

**ГЛАВНЫЙ НАУЧНО - МЕТОДИЧЕСКИЙ ЦЕНТР ПЕРЕПОДГОТОВКИ И
ПОВЫШЕНИЯ КВАЛЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГЧЕСКИХ И УПРАВЛЕНЧЕСКИХ
КАДРОВ СИСТЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ ПРИ МИНИСТЕРСТВЕ
ВЫСШЕГО СРЕДНЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ОТРАСЛЕВОЙ ЦЕНТР ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ КВАЛЛИФИКАЦИИ
ПЕДАГОГИЧЕСКИХ КАДРОВ ПРИ ТАШКЕНТСКОМ ГОСУДАРСТВЕННОМ
ТЕХНИЧЕСКОМ УНИВЕРСИТЕТЕ**

“УТВЕРЖДАЮ”

Директор отраслевого центра
переподготовки и повышения
кваллификации педагогических
кадров при ТГТУ Н.Э.Авезов

“ ___ ” _____ 2015 год.

**УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ ПО МОДУЛЮ
«ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»**

Разработал: доцент Петросов Ю.Э.

Тошкент 2015

Оглавление

УЧЕБНАЯ ПРОГРАММА	3
СОДЕРЖАНИЕ МОДУЛЯ	7
Лекция 1. Производственные процессы на карьерах. Общие сведения о технологии и комплексной механизации открытой добычи полезных ископаемых.	7
Лекция 2. Выемочно - погрузочные работы:.....	17
Лекция 3. Перемещение карьерных грузов. Перемещение карьерных грузов транспортом непрерывного действия.	28
Лекция 4. Вскрытие и система открытой разработки горных работ карьера. ...	37
ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ	46
Практическое занятие №2. Решение задач по подготовке горных пород к выемке.	46
Практическое занятие №2. Решение задач по выемочно – погрузочным, транспортным и отвальным процессам.....	55
Практическое занятие №3. Решение задач по вскрытию карьерных полей системе разработки.....	63

УЧЕБНАЯ ПРОГРАММА

ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ МОДУЛЯ

“Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых”:
Основная цель изучения дисциплины – дать студенту совокупность знаний и навыков, необходимых для успешного выполнения работ, связанных с применением современных технологий открытых горных работ при разработке месторождений полезных ископаемых.

Задачей изучения дисциплины является получение четкого представления о существующих технологиях открытых горных работ и комплексной механизации на карьерах и возможности их применения в конкретных условиях, принятии оптимальных решений при применении данных технологий с целью разработки месторождений полезных ископаемых.

“Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых” задание модуля:

“Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых” ознакомление с актуальными проблемами специальности по разработке месторождений открытым способом;

В результате освоения дисциплины слушатели должны знать: – методы ведения буровзрывных работ с помощью различных технологий;

- технологические возможности бурового оборудования и взрывчатых веществ;
- задачи, для которых применяются буровые и взрывные технологии;
- функциональные схемы бурового оборудования и взрывания;
- элементы автоматизации бурового оборудования, их возможности и решаемые задачи;

- последовательность технологических операций, методы их контроля, выбора оптимальных параметров, основные факторы, их определяющие;

- закономерности изменения физико-механических свойств горных пород, методы их контроля и учета при ведении буровых и взрывных работ;

- основные виды эффективных буровых и взрывных технологий, их рациональные условия применения и ожидаемые технико-экономические показатели применительно к конкретным горно-геологическим условиям;

- основные этапы составления проектов на передачу в эксплуатацию месторождений полезных ископаемых с использованием буровых и взрывных работ.

В результате освоения дисциплины слушатели должны уметь: – разрабатывать проекты на внедрение технологий буровых и взрывных работ, анализировать их результаты по разделам проектов, достигаемые показатели по видам буровых и взрывных работ;

- обеспечивать внедрение в производство разрабатываемых нарядов технологических карт по основным видам буровых и взрывных работ;

- выполнять инженерные расчеты по поиску оптимальных технологических задач, возможностей бурового оборудования и взрывной технологии, прочности и при эксплуатации бурового инструмента и узлов бурового оборудования;

- вырабатывать рациональное сочетание комплекса буровых и взрывных работ;
- применять получаемую информацию при ведении буровых и взрывных работ для выбора их оптимальных параметров.

СВЯЗЬ МОДУЛЯ С ДРУГИМИ ДИСЦИПЛИНАМИ УЧЕБНОГО ПЛАНА

Содержание модуля непосредственно связано с другими блоками учебного плана такими как “Основы горного дела”, “Буро-взрывные работы”, “Процессы открытых горных работ”, “Техника и технология разработки нерудных материалов”, а также служит для объединения учебного процесса и производства путем внедрения новой техники и технологий в горной отрасли.

РОЛЬ МОДУЛЯ В СИСТЕМЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ

Происходящие коренные изменения в технологии открытых горных работ, применение новых мощных горных машин и оборудования для открытой разработке, должно найти

отражение в модуле “Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых”.

Организация эффективного и плодотворного образования путем создания новых инновационных технологий обучения дисциплин направления модуля “Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых” и их применения в системе образования помогает системно увеличить качество образования.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЧАСОВ ПО ЕДИНИЦЕ МОДУЛЯ: 20 часа

№	Темы	Учебная нагрузка, час					
		Аудиторная учебная нагрузка					
		Общие	Итого	Из них:			Самостоятельная работа
теоритические	практические			Внеаудиторные			
1.	1-Лекция: Производственные процессы на карьерах. Общие сведения о технологии и комплексной механизации открытой добычи полезных ископаемых.	2	2	2			
2.	2-Лекция: Выемочно - погрузочные работы	2	2	2			
3.	3-Лекция: Перемещение карьерных грузов. Перемещение карьерных грузов транспортом непрерывного действия	4	2	2			2
4.	4-Лекция: Вскрытие и система открытой разработки. Режимы горных работ карьера.	2	2	2			
5.	1-Практика: Решение задач по подготовке горных пород к выемке.	2	2		2		
6.	2-Практика: Решение задач по выемочно – погрузочным, транспортным и отвальным процессам.	2	2		2		
7.	3-Практика: Решение задач по вскрытию карьерных полей и системе разработки.	2	2		2		
8.	Выездное занятие: Ознакомление с действующими моделями горных машин, макетами вскрытия и систем разработки	2	2			2	
9.	Экскурсия в лабораторию добычи облицовочного камня и мраморный завод	2	2			2	
Общие		20	18	8	6	4	2

СОДЕРЖАНИЕ МОДУЛЯ

1-Тема: Производственные процессы на карьерах. Общие сведения о технологии и комплексной механизации открытой добычи полезных ископаемых.

План:

1. Общие сведения о технологии открытой разработки
2. Горно-геологические условия месторождений
3. Производственные процессы на карьерах

Основные элементы уступа –площадки. Борт карьера, на котором производятся горные работы, называется рабочим бортом карьера. Комплекс работ по добыванию полезного ископаемого. Верхним контуром карьера. Поверхность, проходящая через верхний и нижний его контуры. Общие сведения о технологии открытой разработки. Горно-геологические условия месторождений. Производственные процессы на карьерах

2-Тема: Выемочно - погрузочные работы.

План:

1. Разработка горных пород роторными экскаваторами
2. Разработка горных пород драглайнами
3. Разработка горных пород мехлопатами

Машины непрерывного действия. Роторные экскаваторы. Рабочий орган экскаватора. Параметры роторных экскаваторов. Ширина заходки роторного экскаватора Разработка горных пород роторными экскаваторами. Разработка горных пород драглайнами. Разработка горных пород мехлопатами

3-Тема: Перемещение карьерных грузов. Перемещение карьерных грузов транспортом непрерывного действия

План:

1. Процесс транспортирования горных пород на карьерах
2. Перемещение горной массы конвейерным транспортом
3. Перевозка горной массы железнодорожным и автомобильным транспортом
4. Отвалообразование вскрышных пород

Вскрышные грузопотоки. Транспорт непрерывного действия. Комплекс непрерывного действия. Транспортно-отвальный мост. Забойные конвейеры. Процесс транспортирования горных пород на карьерах. Перемещение горной массы конвейерным транспортом. Перевозка горной массы железнодорожным и автомобильным транспортом. Отвалообразование вскрышных пород.

4-Тема: Вскрытие и система открытой разработки. Режимы горных работ карьера.

План:

1. Способы вскрытия карьера
2. Классификация способов вскрытия
3. Системы открытой разработки МПИ
4. Режимы горных работ

Вскрытие карьерного поля. Элементы залегания месторождения. Режим горных работ. Граничный коэффициент вскрыши. Капитальные траншеи. Способы вскрытия карьера. Классификация способов вскрытия. Системы открытой разработки МПИ. Режимы горных работ.

Темы практических занятий

1. Тема: Решение задач по подготовке горных пород к выемке. (2 часа)

Цель работы. Ознакомиться и получить навыки выполнения простейших вычислений в пакете MathCad.

2. Тема: Решение задач по выемочно – погрузочным, транспортным и отвальным процессам. (2 соат)

Цель работы. Приобрести навыки программирования в математическом пакете MathCAD.

3. Тема: Решение задач по вскрытию карьерных полей и системе разработки. (2 соат)

Цель работы. Приобрести навыки программирования в математическом пакете MathCAD.

Внеаудиторные занятия

Изучение проектов реконструкции карьеров «Кальмакир» и «Мурунтау» (2 часа),

Выездное занятие:

Ознакомление с действующими моделями горных машин, макетами вскрытия и систем разработки (2 часа),

Экскурсия в лабораторию добычи облицовочного камня и мраморный завод (2 часа).

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. N.H. Sagatov, L.T. Arifova, Y.E. Petrosov, M.N. Djaborov. Ochiq kon ishlari texnologiyasi va kompleks mexanizatsiyalash. Uchebnoe posobie. Toshkent “KAMALAK PRESS” 2015.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Учебник. Часть 1 и 2 - М.:Недра, 1985.
3. Толстов Е.А., Сытенков В.Н. Процессы открытой разработки рудных месторождений. Учебное пособие Изд. ФАН. 1999.
4. Томаков П.И., Технология, механизация и организация открытых горных работ. Учебник. - М.: Недра,1992.
5. Петросов Ю.Э. Конспект лекций по курсу «Открытые горные работы».ТашГТУ,2014.
6. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых горных работ. Учебное пособие МГГУ Изд.4; 2001
7. Шеметов П.А., Норов Ю.Д. «Буровзрывные работы». Учебное пособие. Ташкент, 2013.
8. Периодические издания: «Горный журнал», журнал «Камень вокруг нас», «Узбекистон кончилики хабарномаси - «Горный вестник Узбекистана», «Техника юлдузлари», «Горный журнал».

Интернет сайты:

1. [http //www.mggu.ru](http://www.mggu.ru) – Москва Государственный горный университет
2. [http//www.rusmet.ru/minjornal/](http://www.rusmet.ru/minjornal/) - «Горный журнал».
3. www.press-uz.info
4. www.ziyonet.uz
5. www.edu.uz

СОДЕРЖАНИЕ МОДУЛЯ

Лекция 1. Производственные процессы на карьерах. Общие сведения о технологии и комплексной механизации открытой добычи полезных ископаемых.

План:

1. Общие сведения о технологии открытой разработки
2. Горно-геологические условия месторождений
3. Производственные процессы на карьерах

Опорные слова

Основные элементы уступа - площадки, откос и бровки. Борт карьера, на котором производятся горные работы, называется *рабочим бортом карьера*. Комплекс работ по добыванию полезного ископаемого называется открытыми горными работами. *Верхним контуром карьера* называется линия пересечения бортов карьера с поверхностью. *Откосом борта карьера* называется поверхность, проходящая через верхний и нижний его контуры.

Общие сведения о технологии и комплексной механизации открытой добычи полезных ископаемых

Комплекс работ по добыванию полезного ископаемого в открытых выемках называется открытыми горными работами. В результате этих работ на поверхности земли образуются различные горные выработки. Совокупность открытых горных выработок, служащих для разработки месторождения полезного ископаемого, называют карьером. Горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения открытым способом, также называется карьером. Таким образом, понятие “карьер” имеет два значения - техническое и административно - хозяйственное.

Термин “карьер” имеет несколько синонимов, встречающихся в практике и в литературе. В рудной промышленности горные предприятия, разрабатывающие месторождения открытым способом, принято называть карьерами, в угольной промышленности и на россыпных месторождениях – разрезами.

Месторождение или часть его, разрабатываемая одним карьером, называется карьерным полем. При разработке карьерное поле обычно разделяется на отдельные горизонтальные слои. В процессе разработки эти слои приобретают ступенчатую уступную форму. Часть толщи горных пород в карьере, имеющая рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами рыхления, выемки и перемещения, называется уступом (рис.1,а).

Часть уступа по его высоте, разрабатываемая самостоятельными средствами рыхления и погрузки, обслуживаемая транспортом, общим для всего уступа, называется подступом (рис.1,б).

Основные элементы уступа - площадки, откос и бровки (рис.2). Площадкой уступа называется горизонтальная поверхность, ограничивающая уступ по высоте; различают нижнюю *a* и верхнюю *б* площадки уступа.

Откосом уступа называется наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства *в* между верхней и нижней площадками уступа по его простираению.

Угол, образуемый откосом уступа с горизонтальной плоскостью, называется *углом откоса уступа*.

Торцом уступа называется наклонная или вертикальная поверхность *г*, ограниченная верхней и нижней площадками уступа вкrest его простираения, по его ширине.

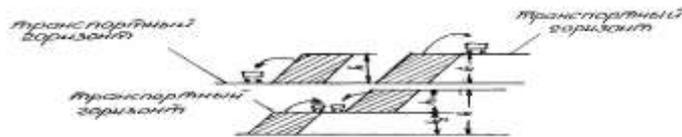


Рис. 1. Уступы и подступы

Линия пересечения откоса уступа *в* с его нижней *а* или верхней *б* площадкой называется соответственно уступа *в* с его нижней *а* верх *б* площадкой называется соответственно *нижней* или *верхней бровкой уступа*.

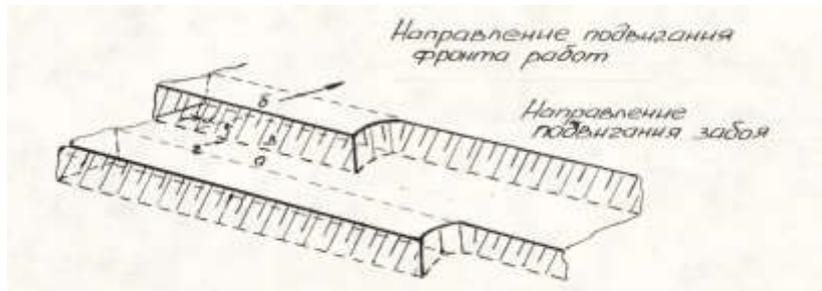


Рис. 2. Элементы уступа

Поверхность уступа (торец, откос или верхняя площадка), служащая непосредственным объектом горных работ и перемещающаяся в результате ведения этих работ называется *забоем уступа*.

Часть уступа по его ширине (рис. 3),разрабатываемая при неизменном положении забойного транспортного пути, называется *заходкой*.

Площадка уступа, на которой располагается выемочное и транспортное оборудование, предназначенное для разработки горной породы на данном уступе, называется *рабочей площадкой уступа*.

Площадка небольшой ширины, оставляемая на нерабочем борту карьера для повышения его устойчивости и задержания осыпающихся кусков породы, называется *предохранительной бермой*.

Совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке, называется *рабочей зоной карьера*.

Часть уступа по его длине, подготовленная для горных работ, называется *фронтом работ уступа* Суммарная протяженность фронтов работ уступов составляет *фронт работ карьера*..

Борт карьера, на котором производятся горные работы, называется *рабочим бортом карьера*

Открытая горная выработка, имеющая трапециевидноепоперечное сечение и значительную длину, называется *траншеей*.

Наклонная траншея, служащая для вскрытия карьерного поля и создания транспортной связи поверхности с рабочими уступами карьера, называется *капитальной траншеей*..

Горизонтальная траншея, предназначенная для создания первоначального фронта работ на уступе, называется *разрезной траншеей*.

Проведение капитальных траншей, создающих транспортный доступ от поверхности земли к месторождению или от разрабатываемой его части к другой, подлежащей разработке, называется вскрытием *месторождения* (карьерного поля).

Границами карьерного поля называются поверхности, проходящие через верхний и нижний контуры карьера, в конечном его положении.

Верхним контуром карьера называется линия пересечения бортов карьера с поверхностью.

Нижним контуром карьера называется линия пересечения бортов с плоскостью дна карьера.

Дном карьера называется нижняя, обычно горизонтальная поверхность карьера.

Комплекс площадок и откосов уступов от поверхности земли до подошвы карьера называется *бортом карьера*.

Откосом борта карьера называется поверхность, проходящая через верхний и нижний его контуры.

Угол, образованный линией откоса борта карьера и проекцией линии на горизонтальную плоскость, называется *углом откоса борта карьера*.

Вертикальное расстояние между отметкой земной поверхности и дном карьера является *глубиной карьера*.

Горные работы, включающие проведение капитальных и разрезных траншей, а также первоначальный разнос бортов до их положения на момент сдачи карьера в эксплуатацию, называются *горно - капитальными работами*.

Горные работы по выемке и перемещению пустых пород, покрывающих и вмещающих полезное ископаемое, называются *вскрышными работами*.

Добычными работами называются работы по добыванию полезного ископаемого.

Горно-геологические условия месторождений и производственные процессы на карьерах

Принципиально открытый способ отличается от подземного следующими факторами:

1. Необходимостью определённой последовательности в обработке слоёв.
2. Необходимостью удаления значительных объектов вскрышных пород, затраты на которые весьма существенны.
3. Неограниченной возможностью высокопроизводительного крупногабаритного специального горного оборудования.

Преимущества открытого способа

- производительность труда в 3 - 5 раз более высокая чем на подземных работах.
- низкая себестоимость.
- безопасные условия труда.
- гигиеничность работ.
- более полное извлечение П.И. из недр.
- меньшие капитальные затраты.

Недостаток: - некоторая зависимость от климатических условий.

Основные типы месторождений разрабатываемых открытым способом:

1. Горизонтальные залежи с небольшой выдержанной мощностью покрывающих пород и равнинной поверхностью. Рис. 3.а

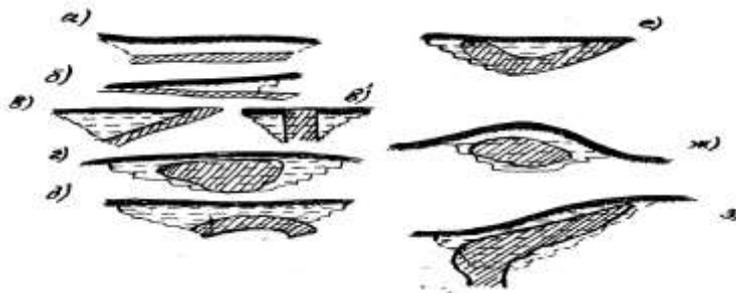


Рис. 3 а.

2. Пологие залежи с углом падения не более 10° . Особенностью является непостоянный объем вскрышных пород. Рис. 3.б.

3. Наклонные (с углом $10 - 30^{\circ}$) и крутые (с углом более 30°) имеющие выход на дневную поверхность. Рис. 3.в.

4. Штокообразные или массивные рудные тела, залегающие в равнинах либо слегка холмистой местности. Рис. 3.ж.

5. Залежи в виде антиклиналей и синклиналиных складок. Рис. 3.д.

