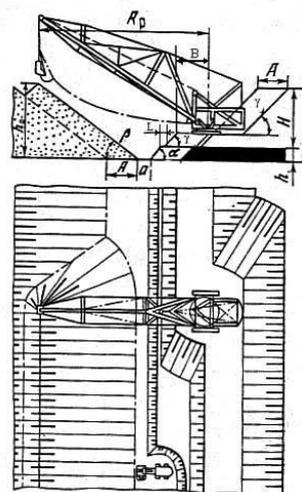


Рис. 7.12. Схема непосредственной перевалки пород драглайном при его расположении на кровле подступа

Высота верхнего подступа (H_e) зависит от радиуса черпания экскаватора и максимальной высоты разгрузки

$$H_a \leq [R_k - (R_e + \Delta)] \operatorname{tg} \gamma,$$

$$H_a \leq (0,6 \dots 0,8) \cdot \dot{I}_{\text{длб}},$$

где R_k - радиус вращения кузова, м;

Δ - ширина основания вала породы, нагребаемого драглайном у кузова при верхнем черпании (для ЭШ-14/75 величина Δ равна 3-5 м).

$\dot{I}_{\text{длб}}$ - максимальная высота разгрузки экскаватора, м.

Как и в случае предыдущей схемы, можно записать, что заложение откоса отвала

$$H_o \operatorname{ctg} \beta = (HK_p + \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta) \operatorname{ctg} \beta = HK_p \operatorname{ctg} \beta + \frac{A}{4}.$$

С другой стороны

$$H \cdot K_p \operatorname{ctg} \beta + \frac{A}{4} = R_p - (B + (H - H_e) \operatorname{ctg} \gamma + L + h \operatorname{ctg} \alpha + a).$$

Откуда необходимый радиус разгрузки экскаватора

$$R_p \geq (B + (H - H_e) \operatorname{ctg} \gamma + L + h \operatorname{ctg} \alpha + a) + H \cdot K_p \operatorname{ctg} \beta + \frac{A}{4}.$$

Возможная мощность разрабатываемой вскрышной толщи после преобразования выражения в правой части предпоследнего выражения и решения уравнения относительно H составляет:

$$H = \frac{R_p - (B + L + h \operatorname{ctg} \alpha + a + \frac{A}{4} - H_e \operatorname{ctg} \gamma)}{K_p \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma}.$$

Эта схема позволяет увеличить допустимую величину вскрышного уступа, однако при этом возможная глубина копания не полностью используется.

Системы разработки с кратной экскаваторной перевалкой пород во внутренние отвалы. (Система разработки А-2 по Е.Ф.Шешко). Применяются при горизонтальном и пологом залегании пластов полезного ископаемого, мощности залежи до 20-30 м и мощности вскрыши до 30 – 40 (50) м.

Вскрышной экскаватор (механическая лопата или драглайн) вскрышу перемещает непосредственно в отвальную заходку объемом V_2 (рис. 7.13). Для увеличения ёмкости этой заходки на кровле отвала устанавливается вспомогательный отвальный драглайн, который работает впереди вскрышного экскаватора и из каждой предыдущей отвальной заходки вынимает часть заходки или весь ее объем и перемещает в отвал верхнего яруса. Такая повторная экскавация вскрышных пород в отвале может быть многократной. В рассматриваемом варианте (рис. 7.13) вскрышной экскаватор-1 вынимает породу из заходки шириной A объемом $A \cdot H \cdot K_p$, который перемещается в отвальную заходку V_2 . Для увеличения емкости этой заходки на кровле отвала установлен драглайн-2, который из каждой предыдущей заходки вынимает породу по ширине f в объеме $M+P$ и перемещает ее в отвал верхнего яруса объемом L . В результате этого объем каждой последующей

отвальной заходки увеличивается с V_2 до $V_2 + M$. Ширина этой заходки увеличивается с A до $A+f$.

Расчет системы разработки обычно сводится к геометрическому анализу соответствия вынимаемых и складированных объемов, а также параметров оборудования и системы разработки. Наиболее просто и надежно вести расчет путем графического построения.

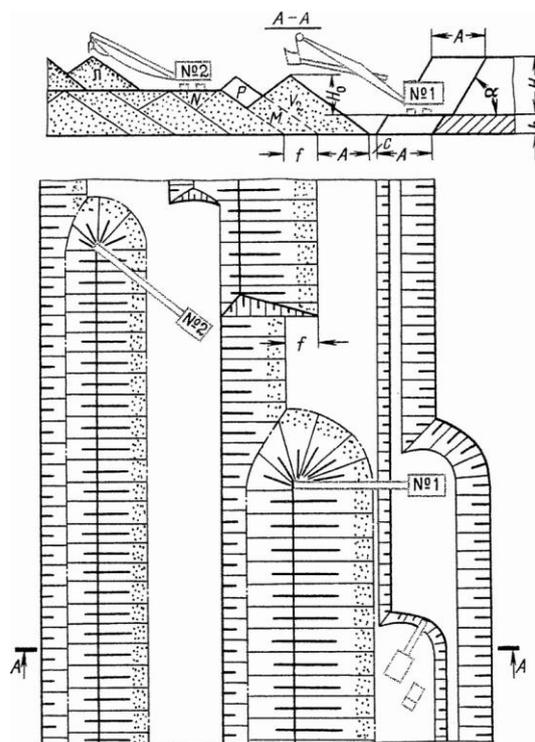


Рис. 7.13. Система разработки с кратной экскаваторной перевалкой

Обязательными условиями работы по данному варианту являются:

$$V_2 + M = A \cdot H \cdot K_p ;$$

$$V_2 = A \cdot H_o - \frac{A^2}{4} \operatorname{tg} \beta ;$$

$$P = 0,5 A f \operatorname{tg} \beta ; \quad M = K_p A H - V_2$$

где $H_o + h$ - высота первоначального отвала, м;

h - высота добычного уступа, м;

H - высота породного уступа, м.

Высота (м) первоначального отвала $H_o + h$ определяется рабочими размерами экскаватора: радиусом разгрузки (R_p), высотой разгрузки (H_p) и радиусом

черпания (R_q), а также шириной заходки (A), расстоянием между нижними бровками отвала и добычного уступа (c) и шириной площадки (b) между нижней бровкой вскрышного и верхней бровкой добычного уступа.

$$H_o + h = tg\beta(R_p - c - b - hctg\gamma - A + R_q);$$

$$H_o + h = H_p + h.$$

Из двух последних формул принимается минимальное значение $H_o + h$. В некоторых случаях при работе с переэкскавацией допускается временная подсыпка пласта полезного ископаемого первоначальным отвалом. Аналогичный геометрический анализ позволяет и в этом случае определить необходимые параметры системы разработки.

Важным показателем системы разработки является коэффициент переэкскавации, представляющий собой отношение объема переэкскавируемой породы к исходному объему пород в заходке

$$K_{II} = \frac{M + P}{A \cdot H \cdot K_p}.$$

Рациональное применение системы ограничено величиной $K_{II} \leq 2$. Если вскрышной экскаватор-1 имеет производительность Q_B , то отвальный экскаватор-2 должен развивать производительность $Q_o = K_{II} \cdot Q_B$. Добычной экскаватор (или экскаваторы) может достичь производительности

$$Q_o = Ah \frac{Q_B}{AH} = \frac{Q_B h}{H}.$$

При проектировании может возникнуть задача нахождения экономически целесообразных значений предельной высоты вскрышного уступа H и ширины заходки A . С увеличением ширины заходки увеличивается резерв готовых к выемке запасов и уменьшаются затраты времени на передвижение экскаваторов. Одновременно уменьшается возможная высота вскрышного уступа и увеличивается средний угол поворота вскрышного экскаватора. Себестоимость вскрышных работ при определённом значении ширины заходки будет иметь минимум, что и будет соответствовать её оптимальному значению.

7.5. Определение параметров систем разработки при поперечном перемещении вскрыши в выработанное пространство консольными отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами

[На оглавление](#)

Система разработки с поперечным перемещением вскрыши во внутренний отвал консольными отвалообразователями (А-З). Применяется при разработке горизонтальных и пологозалегающих залежей мощностью полезного ископаемого $H_{II} \leq 20-30\text{ м}$ и мощностью вскрыши $H_B \leq 35-50\text{ м}$ с невысокой влажностью, когда рабочие размеры экскаваторов оказываются недостаточны для непосредственной перевалки вскрыши во внутренние отвалы. Климатические условия должны быть благоприятными для работы ленточных конвейеров. На вскрышных работах применяется вскрышной комплекс, состоящий обычно из многоковшового экскаватора и консольного ленточного отвалообразователя (рис. 7.14).

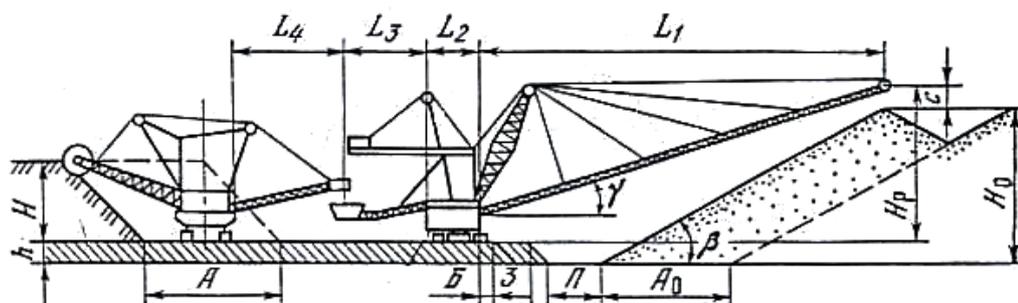


Рис.7.14. Система разработки с перемещением вскрыши во внутренний отвал консольными отвалообразователями

Вскрышной экскаватор грузит пустую породу в бункер отвалообразователя, откуда она поступает на ленту конвейера и сбрасывается в выработанное пространство. По мере отработки забоя отвалообразователь перемещается вслед за вскрышным экскаватором. Вскрытую часть полезного ископаемого зачищают, а затем отрабатывают добычным экскаватором. Наиболее рационально сочетание вскрышных роторных экскаваторов с отвалообразователями на шагающем и шагающее рельсовом ходу. Часовая производительность отвалообразователей достигает 4,5-7,0 тыс. м³. Основными параметрами отвалообразователя являются:

вылет отвальной консоли (L_1) и угол её наклона ($\gamma \leq (18 - 20)^\circ$), ширина базы отвалообразователя (L_2), длина приёмной консоли (L_3), радиус разгрузки ($R_p = L_1 + \frac{L_2}{2}$).

Основные параметры системы разработки – высота вскрышного уступа, ширина экскаваторной заходки, ширина полосы запасов готовых к выемке, ширина отвальной заходки, высота отвала определяются в основном величиной вылета отвальной консоли и местом расположения отвалообразователя. При расчёте параметров системы разработки исходят из условия, что на единицу длины фронта работ объём вскрышной заходки V не должен превышать максимально возможного объёма отвальной заходки V_o . Объём отвальной заходки (m^3) на 1 метр фронта работ

$$V_o = A_o(H_p + h - c) - 0,25A_o^2 \operatorname{tg} \beta,$$

где A_o - ширина отвальной заходки, м; H_o - высота разгрузки отвалообразователя, м; h - высота установки отвалообразователя над почвой залежи, м; c - расстояние между консолью и вершиной отвала, м; β - угол откоса отвала, градус.

Параметры системы разработки связаны с длиной отвальной консоли. Для схемы приведённой на рис. 7.14, длина отвальной консоли (м)

$$L_1 = H_o \operatorname{ctg} \beta + \Pi + 3 + B + h \operatorname{ctg} \alpha,$$

где H_o - высота отвала, м; Π - ширина транспортной полосы, м; 3 - ширина полосы зимних запасов, м; B - безопасное расстояние между отвалообразователем и верхней бровкой добычного уступа после обработки зимних запасов, м; h - высота добычного уступа, м; α - угол откоса добычного уступа, град.

Высота отвала ограничивается параметрами вскрышной и отвальной заходки, углом откоса отвала, а также высотой разгрузки отвалообразователя

$$H_o = \frac{A}{A_1} k_p H_B + 0,25A_1 \operatorname{tg} \beta, \quad H_o = H_p + h - 1,5$$

где H_B - высота породного уступа; A - ширина заходки вскрышного экскаватора; A_1 - расстояние между гребнями отвала ($A \geq A_1$).

Вскрышной комплекс работает сезонно, останавливаясь в зимний период. Добычные работы ведутся круглогодично. В связи с этим необходимо создавать запасы полезного ископаемого готового к выемке на межсезонный период. Очевидно, что их количество (m^3) составит:

$$A_{MC} = A_{CUT}(N_D - N_B),$$

где A_{CUT} - суточная производительность карьера по полезному ископаемому, m^3 ; N_D, N_B - число рабочих суток на добыче и вскрыше соответственно.

Необходимая к концу вскрышного сезона ширина рабочей площадки (м)

$$B_H = \frac{A_{mc}}{hL_D} + B_{\min},$$

где A_{mc} – объем полезного ископаемого, вынимаемого за период сезонной остановки вскрышных работ, m^3 ; L_D - длина добычного фронта, м; B_{\min} - минимальная ширина рабочей площадки, м.

Причём в расчётах необходимо принимать наименьшие значения h и L_D .

Система разработки с поперечным перемещением пород во внутренние отвалы транспортно-отвальными мостами (А - 3'). Применяется при разработке горизонтальных и пологозалегающих залежей мощностью полезного ископаемого $H_H \leq 30-40m$ и мощностью нескальной вскрыши $H_B \leq 40-60m$. Климатические условия должны быть благоприятными для работы ленточных конвейеров.

По этой системе разработки для перемещения вскрышных пород во внутренние отвалы в карьере поперек фронта работ устанавливается транспортно-отвальная мост, который обслуживается одним или несколькими многоковшовыми цепными или роторными экскаваторами (до четырёх). Транспортно-отвальная мост представляет собой самоходную металлическую конструкцию, состоящую из продольных и поперечных ферм, оборудованных ленточными конвейерами и опирающимися обычно на две самоходные опоры (экскаваторную и отвальную). Транспортно-отвальная мост обладает горизонтальной и вертикальной подвижностью. Горизонтальная подвижность обеспечивается телескопично-

стью ферм, достигающей 2,5-40 м, и способностью моста поворачиваться вокруг оси до 20-30 градусов в обе стороны. Мост имеет также подвижность вертикальной плоскости за счет возможности изменения уровней опор моста от 2 до 9 м. Мост перемещается по железнодорожному пути, под опорами есть от 3 до 5 ниток путей. Некоторые мосты имеют гусеничный ход. Угол наклона консолей и ее длина, а также уровень установки отвальной опоры определяют возможную высоту отсыпаемого отвала, достигающего 25-75 м. Перемещение путей под опорами моста производится с помощью путепередвижателей непрерывного действия.

Транспортно-отвальный мост обычно конструируется применительно к конкретным условиям месторождения. Основное отличие транспортно-отвального моста от консольного отвалообразователя — наличие двух опор (забойной и отвальной). Это повышает устойчивость конструкции и позволяет иметь большую общую длину моста, достигающую в отдельных случаях 450 м.

Основные параметры расположения транспортно-отвальных мостов в карьере, обусловленные их конструктивными особенностями, показаны на рис. 7.15.

Высота отсыпки породы транспортно-отвальными мостами колеблется от 25 до 75 м и определяет вместе с длиной консоли возможную высоту отвала, а следовательно, и мощность отрабатываемой вскрыши. Транспортно-отвальные мосты могут преодолевать подъемы пути в продольном и поперечном направлениях в пределах 30 ‰. Отсыпка породы мостом может производиться в одном пункте, т. е. в конце отвальной консоли, или в нескольких пунктах (раздельная отсыпка). Геометрические размеры транспортно-отвальных мостов определяются технологическими особенностями горных работ, устойчивостью откосов и шириной полосы зимних запасов полезного ископаемого. Длина консоли L_k транспортно-отвального моста зависит от высоты отвала H_o и места расположения отвальной опоры, величина пролета между опорами L_n , от ширины полосы полезного ископаемого, подготовляемого на зимний период. В свою очередь рабочие параметры транспортно-отвального моста определяют параметры системы разработки.

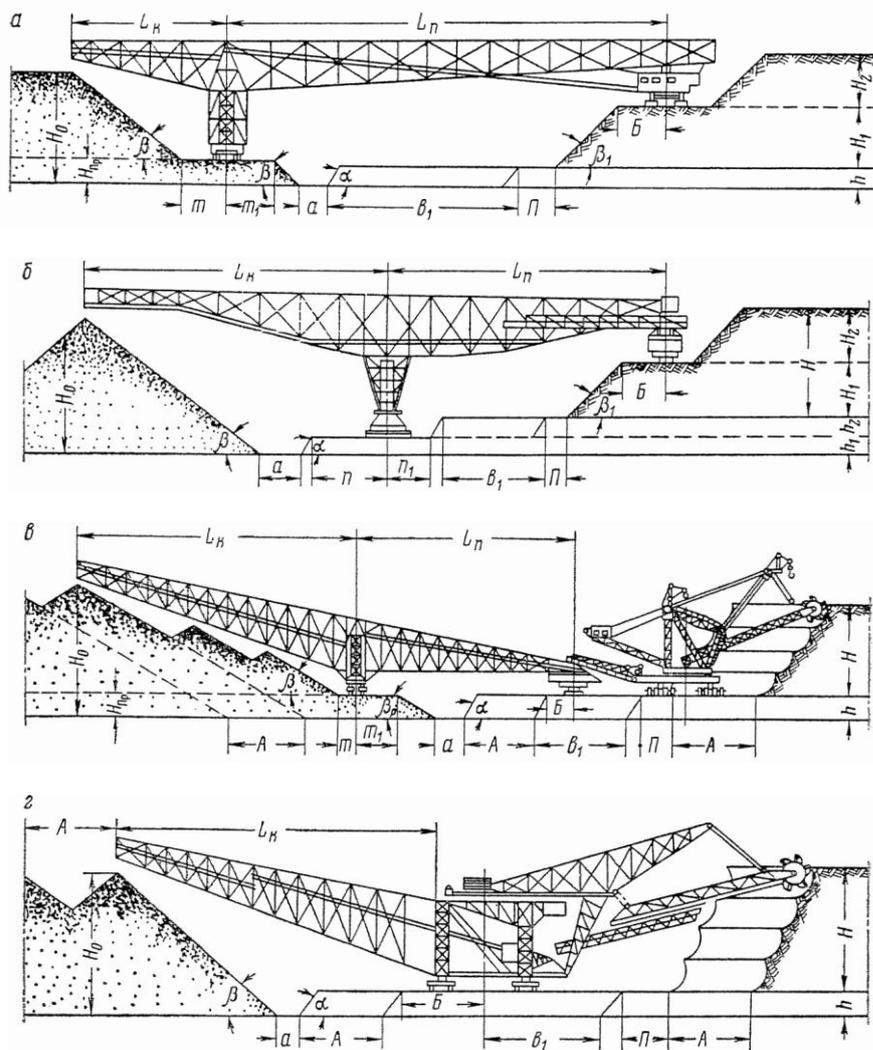


Рис.7.15. Основные параметры расположения транспортно-отвальных мостов

При расположении забойной опоры на вскрышном уступе и отвальной на предотвале (рис. 7.15, а) длина консоли (м) составляет

$$L_k = (H_o - H_{np}) \operatorname{ctg} \beta + m;$$

$$L_p = m_1 + H_{io} \operatorname{ctg} \beta + a + b_1 + h \operatorname{ctg} \alpha + H \operatorname{ctg} \beta_1 + \dot{I} + \dot{A},$$

где \dot{I}_{io} - высота предотвала, м; β - угол откоса отвала, град.; m - расстояние от оси отвальной опоры до нижней бровки отвала, м; m_1 - расстояние от центра отвальной опоры до верхней бровки предотвала, м; a - расстояние между нижней бровкой предотвала и добычного уступа, м; b_1 - ширина заходки по полезному ископаемому, м; β_1 - угол откоса вскрышного уступа, град.; α - угол откоса добычного уступа, град.

Высоту отвала (м) для мостов с циклической передвижкой подмостовых путей (рис. 7.15, в, з) определяют по формуле

$$H_o = k_p H + 0,25 A \operatorname{ctg} \beta ,$$

где A — ширина заходки или шаг передвижки подмостовых путей, м.

В случае непрерывной передвижки путей (рис. 7.15, а, б) $A \approx 0$, поэтому

$$H_o = k_p H .$$

При расположении забойной опоры на вскрышном уступе и отвальной на пласте полезного ископаемого (рис. 7.15, б) длину консоли (м) определяют по формуле

$$L_k = H_o \operatorname{ctg} \beta + a + h_1 \operatorname{ctg} \alpha + n ;$$

$$L_n = n_1 + h_2 \operatorname{ctg} \alpha + b_1 + H \operatorname{ctg} \beta_1 + \Pi + B ,$$

где b_1 - ширина полосы полезного ископаемого, подготовленного на зимний период, м; h_1 и h_2 — высота нижнего и верхнего добычных уступов соответственно, м; n — расстояние от оси отвальной опоры до верхней бровки добычного уступа, м.

Ширина полосы зимних запасов (м) определяется из выражения

$$b_1 = \frac{A_{MC}}{hL_d} ,$$

где A_{MC} - объём добычных работ в карьере в зимний период, когда вскрышной комплекс не работает, м³;

L_d - длина фронта работ по добыче, м;

h — высота добычного уступа, м.

При расположении забойной опоры на добычном уступе, а отвальной на предотвале (рис. 7.15, в) длину консолей (м) определяют по формулам

$$L_k = H_o \operatorname{ctg} \beta_p - H_{np} \operatorname{ctg} \beta - m_1 ;$$

$$L_n = m_1 + H_{np} \operatorname{ctg} \beta + a + A + h \operatorname{ctg} \alpha + B .$$

Если мост обладает телескопичностью, то величину пролётного строения моста или отвальной консоли можно уменьшить на величину телескопичности. Ес-

ли обе опоры моста расположены на стороне экскавации, то зимние запасы полезного ископаемого оказываются расположенными под отвальной консолью.

8. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ

8.1. Исходные данные для построения календарного плана

[На оглавление](#)

Календарный план горных работ является основным документом, определяющим порядок, объёмы и направление развития горных работ в карьере. Он составляется в виде таблиц объёмов горных работ и чертежей с указанием горизонтов и границ их выполнения на планах и разрезах за определённый календарный период. В проекте карьера составляется календарный план горных работ на весь период эксплуатации с детальной проработкой по годам на первые 5 лет со времени достижения карьером проектной производительности и планами через каждые 5-10 лет в последующие периоды.