6. Залежи расположенные выше господствующей отметки поверхности (нагорные месторождения) Рис. 3.з.

Среди геологических показателей в первую очередь принимаются во внимание форма, размер и расположение полезного ископаемого в недрах, состав и свойства полезного ископаемого и вмещающих пород в образце и массиве.

По виду полезного ископаемого различают месторождения горючих ископаемых (уголь, сланец, торф), железных руд, руд цветных, редких, благородных и радиоактивных металлов, руд горно - химического сырья, строительных материалов, драгоценных и полудрагоценных камней, флюсов, огнеупоров.

Из геологических признаков наибольшее значение имеют генезис пород месторождения (осадочные, изверженные, метаморфические породы), форма залежи (пластовая и линзообразная, массивная и штокообразная залежи, жильная и в виде гнезд и трубок), строение залежи (простая, сложная), угол наклона для пластовых залежей (горизонтальных и пологих — до 10°, наклонных — 10—30°, крутых — более 30°), мощность залежи, измеренная по вертикали, горизонтали и нормали к плоскости распространения пласта, запасы полезного ископаемого, тип вскрышных пород и полезного ископаемого (скальные, полускальные, мягкие), глубина залегания полезного ископаемого от поверхности (поверхностные—до 20 м, глубинные—более 20 м).

Производственные процессы на карьерах

Горные работы на карьере, как вскрышные, так и добычные, разделяются на производственные процессы:

- * подготовку горных пород к выемке;
- * выемку и погрузку горных пород;
- * перемещение горной массы;
- * складирование некондиционных руд и полезного ископаемого и отвалообразование пустых пород.

Подготовка горных пород к выемке — это разрушение горных пород уступа большой крепости взрывами, а пород средней крепости — механическим способом.

При взрывном способе в определенном порядке бурятся скважины, заряжаются взрывчатым веществом и взрываются. Механический способ заключается в рыхлении пород тракторными рыхлителями. В мягких породах разрушение массива как процесс отсутствует, так как оно производится в процессе экскавации самим рабочим органом погрузочной машины, снабженной режущим инструментом. В некоторых случаях подготовка мягких горных пород к выемке заключается в удалении излишней воды из массива и предохранении его зимой от промерзания.

Выемка и погрузка (экскавация) заключаются во внедрении исполнительного (рабочего) органа (ковша) в массив или навал, наполнении его для дальнейшей подачи горной массы в транспортные средства.

Перемещение горной массы осуществляется транспортными средствами или ковшами специальных вскрышных экскаваторов.

Складирование, усреднение, отгрузка потребителю или *переработка* полезного ископаемого зависят от вида и качества полезного ископаемого.

Отвалообразование представляет собой процесс приема и укладки в отвал пустых пород и некондиционных руд, доставленных средствами транспорта.

Все эти процессы объединяются в технологические потоки по разработке горных пород в карьере. В зависимости от размещения отвалов, пунктов приемки полезного ископаемого, свойств разрабатываемых пород на карьере может быть два (вскрышной и добычной) и более технологических потоков, в которых взаимно увязываются параметры производственных процессов, определяется общий ритм и организация работы.

Совокупность комплектов оборудования по технологическим потокам составляет *комплексную механизацию на карьере*

Понятия и технологии разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом заключается в создании доступа к полезному ископаемому, удалению пустых пород, покрывающих или вмещающих полезное ископаемое, и самой добыче полезного ископаемого.

Технология открытых горных работ включает основные производственные процессы: *подготовку горных пород к выемке, выемочно - погрузочные работы, перемещение, перегрузку, складирование и разгрузку горной массы.*

Технологией открытых горных работ предусматриваются способы проходки горных выработок, схемы развития горных работ в карьере, способы вскрытия и системы разработки, способы и средства управления качеством продукции, организация и планирование горных работ в карьере в динамике.

Открытая разработка месторождения включает следующие основные этапы работ: *подготовку поверхности части карьера, предназначенной для горно - капитальных работ, осушение месторождения и ограждение его от поверхностных вод, горно - капитальные, эксплуатационные работы и рекультивацию нарушенных земель после окончания эксплуатации месторождения.*

Горно - капитальные работы проводятся с целью вскрытия месторождения и включают проведение капитальных и разрезных траншей.

Вскрытие месторождения — это создание доступа транспортных средств к полезному ископаемому во время строительства карьера.

В процессе эксплуатации месторождения при постоянном развитии горных работ для транспортной связи с забоями осуществляется вскрытие рабочих горизонтов.

Эффективность отработки месторождения в процессе эксплуатации определяется отношением объема (или массы) пустых пород к единице добываемого полезного ископаемого. Это отношение называется *коэффициентом вскрыши* ($\text{м}^3/\text{м}^3$, т/т, $\text{м}^3/\text{т}$).

Различают следующие основные виды коэффициента вскрыши, количественно характеризующие открытые горные работы.

Граничный (предельный) коэффициент вскрыши — максимально допустимый по условию экономичности открытых горных работ.

Средний коэффициент вскрыши — отношение общего объема вскрышных пород в конечных контурах карьера или его участка к общему объему полезного ископаемого в этих же контурах. Если этот коэффициент рассчитывается по геологическим материалам, его называют геологическим. При расчете отношения общего объема вскрышных пород в контурах карьера к объему полезного ископаемого, за вычетом потерь, коэффициент вскрыши называют промышленным.

Контурный коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород, прирезаемых к карьере при увеличении его глубины в процессе проектирования на один уступ к объему полезного ископаемого в этом контуре.

Текущий коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород, фактически перемещаемых из массива в отвалы за определенный период времени, к фактически добываемому за этот период времени полезному ископаемому.

Эксплуатационный коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за период эксплуатационных работ в карьере.

Рекультивация нарушенных земель осуществляется после окончания горных работ, на горизонтальных месторождениях — в процессе эксплуатации в пределах карьерного поля. Цель ее — сохранение природных условий района, возвращение народному хозяйству нарушенных сельскохозяйственных или лесных площадей.

Подготовка горных пород к выемке. Подготовка к выемки мягкие пород

Процесс подготовки горных пород к выемке является основным процессом в технологии разработки их, от которого зависят производительность комплекта оборудования технологического потока и в конечном итоге затраты на разработку.

С технологических позиций подготовки горных пород к выемке их можно разделить на две группы: породы, которые можно разрабатывать механическими или гидравлическими способами без предварительного рыхления (глина, суглинки, супеси, мягкие угли, полностью разрушенные выветриванием изверженные и метаморфические породы, мел, глинистые руды), и породы, для выемки которых необходимо предварительное рыхление (глинистые и песчано - глинистые сланцы, глинистые и известковистые песчаники, железные руды, аргиллиты, -

алевролиты, гипс, каменная соль, каменные и бурые угли, известняки, песчаники, кварциты, граниты, базальты, габбро).

Подготовка горных пород к выемке в зависимости от свойств массива может включать:

- в мягких породах при сильной обводнённости — осушение той части массива, которая является непосредственным объектом текущей разработки, например выемочного блока, при отрицательной температуре—предохранение поверхности массива от промерзания, рыхление смерзшихся горных пород и их оттаивание;

- в полускальных и скальных породах — рыхление механическим или взрывным способом.

Подготовка массива для предохранения от промерзания в зимнее время заключается в утеплении поверхности его теплоизоляционными материалами, среди которых могут быть опилки, шлак, синтетические материалы, а также снег.

Предварительное рыхление поверхности массива уменьшает в 2—3 раза его промерзание и сопротивление разрушению во время экскавации.

Расчет оттаивания заключается в нахождении необходимого расстояния между паровыми иглами, которые обеспечивают оттаивание массива за определенное - время.

Механическое рыхление массива горных пород

Механический способ рыхления эффективнее буро - взрывного благодаря своей высокой производительности, низкой себестоимости и большей безопасности работ в породах с коэффициентом крепости до $f=6$.

Наиболее распространено рыхление тракторными рыхлителями. Такой рыхлитель представляет собой мощный гусеничный трактор с установленными на нем зубьями, число которых может быть от одного до пяти

Рыхление может производиться слоями на горизонтальной или наклонной (до 20°) поверхности. Длина участка рыхления составляет 100—300 м.

Производительность рыхлителя в плотных породах достигает 1000—1500 м³/ч при длине участка рыхления 100—300 м.

Метод камерных зарядов

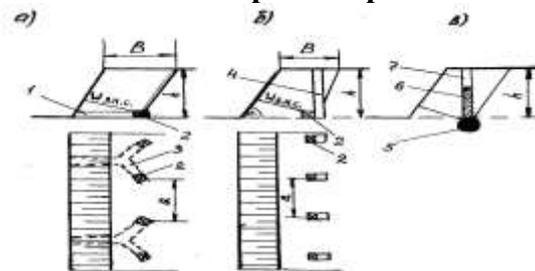


Рис. 4. Заряды:

а - камерный в штольне; б—камерный в шурфе; в - котловый; 1 - штольня; 2 - камера; 3 - рассечка; 4 - шурф; 5 - основной заряд взрывчатого вещества в нотле; 6 - дополнительный заряд в полости скважины; 7 - забойка; h - высота уступа; В - ширина заходки; а - расстояние между зарядами; $W_{л.н.с.}$ - линия наименьшего сопротивления; α - угол откоса уступа

В настоящее время камерные заряды применяются на карьерах для производства взрыва на выброс при сооружении траншей или полутраншей.

Параметрами камерных зарядов являются:

объем зарядной камеры V,

величина заряда Q.

Метод котловых зарядов. При недостаточном количестве буровых средств для обурирования массива при взрывном рыхлении применяется метод котловых зарядов, сущность которого заключается в том, что часть пробуренного шпура или скважины, обычно у основания, расширяется (простреливается) с помощью взрывов малых зарядов взрывчатого

вещества или прожигается при термическом бурении (рис. 4, а). В образующейся после прострела полости размещается основной заряд взрывчатого вещества.

Метод скважинных зарядов

Сущность метода скважинных зарядов заключается в размещении взрывчатого вещества в наклонных или вертикальных скважинах с забойкой верхней части их инертными материалами из песка, буровой мелочи или забоечного материала специального состава.

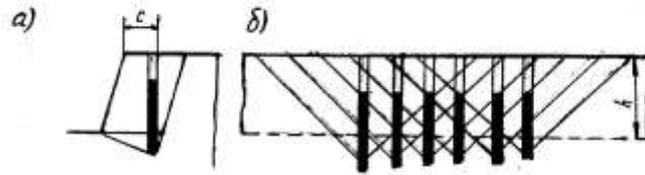


Рис. 5. Зоны действия скважинного заряда в поперечном (а) и продольном (б) сечениях: с — безопасное расстояние первого ряда скважин от верхней бровки уступа; h — высота уступа

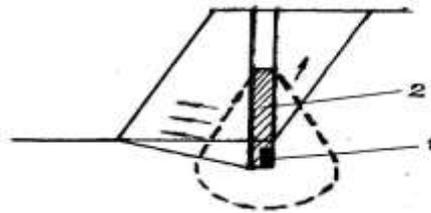


Рис. 6. Расположение патрона - боевика в заряде скважин:
1 — патрон-боевик; 2 — заряд взрывчатого вещества

Скважины располагаются параллельно верхней бровке уступа в один или несколько рядов и размещаются, друг от друга на расчетном расстоянии по прямоугольной сетке или в шахматном порядке. Расстояние между скважинами выбирается таким образом, чтобы разрушения в массиве от каждой скважины перекрывали друг друга, не образуя “порогов” в основании уступа (рис. 5).



Рис. 7. Конструкции скважинных зарядов.

Патрон - боевик в каждой скважине располагается, как правило, в основании заряда (рис. 6). Это обеспечивает совпадение направлений детонации заряда во взрывчатом веществе и направлений разрушения массива, а также лучшую проработку подошвы.

Заряд в скважине может быть сплошным (рис. 7) и рассредоточенным по высоте воздушным промежутком или инертным материалом.

Основными параметрами зарядов при скважинном методе взрывных работ являются (Рис. 8.): диаметр заряда d ; линия сопротивления по подошве W ,;

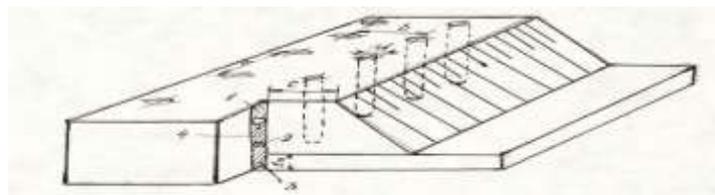


Рис. 8. Схемы расположения зарядов в вертикальных (а) и наклонных (б) скважинах:

1—забойка; 3 — верхняя часть заряда; 3—нижняя часть заряда; 4—промежуток

расстояние между рядами в ряду а;
расстояние между рядами б;

Метод шпуровых зарядов. Наиболее равномерное распределение взрывчатого вещества в массиве достигается при применении шпуровых зарядов. Шпур — это цилиндрическая полость в горной породе, имеющая глубину до 5 м и диаметр до 75 мм.

Технология и механизация бурения скважин

Бурение скважин в массиве горных пород производится буровыми станками, различными по принципу действия, диаметру бурового снаряда и производительности. Условия их применения определяются свойствами массива, объемом буровых работ и параметрами взрывных скважин.

Вращательное бурение (бурение скважин резанием). Вращательное бурение режущими коронками применяется для проходки вертикальных и наклонных скважин в породах с коэффициентом крепости $f = 2\sim 8$. Коронки эффективны для бурения скважин на угольных карьерах и на карьерах по добыче цементного сырья. Станки вращательного бурения отличаются простотой в эксплуатации и высокой производительностью.

Технология бурения станком такого типа заключается в разрушении породы резцом в скважине под воздействием осевого усилия, создаваемого весом привода и вращением бурового става. Удаление буровой мелочи из забоя скважины во время бурения обеспечивается шнековым ставом с ребордами винтовой формы. После окончания бурения остатки буровой мелочи удаляются сжатым воздухом. Буровой став состоит из штанг, которые во время бурения наращиваются, а по окончании бурения разбираются и помещаются в специальный магазин. Резцы выполняются из износостойчивой стали или армируются твердосплавными элементами. Конструкция коронок и их форма обусловлены свойствами буримого массива и диаметром скважины.

Ход станка СБР – 125—шагающий, СБР – 150—гусеничный.

Шарошечное бурение. Шарошечные станки по принципу действия тоже относятся к вращательным, но разрушение породы в забое скважины происходит в результате раздавливания в местах контакта поверхностного слоя зубками головки рабочего органа станка - шарошки. Шарошка привинчивается на буровой став трубчатых штанг.

Конструктивно шарошки выполняются трех видов: с зубчатыми венцами, штыревые из твердого сплава и комбинированные.

Первые предназначены для бурения мягких и средних по крепости пород, вторые — крепких, третьи — разнопрочных. Очистка скважины от буровой мелочи и охлаждение шарошек производится продувкой сжатым воздухом, подаваемым к шарошке по полостям буровых штанг. Продукты бурения улавливаются специальными фильтрами, установленными на станке. Станки могут бурить вертикальные и наклонные скважины диаметром от 150 до 320 мм.

Давление на забой зависит от веса станка. Оно передается от станка через вращатель буровой штанги.

Для бурения крепких пород с $f > 14$ эффективно применение станков тяжелого типа, для бурения пород с f до 10 — среднего и легкого типов.

Скорость бурения зависит от свойств буримого массива, правильного выбора модели станка, типа долота и режима бурения. Режим бурения регулируется автоматически изменением осевого давления и скорости вращения бурового инструмента.

Станки шарошечного бурения отличаются большой производительностью и экономичностью. В затратах на шарошечное бурение от 20 до 45 % составляют расходы на шарошки, стойкость которых еще недостаточно велика.

За рубежом весьма широко распространено шарошечное бурение скважин. Станки выпускают в основном американские фирмы “Бьюсайрус - Эри”, “Джой” и “Дрессер”. Эти станки позволяют бурить скважины диаметром от 180 до 380 мм в породах с f до 16 при осевом усилии 883 кН.

Ударно - вращательное бурение. Станки ударно - вращательного бурения СБУ - 125, СБУ - 160 и СБУ - 200 применяют для бурения пород средней и выше средней крепости. Они просты по устройству и обслуживанию, имеют малую массу, большую маневренность и позволяют бурить вертикальные, наклонные нисходящие скважины, горизонтальные и наклонные восходящие скважины.

Рабочим органом станков являются пневмоударники. Сжатый воздух от компрессора поступает по полой штанге к пневмоударнику. С помощью клапанного устройства он приводит в возвратно - поступательное движение поршень с бойком, наносящим удары по хвостовику буровой коронки с частотой 1700-2500 ударов в минуту. Вращение пневмоударника осуществляется через штангу вращателем от электродвигателя, расположенного на самом станке. При каждом ударе лезвие долота внедряется в породу, производя скалывание сектора, на который успело повернуться долото от вращения бурового инструмента.

Буровая мелочь удаляется из скважины воздушно - водяной смесью или сжатым воздухом.

Режим бурения зависит от энергии удара коронки о забой в скважине, частоты ударов и скорости вращения бурового инструмента. Энергия удара зависит от давления сжатого воздуха, поступающего от компрессора. Оптимальное усилие подачи, развиваемое при ударе, составляет 200-300 кН на 1 см долота. Частота вращения бурового става для пневмоударников с диаметром 100-120 мм составляет 20-40 мин⁻¹ в породах с $f=14-18$ и 60-90 мин⁻¹ в породах с $f=8-10$.

Скорость станков ударно-вращательного бурения достаточно высока. Она достигает 6 м/ч в породах с $f=9-16$. Однако эксплуатационная производительность станков этого типа существенно снижается из-за быстрого затупления коронок и, следовательно, необходимости замены долота.

Стойкость долота в полускальных породах — около 30 м, в чрезвычайно крепких породах — менее 3 м, после чего они подлежат заточке.

За рубежом ряд фирм выпускает станки с погружными пневмоударниками, позволяющими бурить скважины под любым углом наклона диаметром от 76 до 208 мм.

Подача сжатого воздуха для легких станков предусматривается от специальных компрессоров, тяжелые станки оборудуются собственными компрессорами. Вращение бурового инструмента, как правило, осуществляется пневмоприводом; в некоторых станках предусмотрено плавное изменение осевого давления и скорости вращения. Частота удара в минуту самих пневмоударников небольшая—до 1000, но единичный удар обладает большой энергией.

Термическое (огневое) бурение

Термическое бурение используется в крепких, как правило, кварцсодержащих, монолитных породах с f до 20. Разрушение породы происходит в результате практически мгновенного нагрева тонкого поверхностного слоя ее в забое скважины от высокотемпературной (до 3200 °С) струи газов, выходящей из сопла горелки рабочего инструмента со сверхзвуковой скоростью (около 2000 м/с). В результате термических напряжений от расширения порода в этом слое разрушается и, отделяясь от массива струей газов, выносится из скважины.

Для создания такой температуры используются горючее — керосин или дизельное топливо; окислители — кислород, азотная кислота или сжатый воздух. Горючее и окислители из баков, смонтированных на станке, подаются под давлением по трубопроводам через штангу к горелке, где они смешиваются в камере сгорания. Охлаждение каждой горелки осуществляется водой. Бурение скважины производится без наращивания штанги, поэтому станок термического бурения имеет высокую мачту. Стойкость горелки составляет 80—120 м.

Вторичное дробление кусков горной массы

Из-за недостаточного учета свойств взрываемого массива при расчете параметров взрывных работ или в случае низкого качества выполнения их во взорванной горной массе образуются крупные куски, которые затрудняют работу выемочно-погрузочных машин, часто приводя к поломке рукоятей и стрел экскаваторов.