Исходными данными для составления календарного плана работ служат:

- запасы полезного ископаемого и вскрыши в проектных границах карьера;
- принятая производственная мощность карьера по полезному ископаемому;
- погоризонтные планы карьера с нанесёнными на них линиями фронта работ, вскрывающими и подготовительными выработками;
- основные параметры принятой системы разработки.

При составлении календарного плана решаются вопросы выбора рационального порядка разработки месторождения (направления развития горных работ), определения объёмов горно-капитальных работ, определения объёмов вскрышных и добычных работ, усреднения объёмов вскрышных работ по периодам, определения потребного количества оборудования.

Календарный план должен удовлетворять следующим требованиям:

- ввод карьера в эксплуатацию в минимально короткие сроки;
- устойчивая добыча полезного ископаемого в количестве и с качеством, соответствующим заданию на проектирование;

- своевременное вскрытие, подготовку рабочих горизонтов и выполнение вскрышных работ, обеспечивающих необходимые запасы полезного ископаемого готового к выемке.

8.2. Состав горно-капитальных работ

[На оглавление](#)

К горно-капитальным работам относятся горные работы, обеспечивающие возможность ввода карьера в эксплуатацию на проектную мощность. В состав горно-капитальных работ включаются следующие работы:

- работы, проводимые до ввода карьера в эксплуатацию, включающие осушение месторождения или его части, проходку нагорных канав и водоотводных траншей, рубку леса и корчёвку пней на площади горно-капитальных работ, подготовка отвалов первой очереди, строительство откаточных автодорог;
- проходку вскрывающих выработок внутри и вне границ карьера, а также разрезных траншей по полезному ископаемому на длину, обеспечивающую нормальные эксплуатационные и транспортные условия;
- вскрышные работы в объёме, обеспечивающем нормативное количество запасов готовых к выемке, включая работы по транспортировке и размещению вскрышных пород и попутно добываемого полезного ископаемого при производстве горно-капитальных работ;
- работы по снятию и размещению почвенно-растительного слоя с площади горно-капитальных работ;

Горно-подготовительные работы, осуществляемые после освоения проектной производительности карьера, выполняются за счёт эксплуатации.

Объём горно-капитальных работ определяется в отдельности для каждой категории грунтов, встречающейся при проходке горно-капитальных выработок, с учётом условий осуществления выемки грунтов, дальности их транспортировки и способа отвалообразования.

8.3. Выбор порядка разработки месторождения

[На оглавление](#)

Одним из важнейших решений календарного плана является *обоснование рационального порядка разработки месторождения*. Принятое направление развития горных работ в значительной мере предопределяет срок достижения карьером проектной производительности. При выборе порядка отработки в общем случае стремится достичь:

- наименьших объёмов и сроков горно-капитальных работ.
- кратчайших расстояний транспортирования горной массы из карьера к пунктам разгрузки;
- учёта степени изученности разных участков месторождения.

Удовлетворить одновременно все условия рационального порядка разработки часто невозможно. Поэтому производят выбор рационального порядка отработки месторождения. В проектной практике наиболее часто эта задача решается *методом вариантов*.

На начальной стадии проектирования в качестве критерия оптимальности принимается минимальный объём горно-капитальной вскрыши, в том числе приходящийся на один километр подготовленного фронта, а также минимальный объём вскрыши в первый период эксплуатации. Естественно, что на графике нарастающих объёмов лучшему варианту направления развития горных работ соответствует кривая, занимающая самое низкое положение в системе координат.

При окончательном выборе наилучшего из альтернативных вариантов используется критерий максимума приведенной к одному моменту оценки прибыли, что позволяет учитывать в совокупности все определяющие факторы, например, дальность транспортирования пород и полезного ископаемого, имеющиеся транспортные коммуникации, показатели потерь и разубоживания и другие.

8.4. Методика построения календарного плана горных работ

[На оглавление](#)

Объёмы добычи полезного ископаемого и выемки вскрыши, установленные в результате построения графика зависимости $V = f(P)$ дают возможность составить *ориентировочный план горных работ*. Для этого на графике $V = f(P)$ (рис. 5.4) на оси абсцисс откладывается время разработки и для каждого этапа углубки или перемещения фронта горных работ определяется время, затрачиваемое на разработку слоя. Календарный план при этом представляется в виде графика объёмов полезного ископаемого и вскрышных пород, вынимаемых на протяжении всего периода эксплуатации месторождения. Время, затрачиваемое на разработку слоя, определяется путём деления объёма пород в эксплуатационном слое на принятую производительность карьера. Полученное значение проверяется по условию углубки и возможного перемещения фронта горных работ и из полученных значений выбирается наименьшее.

После установления предварительных расчётных объёмов по периодам переходят к *окончательному построению планов горных работ*.

На стадии технического и техно-рабочего проектов строят планы горных работ по годам строительства до расчётного года включительно и на расчётный период порядка 5 лет. С этой целью на погоризонтных планах и разрезах устанавливают границы годовых выемочных участков с выделением объёмов горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ. Для этого используются погоризонтные планы рабочих горизонтов. Положение фронта горных работ на вышележащем горизонте по отношению к нижележащему определяют наложением погоризонтных планов и совмещения их по координатам. При этом фронт горных работ на вышележащем горизонте устанавливают с учётом нормативного опережения фронтом горных работ вышележащего горизонта фронта горных работ нижележащего горизонта. Нормативное опережение складывается из минимальной ширины рабочей площадки и нормативной полосы запасов полезного ископаемого готового к выемке. Данные по годовым объёмам работ и их разновидностям

(проходка въездных и разрезных траншей, вскрышные работы, добычные работы) заносятся в специальные таблицы (табл. 8.1).

Таблица 8.1

Календарный план горных работ

№ п/п	Наименование работ	2005 г	2006 г	2007 г	2008 г	2009 г	2010 г	2011 г	2012 г	2013 г	2014 г
1	Разрезная траншея гор. +50 м	1260									
2	Разрезная траншея гор. +40 м		1248								
3	Въездная траншея гор.+30 м		141								
4	Разрезная траншея гор. +30м			1200							
5	Въездная траншея гор.+15 м			130							
6	Разрезная траншея гор. +15м				560 480						
7	Вскрышные работы гор.+50 м		165	290	145	120	270	250	230	237	160
8	Вскрышные работы гор.+40 м		170	320	100	100	130	150	90	70	60
9	Вскрышные работы гор.+30 м				139	200	220	130	180	120	80
10	Добычные работы гор. +30м			1020	1200	1000	980	1000	1200	800	980
11	Вскрышные работы гор.+15 м				100	150	140	160	100	100	80
12	Добычные работы гор. +15м				450	600	800	720	600	750	620
13	ИТОГО по карьере										
14	Вскрышные породы в отвал	1260	1724	560	964	570	760	690	600	527	380
15	Руда на фабрику			2350	2210	1600	1780	1720	1800	1550	1600

С учётом планируемой расстановки на горизонтах необходимого количества экскаваторов по их производительности должна быть проверена реализуемость календарного плана и при необходимости внесены в него необходимые коррективы.

За пределами расчётного периода отстраивают планы с интервалом 5-10 лет. Для характерных этапов развития карьера по результатам планирования строят совмещенные планы горных работ.

При составлении планов развития горных работ на текущий год также составляются календарные планы вскрышных и добычных работ. В таблицах 8.2 и 8.3 приведен варианты планов, составленные применительно к разработке месторождения карбонатных пород (месторождение мела).

Таблица 8.2

Календарный план добычных работ

Период работы, квартал	Номер уступа	Средняя отметка рабочего горизонта	Средняя высота уступа, м	Объем добычи полезного ископаемого, м ³	Площадь отработки, м ²
1	2	3	4	5	6
I кв.	2	153,2	3,0	12255	4085
	3	150,2	3,55	5670	1597
II кв.	3	150,2	3,55	3930	1107
	1	160,0	4,4	13995	3181
III кв.	1	160,0	4,4	17925	4073
IV кв.	2	156,0	4,4	17925	4073
ИТОГО				71700	18098

Таблица 8.3

Календарный план вскрышных работ

Период отработки (уступ)	Мощность вскрыши (с учетом зачистки), м	Площадь отработки, м ²	Объем вскрышных пород, м ³	
			ВСЕГО	В том числе ПРС
II кв. 1 уступ 2 уступ	3,9	3700	14430	-
	2,9	2320	6728	
III кв. 1 уступ	3,65	5797	21158	920
ИТОГО			42316	

ЛИТЕРАТУРА

[На оглавление](#)

1. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981. - 278 с.
2. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров. Изд. 2-е, перераб. и доп. М.: Недра, 1970. - 320 с.
3. Беляков Ю.И. Проектирование экскаваторных работ. - М.: Недра, 1983. - 349 с.
4. Буянов Ю.Д., Краснопольский А.А. Разработка месторождений нерудных полезных ископаемых. Учебник для техникумов. Изд. 2-е, перераб. И доп. М.: Недра, 1980. - 431 с.
5. Гилевич Г.П. Справочное руководство по составлению планов развития горных работ на карьерах по добыче сырья для производства строительных материалов. - М.: Недра, 1988. - 142 с.
6. Горное дело. Учебник для техникумов / Ю.П. Астафьев, В.Г. Близнюков, О.Г. Шекун и др. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1980. - 367с.
7. Дёмин А.М., Зуев В.И., Пахомов Е.М. Сборник задач по открытой разработке месторождений полезных ископаемых: Учебное пособие для техникумов. М.: Недра, 1985. - 192 с.
8. Кумачёв К.А., Майминд В.Я. Проектирование железорудных карьеров. М.: Недра. 1981. - 464 с.
9. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. Изд. 3-е доп. М.: Недра, 1974. - 424 с.
10. Малышева Н.А., Сиренко В.Н. Технология разработки месторождений нерудных строительных материалов. М.: Недра, 1977. - 392 с.
11. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. Л.: Стройиздат, 1977. - 365 с.
12. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий чёрной металлургии с открытым способом разработки. Л.: МЧМ СССР, 1986. - 264с.

13. Общесоюзные нормы технологического проектирования предприятий нерудных строительных материалов. ОНТП 18-85. Л.: Стройиздат, 1988. - 80 с.
14. Проектирование карьеров: Учебно-методическое пособие / С.Г. Оника – Мн.: УП «Технолпринт», 2003 – 153 с.
15. СН 449-72 Указания по проектированию земляного полотна железных и автомобильных дорог. М.: Стройиздат, 1973. – 43 с.
16. СНБ 1.03.02-96 Состав, порядок разработки и согласования проектной документации в строительстве. Мн.: Минстройархитектуры, 1996. -24 с.
17. СНБ 3.03.01-98 Железные дороги и колеи 1520 мм. – Мн.: Минстройархитектуры, 1998. -26 с.
18. СНиП 2.05.02-85 Автомобильные дороги. – М.: Стройиздат, 1986. – 56с.
19. СНиП 2.05.07-91 Промышленный транспорт – М.: Стройиздат, 1991. -58с.
20. Справочник по горнорудному делу. Том I. Открытые горные работы / Под ред. Е.Ф.Шешко, В.В. Ржевского - М.: Госгортехиздат, 1960. - 926 с.
21. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Учеб. для вузов. ч. I / М.Г. Новожилов, Ф.И. Кучерявый, В.С. Хохряков и др. - М.: Недра, 1971. - 512 с.
22. Теория и практика открытых разработок / Н.В. Мельников, Э.И. Реентович, Б.А. Симкин и др. 2 - е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1979. - 636 с.
23. Трубецкой К.Н., Г.Л. Краснянский, Хронин В.В. Проектирование карьеров: Учеб. Для вузов: в 2 т. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001.- Т.І. - 519 с.
24. Трубецкой К.Н., Г.Л. Краснянский, Хронин В.В. Проектирование карьеров: Учеб. Для вузов: в 2 т. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001.- Т.ІІ. - 535 с.
25. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1980. - 336 с.
26. Хохряков В.С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: Учеб. для техникумов. - 5-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1991. -336с.

II. Практический раздел

Задача 1. Определить годовую и квартальные производительность карьера ПГС и песка по отгрузке при годовой производительности карьера 250,0 тыс. м³. Потребность завода в сырье по кварталам составляет: 1кв – 60 тыс. м³, 2кв – 70 тыс. м³, 3кв – 60 тыс. м³, 4кв – 60 тыс. м³. Норматив потерь полезного ископаемого при транспортировке – 0,4%.

Задача 2. Полезное ископаемое после доставки из карьера на дробильно-сортировочный завод (ДСЗ) подвергают грохочению с целью отсева гравия, содержание которого составляет 3,6% в общем объеме полезного ископаемого. Годовая потребность ДСЗ в сырье составляет 250,0 тыс. м³: 1кв – 55 тыс. м³, 2кв – 70 тыс. м³, 3кв – 70 тыс. м³, 4кв – 55 тыс. м³. Определить годовую и квартальные производительности карьера по отгрузке сырья. Норматив потерь при транспортировке – 0,4%.

Задача 3. Режим работы карьера на добыче песка круглогодичной с непрерывной рабочей неделей в 2 смены по 8 часов каждая. Количество рабочих дней в году – 366. Годовая производительность карьера по отгрузке 260 тыс. м³, в том числе 1кв – 57,2 тыс. м³, 2кв – 72,8 тыс. м³, 3кв – 72,8 тыс. м³, 4кв – 57,2 тыс. м³. Определить среднесменную производительность карьера по отгрузке сырья, максимальную сменную производительность и годовой объем перевозок в тоннах. Плотность полезного ископаемого 1,6 т/м³.

Задача 4. Предприятие выпускает известь строительную. Годовой план производства извести – 300 тыс. т. Для производства 1 тонны извести расход мела составляет 2500 кг (2,5кг). Определить годовую производительность карьера по добыче по добыче мела в м³. Плотность мела 2,3 т/м³.

Задача 5. Годовой объем товарной продукции (силикатного кирпича) 159000 тыс. шт. кирпича в год. Производительность карьера (потребность завода в сырье) 540000 м³. Плотность полезного ископаемого 1,7 т/м³. Определить выход товарной продукции из сырья (тыс. шт./м³)

Задача 6. Определить необходимую годовую производительность экскаватора ЭКГ-2у и их количество на добыче марганцевой руды при отработке пласта средней мощностью 8м при длине фронта на руде 1500м, длине экскаваторного блока 300м и годовой производительности карьера 1000000 м³/год. Коэффициент извлечение полезного компонента в добытой руде – 70%. Коэффициент разубоживания руды – 5%. Погрузка руды осуществляется в автомобильный транспорт. *Проверить по технической характеристике допустимую высоту уступа для данной модели экскаватора и определить расчетом возможность достижения экскаватором ЭКГ-2у необходимой производительности.

Задача 7. Определить годовую производительность экскаватора, способного обеспечить скорость подвигания фронта горных работ 100м/год при высоте уступа 15м. Емкость ковша экскаватора 5м³. Погрузка рыхлых пород осуществляется в средства автомобильного транспорта на нерудном карьере.

Задача 8. Определить технически достижимую производительность карьера по полезному ископаемому ПГС при использовании экскаваторов ЭКГ-2у с погрузкой в автомобильный транспорт на нерудном карьере при мощности пласта полезного ископаемого 14м, высоте уступа – 7м, длине фронта работ на одном добычном уступе – 300м и годовой производительности экскаватора – 620000 м³/год.

Задача 9. Определить необходимую суммарную протяженность фронта добычных работ в карьере, обеспечивающую годовую производительность карьера по силикатному песку 1200000 м³/год при годовой производительности экскаватора (с емкостью ковша 2,0м³) – 400000м³/год и погрузке полезного ископаемого в автомобильный транспорт. *Какое количество экскаваторов обеспечит выполнение годовой производственной мощности карьера.

Задача 10. Определить технически допустимую производительность для различных периодов разработки исходя из следующих данных:

№ п/п	Параметры	Ед.измерения	этапы разработки			
			1	2	3	4
1	Скорость подвигания фронта добычных работ	м/год	100	150	150	120
2	Максимальное расстояние между положениями рабочей зоны	м/год	60	60	60	60
3	запасы полезного ископаемого между смежными положениями рабочей зоны	тыс.м ³	900000	920000	800000	800000
4	Время на разработку запасов	год				
5	Расчетная производительность карьера	м ³ /год				

Задача 11. Вскрышной конвейерный комплекс обеспечивает суммарную годовую производительность по вскрыше – 13 млн м³/год. Общая мощность вскрыши 80м. Мощность угольного пласта – 12м. Плотность угля 1,1т/м³. Коэффициент, учитывающий извлечение и разубоживание угля, - 0,98. Коэффициент, учитывающий разную длину фронта вскрышных и добычных работ, - 1,4. Определить производительность угольного разреза в т/год.

Задача 12. При разработке месторождения железных руд достигнута скорость понижения горных работ 12 м/год. Коэффициент извлечения полезного компонента в добытой руде 0,6; коэффициент разубоживания 0,05. Горизонтальная площадь полезного ископаемого в контурах карьера 250000м². Определить технически достижимую производительность карьера т/год. Плотность руды 3,4т/м³.

Задача 13. Углубка карьера происходит по нерабочему борту со стороны лежащего бока залежи под углом 35°. Угол наклона рабочего борта карьера составляет 12°. Годовая скорость подвигания фронта горных работ – 80 м/год. Определить скорость понижения горных работ (скорость углубки карьера). Вычертить схему, иллюстрирующую углубку карьера.

Задача 14.

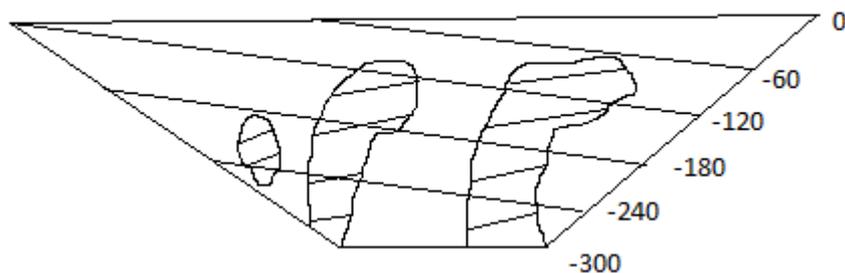


Рис. Поперечный разрез карьера с указанием этапов в его работе

Определить возможную годовую мощность карьера по руде для крутопадающего месторождения с неправильной конфигурацией и несколькими залежами на различных этапах разработки.

Верхняя и нижняя отметка слоя, м	Абсолютная разница отметок дна карьера на начало и конец периода, м	Запасы полезного ископаемого между смежными положениями рабочей зоны, тыс. т	возможная скорость углубки h_g , м/год
0...-60	60	-	15
-60...-120	60	68000	15
-120...-180	60	148000	15
-180...-240	60	227000	12
-240...-300	60	120000	10

Итого: 563000

Задача 15. Определить пропускную способность однопутного перегона. Перегон имеет длину 2 км и оборудован автоматической блокировкой. Скорость движения поезда по перегону в грузовом направлении – 35 км/ч, в порожняковом – 30 км/ч.

Задача 16. Определить пропускную способность двухпутного перегона. Перегон имеет длину 2 км для случая автоматической блокировки. Скорость движения поезда по перегону в грузовом направлении – 35 км/ч, в порожняковом – 30 км/ч.

Задача 17. Определить годовую производительность карьера по транспортным возможностям ($m^3/год$) (провозную способность однопутного перегона) при телефонной связи между раздельными пунктами. Число вагонов в составе – 10, грузоподъемность вагона 60 тонн. Длина перегона 2 км, скорость движения поезда в грузовом направлении – 35 км/ч, в порожняковом – 30 км/ч. Режим работы карьера круглогодичной с непрерывной рабочей неделей (число рабочих дней в году 365). Плотность руды $3,4 \text{ т}/m^3$.

Задача 18. Определить пропускную способность карьерной автодороги и ее провозную способность (часовую производительность карьера, $m^3/ч$) при скорости движения автосамосвалов в грузовом направлении 30 км/ч. Число полос движения автодороги в одном направлении – 1. Автосамосвалы грузоподъемностью 20 т обслуживают два экскаватора. Добычной уступ вскрыт отдельной внешней траншеей. Плотность полезного ископаемого $1,9 \text{ т}/m^3$.

Задача 19. Плановая производительность карьера по отгрузке, разрабатывающего нерудные строительные материалы, определена в 250 тыс. $m^3/год$. Промышленные запасы полезного ископаемого 3,5 млн. m^3 . Проверить плановую производительность карьера по отгрузке по нормальному сроку эксплуатации месторождения.

Задача 20. Определить требуемую годовую производительность карьера по вскрыше и построить календарный график вскрышных работ по данным, представленным в таблице.

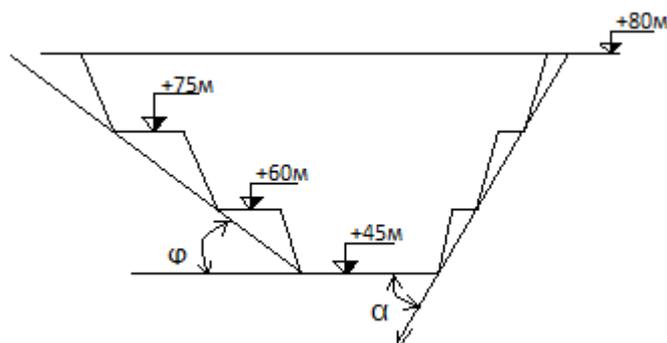
глубина карьера, м	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110
объем планируемого к отработке полезного ископаемого по этапам, тыс. м ³	800	820	1000	1500	1400	1300	1250	1200	1100	500	500
объем вскрыши по этапам, тыс. м ³	1600	3200	3400	4500	5000	5500	4500	4000	3500	1500	0
производительность карьера по полезному ископаемому, тыс. м ³ /год	750	750	750	750	750	750	750	750	750	750	750

Задача 21. Определить производительность карьера по вскрыше, разрабатывающего месторождение песчано-гравийной смеси горизонтального залегания со средним коэффициентом вскрыши 0,3 при годовой производительности карьера по полезному ископаемому 150 тыс. м³/год.

Задача 22. Определить годовой объем вскрышных работ в период эксплуатации при годовой производительности карьера 1200 тыс. м³/год, среднем коэффициенте вскрыше 1,2 м³/м³ и первоначальном коэффициенте вскрыши 0,3 м³/м³.