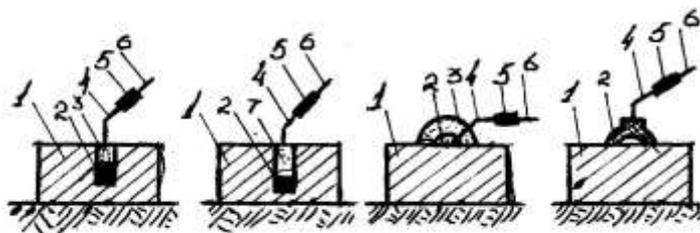


Рис. 9. Схемы взрывного дробления негабаритных кусков:

1 — негабарит; 2 — заряд ВВ. 3 — забойка; 4 — детонирующий шнур; 5 капсуль - детонатор; 6 — огнепроводный шнур; 7 — вода.

Негабаритные куски при разработке плохо взорванного массива складываются на рабочей площадке экскаватора и подвергаются вторичному дроблению механическим способом — с помощью гидравлического бутобоя, взрывным или электрофизическим способом.

Контрольные вопросы:

1. Что называется технологией разработки месторождений?
2. Что называется карьером?
3. Назовите основные производственные процессы открытых горных работ.
4. Какие работы относятся к горно-капитальным?
5. На какие работы подразделяются эксплуатационные горные работы?
6. Назовите заключительную стадию открытой разработки.

Рекомендуемая литература

1. С.А. Шемякин, С.Н. Иванченко, Ю.А. Мамаев Ведение открытых горных работ. М. Горная книга 2006 г.
2. N.H. Sagatov, L.T. Aripova, Y.E. Petrosov, M.N. Djaborov. Ochiq kon ishlari texnologiyasi va kompleks mexanizatsiyalash. Uchebnoe posobie. Toshkent "KAMALAK PRESS" 2015.
3. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Учебник. Часть 1 и 2 - М.: Недра, 1985.
4. Томаков П.И., Технология, механизация и организация открытых горных работ. Учебник. - М.: Недра, 1992.
5. Петросов Ю.Э. Конспект лекций по курсу «Открытые горные работы». ТашГТУ, 2014.

Лекция 2. Выемочно - погрузочные работы:

План:

1. Разработка горных пород роторными экскаваторами
2. Разработка горных пород драглайнами
3. Разработка горных пород мехлопатами

Опорные слова

Машины непрерывного действия. Роторные экскаваторы. Рабочий орган экскаватора. Параметры роторных экскаваторов. Ширина заходки роторного экскаватора

Все виды машин по принципу действия разделяются на машины непрерывного действия (многоковшовые роторные и цепные экскаваторы, бурошнековые установки, погрузочные машины непрерывного действия, комбайны) и циклического действия (однокоршковые экскаваторы, колесные и гусеничные погрузчики, кабельные экскаваторы, скреперы и бульдозеры). По отношению к средствам транспорта машины могут быть разделены на выемочно-погрузочные, которые предназначены для выемки и погрузки горной массы в средства транспорта в забое (роторные и многоковшовые экскаваторы, механические лопаты, бурошнековые установки, башенные экскаваторы и бурозарядные комбайны); экскавационные, предназначенные для разработки забоя, перемещения горной массы в ковше на фиксированное конструкцией машины расстояние и разгрузки в отвал (драглайны); выемочно-транспортирующие, предназначенные для выемки горной массы и транспортирования ее на экономически целесообразные расстояния (колесные погрузчики, скреперы и бульдозеры).

Разработка горных пород роторными экскаваторами

Роторные экскаваторы являются самыми производительными машинами, их производительность достигает 12 тыс. м³. Они предназначены для разработки мягких, а при повышенных удельных усилиях резания (8,3—13,7 Н/см) — плотных пород и углей. Первый роторный экскаватор был построен в Германии в 1916 г. Рабочий орган экскаватора представляет собой стрелу с роторным колесом диаметром от 2,5 до 21,6 м с ковшами различной емкости — до 6,3 м³ с жестким и гибким днищем. Жесткое днище может быть сплошным и перфорированным. Гибкое днище изготавливается из цепей или своего рода кольчуги для предотвращения налипания на него пород. Принцип работы заключается в снятии стружки ковшами роторного колеса при его вращении и перемещении в вертикальной и горизонтальной плоскостях. При критической скорости вращения роторного колеса (до 5 м/с) порода по достижении ковшом верхнего сектора под действием собственного веса скатывается на конвейер стрелы, расположенной сбоку роторного колеса, а с него через перегрузочное устройство — на конвейер погрузочной консоли. Экскаваторы больших моделей для уменьшения потери времени на передвижку в забое имеют выдвижную стрелу, которая обеспечивает отработку забоя на 20-31 м с одного положения. Экскаваторы с жестко закрепленной стрелой после отработки забоя на величину радиуса колеса, обеспечивающего эффективное наполнение ковшей при экскавации, должны перемещаться на это расстояние к забою для проведения следующего цикла.

Экскаваторы малых и средних моделей имеют двухгусеничный ход, мощные экскаваторы имеют сложные по конструкции многогусеничные ходовые устройства с трех или четырехточечной опорной системой или шагающе-рельсовый ход. Роторные экскаваторы, предназначенные для работы в комплексе с транспортно - отвальным мостом, выпускаются на рельсовом ходу. Ряд экскаваторов, имеет производительность от 500 до 11 200 м³/ч.

Параметры роторных экскаваторов

Параметры роторных экскаваторов и технология разработки забоев зависят от горнотехнических условий карьера, вида транспорта в комплексе и его конструктивных параметров.

Основными технологическими параметрами роторных экскаваторов являются высота черпания $H_{ч}$, глубина черпания $I_{ч}$, радиус черпания максимальный R_{max} , радиус черпания

минимальный R_{\min} , величина выдвигания стрелы l , радиус разгрузки R_p , высота разгрузки максимальная $H_{p \max}$, высота разгрузки минимальная $H_{p \min}$, диаметр роторного колеса D .

Высота обрабатываемых подступов выше и ниже уровня стояния экскаватора определяется конструктивными возможностями экскаватора. Они ограничиваются максимально допустимым углом наклона стрелы: при верхнем черпании 27° , при нижнем— 18° . Эти величины указываются в его технической характеристике. Максимальная высота верхнего черпания современных карьерных роторных экскаваторов — $53,5$ м, нижнего— 25 м. Наиболее высокая производительность экскаватора при максимальной высоте уступа достигается за счет сокращения времени на передвижку экскаватора.

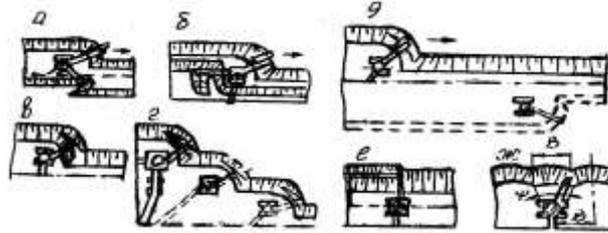


Рис. 10. Технологические схемы забоев роторных экскаваторов

Работа роторного экскаватора с верхним и нижним черпанием без изменения направления вращения роторного колеса позволяет сократить время на передвижку экскаватора и повысить его производительность.

зависит от схемы его работы. При обработке горизонтов торцевым забоем без перегружателя ширина заходки B (м) определяется минимальным радиусом черпания R_{\min} и рабочим углом поворота экскаватора ψ :

$$B = R_{\min} (1 - \cos \psi)$$

где $\psi = 90^\circ$ —для экскаватора с поворотной стрелой;

$\psi = 135^\circ$ —для экскаватора с поворотным корпусом.

При большой ширине заходки повышается эффективность работы экскаватора за счет уменьшения затрат времени в работе экскаватора на передвижку, что при большой производительности ($5-12$ тыс. $m^3/ч$) имеет существенное значение. Роторные экскаваторы, работающие в комплексе с транспортно-отвальными мостами на рельсовом ходу, обрабатывают массив фронтальной заходкой горизонтальными слоями на глубину $0,5-0,75$ диаметра роторного колеса или блоками, периодически передвигаясь по фронту на ширину забоя (м):

$$B = 2R_{\max} \sin(\psi/2)$$

Для производительности роторного экскаватора важное значение имеет порядок разработки забоя. Роторное колесо при перемещении стрелы в горизонтальной плоскости экскавирует горную породу стружками толщиной $l = 0,3-0,5$ м и высотой $(0,4-0,7)D$.

Последовательность снятия горизонтальных, стружек в цикле разработки забоя с одного положения экскаватора может быть различной:

сверху вниз, затем экскаватор перемещается к забою или выдвигается стрела и цикл повторяется. Эта схема применяется при разработке плотных горных пород: слоями в горизонтальной плоскости на полную величину выдвигания стрелы (рис. б) при разработке плотных пород: сверху вниз, но с увеличенной до $(0,5-0,7)D$ глубиной захвата роторным колесом (рис.11 в) при разработке рыхлых горных пород: комбинированная (рис.11 г), в которой плотные прослойки снимаются стружками в горизонтальной плоскости, а рыхлые—сверху вниз с увеличенной глубиной захвата роторным колесом.

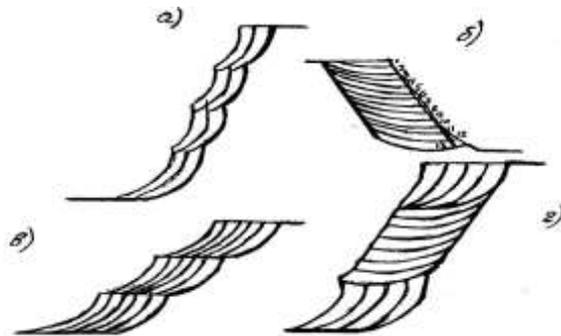


Рис.11. Технологические схемы разработки забоев роторным экскаватором

Угол откоса поверхности забоя у экскаватора с не выдвигной стрелой больше, чем у экскаватора с выдвигной стрелой.

Режим работы роторного экскаватора на мощных машинах автоматизирован, он заключается в изменении скорости вращения роторного колеса, подачи и скорости поворота стрелы.

Разработка горных пород многоковшовыми цепными экскаваторами

Другим видом машин непрерывного действия для разработки горных пород является многоковшовый цепной экскаватор. Его рабочий орган представляет собой жесткую или шарнирно - сочлененную раму, поддерживаемую на канатах стрелы. Принцип работы рабочего органа заключается в том, что при перемещении по поверхности уступа каждым ковшем срезается стружка, заполняя его. При отгибании верхнего барабана порода из ковша разгружается в бункер, а оттуда поступает в вагоны или на конвейер.

Многоковшовые экскаваторы выпускаются с нижним, верхним или с верхним и нижним черпанием. Нижнее черпание применяется для разработки пород вскрыши и полезного ископаемого. Верхнее черпание применяется для вскрышных работ в сочетании с железнодорожным транспортом, транспортно-отвальным мостом или в конструкциях экскаваторов, которые применяются одновременно для производства) вскрышных (верхнее черпание) и добычных работ (нижнее черпание).

Большая часть многоковшовых экскаваторов, предназначенных для вскрышных работ, изготавливается на рельсовом ходу одно-или двухпортальными для подачи железнодорожного транспорта под разгрузку. Экскавация породы и погрузка в средства транспорта осуществляются одновременно при перемещении экскаватора вдоль фронта уступа. Добычные многоковшовые экскаваторы имеют гусеничный или шагающий ход.

Основные технологические параметры многоковшовых цепных экскаваторов — это глубина черпания $I_{ч}$, высота черпания $H_{ч}$ и длина разгрузочной консоли l .

Технология разработки забоев многоковшовыми цепными экскаваторами зависит от горнотехнических условий карьера и вида транспорта. Выемка породы может производиться в торцевом забое или с откоса уступа.

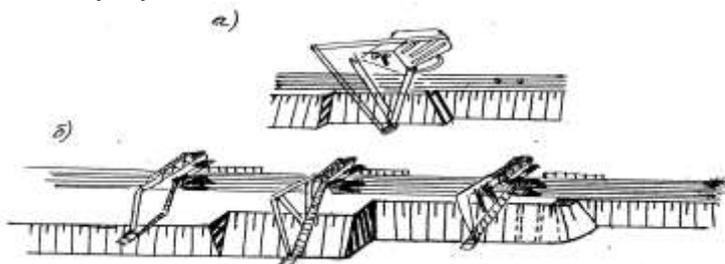


Рис.12 Порядок обработки забоя многоковшовыми цепными экскаваторами:

а - на рельсовом ходу; б - на гусеничном

Разработка забоя верхним черпанием с параллельным перемещением ковшовой рамы экскаватора производится так же, как и нижним черпанием; при этом перемещение рельсовых

путей и экскаватора осуществляется непрерывно на величину, равную толщине стружки, или периодически на величину, равную длине планирующего звена.

Схема работы цепного экскаватора с верхним черпанием с планирующим звеном заключается в следующем. Экскаватор перемещается вдоль забоя блока по челноковой схеме. В конце каждого прохода ковшовая рама опускается на величину, равную толщине срезаемой стружки. Черпание продолжается до тех пор, пока планирующее звено не займет горизонтальное положение (Рис.).

Высота обрабатываемого уступа определяется конструкцией экскаватора и указывается в технической характеристике как глубина или высота черпания и для современных экскаваторов составляет от 12 до 33 м. Скорость движения ковшовой цепи, как правило, постоянная.

Толщина стружки регулируется опусканием рамы рабочего органа экскаватора.

Многоковшовый рабочий орган имеют драги, предназначенные для разработки россыпных месторождений. Находясь на плаву, драга производит разработку забоя под водой. Режим работы экскаваторов полностью автоматизирован, обеспечивая высокую производительность.

Разработка горных пород драглайнами

Драглайн является экскаватором циклического действия, следовательно, производительность его на тонну конструкции меньше, чем у экскаваторов непрерывного действия, однако область его применения гораздо шире. Драглайном можно разрабатывать полускальные породы с предварительным буровзрывным рыхлением, производить экскавацию в обводненных горизонтах и при сложной гипсометрии пластов.

Благодаря этим преимуществам разработка горных пород драглайнами у нас в стране в соответствующих условиях нашла широкое распространение.

Рабочим органом драглайна является стрела с подвешенным на канатах ковшом. Принцип экскавации заключается в срезании стружки ковшом во время перемещения экскаватора по поверхности забоя под действием тягового каната. Ковш заглубляется и производит резание породы под действием собственного веса. В плотных породах при затрудненном внедрении задняя часть ковша немного приподнимается подъемным канатом, образуя большой угол между поверхностью забоя и зубьями ковша, что облегчает его заглубление. Рабочий цикл включает поворот и одновременное опускание ковша в забой, затем наполнение ковша, подъем его из забоя с одновременным поворотом на разгрузку.

В горизонтальном положении наполненный ковш удерживается тяговым канатом. Во время работы экскаватор опирается на круглую поворотную платформу большой площади, благодаря чему независимо от массы экскаватор имеет малое удельное давление на грунт, что позволяет ему успешно работать на насыпных породах в отвалах.

Для перемещения все экскаваторы имеют шагающий или шагающе-рельсовый ход.

Выпускается ряд экскаваторов с ковшами емкостью от 4 до 100 м³ и стрелой длиной 40—125 м. Техническая характеристика драглайнов приведена в табл. 8. Фирма “Дрессер - Марион” выпускает экскаваторы на шагающем и гусеничном ходу с ковшом емкостью от 10 до 138 м³ и стрелой длиной от 55 до 122 м.

Параметры драглайнов и технология разработки забоев

Основными технологическими параметрами драглайнов являются емкость ковша, габариты, масса, удельное давление на грунт, преодолеваемый уклон, а также рабочие параметры, т.е. высота $H_{\text{ч}}$, и глубина черпания $I_{\text{ч}}$, радиусы черпания $R_{\text{ч}}$, — максимальный с забросом ковша $R_{\text{ч max}}$, на уровне стояния $R_{\text{ч.у.}}$, разгрузки $R_{\text{р}}$, высота разгрузки $H_{\text{р}}$ и радиус вращения кабины $R_{\text{к}}$ (Рис 13).

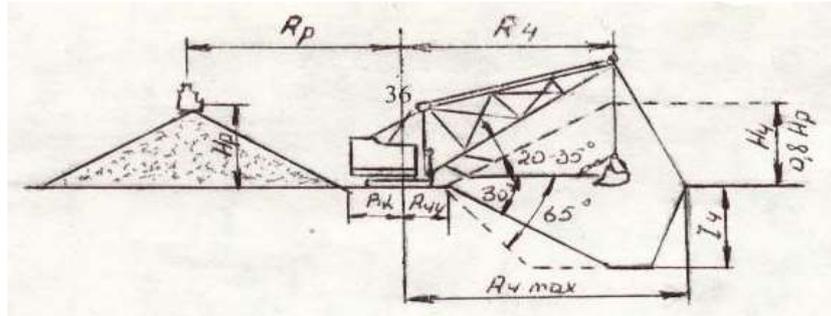


Рис 13. Рабочие параметры драглайна

В основном драглайны на карьерах используются для производства вскрышных работ с перевалкой вскрыши в выработанное пространство и проведения траншей при строительстве карьера. В первом случае экскаватор работает в торцевом забое, во втором — в тупиковом с расположением вскрыши на одном или двух бортах траншеи. В исключительных случаях экскаваторы малых моделей применяют для погрузки горной массы в транспортные средства.

Наибольшая производительность драглайна обеспечивается в торцевом забое с нижним черпанием при минимальном угле поворота экскаватора от места черпания к месту разгрузки.

Высота уступа h устанавливается по глубине черпания с учетом расположения драглайна на его кровле за пределами призмы обрушения при угле наклона плоскости забоя к горизонту в пределах 30-60°.

Ширина заходки B (м) определяется радиусом черпания с учетом угла разворота драглайна (σ_1 и σ_2) от оси перемещения не более 45°:

$$B = R_4(\sin\varphi_1 + \sin\varphi_2)$$

Разработка забоя с нижним черпанием производится сначала горизонтальными слоями сверху вниз.

При разработке горных пород драглайном с перевалкой вскрыши в выработанное пространство возможно применение технологии с нижним и верхним черпанием поочередно с целью максимальной отработки мощности вскрыши без переэкскавации.

При проведении траншей драглайн в зависимости от его рабочих параметров и параметров траншеи располагается по оси забоя или ближе к одному из ее бортов. Отвалы в первом случае могут располагаться на обоих бортах траншеи (Рис 14).

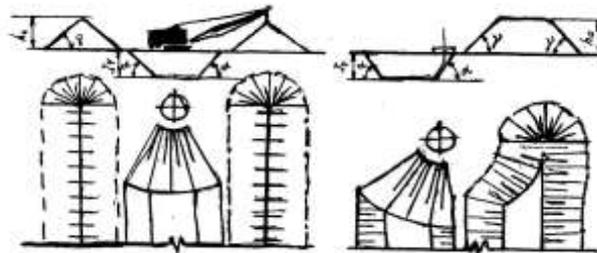


Рис 14. Схемы тупикового забоя драглайна с расположением отвалов на двух бортах траншеи (а) и одном борту ее (б)

Разработка горных пород механическими лопатами

Экскаваторы типа механической лопаты являются наиболее распространенными выемочно-погрузочными машинами на карьерах.

Рабочим органом механической лопаты являются ковш, рукоять, стрела.

Современные карьерные экскаваторы имеют гусеничный ход и электрический или дизельный привод.