Задача 23. Определить годовой объем вскрышных работ при годовой производительности карьера по полезному ископаемому по отгрузке 250 тыс. м³ для месторождения глин при одном добычном и одном вскрышном уступе, используя погоризонтные планы. Режим работы на вскрыше круглогодовой.

Задача 24. Определить скорость подвигания фронта работ и объемы выемки по горизонтам, обеспечивающие заданную скорость понижения горных работ, равную 10 м/год. Система разработки продольная однобортовая (по В.В.Ржевскому), углубление карьера ведут под углом $\alpha=35^\circ$. Угол откоса рабочего борта $\phi=12^\circ$, протяженность фронта работ на горизонте: +75м-800м; +60м-750м; +45-600м. Высоты уступов видны из рисунка:



Задача 25. Определите скорость углубки h_r и возможную производительность по руде Π_r при следующих данных: угол углубки карьера $\alpha=34^\circ$; высота уступов 15м; углы их откосов 65° ; ширина рабочих площадок 50м; максимальная скорость продвижения фронта работ 100м/год; площадь горизонтального сечения рудного тела в границах карьера $S_{и}=200000\text{м}^2$.

Задача 26. Определить действительную длину внешней въездной траншеи, вскрывающей рабочий горизонт на отметке +186 м. Высотная отметка начала траншеи +204 м. Уклон 40 ‰. Транспорт железнодорожный.

Задача 27. Определить руководящий уклон въездной траншеи в (‰), имеющий конечную глубину 15 м. при действительной длине 430 м. и коэффициенте удлинения трассы 1,1.

Задача 28. Определить параметры трассы внешней въездной траншеи при следующих исходных данных: высота уступа, равная 12 м., руководящий уклон, равный 40 ‰. длина площадки примыкания, равная 200 м. на смягченном уклоне, величина которого составляет 20 ‰.

Расчетные параметры: теоретическая длина трассы, приращение трассы за счет смягчения уклона в месте примыкания траншеи к горизонту, действительная длина трассы и коэффициент удлинения трассы. Удлинение трассы за счет вертикальных закруглений при переходе с уступа не учитывать.

Задача 29. Вычертить поперечное сечение въездной траншеи в рыхлых породах и определить ширину основания траншеи при двухполосном движении и грузоподъемности автосамосвала 40 т. по типовым проектным решениям Гипронеруда.

Задача 30. Вычертить поперечное сечение въездной траншеи в скальных породах и определить ширину основания траншеи при однополосном движении при грузоподъемности автосамосвала 20 т. по типовым проектным решениям Гипронеруда.

Задача 31. Вычертить поперечное сечение съезда в рыхлых породах и определить ширину его основания при двухполосном движении и грузоподъемностью автосамосвала 40 т. по типовым проектным решениям Гипронеруда. Составить с табличными решениями норм технического проектирования.

Задача 32. Вычертить поперечное сечение съезда в скальных горных породах и определить ширину его основания при однополосном движении и грузоподъемности автосамосвала 20 т. по типовым проектным решениям Гипронеруда. Составить с табличными значениями Норм технологического проектирования.

Задача 33. Определить ширину основания въездной траншеи в скальных породах, при ее проведении экскаватором ЭКГ-4,6, ЭКГ –8И, по методике «Всесоюзных строительных норм» (ВСН 182 -72, ст.72) по расчетной формуле:

$$Ш_{тр} = R_k + \frac{0,8}{\sin \alpha} - h \cdot ctg \alpha + R_{чy},$$

где R_k - радиус вращения кузова (ЭКГ -4,6 -5,25 м.; ЭКГ -8И -7,78 м.);

α - угол откоса борта траншеи (55 -75°);

h – расстояние между днищем поворотной платформы и основанием траншеи, м.

(ЭКГ -4,6 -1,85 м.; ЭКГ -8И -2,7 м.);

$R_{чy}$ – радиус черпания на уровне стояния (ЭКГ -4,6 -8,86 м.; ЭКГ -8И -12,2 м.).

Задача 34. Определить минимальную ширину дна траншеи по условиям транспорта при ее проведении прямой лопатой с погрузкой в автосамосвалы МАЗ -5516 с радиусом поворота 9,0 м. по внешнему колесу и шириной автосамосвала по задним колесам 2,64 м. с кольцевым разворотом автосамосвалов

Задача 35. Определить минимальную ширину дна траншеи по условиям транспорта при проходке ее прямой лопатой с применением автосамосвала МАЗ -5551 по тупиковой схеме.

Задача 36. Определить объем въездной отдельной траншеи, имеющей продольный уклон 40 %, глубина траншеи 10 м., ширину основания 20 м., углы наклона бортов траншеи 65°.

Задача 37. Определить объем въездной отдельной траншеи, имеющей продольный уклон 60 %, глубина траншеи 10 м., ширину основания 20 м., углы наклона бортов траншеи 65°.

Задача 38. Определить объем въездной общей траншеи, вскрывающей два уступа высотой 5 и 10 м. (верхний, нижний), имеющей продольный уклон 40 %, углы наклона бортов траншеи 65°. Траншея имеет независимые выходы с каждого уступа при одностороннем примыкании путей. Конструкция траншеи имеет вид, показанный на рис. Ширина дна траншеи 20 м. Ширина транспортной бермы 18 м. Левый борт траншеи представляет совмещенными уступами без предохранительной бермы. Рельеф поверхности относительно ровный.

Задача 39. Определить минимальную ширину дна траншеи в мягких породах при проведении ее на полное сечение экскаватором ЭКГ -8И с погрузкой в думпкары, расположенные с одной стороны экскаватора (при одном погрузочном пути)(рис.). Угол откоса борта траншеи 60°.

Задача 40. Определить минимальную ширину дна траншеи в мягких породах сплошным забоем (на полное сечение) экскаватором ЭКГ -8И с погрузкой в думпкары при двух погрузочных путях (рис.). Угол откоса борта траншеи 60°.

Задача 41. Определить необходимую ширину первоначальной разрезной траншеи B_T в скальных породах, для последующего разноса борта траншеи с использованием однорядного взрывания, ширина взрываемой полосы $W_0 = 7$ м., ширина развала взорванной горной массы 26 м. Погрузку взорванной горной массы предусматривается производить на железнодорожный транспорт при одноколейном пути.

III. Контроль знаний

ТЕСТ 1

- 1) Когда возникает потребность в составлении проекта карьера?
после происшествия несчастного случая на предприятии со смертным исходом
после происшествия группового несчастного случая
при планируемом строительстве карьера
при получении земельного отвода
после выдачи горного отвода
- 2) Проект на разработку месторождения утверждает?
Госпромнадзором
Министерством природных ресурсов и охраны окружающей среды
Проектной организацией
Областной Госстрой экспертизой
Наниматель
- 3) Какие из перечисленных экспертиз проходит проект на разработку месторождения?
Экспертизу промышленной безопасности
Геолого-экономическую экспертизу
Медицинскую экспертизу
Законодательную экспертизу
Научно-методическую экспертизу
- 4) Экологическую экспертизу проект на разработку проходит?
При площади месторождения более 10 Га
При площади горного отвода более 20Га
При производительности карьера более 1 млн.м³ в год
Не проходит
Всегда
- 5) Промышленное значение месторождения оценивается на основании выполненного:
Проекта на производство взрывных работ
Технико-экономического обоснования и Технико-экономических расчетов
Бухгалтерских расчетов
Математического анализа
Графических построений
- 6) Кем утверждаются задание на проектирование карьера?
Министерством образования
Департаментом Госпромнадзора
Нанимателем
Ректором университета
Проектной организацией
- 7) Балансовые запасы полезного ископаемого в РБ в настоящее время утверждаются?

Республиканской Комиссией по запасам
Министром природных ресурсов и охраны окружающей среды
Техническим советом горного предприятия
Госпромнадзором
Департаментом Госпромнадзора

8) Какой из перечисленных ниже разделов входит в состав проекта на разработку месторождения?

Идеологическая работа
Обоснование границ горного отвода
Обоснование границ земельного отвода
План погашения затрат на горно подготовительные работы
Техника безопасности и охраны труда

9) Какой из перечисленных разделов не входит в проект на разработку месторождения?

Рекультивация нарушенных земель
Охрана окружающей среды
Системы разработки
Календарный план вскрышных и добычных работ
Международное сотрудничество

10) На какие из перечисленных ниже видов проектных работ требуется лицензия?

Проект предварительной и детальной разведки
Технико-экономическое обоснование детальной разведки
Оценка воздействия на окружающую среду
Проект бурения взрывных скважин
Типовой проект массового взрыва скважин

ТЕСТ 2

1) Какой из перечисленных факторов не влияет на определение конечных контуров карьера?

Ширина рабочей площадки
Кондиции на полезное ископаемое
цена на полезное ископаемое
технология последующей переработки полезного ископаемого
Характер залегания ПИ

2) Какой из перечисленных коэффициентов вскрыши не является геометрическим показателями?

Средний
Среднеэксплуатационный
Контурный
Граничный
Текущий

3) Какой из коэффициентов вскрыши применим только при горизонтальном и пологом залегании полезного ископаемого?

Геологический

Первоначальный

Плановый

Граничный

Контурный

4) Идея косвенного способа определения границ карьера состоит в

В сравнении вариантов границ разработки

В косвенном методе определения производительности оборудования

В сравнении теоретических коэффициентов с граничным

В сравнении плановых объемов добычи ПИ с фактическими

В определении относительной глубины карьера

5) Какой экономический показатель из перечисленных используется в качестве предельной себестоимости в формуле для граничного коэффициента вскрыши?

Плановая себестоимость

Фактическая себестоимость

Себестоимость добычи этого ПИ подземным способом

Прибыль предприятия

Производственная себестоимость

6) Какой метод определения границ карьеров применяют для месторождений любой формы, со сложными элементами залегания, с необходимостью высокой точности расчета?

Аналитический метод профессора П.И. Городецкого

Графический метод с использованием контурного коэффициента вскрыши

Аналитический метод П.И. Городецкого с поправкой В.В. Ржевского

Графический метод с использованием текущего коэффициента вскрыши

Метод технико-экономического сравнения вариантов

7) Для условий какого залегания месторождения средний коэффициент вскрыши равен геологическому?

При крутом залегании пласта полезного ископаемого

При пологом залегании пласта полезного ископаемого

При наклонном залегании пласта полезного ископаемого

При горизонтальном залегании пласта полезного ископаемого

Для штокообразных залежей

8) В каком из перечисленных случаев определяют границы карьера?

при расположении вблизи месторождения высоковольтных линий электропередач

решается вопрос о предоставлении земельного отвода

при составлении плана развития горных работ

при выборе способа разработки месторождения и определении экономической

целесообразности открытого способа разработки месторождения

при определении границ балансовых запасов

9) Конечный контур карьера это

контур, который достигнет карьер на конец его отработки

контур, который достигает карьер к концу планируемого периода

контур, который достигнет карьер к окончанию строительства

контур карьера по границе горного отвода

контур рекультивированного карьера

10) Какой из перечисленных методов относится к методам определения границ карьера?

Балансовый метод

Метод равнопрочного откоса

Граничный метод

Метод непосредственной экономической оценки вариантов

Метод золотого сечения

ТЕСТ 3

1) Полная себестоимость добычи ПИ(C) определяется формулой

$$C = C_{в}/k * C_{д}$$

$$C = C_{д} - k * C_{в}$$

$$C = C_{д} + k / C_{в}$$

$$C = k(C_{д} + C_{в})$$

$$C = C_{в} - k * C_{д}$$

где: ($C_{д}$ -себестоимость добычи 1 м^3 ПИ; k -текущий коэффициент вскрыши; $C_{в}$ -затраты на извлечение 1 м^3 вскрыши)

2) Коэффициент сопротивления сдвигу (F_p) по методу Маслова равен

$$F_p = \text{tg}(\varphi) * z * c / \gamma$$

$$F_p = \text{tg}(\varphi) * z * (1 - c) / \gamma$$

$$F_p = \text{tg}(\varphi) + c / z \gamma$$

$$F_p = c \text{tg}(\varphi) * z * \gamma$$

$$F_p = \gamma * z - c * \text{tg}(\varphi)$$

где: φ - угол внутреннего трения, град; c -сцепление, $\text{Н}/\text{м}^2$; γ - плотность породы, $\text{Н}/\text{м}^3$; z -высота слоя грунта, м

3) Угол наклона борта карьера (α) по методу Маслова Н.Н. определяется по формуле:

$$\alpha = \text{arctg}(F_p / n)$$

$$\alpha = \text{arctg}(n / F_p)$$

$$\alpha = \text{arccos}(F_p - n)$$

$$\alpha = \text{arcsin}(n + F_p)$$

$$\alpha = \text{arctg}(F_p) / \text{arcctg}(n)$$

где α - угол наклона борта карьера; F_p - коэффициент сопротивления пород сдвигу; n - коэффициент запаса устойчивости.

4) Коэффициент запаса устойчивости по данным проектного института «Гипро-руда» зависит от

срока службы карьера

ширины транспортных берм

ширины предохранительных берм

мощности полезного ископаемого

угла наклона пласта

5) Угол наклона борта карьера по условию вскрытия не зависит от

Высоты уступа и угла его откоса

Числа уступов

Суммарный ширине транспортных берм

Суммарный ширине предохранительных берм

Уклона съезда

6) Заложение откоса нерабочего борта карьера (l) определяется по формуле:

$$l = H / \sin(\alpha)$$

$$l = H / \cos(\alpha)$$

$$l = H * \operatorname{ctg}(\alpha)$$

$$l = \operatorname{tg}(H) / \alpha$$

$$l = H * \operatorname{tg}(\alpha)$$

где l - заложение откоса нерабочего борта карьера, м; H - глубина карьера, м; α - угол откоса нерабочего борта карьера, град.

7) Конечные границы карьера при разработке горизонтальных и пологих залежей не зависят от

Положения контуров подсчета балансовых запасов

Расположения и размеров охранных целиков

Глубины залегания ПИ

Свойств пород

Срока эксплуатации месторождения

8) В каком документе комплексно излагаются основные требования заказчика к производительности карьера, режима работы карьера, применяемому оборудованию, сведения о наличии горного отвода, об утверждении балансовых запасов при проектировании карьера?

Протокол об утверждении балансовых запасов

Проект обоснования границ горного отвода

Задание на проектирование

Геологический отчет о разведке месторождения пи

Акт выбора земельного участка

9) На какие группы подразделяются запасы ПИ по их народнохозяйственному значению?

A, B, C1, C2

Прогнозные и фактические

Балансовые и забалансовые

Разведанные и освоенные

Извлекаемые и потерянные

10) Выбор способа разработки (открытым, подземным, комбинированным) производится

На основе метода аналогии

На основании решения департамента "Госпромнадзор"

На основании постановления правительства

Методом технико-экономического сравнения вариантов

Методом математического анализа

ТЕСТ 4

1) Какие факторы не имеют решающего значения при выборе способа разработки независимо от результатов технико-экономического сопоставления открытых и подземных горных работ

опасность в отношении самовозгорания для угольных и медных месторождений
сложное строение и распределение отдельных видов и сортов ПИ

засорение деревянной щекой асбеста

Сложные гидрогеологические условия залегания месторождения

количество балансовых запасов

2) Приведенные затраты для различных способов разработки или экономической оценке вариантов границ карьеров определяют по формуле

$$Z=C+EK$$

$$Z=C+K/E$$

$$Z=E(C+K)$$

$$Z=C/(1+K)*E$$

$$Z=CE+K$$

(С-полная себестоимость добычи 1 м^3 ПИ, руб; К-удельные капитальные затраты, руб/ м^3 ; Е- нормативный коэффициент экономической эффективности капитальных затрат)

3) Снижение содержания ПИ в добытом минеральном сырье это

Эксплуатационные потери

Общекарьерные потери

Разубоживание

Потери в целике

Засорение

4) Причиной разубоживания является

Увеличение угла падения залежи

Снижение мощности залежи

Потери ПИ с более высоким содержанием и засорение ПИ

Зачистка кровли ПИ

Выклинивание залежи

5) Часть балансовых запасов, теряемых в охранных целиках объектов и сооружению, обеспечивающих нормальную и эффективную деятельность карьера называют

Эксплуатационными потерями

Общекарьерными потерями

Планируемыми потерями

Потерями ПИ в массиве

Промышленными потерями

6) При потерях минерального сырья на больших площадях общекарьерные потери определяются методом

Сечений

Среднего арифметического

методом, принятым при подсчете балансовых запасов

Геометрическим методом

Аналитическим методом

7) Потери в бортах карьера и в подошве залежи предусматриваются при разработке

Залежей крутого падения

Наклонных залежей

Горизонтальных и пологих залежей

Любых типов залежей

При разработке залежей сложного строения

8) Эксплуатационные потери в бортах определяются оп формуле

$$Пб = \sum(2Si + Li)$$

$$Пб = \sum(si * Li)$$

$$Пб = \sum(Si + Li)$$

$$Пб = (2Li/Si)n$$

$$Пб = \sum(Li + Si/2)$$

(Si-площадь потерянной части ПИ в поперечном сечении борта, м², Li-зона влияния сечения (разреза), м; i- номер сечения)

9) Потери в подошве карьера относятся

К эксплуатационным потерям 1ой группы

К общекарьерным потерям

К потерям полезного ископаемого отделенного от массива

К потерям в охранных целиках

К эксплуатационным потерям 2ой группы

10) Промышленные запасы в отрасли нерудных строительных материалов – это вскрытые запасы в контурах карьера

Балансовые запасы за вычетом всех видов потерь, кроме транспортных

Готовые к выемке балансовые запасы

Балансовые запасы подготовленные

Балансовые запасы за вычетом потерь в массиве

ТЕСТ 5

1) Проект обоснования границ горного отвода составляется

После составления проекта на разработку месторождения

Одновременно с составлением проекта на разработку месторождения

При производительности карьера свыше 100 тыс. м³

При площади месторождения более 20га

После составления проекта земельного отвода

2) Потери в подошве карьера определяются при

наклонном залегании месторождения

крутом падении залежи

горизонтальном и пологом залегании месторождения

залежах любых типов

Залежах сложного строения

3) Каким соотношением связаны между собой коэффициент потерь ($K_{п}$) и коэффициент извлечения ($K_{и}$), выраженные в относительных единицах?

$$K_{и} = 1/K_{п}$$

$$K_{и} = 1 + K_{п}$$

$$K_{и} = K_{п} - 1$$

$$K_{и} = 1 - K_{п}$$

$$K_{и} = 100/K_{п}$$

4) По какой формуле следует рассчитывать коэффициент разубоживания (r)?

$$r = 1 - \alpha \cdot 1 - \alpha$$

$$r = (\alpha - \alpha 1) / \alpha$$

$$r = (\alpha 1 + \alpha) / \alpha 1$$

$$r = (\alpha 1 + \alpha) / \alpha$$

$$r = (\alpha 1 + 1) / \alpha 1$$

5) От каких параметров не зависит коэффициент извлечения полезного компонента

Объем добываемого ПИ, принятого дробильной фабрикой или потребителем, m^3

Балансовые запасы месторождения

Среднее содержание полезного компонента в балансовых запасах

Среднее содержание полезного компонента в добытом ПИ

коэффициент вскрыши

6) Какая из приведенных ниже формул для определения коэффициента извлечения полезного компонента правильная?

$$K_{ик} = D/B(1-r)$$

$$K_{ик} = (D \cdot \alpha 1) / (B \cdot \alpha)$$

$$K_{ик} = (B - П) / B(1-r)$$

$$K_{ик} = (1 - K_{п})(1-r)$$

$$K_{ик} = (1 + K_{п}) \cdot \alpha 1 / \alpha$$

(D - объем ПИ, принятого дробильно-обогащительной фабрикой; B - балансовые запасы ПИ; α - среднее содержание полезного компонента в балансовых запасах; $\alpha 1$ - среднее содержание полезного компонента в добытом ПИ; $K_{п}$ - коэффициент потерь; r - коэффициент разубоживания)

7) По какой формуле определяется коэффициент потерь ПИ ($K_{п}$) в относительных единицах?

$$K_{п} = B - П$$

$$K_{п} = П/B$$

$$K_{п} = B/П$$

$$K_{п} = B \cdot П$$

$$K_{п} = П + B$$

8) По какой формуле определяется в относительных единицах коэффициент засорения?

$$K_{з} = В/D$$

$$K_{з} = D/В$$

$$K_{з} = В - D$$

$$K_{з} = D \cdot В$$

$$K_3 = D + B$$

9) Выберите правильные формулы для расчета потерь ПИ(Пк) и объема применяемых к ПИ пустых пород(V) а местах их контакта при наклонном и крутом падении залежи

$$Пк = \Delta P / L \text{ и } V = B / L$$

$$Пк = \Delta P + L \text{ и } V = B + L$$

$$Пк = \Delta P * L \text{ и } V = B * L$$

$$Пк = \Delta P - L \text{ и } V = B - L$$

$$Пк = L / \Delta P \text{ и } V = L / B$$

10) На какое количество месяцев бесперебойной работы карьера должно быть запасов готовых к выемке (добыче) при транспортной системе разработке и круглогодичном режиме вскрышных работ?

не менее 2-х месяцев

на 2-х месяца плюс продолжительность межсезонного перерыва

не менее 3 месяцев

не менее 6 месяцев

на 2 месяца минус время простоев карьера в праздничные и выходные дни

Решение тестов осуществляется в приложении Microsoft Forms.

Ссылки для входа в программу и работы с конкретным тестом:

Ссылки на тесты:

1)

https://docs.google.com/forms/d/e/1FAIpQLSfPTXRr2XeHaxY4cC9MMDT-6VYkj7RXh67YhEomR_Padkk7Ew/viewform?usp=sf_link

2)

https://docs.google.com/forms/d/e/1FAIpQLSc5LzxdkzMarnQV5BPriVAOWMw_ajKak64VioFYJ6E_EjHKDA/viewform?usp=sf_link

3)

https://docs.google.com/forms/d/e/1FAIpQLSe11iFOJnIWG6yHaGPF1w7nUdQGHukmdMXXWH9jOpDAhjUKcg/viewform?usp=sf_link

4)

https://docs.google.com/forms/d/e/1FAIpQLSe2UBGe_J_HrpaDAjCI0g_6eNHMe2BJMe7YmuRkSYt-S6746A/viewform?usp=sf_link

5)

https://docs.google.com/forms/d/e/1FAIpQLScmP79kwq8-GCvZrZfuMB4o-Tu1HQosnLSSyg1z5Qf6EaM0Qw/viewform?usp=sf_link

IV. Вспомогательный раздел

Белорусский национальный технический университет

УТВЕРЖДАЮ

Проректор по учебной работе
Белорусского национального
технического университета

_____ С.В. Харитончик

_____ /уч.
Регистрационный № УД-ФГДЭ 58___

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

**Учебная программа учреждения высшего образования
по учебной дисциплине для направления специальности
1-51 02 01-01 Разработка месторождений полезных ископаемых
(открытые горные работы)**

Минск 2017 г.