Процесс экскавации плотных пород из массива заключается в срезании стружки режущей кромкой ковша, повороте экскаватора к месту разгрузки, разгрузке ковша и возвращении рабочего органа в забой. Выемка взорванной горной массы крепких пород осуществляется заглублением ковша в развал.

По способу перемещения рукояти с ковшом современные экскаваторы разделяются на канатные и гидравлические.

Черпание у канатного экскаватора происходит благодаря усилию напорного механизма, расположенного на стреле, и его подъемных канатов от подъемных лебедок. Траектория черпания при этом сохраняется постоянной, начинается она в нижней части забоя.

Параметры механических лопат и технология разработки забоев

Основными технологическими параметрами механических лопат (рис.) являются: радиус черпания $R_{ч}$ — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша; максимальный радиус черпания $R_{ч \max}$ — соответствует максимально выдвинутой рукояти;

минимальный радиус черпания $R_{ч \min}$ соответствует подтянутой к гусеницам рукояти на горизонте установки экскаватора;

радиус черпания на горизонте установки экскаватора $R_{ч,y}$ — максимальный радиус черпания на уровне установки экскаватора;

высота черпания $H_{ч}$ — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша;

высота черпания максимальная $H_{ч \max}$ — соответствует максимально поднятой рукояти;

глубина черпания $I_{ч}$ — расстояние от горизонтали установки экскаватора до режущей кромки зубьев ковша при нижнем черпании;

радиус разгрузки $R_{р}$ — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша в момент разгрузки;

$R_{р \max}$ — максимальный радиус разгрузки;

высота разгрузки $H_{р}$ — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки откинутого днища ковша;

максимальная высота разгрузки $H_{р \max}$ — соответствует максимально поднятому ковшу.

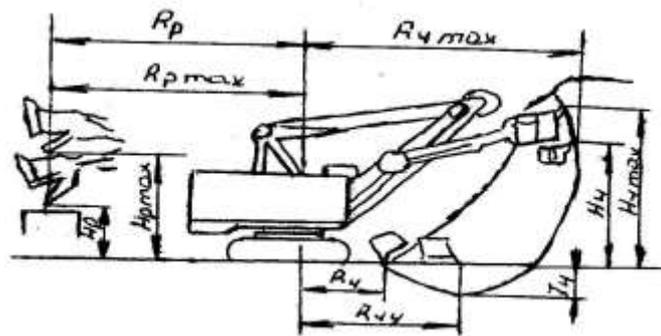


Рис.15 Рабочие параметры мехлопат.

Для канатных механических лопат радиусы и высоты черпания и разгрузки изменяются с изменением угла наклона стрелы, которая, как правило, устанавливается под углом 45° . Габариты определяются по максимально выступающим частям экскаватора.

Рабочие параметры экскаватора определяют параметры забоя и технологическую схему его работы. При установлении ширины забоя механической лопаты определяющим является радиус черпания на уровне стояния. Максимальная производительность экскаватора достигается при минимуме передвижек в забое и возможно меньшем среднем угле поворота экскаватора от места черпания к пункту разгрузки.

Ширина торцевого забоя обеспечивается при $1,5R_{ч,y}$.

Ширина заходки экскаватора в породах, разрабатываемых без предварительного рыхления, соответствует ширине забоя.

В крепких породах с буровзрывным рыхлением ширина заходки B по целику определяется параметрами буровзрывных работ.

Максимальная ширина заходки

$$B = 2R_{ч,y}$$

При погрузке горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора ширина тупиковой заходки определяется с учетом размещения транспортных коммуникаций и схемы подачи транспортных средств под погрузку. Высота уступа в массиве, разрабатываемом

без буровзрывного дробления, соответствует высоте забоя. В крепких породах высота уступа допускается равной $1,5H_{ч \max}$ при условии, что высота развала будет равна максимальной высоте черпания экскаватора.

Большая высота уступа в массиве допускается при разработке горизонтальных пластов полезного ископаемого по разрешению Госгортехнадзора.

Высота уступа h (м) при верхней разгрузке механической лопатой с удлиненным рабочим оборудованием устанавливается из условия высоты транспортного сосуда $1t$ и необходимого зазора c между ним и ковшом:

$$h < H_{p\max} - (h_r + c)$$

Угол откоса поверхности забоя зависит от свойств разрабатываемого массива и составляет, как правило, $70-80^\circ$.

При разработке забоя с погрузкой горной массы в средства железнодорожного транспорта ось пути располагают на расстоянии $0,8R_{p\max}$ от оси экскаватора.

Разработка горных пород скреперами

Скрепер относится к землеройно-транспортным машинам, совмещающим процессы выемки породы, перемещения ее на расстояние $0,2-6$ км и укладки ее в отвал. Он используется в дорожном строительстве и на карьерах для разработки мягких или полускальных предварительно разрыхленных механическим способом пород. Скреперы выпускаются прицепные и самоходные (рис 16).



Рис 16. Схема операций рабочего цикла скрепера

Преимущество скреперов заключается в их мобильности, поэтому применение их эффективно для разработки небольших объемов горных пород или, при большой концентрации этой техники, для выполнения больших объемов в короткое время.

Скрепер применяется на рекультивационных работах на карьерах, т. е. на снятии плодородного слоя, а затем, после отработки карьерного поля и планирования отвалов, — на перемещении и нанесении его на поверхность отвала, производстве вскрышных работ при малой мощности мягкой вскрыши, разработке пропластков полускальных пород, удалении некондиционных известняков на карьерах строительных материалов, проведении капитальных и разрезных траншей и т. п.

Рабочий цикл скрепера состоит из срезания слоя породы с заполнением ковша, транспортирования породы на необходимое расстояние, разгрузки ковша и возвращения в забой. На рисунке 17 приведена схема работы скрепера.

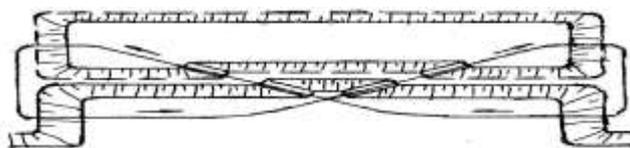


Рис 17. Схема работы скрепера в забое

Загрузка и разгрузка ковша скрепера осуществляются свободно или принудительно.

При свободной загрузке слой снимаемой породы заполняет ковш, перемещая части загруженной породы внутрь ковша. В этом случае около 40 % тягового усилия скрепера затрачивается на преодоление сопротивления породы в ковше. Принудительная загрузка производится с помощью скребкового погрузчика, который устанавливается вместо передней заслонки и принудительно поднимает породу в верхнюю часть ковша.

Скреперы в СНГ выпускаются с емкостью ковша от 6 до 15 м^3 , а вудальнем зарубежье — от 4 до 60 м^3 . Ширина полосы резания составляет 2200-2800 мм, величина заглубления — 250-

400 мм, расстояние транспортирования — от 2 до 6 км. Техническая характеристика колесных скреперов приведена в табл.

Технология разработки горных пород скреперами на карьерах заключается в срезании последовательных слоев породы на горизонтальной или наклонной площадке. Разработка горизонтальными слоями применяется при малой мощности вскрышных пород, снятии плодородного слоя, подготовке участка карьерного поля к разработке или проведению неглубоких (до 3 м) траншей.

Выемка пород скрепером на наклонной площадке эффективнее вследствие снижения усилий на выемку при движении его под уклон. Эта технология применяется при проведении разрезных и глубоких (от 3 до 18 м) капитальных траншей, при - разработке мощной вскрыши. Угол наклона забоя устанавливается в зависимости от физико - механических свойств разрабатываемых пород и изменяется от 10 до - 20°. Длина наклонного забоя должна соответствовать расстоянию, на котором происходит заполнение ковша. Это расстояние (м) определяется по формуле

$$l = Ek_3(bh)$$

где E —емкость ковша, м³; k_3 —коэффициент скреперования (экскавации); b —ширина полосы резания. скрепера, м; h —толщина срезаемого слоя, м.

Производительность скреперов

Производительность колесного скрепера зависит от емкости ковша, длительности цикла, расстояния и скорости транспортирования и свойств разрабатываемых пород.

Рабочий цикл складывается из следующих операций: наполнение ковша, транспортирования горной массы до отвала, разгрузки и возвращения скрепера в забой. Наполнение ковша и его разгрузка выполняются во время движения скрепера. Скорость движения скрепера с грузом составляет 20—30 км/ч, в порожнем состоянии 50-70 км/ч. Во время разгрузки скорость снижается до 10-20 км/ч, во время наполнения она зависит от свойств разрабатываемых горных пород. Для уменьшения сопротивления резанию горных пород, а следовательно, и времени наполнения ковша применяют предварительное рыхление массива рыхлителями.

Производительность колесного скрепера рассчитывается по формулам:

теоретическая (м³/ч)

$$Q_{tt} = Ev$$

технической (м³/ч)

$$Q_t = Q_{tt}k_3$$

эксплуатационной соответственно за смену (м³/смену) и за год (м³/год):

$$Q_{см} = Q_t T k_{и}$$

$$Q_{г} = Q_{см} n N$$

где E —емкость ковша, м³; v —количество рабочих циклов в час ($v=3600/t_{ц}$);

$t_{ц}$ —длительность цикла скрепера, с ($t_{ц}=l_3/v_3+l_г/v_г + l_p/v_p + l_{п}/v_{п}$), $l_3, l_г, l_p, l_{п}$ — соответственно длина участков заполнения ковша, движения с грузом до отвалов, разгрузки и длина пути возвращения в забой, км; $v_3, v_г, v_p, v_{п}$ — соответственно скорость движения скрепера при заполнении ковша, с грузом, при разгрузке и в порожнем состоянии, км/ч;

k_3 — коэффициент скреперования ($k_3=k_{и}/k_p$); $k_{и}=0,6-1,25$ —коэффициент наполнения ковша; $k_p = 1,1 -1,7$ — коэффициент разрыхления грунта в ковше;

T —длительность смены, ч; $k_{и}=0,7-0,8$ —коэффициент использования скрепера во времени; n —число рабочих смен в сутки;

N — число рабочих дней скрепера в год.

Среднегодовая производительность скрепера составляет 5-7,5 тыс./м³ на 1 м³ емкости ковша.

Разработка горных пород бульдозерами

Бульдозеры для разработки горных пород применяются на карьерах на основных работах по удалению покрывающих пород на отвалах, на рекультивационных и вспомогательных работах: зачистке пласта перед выемкой, планировке поверхности забоя и очистке дорог от просыпей и снега.

Для производства вскрышных и добычных работ бульдозеры применяются при разработке россыпей, на карьерах строительных материалов, т. е. в тех случаях, где объем вскрышных работ невелик, а длина транспортирования составляет 80-100 м.

Промышленностью выпускаются бульдозеры, отличающиеся мощностью двигателя, конструкцией и способом крепления отвала (неповоротный и поворотный) на гусеничном или колесном ходу. Поворотный отвал - может устанавливаться под углом 54—60° к оси движения бульдозера. Иначе такой бульдозер называют англозером.

Показатели	ДЗ.8 (Д - 271А)	ДЗ - 27С (Д - 532С)	ДЗ.34С (Д - 672)
Длина отвала, мм	3030	3200	4540
Высота отвала, мм	1100	1300	1550
Максимальный подъем отвала, мм	900	890	8
Максимальное опускание отвала, мм	1000	335	340
Базовый трактор	Т - юом	Т - 130А	ДЭТ - 250
Масса бульдозера, т	13,33	1,85	31,1

Для производства вскрышных работ и для работ на отвале применяются мощные гусеничные бульдозеры с прямым отвалом.

Для патрулирования дорог, зачистки забоев и там где требуется быстрая смена объектов работы в карьерах, применяются колесные бульдозеры с прямым или: косым отвалом.

Наиболее известные зарубежные фирмы, выпускающие бульдозеры, — “Катерпиллер” (США) и “Камацу” - (Япония).

Технология разработки горных пород бульдозерами заключается в последовательном снятии стружки толщиной 0,3-0,5 м на горизонтальной или наклонной (до 30°) поверхности. Средняя длина пути, на котором происходит заполнение пространства перед отвалом, составляет 8-16 м. При работе на наклонной поверхности часть массы бульдозера используется для увеличения усилия, используемого на резании и перемещении горной породы. Заглубление отвала осуществляется гидравлической системой бульдозера, которая опускает отвал на необходимую величину. После заполнения породой пространства перед отвалом он поднимается на уровень забоя и бульдозер транспортирует горную породу на необходимое расстояние. Допустимая величина угла при транспортировании горной массы составляет 6°.

Работа бульдозеров на отвалах заключается в укладке доставленной автотранспортом породы в отвал. Современные мощные автосамосвалы по правилам безопасности разгружаются на расстоянии 3-5 м от бровки отвала. Бульдозер последовательными стружками или частями перемещает эту породу под откос.

Производительность бульдозера при разработке горных пород зависит от его мощности, размеров отвала, расстояния транспортирования и свойств разрабатываемых пород.

Операции рабочего цикла: снятие стружки и набор породы перед отвалом, перемещение с грузом и холостой ход.

Рабочая скорость движения бульдозера изменяется от 1,5 км/ч при мощности 73,5 кВт до 5 км/ч при мощности более 184 кВт. Скорость движения бульдозера при наборе породы перед отвалом составляет 0,3— 0,7 м/с.

Объем породы перед отвалом также зависит от мощности бульдозера и изменяется от 2 до 15 м³. Его можно определить по формуле

$$V=(Bh^2)/2tg\alpha$$

где B —ширина отвала, м; h —высота отвала, м; $\alpha=35-60^\circ$ —угол откоса породы перед отвалом.

Производительность бульдозера на разработке горных пород может быть определена по формулам:

теоретическая (м³/ч)

$$Q_{тt}=Vv$$

техническая (м³/ч)

$$Q_t = Q_{тt} K_n$$

эксплуатационная соответственно за смену и за год (м³/год):

$$Q_{см}=Q_t T k_{и}$$

$$Q_{г}=Q_{см} n N$$

где v — количество рабочих циклов в час;

K_n — коэффициент производительности [$K_n=k_y/k_p$];

k_y —коэффициент, учитывающий влияние уклона поверхности забоя. При работе на подъеме 5, 10, 15 % он принимается соответственно равным 0,67; 0,5; 0,4. При работе под уклон в 5, 10, 15, 20 % k_y , соответственно равен 1,33; 1,94; 2,25; 2,68; $k_p=1,2-1,4$ — коэффициент разрыхления породы перед отвалом; $k_{и}=0,8-0,9$ —коэффициент использования бульдозера в течение смены;

T — длительность смены, ч; n — число смен в сутки;

N — число дней работы в году.

Производительность бульдозера по патрулированию дорог выражается в км/ч и определяется его скоростью движения и коэффициентом использования, который принимается несколько ниже, чем при разработке горных пород ($k_{и} = 0,6- 0,7$).

Техническая производительность (м²/ч) бульдозера на планировочных работах при рекультивации или в забое может быть определена по формуле

$$Q=(B-b)vk,$$

где b — ширина перекрытия полос при планировании поверхности, м; $v=0,3-1$ м/с— рабочая скорость движения бульдозера при планировке; $k=0,7-0,75$ -коэффициент, учитывающий развороты бульдозера или холостой ход.

Средняя производительность бульдозера на карьерах строительных материалов составляет 0,9- 1,2 тыс. м³ на 1 кВт его мощности.

Разработка горных пород ковшовыми погрузчиками

Одноковшовые погрузчики применяются на карьерах в качестве выемочно-погрузочного, выемочно-транспортного и вспомогательного оборудования.

В качестве выемочно-погрузочного оборудование наибольшее распространение они получили на карьерах с автомобильным транспортом, в качестве выемочно-транспортного— на карьерах строительных материалов, где горная масса из забоя доставляется погрузчиком до бункера дробильно- сортировочной фабрики.

В качестве вспомогательного оборудования погрузчики используются так же, как и бульдозеры, для зачистки забоев, очистки дорог от снега, просыпи и при ремонте дорог.

Основные преимущества погрузчика — это его мобильность и автономность привода, поэтому его применение эффективно в период освоения месторождения и на карьерах с непродолжительным сроком существования. За рубежом погрузчики до недавнего времени очень широко применялись на карьерах, однако увеличение цен на жидкое топливо начало сдерживать их распространение.

Погрузчики выпускаются с ковшем емкостью от - 0,5 м³ до 23 м³ на гусеничном и колесном ходу. Последние называются автопогрузчиками.

Технология выемки погрузчиками мягких или взорванных горных пород заключается во внедрении ковша в нижнюю часть забоя и наполнении его при подъеме гидравлической системой погрузки с одновременным его поворотом в горизонтальной плоскости.

Напор ковша на забой осуществляется ходовыми механизмами погрузчика. После наполнения ковша погрузчик выезжает из забоя, поднимает ковш на высоту разгрузки и опрокидыванием разгружает его в средства транспорта или в бункер.

Высота забоя при разработке погрузчиком принимается от 8 до 15 м. Ширина забоя не ограничивается, так как погрузка может осуществляться из любого его места.

Производительность погрузчика зависит от емкости ковша, технологии разработки забоя, дальности транспортирования и определяется по тем же зависимостям что и для экскаватора. Коэффициенты наполнения и разрыхления породы в ковше изменяются в зависимости от степени дробления горных пород и составляют $k_n=1,2-1,35$ и $k_p=1,1-1,25$. Чем выше степень дробления, тем выше коэффициент наполнения ковша, но меньше коэффициент разрыхления породы в ковше.

Коэффициент использования погрузчиков на выемочно - погрузочных работах $k_{и}=0,8$.

Контрольные вопросы:

1. Что Вы понимаете под комплектность механизации?
2. В чем сущность технологических процессов горных работ?
3. Какими факторами объясняется сопротивление пород для каждого последующего процесса?
4. В чем отличительные черты пород каждого класса, разделенных по относительному показателю трудности разработки?
5. В чем заключаются основные требования, предъявляемые к комплексам оборудования?
6. Каким требованиям должны соответствовать комплексы оборудования?

Рекомендуемая литература

1. Ялтанец И.М., Шадов М.И., Практикум по открытым горным работам. Учебное пособие Изд. МГГУ, 1999г.
2. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых горных работ. Учебное пособие МГГУ Изд.4; 2001
3. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. «Циклично-поточная технология в глубоких карьерах». Ташкент, изд. «ФАН» 2004 г.
4. Шеметов П.А., Норов Ю.Д. «Буровзрывные работы». Учебное пособие. Ташкент, 2013.
5. Периодические издания: «Горный журнал», журнал «Камень вокруг нас», «Узбекистон кончили хабарномаси - «Горный вестник Узбекистана», «Техника юлдузлари», «Горный журнал».
6. Интернет сайты:
[http //www.mggu.ru](http://www.mggu.ru) – Москва Государственный горный университет
[http//www.rusmet.ru/minjournal/](http://www.rusmet.ru/minjournal/) - «Горный журнал».

Лекция 3. Перемещение карьерных грузов. Перемещение карьерных грузов транспортом непрерывного действия.

План:

1. Процесс транспортирования горных пород на карьерах
2. Перемещение горной массы конвейерным транспортом
3. Перевозка горной массы железнодорожным и автомобильным транспортом
4. Отвалообразование вскрышных пород

Опорные слова

Вскрышные грузопотоки. Транспорт непрерывного действия.. Комплекс непрерывного действия. Транспортно-отвальный мост. Забойные конвейеры

Перемещение карьерных грузов является наиболее энергоемким и, следовательно, дорогим производственным процессом на карьерах. Из общих затрат на открытую горную разработку месторождений на долю транспорта приходится 60-70 %.

По виду перевозимого груза и направлению на карьере формируются *грузопотоки* вскрышные и полезного ископаемого. Грузопотоки берут начало в забоях и оканчиваются на отвалах пустых пород, некондиционных руд или на складах полезного ископаемого.

Перемещение на карьере отличается большой специфичностью, которая заключается:

в постоянстве направления перемещения грузов и относительной стабильности расстояния перемещения в течение определенного периода;

в большой интенсивности движения;

в сложности трасс перемещения как в профиле, так и в плане, их нестационарности, т. е. необходимости их перемещения вслед за горными работами в карьере и на отвалах;

в очень большом различии свойств перемещаемой горной массы, характеризующейся в скальных породах большим диапазоном плотности, абразивностью, различной кусковатостью, а в мягких породах—влажностью, налипаемостью, но во всех случаях динамическими нагрузками при загрузке.

Для перемещения карьерных грузов используются почти все виды транспорта, которые разделяются по принципу действия:

на непрерывный (конвейерный, трубопроводный, подвесные канатные дороги);

на циклический (железнодорожный, автомобильный, скиповый, грузоподъемные устройства, конвейерные поезда, пневмоконтейнерный, гравитационный).

Каждый вид транспорта обладает своей специфичностью, поэтому для его эффективного использования, в зависимости от горно-технических условий, он может применяться в грузопотоках в единственном виде или в комбинации с другим.

В настоящее время наибольшее количество горной массы на карьерах перевозится автомобильным и железнодорожным транспортом.

Транспорт непрерывного действия является наиболее эффективным видом транспорта, обеспечивающим поточность производства горных работ, автоматизацию управления и высокую производительность труда. Его сочетание с выемочно-погрузочной и отвалообразующей техникой позволяет создавать полностью автоматизированные высокопроизводительные комплексы для разработки горных пород, например, комплексы с роторными и многоковшовыми экскаваторами, с конвейерным транспортом, с транспортно-отвальными мостами или отвалообразователями; гидравлические комплексы из гидромониторов или земснарядов и трубопроводного гидравлического транспорта или драг, которые включают в себя и обогатительное оборудование.

Применение комплексов непрерывного действия для разработки горных пород на карьерах упрощает грузопотоки, повышает степеней, использования оборудования на карьере.

Перемещение горной массы конвейерным транспортом

Конвейер представляет собой металлическую ферму, в которой в качестве несущего органа используется резиновая лента (ленточные конвейеры), цепь со скребками (скребковый конвейер), пластины (пластинчатый конвейер) или желоба (вибрационный конвейер).

На карьерах для перемещения мягких, дробленых скальных и полускальных горных пород получили распространение ленточные конвейеры. Принцип их работы заключается в перемещении горной породы на конвейерной ленте, которая приводится в движение тяговым устройством в виде барабанного привода. Лента на своем движении опирается на роликовые опоры, которые, в свою очередь, закреплены на раме конвейера. Для транспортирования мягких горных пород применяются конвейеры с жесткими неподвижными роlikоопорами, для скальных и полускальных пород — с роlikо-опорами на гибких подвесках или опирающиеся на специальные тележки.

Конвейерная линия состоит из отдельных секций (ставов) с приводом и натяжным устройством. Длина конвейерного става зависит от прочности ленты и конструктивных особенностей конвейера.

Перегрузка горной массы с одного става на другой предусматривается через консоль одного става в бункер другого.

По назначению и месту расположения в карьере конвейерный транспорт различают на забойный, сборочный, подъемный, магистральный и отвальный.

Забойные конвейеры располагаются на рабочей площадке уступа, они предназначены для транспортирования горной массы от экскаватора до сборочного конвейера. Ввиду того, что фронт работ в карьере постепенно подвигается, предусмотрено перемещение забойных секций конвейеров с помощью специальной техники (турнодозеров) или самостоятельно, с помощью гусеничного или шагающего механизма.

Сборочные (передаточные) конвейеры располагаются в торцевых частях карьера, они предназначены для транспортирования горной породы от одного или нескольких забойных конвейеров к подъемнику. Сборочные конвейеры перемещаются, как правило, вслед за забойными конвейерами параллельно своей оси, поэтому их передвижка предусматривается по рельсовому пути или гусеничным ходом.

Подъемные конвейеры располагаются в нерабочей или временно нерабочей зоне карьера (в траншеях или в подземных наклонных выработках) и предназначаются для доставки горной массы из рабочей зоны карьера на поверхность. Подъемный конвейер принимает горную массу от сборочного конвейера при обычной конструкции под углом до 18° , а при специальной—до 50° и транспортирует ее по борту карьера на поверхность. Подъемный конвейер имеет более мощный привод и конструкцию, предусматривающие практически стационарное его расположение. Эффективность и безопасность транспортирования скальной горной массы под углом более 14° и мягких горных пород под углом более 18° обеспечиваются рифлением поверхности ленты, использованием прижимной ленты или цепной сетки, которые препятствуют скатыванию материала при движении его под наклоном.

Магистральные конвейеры располагаются на поверхности карьера и предназначаются для транспортирования пород вскрыши к отвалам, а полезного ископаемого—на обогатительную фабрику или к складам.

Отвальные конвейеры располагаются на отвалах. По характеру своей работы они аналогичны забойным конвейерам, т. е. они должны перемещаться вслед за отвальным фронтом. Конструкцией предусмотрена работа их в комплексе, куда входят также перегружатели и отвалообразователи.

В конвейерный комплекс для транспортирования крепких горных пород входит самоходный приемный бункер с грохотильной или дробильной установкой для приема горной массы от выемочно - погрузочной машины в забое и подготовки ее к транспортированию ленточными конвейерами простым отсевом негабаритных кусков или дополнительным ее дроблением до кондиционного состава.

Технологическими параметрами конвейеров являются производительность, длина конвейерного става, угол наклона, мощность привода, при этом также учитываются ширина и скорость движения ленты.

Технологические схемы конвейерного транспорта зависят от горногеологических условий.

При разработке горизонтальных пластовых месторождений с мягкими покрывающими породами при параллельном подвигании фронта работ и внутренним от - видообразованием вскрыта от экскаваторов забойными конвейерами подается на сборочный, который транспортирует ее непосредственно до отвальных конвейеров. Укладка породы во внутренний отвал производится отвалообразователем. Для уменьшения числа передвижений забойных конвейеров используют перегружатели между ними и экскаваторами. В этом случае при одном положении забойного конвейера экскаватор может отработать несколько заходов без остановки для его передвижения.

Перевозка горной массы железнодорожным транспортом

Железнодорожный транспорт является наиболее распространенным транспортом на карьерах благодаря его надежности в любых климатических условиях, высокой производительности и эффективности в эксплуатации.

Основной его характеристикой является грузооборот, т. е. количество груза в тоннах или кубических метрах, перевозимого в единицу времени. Грузооборот карьера складывается из грузооборота пустых пород полезного ископаемого и материалов.

Принцип его работы заключается в перемещении вскрыши в думпкарах, полезного ископаемого в гондолах из забоев к месту разгрузки электровозами или тепловозами. Число вагонов в поезде рассчитывается из условия характеристики локомотива, пути и его состояния.

Железнодорожные пути функционально разделяются на временные и стационарные.

К временным относятся пути на рабочих площадках в карьере и на отвале, к стационарным—пути в траншеях, на транспортных бермах и на поверхности карьера.

Временный путь периодически перемещается вслед за перемещением фронта работ в карьере или отвале.

Железнодорожный путь по длине делится на участки, которые называются перегонами. Пункты, ограничивающие перегоны, называются раздельными. К ним относятся станции, разъезды и посты. Станции служат для размещения поездов, формирования составов, осмотра, обслуживания и ожидания встречного поезда при однопутном пути; разъезды предназначены только для ожидания встречного поезда (обычно груженого, которому отдается предпочтение в движении).

В зависимости от производительности карьера по горной массе трасса стационарных железнодорожных путей в карьере может быть однопутной или двухпутной. Однопутная трасса предусматривает движение груженых и порожних поездов с разминкой на разъездных пунктах. Двухпутная трасса обеспечивает движение груженых и порожних поездов по отдельным путям. Для обеспечения высоких скоростей, наоборот, стремятся увеличить длину перегона.

На отвалах путевое развитие зависит от технологии отвалообразования. При экскаваторном отвалообразовании схема путевого развития аналогична забойной.

Скорость железнодорожного транспорта в карьере по стационарным путям составляет 35—40 км/ч, по забойным и обменным — 15-20 км/ч.

У нас в стране на карьерах принята стандартная широкая колея—1524 мм и узкая 750 мм, за рубежом ширина колеи составляет 1250 мм.

Железнодорожный путь является сложным инженерным сооружением. Он состоит из нижнего и верхнего строения. К нижнему строению относятся земляное полотно и искусственные сооружения (мосты, путеводы, эстакады, тоннели, трубы), к верхнему—балласт, шпалы, рельсовые скрепления, противоугоны и рельсы. Для сооружения земляного полотна, которое является основанием для верхнего строения пути, на поверхности проходят выемки в повышенных участках трассы и сооружают насыпи на пониженных участках.. Минимальная ширина земляного полотна на транспортной берме при широкой колее для однопутной линии составляет 6,5 м, для двухпутной при стандартном расстоянии между осями путей 4,1 м она равна 10,6 м, в траншее она составляет соответственно 8 и 12,1 м.

В конструкцию нижнего строения пути включаются кюветы и канавы для сбора и отвода воды. Ширина кювета поверху принимается равной 1,5 м, ширина канав по дну — 0,6 м, продольный уклон — не менее 0,002.

Для равномерного распределения на земляное полотно динамических нагрузок и давления от подвижного состава стационарные железнодорожные пути в карьере и при неустойчивом основании временные пути укладываются на балластный слой. В качестве балласта используется щебенка размером 20-80 мм из крепких горных пород. Толщина балластного слоя изменяется от 25 до 40 см на постоянных путях и от 15 до 20 см — на временных.

Трасса железнодорожного пути в карьере определяется горнотехническими условиями. Она характеризуется планом и профилем пути. План пути — это горизонтальная проекция трассы, профиль — вертикальная. Путь в плане состоит из прямых участков и закруглений, сопряженных переходными кривыми. Наименьший радиус закруглений зависит от типа подвижного состава. Номинальными для постоянных путей карьера при колее 1524 мм являются радиусы менее 200 м, для временных — 100-120 м.

Максимальный подъем стационарных путей в грузовом направлении при паровой тяге составляет 25 ‰, электровозной — 40 ‰; при применении тяговых агрегатов — 80 ‰. На временных путях на отвале допускается уклон не более 5 ‰, на рабочих горизонтах — 1 ‰, на скользящих съездах в карьере — 15 ‰.

Перевозка горной массы автомобильным транспортом

Автомобильный транспорт имеет широкое распространение на карьерах благодаря своей автономности, мобильности, высокой эффективности работы в сложных топографических, геологических и суровых климатических условиях и является более простым по сравнению с железнодорожными транспортными коммуникациями.

Наиболее эффективная область применения автомобильного транспорта — карьеры малой и средней производительности, глубокие горизонты крупных карьеров в комбинации с железнодорожным транспортом или подъемниками. Применение автомобильного транспорта на карьерах относится к периоду его возникновения и развития.

Принцип его работы заключается в перемещении горной массы по автодороге из забоев к пунктам приема и разгрузке ее.

Автомобильные дороги в карьере разделяются на капитальные и временные. Капитальные дороги сооружаются на стационарных участках трассы на поверхности карьера, в траншеях и на транспортных бермах. Временными являются дороги в забоях, на рабочей площадке, скользящих съездах и отвалах. Дороги характеризуются *грузонапряженностью*, т. е. количеством груза в тоннах, отнесенного к одному километру пути, и *интенсивностью движения*, т. е. числом машин, проходящих в одном направлении в единицу времени. В зависимости от грузоподъемности и интенсивности движения капитальные дороги делятся на три категории, каждая из которых характеризуется своими особенностями покрытия дорог и их параметрами.

Капитальная автомобильная дорога состоит из основания с кюветами, водоводными каналами, насыпями, путепроводами, мостами, дорожного полотна, включающего проезжую часть с обочинами.

Параметрами дорог являются: ширина проезжей части, радиус закруглений, уклон в продольном направлении и в поперечном на виражах, наименьшее расстояние видимости поверхности дороги и автомобиля.

Покрытие дорог выполняется из бетона, асфальтобетона с щебеночным основанием. Толщина покрытия зависит от грузоподъемности автосамосвалов и интенсивности движения.

Временные дороги не имеют нижнего строения и мощного покрытия, как капитальные. Временные дороги в карьере и на отвалах прокладываются бульдозерами с подсыпкой щебенки. Участки дороги с не скальным основанием могут иметь покрытие из железобетонных плит.

Трассы автомобильных дорог в карьере сложные, они включают в плане прямые участки и петли с радиусами 100-200 м и в профиле — горизонтальные и наклонные участки с уклоном до 100 ‰ на капитальных дорогах и до 120-150 ‰ — на временных.

Автомобильный транспорт на карьерах в настоящее время представлен автосамосвалами грузоподъемностью от 12 до 510 т. Автосамосвалы оборудованы гидроподъемниками для опрокидывания кузова назад при разгрузке. Радиусы разворота—от 8,3 до 14 м, скорость движения — до 60 км/ч. Самосвалы грузоподъемностью до 45 т имеют дизельный двигатель с механической передачей на задние колеса. Самосвалы большой грузоподъемности оборудуются дизель-генераторной установкой с электрической передачей энергии мотора колесам.

В связи с ростом выемочно-погрузочной техники увеличивается грузоподъемность карьерных автосамосвалов.

Отвалообразование пустых пород и складирование полезного ископаемого.

Отвалообразование и складирование являются заключительными технологическими процессами в разработке горных пород на карьерах. Насыпь пустых пород называется *породным отвалом*, насыпи пород плодородного слоя, некондиционных руд и полезного ископаемого — *складами*.

Породные отвалы различают по месту расположения относительно контура карьера, количеству ярусов отсыпки и средствам механизации отвальных работ. При разработке горизонтальных и пологих месторождений отвалы располагаются в выработанном пространстве внутри карьера. Эти отвалы называются внутренними. При разработке наклонных и крутых месторождений отвалы располагаются на поверхности за контуром карьера и называются внешними.

Отвалы отсыпаются в один или несколько ярусов. Высота яруса определяется устойчивостью, которая зависит от свойств складироваемых пород, характера рельефа поверхности, гидрогеологических и климатических условий и технологии отвалообразования. Складирование полезного ископаемого обычно производится с целью усреднения качества и создания резерва для последующей переработки или отгрузки потребителю.

Отвалообразование мягких горных пород при конвейерном транспорте производится транспортно-отвальными мостами и консольными отвалообразователями, при доставке железнодорожным транспортом — абзетцерами или средствами гидромеханизации. Отвалообразование крепких горных пород при железнодорожном транспорте производится механическими лопатами, драглайнами, отвальными плугами и бульдозерами, при автомобильном — бульдозерами.

Отвалообразование транспортно - отвальными мостами

При разработке горизонтальных пластовых месторождений с мягкими покрывающими породами применяют внутреннее отвалообразование транспортно-отвальными мостами.

Они представляют собой конвейер на самоходных опорах с отвальной консолью, который принимает от соединенного с ним многоковшового или роторного экскаватора горную породу и перемещает ее в отвал. Технология отвалообразования заключается в отсыпке с отвальной консоли в выработанное пространство при перемещении моста вдоль фронта работ. Железнодорожные пути, на которые опираются опоры моста, передвигаются встроенными путепередвижателями и поэтому при движении моста в обратном направлении производится отсыпка следующей заходки отвала.

Параметры отвала определяются конструкцией транспортно - отвального моста. Максимальная - высота отвала (м)

$$H_{\max}=h+H_0 - 1,5$$

где h —мощность пласта полезного ископаемого, м;

H_0 — высота разгрузки отвалообразователя.

Вместимость отвала (м²) на 1 м фронта работ

$$S=BH_0— 0,25B^2\text{tg}\beta$$

где. B —шаг отвалообразования, равный толщине стружки экскаватора или ширине заходки экскаватора, м;

β - угол откоса отвала.

Производительность транспортно - отвального моста определяется его технической характеристикой. Коэффициент использования в течение смены равен 0,95- 0,97.

Отвалообразование консольными отвалообразователями

Консольные отвалообразователи применяются для складирования пустых пород внутри выработанного пространства и вне контуров карьера.

Отвалообразователи представляют собой консольно установленный конвейер на гусеничном или шагающем ходу. Длина отвальной консоли достигает 225 м, угол наклона 17-18°, длина приемной консоли 60 м. Основные параметры консольных отвалообразователей приведены на рис. 19.

Технология внутреннего отвалообразования схожа с технологией отвалообразования транспортно - отвальным мостом, который располагается на кровле пласта около роторного экскаватооп. Через приемную консоль порода от роторного экскаватора попадает в конвейер отвальной консоли, который перемещает ее выработанное пространство. В процессе отсыпки отвальная консоль перемещается по дуге, более полно заполняя выработанное пространство. При отработке заходки отвалообразователь перемещается по фронту на шаг передвижки параллельно движению роторного экскаватора.



Рис.19 Схемы отвалообразования с применением:

а — консольного отвалообразователя при внутреннем отвалообразовании; *б* — то же, при внешнем отвалообразовании; *в* — абзетцера; /, //, /// — порядок отсыпки заходок внешнего отвала; *z* — ширина заходки отвала.

Отвалообразование внешних отвалов консольными отвалообразователями применяется при конвейерном транспорте горных пород. Его начинают с отсыпки передовой насыпи. Горная порода с отвального конвейера через разгрузочное устройство попадает на приемную консоль отвалообразователя и отвальной консолью укладывается в отвал. Затем этот отвал планируется и на него перемещается отвальный конвейер и отвалообразователь, который производит отсыпку нижнего яруса, перемещаясь вдоль одной стороны отвального конвейера, и отсыпку второго яруса, перемещаясь вдоль другой его стороны. В период отсыпки верхнего яруса поверхность отвала нижнего яруса планируется бульдозерами, затем отвальный конвейер перемещается на шаг передвижки и цикл повторяется.

Высота передовой насыпи, а в дальнейшем и нижнего яруса h_1 зависит от свойств горных пород и составляет обычно 30-40 м. Высота верхнего яруса h_2 определяется высотой разгрузки отвалообразователя.

С учетом уменьшения высоты первого яруса вследствие планировки его бульдозерами и необходимого расстояния между концом, консоли и вершиной отвала вместимость (m^3) 1 м внешнего отвала при двухъярусной отсыпке составит

$$S_0 = z(h_1 + h_2 - 6)$$

где z — шаг передвижки конвейера, м.

Отвалообразование крепких горных пород одноковшовыми экскаваторами

При разработке месторождений с крепкими горными породами и перевозке железнодорожным транспортом применяется отвалообразование одноковшовыми экскаваторами, механическими лопатами и драглайнами.

Технология отвалообразования заключается в разгрузке породы из думпкаров и укладке ее в отвал. Экскаватор располагается ниже уровня железнодорожных путей на величину высоты разгрузки экскаватора. Для приема породы из думпкаров экскаватор сооружает приемный бункер. После разгрузки породы экскаватор производит выемку ее из приемного бункера и укладку сначала в нижний подступ, затем в верхний. Учитывая усадку пород в отвале, верхний подступ отсыпается высотой, несколько превышающей уровень железнодорожного пути.

Высота экскаваторных отвалов зависит от свойств складываемых пород.