Учебная программа составлена на основе образовательного стандарта ОСВО
1-51 02 01-2013

СОСТАВИТЕЛЬ:

Оника С. Г., профессор кафедры "Горные работы" Белорусского национального технического университета, доктор технических наук, профессор.

РЕЦЕНЗЕНТЫ:

Н.И. Березовский, заведующий кафедрой «Горные машины» Белорусского национального технического университета, доктор технических наук, профессор

А.Ф. Санько, заведующий кафедрой инженерной геологии и геофизики Белорусского государственного университета, доктор геолого-минералогических наук, профессор

РЕКОМЕНДОВАНА К УТВЕРЖДЕНИЮ:

Кафедрой «Горные работы» Белорусского национального технического университета (протокол № 6 от 23.02.2017 г.)

Заведующий кафедрой

С.Г. Оника

Методической комиссией факультета горного дела и инженерной экологии Белорусского национального технического университета (протокол № 7 от 24.02.2017 г.)

Председатель методической комиссии

С.Г. Оника

Научно-методическим советом Белорусского национального технического университета (протокол № ____ секции № 1 от 2017г.)

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

Учебная программа «Проектирование карьеров» разработана в соответствии с требованиями образовательного стандарта по специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» направления 1-51 02 01-01 «Открытые горные работы». Дисциплина имеет большое значение в формировании знаний, навыков и умений горного инженера - специалиста в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Основной целью изучения дисциплины является получение студентами знаний норм и методов проектирования открытых горных работ.

Задачами изучения дисциплины является приобретение студентами знаний и умений проектирования главных параметров карьеров, стратегии разработки месторождений, производственных процессов, технологии горных работ. В процессе обучения студенты должны получить навыки проектирования разработки реальных месторождений полезных ископаемых с учетом действующих норм и правил.

Для успешного освоения дисциплины студентам необходимы знания, полученные в ходе изучения таких дисциплин, как «Геология и разведка месторождений полезных ископаемых», «Процессы открытых горных работ», «Технология и механизация открытых горных работ». В свою очередь, дисциплина является одной из базовых для изучения курса «Безопасное ведение открытых горных работ».

В результате освоения дисциплины «Проектирование карьеров» студент должен:

знать:

- организацию проектирования;
- методы определения, промышленных запасов и потерь полезного ископаемого;
- порядок и методы обоснования производительности и границ карьеров;
- методику обоснования вскрытия месторождений и системы разработки;
- состав и объемы горно-капитальных работ;

уметь:

- оценивать проектные потери и промышленные запасы месторождения полезных ископаемых;
- определять основные параметры системы разработки;
- определять производительность технологического оборудования и потребность в рабочих машинах и механизмах;
- вычислять объемы горно-капитальных, вскрышных и добычных работ;

владеть:

- методикой составления календарного плана вскрышных и добычных работ;
- методами моделирования выемочных единиц.

Освоение данной учебной дисциплины должно обеспечить формирование следующих компетенций:

ПК-2. Проводить инженерный анализ задач и проблем, экономических последствий недропользования и обоснованно выбирать оптимальный вариант ведения работ;

ПК-5. Создавать условия соответствия работы предприятия действующим стандартам, нормам и правилам;

ПК-8. Проводить технические разработки и на их основе принимать новые инженерные решения ведения работ;

ПК-13. Выбирать основные параметры процессов производства и разрабатывать проект предприятия в целом;

ПК-14. Разрабатывать календарный план, технологию и комплексную механизацию работ;

ПК-16. Составлять необходимую техническую документацию в составе группы специалистов и самостоятельно;

ПК-17. Разрабатывать технические задания на проектируемый объект;

ПК-23. Обрабатывать полученные результаты с использованием современных компьютерных технологий;

ПК-24. Моделировать процессы, явления, эксперименты с использованием современных средств анализа информации.

Согласно учебным планам на изучение учебной дисциплины отведено:

- для очной формы получения высшего образования всего 210 ч., из них аудиторных - 116 часов;

- для заочной формы получения высшего образования всего 210 ч., из них аудиторных –22 часа.

Распределение аудиторных часов по курсам, семестрам и видам занятий приведено ниже.

Таблица 1.

Очная форма получения высшего образования					
Курс	Семестр	Лекции, ч.	Лабораторные занятия, ч.	Практические занятия, ч.	Форма текущей аттестации
4	7	16	16		зачет
4	8	28	28		экзамен
4	8			28	курсовая работа

Таблица 2.

Заочная форма получения высшего образования					
Курс	Семестр	Лекции, ч.	Лаборатор- ные занятия, ч.	Практиче- ские заня- тия, ч.	Форма текущей аттестации
5	9	2			
5	10	6	4		зачет
6	11	4	4	2	экзамен
6	11			2	курсовая работа

СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОГО МАТЕРИАЛА

Тема 1. Содержание, организация и методы проектирования

Понятие проекта. Его цели и задачи. Стадии проектирования карьера. Исходные данные для проектирования. Проектная документация. Ее состав и содержание. Организация проектных работ.

Тема 2. Проектирование границ карьеров

Конечные, промежуточные и перспективные границы карьеров. Коэффициенты вскрыши. Подходы и принципы определения границ карьеров. Методы определения граничного коэффициента вскрыши. Методы определения границ карьера. Определение проектных углов наклона нерабочих бортов карьера. Особенности определения конечных контуров при отработке пологих и горизонтальных залежей.

Тема 3. Запасы полезного ископаемого и объемы вскрыши в контурах карьера

Проектные потери и промышленные запасы. Показатели потерь и полноты извлечения балансовых запасов полезных ископаемых. Определение величины извлекаемых запасов с учетом потерь и разубоживания. Измерение площадей для подсчета запасов. Способы подсчета запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в контурах карьера.

Тема 4. Горно-геометрический анализ карьерного поля

Понятие о горно-геометрическом анализе. Горно-геометрический анализ карьерного поля для горизонтальных и пологих залежей при помощи планов изомощностей вскрыши и полезного ископаемого. Горно-геометрический анализ карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей при помощи поперечных разрезов и погоризонтных планов.

Тема 5. Производственная мощность карьера

Понятие о производственной мощности (производительности) карьера. Определение возможной производительности карьера по горно-геологическим условиям. Обоснование производительности карьера по экономическим факторам. Обоснование производственной мощности карьера по вскрыше. Регулирование объемов вскрышных работ на основе определения и усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши.

Тема 6. Проектирование вскрытия и подготовки рабочих горизонтов карьера

Способы и схемы вскрытия. Выбор способа вскрытия месторождения. Определение параметров и объема вскрывающих и подготовительных горных выработок. Обоснование способа проведения и расчет проходки траншей. Проектирование трассы вскрывающих выработок.

Тема 7. Проектирование системы разработки

Выбор системы разработки. Обоснование высоты уступа. Проектирование транспортных систем разработки. Проектирование бестранспортных систем разработки.

Тема 8. Календарный план горных работ

Исходные данные для построения календарного плана. Методика построения календарного плана. Обоснование порядка отработки месторождения. Состав горно-капитальных работ. Обоснование объемов и сроков горно-капитальных работ.

ТРЕБОВАНИЯ К КУРСОВОЙ РАБОТЕ

Целью курсовой работы является освоение студентами методики проектирования карьеров, углубление теоретических знаний и практических навыков, приобретенных при изучении курса «Проектирование карьеров».

Основными задачами курсовой работы являются;

- обучение студентов самостоятельному решению инженерных задач при проектировании карьеров;

- обучение студентов навыкам взаимной увязки проектных решений по выбору направления развития и календарного плана горных работ, типом и количеству горно-транспортного оборудования, выбору способа вскрытия и системы разработки месторождения и расчету их основных параметров;

- приобретение студентами навыков использования знаний, полученных при изучении курсов «Процессы горного производства», «Технология и механизация

открытых горных работ» и «Проектирование карьеров», а также смежных дисциплин, и при прохождении производственной практики;

- приобретение студентами навыков выполнения самостоятельных исследований с использованием литературных источников, справочных и нормативных документов при решении задач по проектированию карьеров;

- подготовка студентов к самостоятельному выполнению соответствующих разделов дипломного проекта.

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКАЯ КАРТА УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ
очная форма получения высшего образования

Номер раздела, темы	Название раздела, темы	Количество аудиторных часов					Количество часов УСР	Форма контроля знаний
		Лекции	Практические занятия	Семинарские занятия	Лабораторные занятия	Иное		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
	семестр 7							
1	Содержание, организация и методы проектирования	4			4			
	1. Понятие проекта. 2. Его цели и задачи. 3. Стадии проектирования карьера. 4. Исходные данные для проектирования. 5. Проектная документация. 6. Ее состав и содержание. 7. Организация проектных работ.							
2	Проектирование границ карьеров	4			4			
	1. Конечные, промежуточные и перспективные границы карьеров. 2. Коэффициенты вскрыши. 3. Подходы и принципы определения границ карьеров. 4. Методы определения граничного коэффициента вскрыши. 5. Методы определения границ карьера. 6. Определение проектных углов наклона нерабочих бортов карьера. 7. Особенности определения конечных контуров при отработке пологих и горизонтальных залежей.							

3	Запасы полезного ископаемого и объемы вскрыши в контурах карьера	4			4			
	1. Проектные потери и промышленные запасы.							
1	2	3	4	5	6	7	8	9
	2. Показатели потерь и полноты извлечения балансовых запасов полезных ископаемых. 3. Определение величины извлекаемых запасов с учетом потерь и разубоживания. 4. Измерение площадей для подсчета запасов. 5. Способы подсчета запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в контурах карьера.							
4	Горно-геометрический анализ карьерного поля	4			4			
	1. Понятие о горно-геометрическом анализе. 2. Горно-геометрический анализ карьерного поля для горизонтальных и пологих залежей при помощи планов изомощностей вскрыши и полезного ископаемого. 3. Горно-геометрический анализ карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей при помощи поперечных разрезов и погоризонтных планов.							
	Итого за семестр	16			16			зачет
	семестр 8							
5	Производственная мощность карьера	6	6		6			
	1. Понятие о производственной мощности (производительности) карьера. 2. Определение возможной производительности карьера по горно-геологическим условиям 3. Обоснование производительности карьера по экономическим факторам. 4. Обоснование производственной мощности карьера по вскрыше. 5. Регулирование объемов вскрышных работ на основе определения и усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши.							
6	Проектирование вскрытия и подготовки рабочих горизонтов карьера	6	6		6			
	1. Способы и схемы вскрытия. 2. Выбор способа вскрытия месторождения. 3. Определение параметров и объема вскрывающих и подготовительных горных выработок. 4. Обоснование способа проведения и расчет проходки траншей. 5. Проектирование трассы вскрывающих выработок.							

7	Проектирование системы разработки	8	8		8			
	1. Выбор системы разработки. 2. Обоснование высоты уступа. 3. Проектирование транспортных систем разработки. 4. Проектирование бестранспортных систем разработки.							
1	2	3	4	5	6	7	8	9
8	Календарный план горных работ	8	8		8			
	3. Обоснование порядка отработки месторождения. 4. Состав горно-капитальных работ. 5. Обоснование объемов и сроков горно-капитальных работ.							
	Курсовая работа		28					Защита курсовой работы
	Итого за семестр	28	28		28			экзамен
	Всего аудиторных часов	116						

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКАЯ КАРТА УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ
заочная форма получения высшего образования

Номер раздела, темы	Название раздела, темы	Количество аудиторных часов					Количество часов УСР	Форма контроля знаний
		Лекции	Практические занятия	Семинарские занятия	Лабораторные занятия	Иное		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
	семестр 9							
1	Содержание, организация и методы проектирования	2						
	1. Понятие проекта. 2. Его цели и задачи. 3. Стадии проектирования карьера. 4. Исходные данные для проектирования. 5. Проектная документация. 6. Ее состав и содержание. 7. Организация проектных работ.							
	Итого за семестр	2						
	семестр 10							
2	Проектирование границ карьеров	2						
	1. Конечные, промежуточные и перспективные границы карьеров. 2. Коэффициенты вскрыши. 3. Подходы и принципы определения границ карьеров. 4. Методы определения граничного коэффициента вскрыши. 5. Методы определения границ карьера. 6. Определение проектных углов наклона нерабочих бортов карьера.							

	7. Особенности определения конечных контуров при отработке пологих и горизонтальных залежей.							
1	2	3	4	5	6	7	8	9
3	Запасы полезного ископаемого и объемы вскрыши в контурах карьера	2			2			
	1. Проектные потери и промышленные запасы. 2. Показатели потерь и полноты извлечения балансовых запасов полезных ископаемых. 3. Определение величины извлекаемых запасов с учетом потерь и разубоживания. 4. Измерение площадей для подсчета запасов. 5. Способы подсчета запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в контурах карьера.							
4	Горно-геометрический анализ карьерного поля	2			2			
	1. Понятие о горно-геометрическом анализе. 2. Горно-геометрический анализ карьерного поля для горизонтальных и пологих залежей при помощи планов изомощностей вскрыши и полезного ископаемого. 3. Горно-геометрический анализ карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей при помощи поперечных разрезов и погоризонтных планов.							
	Итого за семестр	6			4			зачет
	семестр 11							
5	Производственная мощность карьера	1						
	1. Понятие о производственной мощности (производительности) карьера. 2. Определение возможной производительности карьера по горно-геологическим условиям 3. Обоснование производительности карьера по экономическим факторам. 4. Обоснование производственной мощности карьера по вскрыше. 5. Регулирование объемов вскрышных работ на основе определения и усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши.							
6	Проектирование вскрытия и подготовки рабочих горизонтов карьера	1						
	1. Способы и схемы вскрытия. 2. Выбор способа вскрытия месторождения. 3. Определение параметров и объема вскрывающих и подготовительных горных выработок.							

	4. Обоснование способа проведения и расчет проходки траншей. 5. Проектирование трассы вскрывающих выработок.							
7	Проектирование системы разработки	1			2			
	1. Выбор системы разработки. 2. Обоснование высоты уступа. 3. Проектирование транспортных систем разработки. 4. Проектирование бестранспортных систем разработки.							
1	2	3	4	5	6	7	8	9
8	Календарный план горных работ	1			2			
	3. Обоснование порядка отработки месторождения. 4. Состав горно-капитальных работ. 5. Обоснование объемов и сроков горно-капитальных работ.							
	Курсовая работа		2					Защита курсовой работы
	Итого за семестр	4	2		4			экзамен
	Всего аудиторных часов	22						

ИНФОРМАЦИОННО-МЕТОДИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Список литературы

Основная литература

1. Кодекс Республики Беларусь о недрах. 14 июля 2008 г. № 406-З. Зарегистрировано в Национальном реестре правовых актов Республики Беларусь 23 июля 2008 г. № 2/1503. – 58 с. С изм. внес. Законами 26.10.2012г. № 432-З, 2/1964.
2. Правила охраны недр при разработке месторождений полезных ископаемых. технический кодекс установившейся практики. ТКП 17.04.-44-2012 (02120). – 36 с.
3. Оника, С.Г. Проектирование карьеров: учебное пособие / С.Г. Оника. - Минск: БНТУ, 2006. – 224 с.
4. Правила промышленной безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Утв. Постановлением МЧС РБ 30 декабря 2013, № 7.
5. Правила разработки нормативов эксплуатационных потерь твердых полезных ископаемых при их добыче. Технический кодекс установившейся практики. ТКП 17.04-17-2010 (02120). – 12 с.
6. Нормы ресурсов и расценки на строительные конструкции и работы. Сборник 1. Земляные работы. Книга 2. НРР 8.03.101.-2012. МАиС РБ. Мн. 2002. – 150 с.
7. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров: учеб. для вузов: В 2 т. / К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин. – 2-е изд. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. Т.1. – 519 с.: ил. Т. 2. – 535 с.: ил.

Дополнительная литература

1. Арсентьев, А.И. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых открытым способом / А.И. Арсентьев. – Санкт-Петербург: Недра, 2010. – 117 с.
2. Методические рекомендации по составлению проекта обоснования границ горного отвода. Утв. Приказ Минприроды РБ. 17.05.2010 №185-ОД. –50 с.
3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки. – Л.: Изд-во Гипроруда. 1986. – 264 с.
4. Общесоюзные нормы технологического проектирования предприятий нерудных строительных материалов. ОНТП 18-85. – Л.: Стройиздат, 1988. – 79 с.
5. Справочное руководство по составлению планов развития горных работ на карьерах по добыче сырья для производства строительных материалов. – М.: Недра, 1988. –142 с.: ил.

Средства диагностики результатов учебной деятельности

Оценка уровня знаний студента производится по десятибалльной шкале в соответствии с критериями, утвержденными Министерством образования Республики Беларусь.

Для оценки достижений студента используется следующий диагностический инструментарий:

- устный и письменный опрос во время лабораторных занятий;
- проведение текущих контрольных вопросов по отдельным темам;
- защита выполненных лабораторных работ;
- защита выполненных в рамках самостоятельной работы индивидуальных заданий;
- собеседование при проведении индивидуальных и групповых консультаций;
- выступление студента на конференции по подготовленному материалу;
- сдача зачета;
- защита курсовой работы;
- сдача экзамена по дисциплине.

Перечень тем лабораторных занятий

1. Изучение методов подсчета площадей на геолого-маркшейдерских планах и разрезах.
2. Определение промышленных запасов и потерь полезного ископаемого при добыче.
3. Деление разрабатываемой толщи на уступы в Excel.
4. Построение плана изовысот уступов.
5. Построение изолиний кровли и почвы уступов.
6. Построение дна карьера в изолиниях.
7. Экспорт планов из ГИС в AutoCAD и подготовка выходных чертежей.
8. Исследование объема полезного ископаемого в заданных границах с использованием ГИС Surfer.

Перечень тем курсовых проектов

1. Проект разработки месторождения песка и песчано-гравийной смеси.
2. Проект разработки месторождения глин.
3. Проект разработки участка месторождения доломита.
4. Проект разработки месторождения мела с учетом расширения границ карьера.
5. Проект разработки месторождения силикатных песков.
6. Проект разработки участка месторождения мергеля.

Перечень контрольных вопросов и заданий для самостоятельной работы

1. Каковы цели и задачи проектирования?

2. Правила и нормы, предусмотренные законодательством в области проектирования горных работ.
3. Что такое прогнозные ресурсы?
4. Чем различаются запасы различных категорий?
5. Какие факторы влияют на величину коэффициента вскрыши?
6. В чем сущность поэтапной отработки карьерного поля?
7. Какими способами осуществляется вскрытие месторождения?
8. Что такое рабочая зона карьера и как она изменяется в период строительства и освоения проектной мощности карьера?
9. Выбор способа вскрытия месторождения.
10. Обоснование системы разработки и ее параметров.
11. Что такое рабочая зона карьера и как она изменяется в период строительства и освоения проектной мощности карьера?
12. Какая методика построения календарного плана горных работ?
13. От чего зависит производительность карьера?
14. Какими материалами руководствуются при составлении календарного плана горных работ?
15. Состав горно-капитальных работ?

Задание № 1

Найти скорость понижения горных работ при вертикальном направлении углубки ($\alpha = 90^\circ$), угле наклона рабочего борта $\gamma_p = 10^\circ$ и скорости подвигания фронта горных работ 100 м/год.

Задание № 2

Найти коэффициент вскрыши и объем карьера.

Исходные данные:

- глубина карьера $H_k = 250$ м;
- ширина дна карьера – 50 м;
- длина – 500 м;
- угол наклона борта карьера $\gamma = 45^\circ$.

Пояснение к выполнению. При выполнении задания необходимо использовать формулы для нахождения среднего коэффициента вскрыши и путем геометрических расчетов найти необходимые величины для определения коэффициента.

Задание № 3

Определить предельную глубину открытых горных работ H_k

- по контурному коэффициенту вскрыши – вариант 1;
- по среднему коэффициенту вскрыши – вариант 2.

Исходные данные:

- $n_э = 12$ м³/м³ – граничный коэффициент вскрыши;
- $\alpha = 70^\circ$ – угол падения рудного тела;
- $\delta_в = 60^\circ$ и $\delta = 50^\circ$ – углы наклонов соответственно висячего и лежащего бортов карьера;
- $M = 100$ м – мощность рудного тела;
- $h_n = 20$ м – мощность наносов (вертикальная).

Пояснения к выполнению: задание выполняется путём геометрических построений.

Методические рекомендации по организации самостоятельной работы студентов

При изучении дисциплины рекомендуется использовать следующие формы самостоятельной работы:

- решения индивидуальных задач;
- выполнение патентно-информационного поиска;
- подготовка сообщений, тематических докладов, презентаций по заданным темам;
- подготовка курсовой работы по индивидуальным заданиям.

Оформление записи о переутверждении
учебной программы без изменений

Учебная программа рассмотрена и одобрена без изменений на ____/____ учеб-
ный год кафедрой _____
(протокол № ____ от _____ 201__ г.)

Заведующий кафедрой
д.т.н., профессор

С.Г. Оника

Учебная программа рассмотрена и одобрена без изменений на ____/____ учебный год
кафедрой _____
(протокол № ____ от _____ 201__ г.)

Заведующий кафедрой
д.т.н., профессор

С.Г. Оника

Учебная программа рассмотрена и одобрена без изменений на ____/____ учебный год
кафедрой _____
(протокол № ____ от _____ 201__ г.)

Заведующий кафедрой
д.т.н., профессор

С.Г. Оника

Учебная программа рассмотрена и одобрена без изменений на ____/____ учебный год
кафедрой _____
(протокол № ____ от _____ 201__ г.)

Заведующий кафедрой
д.т.н., профессор

С.Г. Оника

Учебная программа рассмотрена и одобрена без изменений на ____/____ учебный год
кафедрой _____
(протокол № ____ от _____ 201__ г.)

Заведующий кафедрой
д.т.н., профессор

С.Г. Оника