Шаг передвижки пути при экскаваторах ЭКГ-5 и ЭКГ-8 обычно составляет 20-30 м, при драглайпах ЭШ-5/45М, ЭШ-10/60-70 100 м. В конце отвального тупика отсыпку верхнего подступа экскаватор производит таким образом, чтобы создать себе возможность выезда на поверхность отвала, по которой он перемещается в начало траншеи, где по съезду первоначальной насыпи он опускается на поверхность нижнего подступа, сооружает приемный бункер, и после передвижения путей в новое положение цикл повторяется.

Применение одноковшовых экскаваторов обеспечивает надежность отвалообразования крепких пород. Пути совершенствования этого способа связаны с применением новых схем отвалообразования, экскаваторов с увеличенными рабочими параметрами и увеличением степени использования отвальных тупиков.

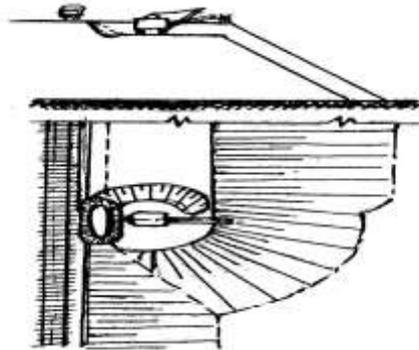


Рис.20 Схема отвалообразования пород механической лопатой

Отвалообразование бульдозерами и отвальными плугами

Отвалообразование бульдозерами. Укладка крепких горных пород в отвалы при доставке их автомобильным, а иногда и железнодорожным транспортом производится мощными бульдозерами. Автосамосвалы разгружаются на некотором расстоянии от бровки по периферии отвала. Бульдозеры перемещают ее под откос, оставляя на бровке предохранительный вал. Для безопасности поверхность отвала имеет подъем 3° в сторону откоса.

Автосамосвалы разгружают породу на этой площадке, а бульдозеры перемещают ее под откос. Для обеспечения одновременной работы автотранспорта и бульдозеров отвал разделяется на участки, на одних из которых производится разгрузка самосвалов, на других перемещение уже разгруженной породы под откос.

Число отвальных участков рассчитывается из мощности грузопотока W :

$$n = W / (n_b Q_{см})$$

где W — объем вскрыши, доставляемой на отвал в смену, m^3 ;

n_b — число бульдозеров, работающих на отвале;

$Q_{см}$ — производительность бульдозера, $m^3/смену$. Длина отвального участка (м)

$$L = Q_{см} / V$$

где V — приемная способность 1 м длины отвала ($V = E_a k / b$);

E_a — вместимость кузова автосамосвала, m^3 ;

k — коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова автосамосвала (для БелАЗ - 540 $k=1,5$; для КрАЗ - 256 $k=2,5$); b — ширина кузова автосамосвала, м.

Высота отвала зависит от свойств складываемых пород и основания отвала. Обычно в равнинной местности высота бульдозерного отвала принимается равной 25-30 м. При устойчивых породах применяется многоярусное отвалообразование. На нагорных карьерах высота отвалов может быть равна высоте склона. Например, на карьере “Центральный” ПО “Апатит”, 4 - Л высота отвала составляет 400 м. В этом случае за состоянием отвала ведется пристальное наблюдение.

При доставке горной массы железнодорожным транспортом отвал по высоте разделяется на два подступа, как в схемах с отвалообразованием одноковшовыми экскаваторами. Высота верхнего подступа определяется условием размещения разгружаемой породы на приемной площадке. При доставке горной породы думпкарами большой емкости она со-

ставляет 2-3 м. Высота нижнего подступа определяется общей устойчивостью отвала и составляет 30-70 м.

Технология отвалообразования заключается в разгрузке породы из думпкаров на разгрузочную площадку под откос верхнего подступа. Эта порода бульдозером перемещается под откос нижнего подступа. Максимальное расстояние перемещения породы по площадке, что соответствует шагу передвижки железнодорожных путей, составляет 45-50 м.

После заполнения нижнего подступа на ширину оптимального расстояния транспортирования породы бульдозером (45-50 м) аналогично заполняется верхний подступ, после чего пути перемещаются в новое положение.

Отвалообразование плугами. Отвалообразование разнопрочных и хорошо дробленных скальных пород при доставке их на отвалы железнодорожным транспортом может производиться отвальным плугом, который представляет собой самоходный или прицепной вагон специальной конструкции, оборудованный с одной или с двух сторон отвальными лемехами. Спереди отвальный плуг имеет лобовые листы с подкрылками для очистки путей от просипи породы или снега. Обычно используется отвальный прицепной плуг МОП-1.

Технология отвалообразования отвальным плугом заключается в перемещении во время своего движения по путям разгруженной из думпкаров породы отвальными лемехами в сторону откоса отвала.

При разгрузке часть породы скатывается под откос, другая образует навал породы около железнодорожных путей. При отвалообразовании за несколько проходов отвального плуга перемещается верхняя часть навала породы, затем лемех опускается и производится перемещение породы, находящейся ниже уровня пути.

Циклы разгрузки и отвалообразования отвальным плугом повторяются до тех пор, пока не будет заполнено пространство отвала, равное шагу передвижки пути $c = 1,5-2,5$ м.

$$z = b - c,$$

где b — максимальный вылет главного лемеха отвального плуга от оси пути, м;

c — безопасное расстояние от оси пути до бровки отвального уступа, м.

После этого путь перемещается в новое положение путепередвижателем. Отвалообразование производится по всей длине отвальных путей. При плужном отвалообразовании может применяться тупиковая и кольцевая формы отвала, обеспечивающие постоянную подачу составов на разгрузку и одновременное отвалообразование отвальным плугом.

Высота отвала при использовании отвальных плугов составляет обычно 10-25 м, длина тупика—500-2500 м.

Расчет объема отвала и числа тупиков, необходимых для отвалообразования поступающих из карьера пород, производится аналогично экскаваторному отвалообразованию.

Контрольные вопросы:

1. Что называется рабочей зоной карьера?
2. Какие горные работы различают на каждом уступе рабочей зоны?
3. Какие запасы называются подготовленными?
4. Какие запасы называются вскрытыми?
5. Что Вы понимаете под системой разработки?
6. Какие системы называются сплошными?

Рекомендуемая литература

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Учебник. Часть 1 и 2 - М.:Недра, 1985.
2. N.H. Sagatov, L.T. Aripova, Y.E. Petrosov, M.N. Djaborov. Ochiq kon ishlari texnologiyasi va kompleks mexanizatsiyalash. Uchebnoe posobie. Toshkent "KAMALAK PRESS" 2015.
3. Толстов Е.А., Сытенков В.Н. Процессы открытой разработки рудных месторождений. Учебное пособие Изд. ФАН. 1999.

4. Томаков П.И., Технология, механизация и организация открытых горных работ. Учебник. - М.: Недра,1992.
5. Петросов Ю.Э. Конспект лекций по курсу «Открытые горные работы».ТашГТУ,2014.
6. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.; Изд.2, Недра, 1998.
7. Ялтанец И.М., Шадов М.И., Практикум по открытым горным работам. Учебное пособие Изд. МГГУ,1999г.
8. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых горных работ. Учебное пособие МГГУ Изд.4; 2001
9. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. «Циклично-поточная технология в глубоких карьерах». Ташкент, изд. «ФАН» 2004 г.

Лекция 4. Вскрытие и система открытой разработки горных работ карьера.

План:

1. Способы вскрытия карьера
2. Классификация способов вскрытия
3. Системы открытой разработки МПИ
4. Режимы горных работ

Опорные слова

Вскрытие карьерного поля. Элементы залегания месторождения. Режим горных работ. Граничный коэффициент вскрыши. Капитальные траншеи.

Вскрытие карьерных полей общие сведения

Под *вскрытием карьерного поля* понимают проведение капитальных горных выработок, создающих доступ от поверхности земли к рабочим горизонтам карьера и обеспечивающих возможность проведения разрезных траншей.

Задача вскрытия карьерных полей заключается в установлении грузотранспортной связи между пунктами погрузки горной массы и пунктами разгрузки ее.

Выбор способа вскрытия является важнейшей частью проектирования открытых разработок и зависит от многих факторов, из которых являются рельеф местности, элементы залегания месторождения, геологические и горнотехнические условия.

Элементы залегания месторождения, особенно глубина, угол падения и форма залежи, оказывают решающее влияние на способ вскрытия карьерного поля.

Выбор и обеспечение способа вскрытия производится на основе исследования режима горных работ в контурах карьерного поля, предложенного акад. В. В. Ржевским.

Под *режимом горных работ* понимается последовательность выполнения вскрышных и добычных работ в границах карьерного поля, обеспечивающая планомерную, безопасную и экономически эффективную разработку месторождения за срок существования карьера.

Критерием оценки режима горных работ является изменение текущего коэффициента вскрыши, т. е. соотношение поэтапных или календарных объемов вскрышных и добычных работ.

Принципы оконтуривания месторождения и раскройки его на карьерные поля

В пределах разведанного месторождения оконтуриванием находятся границы эффективности отработки запасов открытым способом. Для этого на горизонтальных и пологих месторождениях после нахождения границ залегания полезного ископаемого выставляются контуры в виде изолиний (Рис. 21 а):

1—минимальной мощности пласта полезного ископаемого, возможного к извлечению существующей техникой при принятой технологии;

2—минимального содержания полезного компонента или максимального содержания вредных компонентов по установленным кондициям;

3 — граничного коэффициента вскрыши.

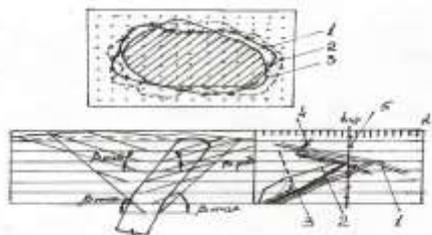


Рис.21 Схема к определению контуров месторождений:

а — на горизонтальных и пологопадающих залежах; в — на наклонных и крутопадающих залежах (1 — график горной массы; 2 — график вскрыши; 3 — график полезного ископаемого; 4 — график коэффициента вскрыши; 5 — линия граничного коэффициента вскрыши $k_{гр}$)

Граничный коэффициент вскрыши представляет собой максимально допустимое по экономической эффективности соотношение объемов вскрыши и полезного ископаемого (m^3). Он находится по выражению

$$k_{гр} = C_{п} - C_0/C_{и}$$

где $C_{п}$ — плановая или максимально допустимая себестоимость полезного ископаемого в районе его потребления, сум/ m^3 ;

C_0 — затраты на добычные работы, сум/ m^3 ;

$C_{и}$ — затраты на вскрышные работы, сум/ m^3 .

Контур, внутри которого добыча МПИ отвечает всем указанным условиям, является границей эффективности открытых работ (заштрихованная площадь).

Оконтуренную площадь на горизонтальных и пологих месторождениях раскраивают на карьерные поля. Размеры карьерного поля и его форму выбирают с учетом предполагаемой технологии разработок, комплексной механизации горных работ и направления перемещения фронта их.

Длина фронта работ должна обеспечивать необходимую производительность карьера в течение всего срока отработки карьерного поля.

После раскройки месторождения в зависимости от мест расположения отвалов, пунктов приема полезного ископаемого, разрезной траншеи, конструкции фронта работ, мощности горизонтов выбираются способ вскрытия карьерного поля и тип вскрывающей выработки.

Конструкция фронта работ

Карьерное поле по простиранию представляет собой обычно один, иногда два и редко большее число фронтов работ, имеющих транспортную связь с поверхностью (Рис. 22).

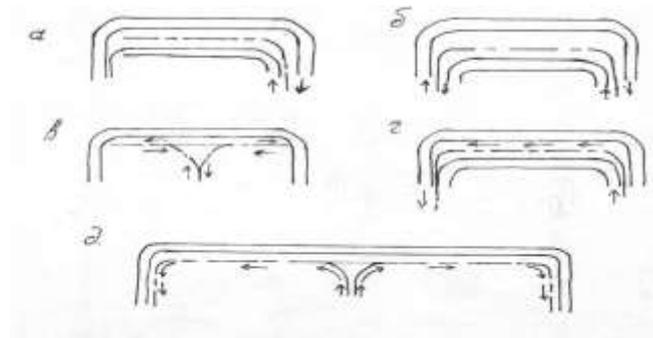


Рис. 22 Конструкция фронта работ

Классификация способов вскрытия карьерных полей

Вскрытие карьерного поля производится последовательно сверху вниз наклонными траншеями.

Для обеспечения длительности срока службы траншеи стремятся расположить на нерабочем борту карьера.

При длительном сроке эксплуатации траншеи оборудуются стационарными транспортными коммуникациями, поэтому такие траншеи называют капитальными.

При вскрытии верхних горизонтов карьерного поля временными траншеями увеличивается объем горно-капитальных работ, но сокращается срок ввода карьера в эксплуатацию, чем вполне оправдываются дополнительные затраты.

Капитальные траншеи по расположению бывают *внешние* и *внутренние*. Внешние располагают за пределами проектного контура карьера, внутренние—в пределах контура карьера на его бортах. Нередко капитальные траншеи имеют смешанное расположение; это бывает в тех случаях, когда внешними траншеями вскрывают верхние уступы, а внутренними—нижние уступы карьера.

По числу обслуживаемых уступов капитальные траншеи делят на отдельные групповые и общие.

Отдельные траншеи при внешнем и внутреннем заложении могут располагаться по контуру карьера на некотором удалении друг от друга; ими вскрывают только по одному

уступу. Грузопотоки с каждого уступа при этом полностью рассредоточены. В них функционируют отдельные комплекты оборудования технологических потоков.

При внутреннем заложении каждая следующая траншея продолжает предыдущую, поэтому грузопотоки карьерных грузов сосредоточены.

По назначению капитальные траншеи могут быть одинарными, движение груженых и порожних поездов по которым встречное, и парными—с поточным движением транспорта.

Последовательный нисходящий порядок вскрытия широко распространен, особенно при разработке наклонных и крутых залежей, когда каждый последующий уступ вскрывают с предыдущего после соответствующего развития горных работ на последнем. Совокупность капитальных траншей, вскрывающих рабочие уступы до проектной глубины карьера, составляет систему капитальных траншей.

Наличие капитальных горных выработок для вскрытия месторождения является обязательным в случае применения железнодорожного и автомобильного транспорта.

Наклонные и крутые месторождения, залегающие ниже господствующей отметки поверхности, и месторождения, расположенные на возвышенности, вскрывают обычно общими капитальными траншеями или подземными выработками: тоннелями, штольнями, шахтными стволами.

Бестраншейное вскрытие карьерных полей

Бестраншейное вскрытие применяют в тех случаях открытой разработки, когда транспортную связь рабочих горизонтов карьера с поверхностью осуществляют без проведения на этих горизонтах вскрывающих выработок. Это может быть при разработке месторождений с применением технологических схем экскаватор — карьер, при применении кабель-кранов и грузоподъемных средств, транспортирующие породу и полезное ископаемое в своих рабочих органах.

Вскрытие карьерных полей внешними траншеями

При вскрытии месторождений отдельными внешними траншеями создают доступ к каждому уступу посредством отдельной независимой траншеи, чаще всего наклонной (Рис.23).

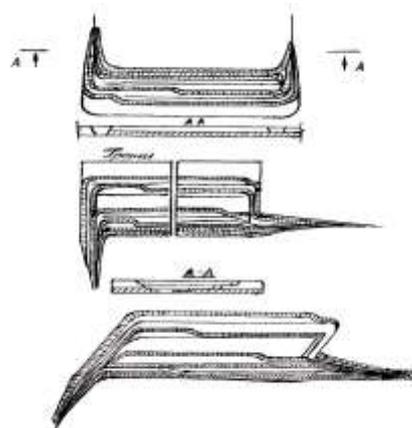


Рис.23 Схемы вскрытия горизонтальных месторождений:
а-отдельными внешними траншеями; б - групповыми внешними траншеями

Внешние отдельные траншеи закладывают в крест простирания и реже по простиранию.

При этом способе вскрытия каждый уступ обеспечен независимым транспортом. Грузопотоки горной породы с каждого уступа полностью рассредоточены и имеют независимый друг от друга выход на поверхность. Эти обстоятельства создают благоприятные условия для организации горных работ на карьере. Однако при большом числе уступов такой способ вскрытия является сложным и отличается значительным объемом горно-капитальных работ.

В условиях равнинной местности отдельными внешними траншеями вскрывают не более 3-4 уступов. Этот способ вскрытия имеет значительное распространение при разработке пластовых месторождений.

Вскрытие месторождений групповыми внешними траншеями применяется на месторождениях с горизонтальным или пологим залеганием пластов большой мощности.

Сущность этого способа вскрытия заключается в том, что отдельные группы уступов карьера (группа вскрышных и группа добычных уступов) вскрывают независимыми друг от друга общими траншеями. Грузопотоки породы и полезного ископаемого рассредоточены и имеют независимый выход на поверхность. Это обстоятельство позволяет применять различные средства транспорта для перевозки породы и полезного ископаемого.

Внешние групповые траншеи обычно закладывают на флангах карьерного поля по простиранию или вкрест простирания. Транспортная связь пунктов приема горной массы на поверхности с каждым уступом осуществляется независимо. Вскрытие внешними групповыми траншеями применяется при разработке угольных и других мощных месторождений.

Вскрытие месторождений общими внешними траншеями применяется при разработке горизонтальных, пологих и наклонных пластов значительной мощности, а также верхних горизонтов крутых пластов и массивных залежей любой формы и размеров.

Внешнее заложение общих траншей имеет место при разработке месторождений с пологим и наклонным залеганием пластов на глубину не более 40-60 м (Рис.24). Траншеи при внешнем заложении обычно располагают на флангах карьерного поля, реже в центре, разделяя карьерное поле на два крыла.

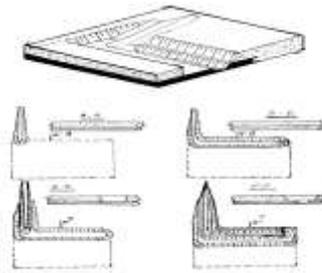


Рис. 24 Общий вид и порядок вскрытия карьерного поля при внешней общей траншее

При вскрытии общими внешними траншеями сначала проводят капитальную и разрезную траншеи на верхний горизонт (1 и 2) затем их расширяют до размеров, необходимых для проведения капитальной и разрезной траншей на нижележащий горизонт (3 и 4).

Вскрытие месторождений внешними парными траншеями применяют с целью создания поточного движения транспорта в условиях отдельных, групповых и общих внешних траншей при большом грузообороте карьера (Рис. 25).

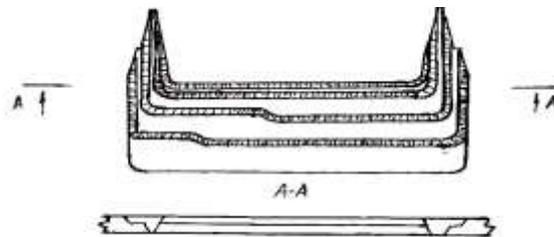


Рис. 25 Схема внешних парных траншей

Порожняк проходит в карьер по траншеям с уклоном более руководящего, а -груженые составы выходят из карьера по траншеям, имеющих подъем, равный руководящему. Каждая траншея, входящая в соответствующую пару траншей, является однопутной; строительный объем парных траншей лишь незначительно больше строительного объема отдельных траншей.

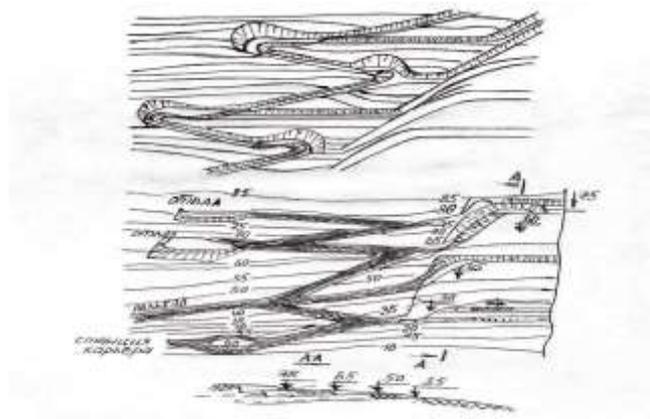


Рис. 26 Схемы вскрытия месторождений с косогорным рельефом внешними полутраншеями:
а – при автотранспорте; б – при железнодорожном транспорте.

Основным достоинством парных траншей является то, что при поточном движении транспорта они наилучшим образом способствуют обеспечению забоев порожняком, поэтому вскрытие парными траншеями применяют при значительной длине фронта работ.

Вскрытие месторождений с косогорным рельефом поверхности осуществляется полутраншеями (Рис. 26).

Каждый уступ или группа породных уступов при этом имеют внешние независимые отвалы, которые возводятся в непосредственной близости от уступов.

Вскрытие карьерных полей внутренними траншеями

Вскрытие карьерных полей отдельными внутренними траншеями характеризуется наличием независимой траншеи для вскрытия каждого уступа. Грузопотоки горной породы с каждого горизонта рассредоточены и имеют обособленный выход на поверхность. Взаимная независимость траншей создает условия для лучшей организации эксплуатационных работ. При вскрытии внутренними отдельными траншеями фронт работ карьера—одинарный тупиковый и только на последнем уступе он может быть одинарным сквозным.

Вскрытие месторождений групповыми внутренними траншеями (Рис. 20) применяют для глубоких горизонтальных и пологих пластовых месторождений большой мощности, разрабатываемых значительным количеством уступов. При этом одна группа траншей обычно предназначена только для вскрышных уступов, другая—только для добычных. Таким образом, грузопотоки породы и полезного ископаемого оказываются рассредоточенными.

Вскрытие общими внутренними траншеями применяют для наклонных и крутых пластовых и неправильной формы месторождений, расположенных на большой глубине, а также для месторождений, расположенных в гористой местности.

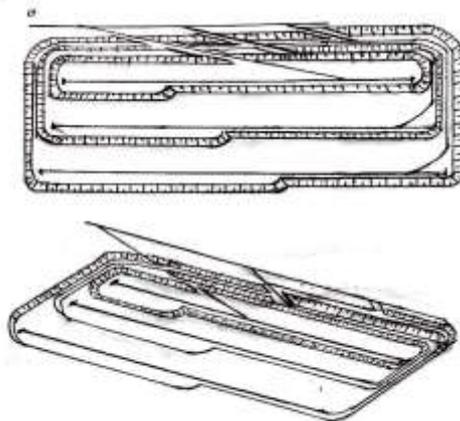


Рис. 27 Схемы вскрытия карьерных полей внутренними траншеями

Вскрытие карьерных полей парными внутренними траншеями (Рис. 21, а) обеспечивает каждый уступ карьера двумя путями: одним—для транспортирования груза, другим—для порожняка. В этом случае, достигается поточность движения поездов или автосамосвалов, что увеличивает пропускную способность траншей, а забои снабжаются порожняком лучше, чем при одинарных траншеях. Общие внутренние траншеи имеют небольшой объем горно-строительных работ, особенно при пологих бортах карьера.

Вскрытие карьерных полей крутыми траншеями

Вскрытие карьерных полей внутренними крутыми траншеями заключается в следующем: с поверхности до рабочих горизонтов карьера проводят крутую траншею, которую оборудуют для подъема горной породы наклонными канатными подъемниками, ленточными конвейерами или другими средствами подъема.

Основными преимуществами вскрытия месторождения внутренними крутыми траншеями являются: возможность подъема горной породы с большой глубины по крутой траншее, небольшой объем работ при проведении капитальных траншей, относительно короткий срок подготовки карьера к эксплуатации.

Для увеличения срока службы и уменьшения числа переносов подъемника при углублении горных работ разделение контура карьера на этапы по глубине выбирают таким образом, чтобы у последующего этапа был совмещенный борт в районе установки подъемника (Рис. 28). Для вскрытия нагорных месторождений возможно применение крутых траншей, располагаемых за контуром карьерного поля. Эти траншеи называются *рудое катами*.

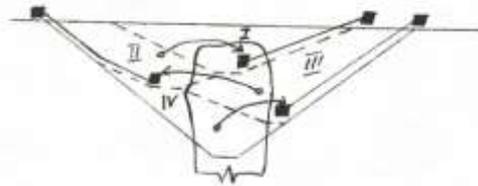


Рис. 28 Схема вскрытия крутопадающих залежей с размещением подъемника на совмещенном борту промежуточных этапов (I, II, III, IV — этапы отработки)

Вскрытие карьерного поля открытыми и подземными горными выработками

Вскрытие открытыми и подземными выработками осуществляется в глубоких карьерах, разрабатывающих главным образом мощные месторождения с наклонным и крутым залеганием пластов. При этом на месторождениях с равнинным рельефом колесный транспорт применяют на верхних горизонтах, с которых поступает наибольшее количество грузов. Для вскрытия глубоких горизонтов используют шахтные стволы, оборудованные большегрузными скипами.

Комбинированный способ вскрытия карьерных полей включает две основные группы: комбинацию траншейных способов с бестраншейными, комбинацию траншейных способов с подземными.

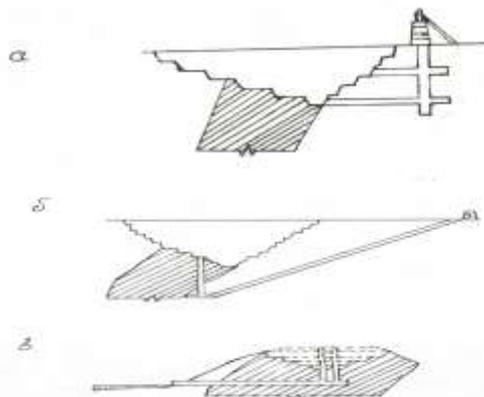


Рис. 29 Схема вскрытия крутопадающих залежей подземными выработками: а — вертикальным стволом; б — наклонным стволом, в — итольней с рудо-спуском.

Расчет объемов траншей

Объем наклонных капитальных траншей зависит от формы и размеров их поперечного сечения, величины их уклона и рельефа поверхности земли (Рис. 30). Траншеи, которые проводят с поверхности земли к месторождению или с разрабатываемого горизонта на новый горизонт, имеют полный поперечный профиль; траншеи, которые проводят на возвышенности, имеют неполный поперечный профиль и поэтому называются *полутраншеями*.

Объем одиночной наклонной капитальной траншеи (m^3) при ровной поверхности определяют как сумму объемов правильных геометрических фигур, его составляющих. В него входят: объем V_1 , представляющий среднюю часть траншеи; объем V_2 , состоящий из двух прямых пирамид, образованных разносом бортов траншеи под углом α , фигуры F и D .

При этом

$$V_1 = bh^2/(2i)$$

и

$$V_2 = h^3/(3i \operatorname{tg} \alpha),$$

где h — высота уступа или максимальная глубина заложения капитальной траншеи, м;

i — уклон траншеи, ‰;

b — ширина нижнего основания траншеи, м;

α — угол откоса бортов траншеи, градус.

Тогда объем наклонной капитальной траншеи (m^3) с вертикальным откосом торца

$$V = h^2/i((b/2) + (h/3 \operatorname{tg} \alpha))$$

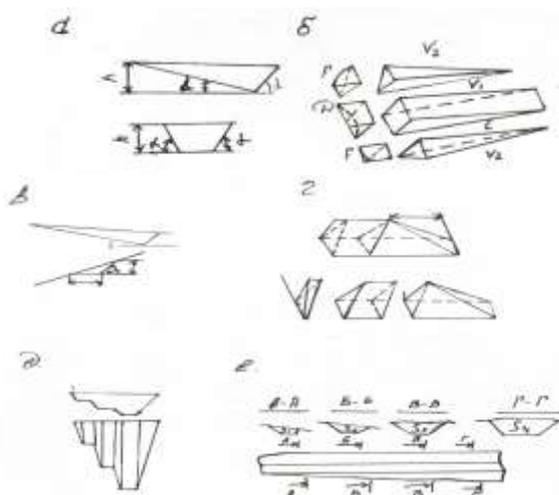


Рис. 30 Схемы к расчету объемов траншеи (а и б), полутраншеи (в и г), внешней общей капитальной траншеи (д) и разрезной траншеи со сложной поверхностью (е)

Объем крутой одиночной траншеи (m^3) для конвейерного или автомобильного транспорта с учетом откоса торцевой части

$$V = [h^2/i((b/2) + (h/3 \operatorname{tg} \alpha)) + h^2/\operatorname{tg} \alpha((b/2) + (h/3 \operatorname{tg} \alpha))]$$

Объем наклонной общей (групповой) внешней заложения капитальной траншеи, имеющей в поперечнике ступенчатую форму, можно определить по выражению

$$V_0 = [H^2_3/i((b/2) + (H_3/3 \operatorname{tg} \alpha)) + b/2i (H^2_1 + H^2_2)]$$

В общем виде это выражение может быть записано так:

$$V_0 = [H^2_n/i((b/2) + (H_n/3 \operatorname{tg} \alpha)) + b/2i (H^2_1 + H^2_2 + \dots + H^2_{n-1})]$$

Здесь $H_1, H_2, H_3, \dots, H_n$ — высота вскрываемых горизонтов.

Объем капитальной траншеи, сооружаемой в сложных условиях рельефа местности, определяют по методу вертикальных параллельных сечений. Площади сечений S_1, S_2 и т. д. подсчитывают при помощи планиметра. Полный объем траншеи определяют по формуле

$$V' = (0 + S_1)l_1/2 + (S_1 + S_2)l_2/2 + \dots + (S_{n-1} + S_n)l_{n-1}/2$$

где S_1, S_2, \dots, S_n — площади поперечных сечений траншеи в характерных местах профиля, м^2 ;

l_1, l_2, \dots, l_{n-1} — расстояние между отдельными поперечными сечениями, м.

Общие сведения о режимах горных работ карьера.

При планировании развития горных работ на действующих карьерах необходимо устанавливать объемы добычных и вскрышных работ по годам и этапам существования карьера. При этом горные работы должны рассматриваться в процессе их развития с изменением формы и размеров карьера, а также объемов выполняемых работ.

Для различных условий производства открытых горных работ и прежде всего для различных типов месторождений и карьерных полей построение графиков режима горных работ при принципиально единой методике осуществляется разными способами и приемами, в том числе и с применением ЭВМ.

Использование ЭВМ для геометрического анализа карьерных полей осуществляется по трем направлениям.

В первом направлении вычислительная машина используется для подсчета запасов, массовых расчетов объемов горных работ, классификации качественных свойств залежи и покрывающих пород по признакам и т. д. вне зависимости от интенсивности и последовательности производства горных работ.

Второе направление связано с решением задач геометрии движения рабочей зоны карьера при направленном подсчете объемов для определенного порядка развития горных работ. При этом варианты вскрытия, направления развития горных работ, конфигурации и способа подвигания фронта задаются проектирующим лицом. В этом случае ЭВМ может производить по этапам расчеты площадей, объемов, коэффициентов вскрыши, длины фронта работ и т. д. по заданным направлениям. Быстродействие позволяет с достаточно малым шагом, а следовательно, и с высокой точностью исследовать большое количество вариантов режима.

Алгоритмическая универсальность и высокое быстродействие современных вычислительных машин позволяют использовать методы оптимального планирования, когда после математической формулировки задачи и ограничивающих условий выбор оптимального варианта и условий его получения производится ЭВМ.

Анализ, оценка и регулирование календарных графиков режима горных работ

Календарный график вскрышных и добычных работ карьера является характеристикой только рассматриваемого варианта развития горных работ. Изменяя место заложения вскрышающих выработок в пределах уступа и направление перемещения фронта работ, можно получить различные календарные графики. Поэтому одной из задач, решаемых в период проектирования карьера является выбор такого варианта развития горных работ карьера, которому соответствует календарный график, обеспечивающий наилучшие технико-экономические показатели разработки месторождения открытым способом. Для проектируемого карьера намечаются несколько (2—3) вариантов развития горных работ и для каждого из них строится календарный график. Из них выбирается наиболее экономичный.

При экономической оценке вариантов необходимо учитывать влияние технического прогресса на экономические показатели (технический прогресс проявляется в систематическом уменьшении затрат на выемку 1м^3 вскрыши) и разновременность затрат на вскрышные работы (фактор времени).

С целью количественного учета фактора времени разновременные затраты приводятся к одному моменту оценки по сложным процентам. Затраты, приведенные к одному моменту оценки (либо к началу, либо к окончанию горных работ), называются дисконтированными. Для приведения затрат необходимо действительные затраты каждого (будущего или прошедшего) года умножить на соответствующий коэффициент приведения. Только после приведения разновременные затраты на производство вскрышных работ становятся сопоставимыми и могут суммироваться. При расчете дисконтированных затрат шаг времени принимается равным одному году, т. е. условно считается, что ежегодные затраты осуществляются дискретно в конце года. Для удобства технико-экономического сравнения

вариантов календарных графиков целесообразно приводить затраты к моменту сдачи карьера в эксплуатацию (или к началу горных работ) и оценивать только затраты будущих лет.

Контрольные вопросы:

1. Как осуществляется вскрытие рабочих горизонтов?
2. Чем определяется скорость подвигания фронта работ?
3. Назовите признаки разделения капитальных траншей.
4. Какой способ вскрытия называется бестраншейным?
5. По каким признакам различается фронт горных работ?
6. Каким может быть фронт работ по структуре?

Рекомендуемая литература

1. N.H. Sagatov, L.T. Aripova, Y.E. Petrosov, M.N. Djabborov. Ochiq kon ishlari texnologiyasi va kompleks mexanizatsiyalash. Uchebnoe posobie. Toshkent "KAMALAK PRESS" 2015.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Учебник. Часть 1 и 2 - М.:Недра, 1985.
3. Толстов Е.А., Сытенков В.Н. Процессы открытой разработки рудных месторождений. Учебное пособие Изд. ФАН. 1999.
4. Томаков П.И., Технология, механизация и организация открытых горных работ. Учебник. - М.: Недра,1992.
5. Петросов Ю.Э. Конспект лекций по курсу «Открытые горные работы».ТашГТУ,2014. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых горных работ. Учебное пособие МГГУ Изд.4; 2001
6. Шеметов П.А., Норов Ю.Д. «Буровзрывные работы». Учебное пособие. Ташкент, 2013.
7. Периодические издания: «Горный журнал», журнал «Камень вокруг нас», «Узбекистон кончилики хабарномаси - «Горный вестник Узбекистана», «Техника юлдузлари», «Горный журнал».
8. Интернет сайты:
[http //www.mggu.ru](http://www.mggu.ru) – Москва Государственный горный университет
[http//www.rusmet.ru/minjornal/](http://www.rusmet.ru/minjornal/) - «Горный журнал».

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ

Практическое занятие №2. Решение задач по подготовке горных пород к выемке.
ЗАДАЧА №1.

Определить по В. В. Ржевскому общие показатели трудности осуществления основных производственных процессов

ДАНО: пределы прочности горной породы при сжатии, при сдвиге, при растяжении соответственно равны $\sigma_{сж} = 100$ МПа, $\sigma_{сдв} = 45$ МПа, $\sigma_{раст} = 25$ МПа; плотность породы $\gamma = 33$ Н/дм³ ($\gamma = 3,3$ т/м³); коэффициент учитывающий трещиноватость горной породы $K_m = 1,04$; влажность перевозимой породы $W = 0,09$; температура воздуха $t \approx 15^\circ\text{C}$; продолжительность транспортирования породы $T \approx 0,97$ ч; содержание в породе глинистых частиц $n = 0,1$; средний размер кусков породы (в развале) в транспортном сосуде $d'_{cp} = 0,37$ м; коэффициент разрыхления породы в развале $K_p = 1,12$.

РЕШЕНИЕ.

1. Общий показатель трудности разрушения породы:

$$P_p = 0,05 \cdot [K_m \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + \gamma \cdot g] = \\ = 0,05 \cdot [1,04 \cdot (160 + 45 + 25) + 3,3 \cdot 9,8] = 13,6.$$

По трудности разрушения породы относятся к III классу - скальные породы средней трудности разрушения. При $P_p = 13,6$ подготовка пород к выемке осуществляется взрывным способом.

2. Относительный показатель трудности бурения породы:

$$P_b = 0,07 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \gamma \cdot g) = \\ = 0,07 \cdot (160 + 45 + 3,3 \cdot 9,8) = 16,6$$

По трудности бурения породы относятся к IV классу буримости - весьма труднобуримые.

3. Удельный эталонный расход взрывчатых веществ:

$$d_v = 0,2 \cdot [\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} + \gamma \cdot g] = \\ = 0,2 \cdot [(160 + 25 + 45) + 3,3 \cdot 9,8] = 52,5 \text{ г/м}^3$$

Данные породы по трудности дробления взрывом относятся к III классу дробления взрывом - трудно взрывающиеся.

4. Относительный показатель трудности экскавации (для взорванных пород):

$$P_3 = 0,022 \cdot \left(A + \frac{10 \cdot A}{K_p^9} \right) = 0,022 \cdot \left(45,1 + \frac{10 \cdot 45,1}{1,12^9} \right) = 4,6$$

$$\text{где } A = 10^{-2} \cdot \gamma \cdot g \cdot d_{cp} + \sigma_{сдв} = 10^{-2} \cdot 3,3 \cdot 9,8 \cdot 0,37 + 45 = 45,1$$

Разрушенные породы взрывом относятся к I классу экскавируемости горных пород.

5. Относительный показатель трудности транспортирования пород (взорванных пород):

$$P_t = 0,06 \cdot \gamma + 5 \cdot d_{cp} \cdot A + 20 \cdot W \cdot n \cdot B \cdot C = \\ = 0,06 \cdot 3,3 + 5 \cdot 0,37 \cdot 5,5 + 20 \cdot 0,09 \cdot 0,1 \cdot 1,3 \cdot 1 = 10,$$

где $A = 1 + 0,1 \cdot \sigma_{сдв} = 1 + 0,1 \cdot 45 = 5,5$ МПа — сопротивление по сдвигу; $B = 1 + 1g(T+1) = 1 + 1g(0,97+1) = 1,3$; $C = 1 - 0,025 \cdot t = 1$ (t — температура воздуха, которая учитывается при $t \leq 0^\circ\text{C}$).

По трудности транспортирования породы относятся к V классу - весьма труднотранспортируемые; целесообразно применение железнодорожного транспорта.

ЗАДАЧА №2. Определить параметры рыхления и производительность навесного тракторного рыхлителя Д-652АС при параллельных проходах.

ДАНО: показатель трудности разрушения породы $P_p = 4$ (мягкий известняк).

РЕШЕНИЕ. Исходя из показателя $P_p = 4$ и используя табл.(3,2) определяем возможное заглубление зуба рыхлителя h_3 , техническую скорость рыхления V_p и угол наклона стенок прорези ($h_3 = 0,7$ м; $V_p = 1,1$ м/с; $\alpha = 45^\circ$).

Оптимальное расстояние между смежными проходами определяется из равенства:

$$C_0 = k_i \cdot h_3 \cdot ctg \alpha + 0,5b_c = 1 \cdot 0,7 \cdot 1 + 0,5 \cdot 0,5 = 0,95 \text{ м,}$$

Глубина эффективного рыхления массива составляет:

$$h_3 = \frac{1}{k_1} \cdot [k_2 \cdot h_3 - \frac{tg\alpha}{2} (C_{c.n.} - b_c)] =$$

$$= \frac{1}{0,8} [1 \cdot 0,7 - 0,5 \cdot (0,95 - 0,5) \cdot 1] = 0,55 \text{ м,}$$

где $k_1 = 1$ — коэффициент из табл.(); $k_2 = 0,8$ — коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости пород из табл (); $b_c = 0,5$ — из табл.(); $C_{c.n.}$ — расстояние между смежными параллельными проходами ($C_{c.n} \approx C_o$).

Производительность тракторного рыхлителя (часовая) $G_{p.ч.} = \frac{3600 C_{c.n.} \cdot h_3 \cdot K_u}{\frac{1}{V_p} + \frac{\tau}{L}}, \text{ м}^3/\text{час.}$

где τ - суммарное время на переезд рыхлителя на следующую борозду, с; L — длина параллельного хода ($L = 250$), м.

Принимая $\tau = 30$ сек,

$$Q_{p.ч.} = \frac{3600 \cdot 0,95 \cdot 0,55 \cdot 0,8}{\frac{1}{1,1} + \frac{30}{250}} = 1553 \text{ м}^3/\text{час}$$

Сменная производительность рыхлителя Д – 652 АС;

$$Q_{p.см.} = Q_{p.ч.} \cdot T = 1500 \cdot 12424 \text{ м}^3/\text{смену,}$$

где T — продолжительность смены, ч; K_u — коэффициент использования рыхлителя в течение смены ($K_u \approx 0,7 \div 0,9$)

ЗАДАЧА № 3. Обосновать вид бурения и модель бурового станка.

А) ДАНО: $\sigma_{сж} = 114,5$ МПа; $\sigma_{сдв} = 20,5$ МПа; $\gamma = 30$ Н/дм³; породы III класса по взрываемости; экскаватор ЭКГ-8и.

РЕШЕНИЕ. Расчет относительного показателя трудности бурения породы:

$$P_6 = 7 \cdot 10^{-2} [(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + \gamma] =$$

$$= 0,07 [(114,5 + 20,5) + 30] = 11,55 \approx 12$$

Породы по трудности бурения относятся к III классу — труднобуримые.

Обоснование вида бурения

В труднобуримых породах возможно использование станков шарошечного, пневмоударного и термического бурения. Однако два последних вида наиболее эффективны в весьма и исключительно труднобуримых горных породах. Поэтому в принятых условиях наиболее рационален шарошечный вид бурения.

Выбор модели бурового станка

В горных породах с $P_6 = 10-14$ наиболее рационально использование средних буровых станков. Диаметр буримых скважин:

$$d_c = 17 \cdot E + 122 = 17 \cdot 8 + 122 = 258 \text{ мм}$$

Принимаем ближайший стандартный диаметр скважин - 269 мм. По технической характеристике этим условиям соответствует буровой станок СБШ-250 МП.

Обосновать вид бурения и модель бурового станка.

В) ДАНО: экскаватор ЭКГ-5А; показатель трудности проведения бурения $P_6 = 6$.

РЕШЕНИЕ. Вид бурения в первую очередь определяется горнотехнологическими характеристиками пород (буримостью).

Исходя из исходных данных, для наших условий принимается шнековое бурение.

Диаметр буримых скважин, при емкости ковша $E = 5$ м³ и породах I-II класса по буримости, ориентировочно можно определить по формуле:

$$d_c = 9,7 \cdot E + 112 = 9,7 \cdot 5 + 112 = 160,5 \text{ мм.}$$

Диаметр буровой скважины принимается 160 мм.

Обоснование модели бурового станка

Для буримых пород с показателем трудности бурения $P_b = 6$ принимаем станок СБР-160. Станки типа СБР используются при бурении скважин диаметром 125, 160 и 200 мм в породах с показателем буримости $P_b = 1 \div 6$.

Согласно справочных данных буровой станок СБР-160 должен работать в комплексе с погрузочными машинами с емкостью ковша $3 \div 5 \text{ м}^3$. Режим работы экскаваторов при этом может быть принят трехсменный, а буровых станков - двухсменный.

Следовательно вид бурения и модель бурового станка обоснованы верно.

ЗАДАЧА №4.

Рассчитать техническую скорость бурения и производительность бурового станка.

ДАНО: $\sigma_{сж} = 100 \text{ МПа}$; $\sigma_{сдв} = 18 \text{ МПа}$; $\gamma = 26 \text{ Н/дм}^3$.

РЕШЕНИЕ. Показатель трудности бурения:

$$P_b = 7 \cdot 10^{-2} \cdot (\sigma_{св} + \sigma_{сдв} + \gamma) = 0,07(100,0 + 18,0 + 26) = 10,08 \approx 10$$

Согласно классификация пород по буримости породы относятся к средней трудности бурения.

Принимается для бурения шарошечный станок 2СБШ-200Н, как рациональный при показателе $P_b = 6 \div 10$.

Оптимальная скорость вращения долота $n_b \approx 120 \text{ об/мин} = 1,3 \text{ с}^{-3}$.

Техническая скорость бурения:

$$V_b = \frac{2,5 \cdot P_o \cdot n_o}{P_b \cdot d_b^2} \cdot 10^{-2} = \frac{2,5 \cdot 300 \cdot 1,3}{10 \cdot 0,214^2} \cdot 10^{-2} = 21,6 \text{ м/ч}$$

где P_o — осевое усилие подачи бурового става ($P_o = 300 \text{ кН}$; $d_d = 0,214$ — диаметр долота, м).

Сменная производительность станка (без учета внеплановых простоев):

$$Q_b = \frac{T_{см} - (T_{п.з.} + T_{р.п.})}{t_o + t_b}, \text{ м/см,}$$

Где $T_{см}$, $T_{п.з.}$, $T_{р.п.}$ — соответственно продолжительность смены, подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов, ч; $t_b = 0,03 \text{ ч/м}$ — вспомогательное время на бурение 1 м скважины (при шарошечном бурении $t_b = 0,033 \div 0,066$).

Основное удельное время бурения, ч/м:

$$t_o = \frac{1}{V_b} = \frac{1}{21,6} = 0,046;$$

$$T_{п.з.} + T_{р.п.} = 1 \text{ ч}; \quad T_{см} = 8 \text{ ч}$$

Сменная производительность станка:

$$Q = \frac{8 - 1}{0,046 + 0,03} = 92 \text{ м/см,}$$

ЗАДАЧА №5. Определить эталонный и проектный удельный расход ВВ для вскрышных пород (плотный мел) и полезного ископаемого (железистые кварциты).

Указать класс и трудность взрывания.

ДАНО: вскрышные породы ($\sigma_{сж} = 45 \text{ МПа}$; $\sigma_{сдв} = 18 \text{ МПа}$; $\sigma_{раст} = 8,5 \text{ МПа}$; $\gamma = 24 \text{ Н/дм}^3$; размер отдельности в массиве $l_{ср} = 0,8 \text{ м}$, породы сухие); полезное ископаемое ($\sigma_{сж} = 130 \text{ МПа}$; $\sigma_{сдв} = 29 \text{ МПа}$; $\sigma_{раст} = 11 \text{ МПа}$; $\gamma = 35 \text{ Н/дм}^3$; $l_{ср} = 0,7 \text{ м}$; породы обводнены); выемка пород производится карьерным экскаватором ЭКГ-8и; показатель трудности бурения $P_b = 6$ (вскрышные породы), $P_b = 18$ (полезное ископаемое); показатель трудности экскавации по взорванным породам $P_3'' = 5 \div 7$.

РЕШЕНИЕ. 1. Удельный эталонный расход ВВ определяется по формуле:

$$q_3 = 2 \cdot 10^{-1} \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} + \gamma), \text{ г/м}^3$$

На основе исходных данных имеем:

а) для вскрышных пород (плотный мел):

$$q_3 = 0,2 \cdot (45,0 + 18,0 + 8,5 + 24) = 19,1 \text{ г/м}^3,$$

данные породы средней трудности взрывания (II класс, 10-я категория)

б) для полезного ископаемого:

$$q_3 = 0,2 \cdot (130,0 + 29,0 + 11,0 + 35) = 41 \text{ г/м}^3$$

Полезное ископаемое представлено железистыми кварцитами исключительно трудновзрывааемыми (V класс, 21 категория)

2. Проектный удельный расход ВВ определяется по формуле:

$$q_{\text{п}} = q_3 \cdot K_{\text{ВВ}} \cdot K_{\text{д}} \cdot K_{\text{Т}} \cdot K_{\text{сз}} \cdot K_{\text{V}} \cdot K_{\text{сп}}, \text{ г/м}^3$$

где $K_{\text{ВВ}}$ — переводной коэффициент от аммонита №6ЖВ; $K_{\text{д}}$ — коэффициент, учитывающий потребную степень дробления; $K_{\text{д}} = 0,5/d_{\text{ср}}$;

$d_{\text{ср}}$ — требуемый средний размер куса взорванной породы, м ($d_{\text{ср}} = (0,15 - 0,2) \sqrt[3]{E}$, м); $K_{\text{Т}}$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость породного массива;

$$K_{\text{Т}} \approx 1,2 \cdot l_{\text{ср}} + 0,2$$

$l_{\text{ср}}$ — средний размер структурного породного блока, м;

$K_{\text{сз}}$ — коэффициент, учитывающий степень сосредоточенности зарядов ВВ;

K_{V} — коэффициент, учитывающий влияние объема взрываваемой породы;

$$K_{\text{V}}' = \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}}, \text{ при } H_y \leq 15 \text{ м;}$$

$$K_{\text{V}}'' = \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}}, \text{ при } H_y > 15 \text{ м;}$$

$K_{\text{сп}}$ — коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей n_c взрываваемой части массива (при $n_c = 5$; $K_{\text{сп}} = 5$; при $n_c = 4$; $K_{\text{сп}} = 4$; при $n_c = 3$; $K_{\text{сп}} = 3$; при $n_c = 2$; $K_{\text{сп}} = 2$; при $n_c = 1$; $K_{\text{сп}} = 1$); H_y — высота разрабатываемого уступа, м.

Для взрывания вскрышных пород с учетом исходных данных имеем: для выбора вида ВВ воспользуемся табличными данными. С учетом того, что скважины сухие выбирается зерногранулит 79/21. Из таблицы выбирается значение $K_{\text{ВВ}} = 1,0$. Значение $K_{\text{д}} = 0,5/d_{\text{ср}}$.

Для средневзрывааемых пород

$$d_{\text{ср}} = (0,15 - 0,2) \sqrt[3]{E}, \text{ м}$$

$$\text{В нашем случае } d_{\text{ср}} = 0,2 \sqrt[3]{8} = 0,4 \text{ м,}$$

$$\text{отсюда } K_{\text{д}} = 0,5/0,4 = 1,25.$$

$$\text{Значение } K_{\text{Т}} = 1,2 \cdot 0,8 + 0,2 = 1,16.$$

$$\text{Значение } K_{\text{V}} = \sqrt[3]{\frac{15}{15}} = 1$$

При взрывании применяется короткозамедленное порядное взрывание, что характеризуется наличием 2-х свободных поверхностей, тогда

$$K_{\text{сп}} = 8$$

В результате имеем, с учетом значения $K_{\text{сз}} = 0,9$ при $d_c = 160$ мм (скважины бурятся станком СВР-160):

$$q_{\text{п}} = 19,1 \cdot 1,0 \cdot 1,25 \cdot 1,16 \cdot 0,9 \cdot 1,0 \cdot 8 = 195 \text{ г/м}^3.$$

Для плотных мелов, слагающих вскрышную толщу проектный удельный расход ВВ

$$q_{\text{п}} = 195 \text{ г/м}^3.$$

Соответственно для железистых кварцитов: в качестве ВВ используем алюмотол (скважины обводнены), $K_{\text{сз}} = 0,83$.

Так как полезное ископаемое исключительно трудно взрывааемое

$$d_{\text{ср}} = 0,15 \sqrt[3]{E} = 0,3 \text{ и } K_{\text{д}} = 1,6.$$

Кварциты малотрещиноваты и

$$K_{\text{Т}} \approx 1,2 \cdot 0,7 + 0,2 = 1,04.$$

Значение

$$K_v = 3\sqrt{\frac{15}{15}} = 1$$

При взрывании применимо короткозамедленное взрывание (клиновое взрывание) $K_{сн} = 6$, так как три свободных поверхности характеризуют такой взрыв. Кварциты исключительно трудно взрываемые, буром $d_c = 320$ мм и $K_{сз} = 1,4$.

В результате имеем:

$$q_{п} = 41 \cdot 0,83 \cdot 1,6 \cdot 1,04 \cdot 1,4 \cdot 1,0 \cdot 6 = 448 \text{ г/м}^3.$$

Для железистых кварцитов, представляющих полезное ископаемое, проектный удельный расход ВВ:

$$q_{п} = 448 \text{ г/м}^3.$$

Таблица 1

Породы по взрываемости в массиве	Значение Кс.з. при диаметре скважины, мм		
	100	200	300
Легковзрываемые	0,95-1,0	1,0	1,05-1,1
Средневзрываемые	0,85-0,9	1,0	1,2-1,25
Трудновзрываемые	0,7-0,8	1,0	1,4

ЗАДАЧА №6. Определить допустимый максимальный размер кусков горной массы d_{max} .

ДАНО:

а) руду грузят экскаваторами ЭКГ -8 И (емкость ковша $E = 8$ м³) в автосамосвалы БелАЗ-548 (кузов $V=21.7$ м³) и доставляют к дробилке ШДП-15 x 21 (ширина приемного отверстия $B = 1.5$ м);

б) породу грузят экскаватором ЭКГ -4.6 (емкость ковша $E = 4.6$ м³) на ленточный конвейер (ширина ленты $B = 1.2$ м).

РЕШЕНИЕ.

Допустимый размер куска:

- исходя из вместимости ковша экскаватора

$$d < 0.75 \cdot 3\sqrt{E} = 0.75 \cdot 3\sqrt{(8-4.6)} = 1.5 - 1.22 \text{ м}$$

- исходя из емкости кузова автосамосвала

$$d < 0.5 \cdot 3\sqrt{V} = 0.5 \cdot 3\sqrt{21.7} = 1.4 \text{ м}$$

- исходя из размера приемного отверстия дробилки

$$d < (0.75-0.85) \cdot B = 0.8 \cdot 1.5 = 1.2 \text{ м}$$

- исходя из ширины конвейерной ленты

$$d < 0.5 \cdot B + 0.1 = 0.5 \cdot 1.2 + 0.1 = 0.7 \text{ м}$$

Ответ : а) $d_{max} = \{1.5; 1.4; 1.2\} = 1.2 \text{ м}$

б) $d_{max} = \{1.22; 0.7\} = 0.7 \text{ м}.$

ЗАДАЧА №7. Определить параметры развала при взрывании вскрышных пород и угля соответственно на дробление и сотрясение; изобразить развалы графически.

ДАНО: вскрышные породы и уголь III и II категории трещиноватости; количество рядов скважин на вскрыше и угле соответственно $n_{рв} = 3$ и $n_{ру} = 2$; проектный удельный расход ВВ на вскрыше $q_{нв} = 400$ г/м, на угле $q_{ну} = 150$ г/м³; высота уступа на вскрыше $H_{у\text{в}} = 20$ м, на угле $H_{у\text{у}} = 8$ м; показатели трудности бурения: $P_{\text{бв}} = 6,5$, $P_{\text{бу}} = 4$; взрывание производить при условии минимальной ширины развала; $\gamma_{\text{в}} = 2,5$ т/м³; $\gamma_{\text{у}} = 1,3$ т/м³.

РЕШЕНИЕ.

1. Ширина развала при многорядном короткозамедленном взрывании на подобранный забой:

$$B_{\text{м}} = K_3 \cdot B_0 + (n_{\text{р}} - 1) \cdot b, \text{ м,}$$

где K_3 — коэффициент дальности отброса взорванной породы; n_p — число рядов скважин ($n_{p,вск} = 3$, $n_{p,уз} = 2$); B_0 — ширина развала при однорядном мгновенном взрывании, м.; b — расстояние между рядами скважин, м.

Величина

$$B_0 \approx K_B \cdot K_\beta \cdot \sqrt{q_n} \cdot H_y, \text{ м,}$$

где K_e — коэффициент, характеризующий взрываемость породы; K_β — коэффициент, учитывающий угол наклона скважин; d_n — кг/м³; H_y — м.

При указанных в условиях величинах $П_6$ и категориях трещноватости следует отнести вскрышные породы к средней трудности взрывания, уголь — к легковзрываемым породам. При этом $K_{e,вск} = 2,8$ и $K_{e,уз} = 3,3$ т.к. породы следует отнести к нижним пределам диапазонов взрываемости.

Исходя из условия достижения минимальной ширины развала, бурение должно приниматься вертикальными скважинами. Возможность бурения вертикальных скважин должна проверяться:

- а) при заданном диаметре скважин — по требуемой величине СПП и возможности ее достижения;
- б) если диаметр скважин не задан — по требуемому диаметру скважин и возможности бурения таких скважин станками типажного ряда.

По возможности безопасного обуривания уступа

$$W_{\min} = H_y \cdot \text{ctg } \alpha + C, \text{ м}$$

где α — угол откоса уступа, градус ($\alpha = 70^\circ$); C — минимально допустимое расстояние от скважин до верхней бровки уступа, м ($C = 3$ м).

На вскрышном уступе $W_{\min} = 8 \cdot 0,364 + 3 = 6$ м.

Возможная величина сопротивления по подошве:

$$\text{а) по проработке подошвы, м, } W_{np}' = 53 \cdot K_B \cdot d_c \cdot \sqrt{\frac{\Delta K_{BB}}{\lambda}}, \text{ м,}$$

где K_e — коэффициент, учитывающий взрываемость пород $K_{e,вск} = 1,1$; $K_{e,уз} = 1,2$; d — диаметр скважин, м; Δ — плотность заряжения, кг/дм³; $K_{ев}$ — переводной коэффициент ВВ; γ — плотность пород в массиве, т/м³ (кг/см³).

Исходя из условий задания следует предполагать применение на вскрышных работах станка СБШ-200, а в качестве ВВ — зерногранулита, и на добычных работах станка СВР-160, в качестве ВВ — игданита.

При этом $d_{c,вск} = 0,2$ м; $d_{c,уз} = 0,16$ м; $K_{ев,вск} = 1,0$; $K_{ев,уз} = 1,3$.

$$\text{На вскрышном уступе } W_{np}' = 53 \cdot 1,1 \cdot 0,2 \cdot \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1,0}{2,5}} = 7,0 \text{ м.}$$

$$\text{На добычном уступе } W_{np}' = 53 \cdot 1,2 \cdot 0,16 \cdot \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1,13}{1,3}} = 9 \text{ м.}$$

Из поверочных расчетов следует, что применение вертикальных скважинных зарядов при принятых условиях возможно только на добычном уступе. На вскрышном уступе применение более мощных ВВ не позволяет существенно увеличить СПП. Только увеличение диаметра скважин до 300 мм и более позволяет применять вертикальные скважины на вскрыше. Судя по высоте уступа на вскрышных работах предполагается использование мощных экскаваторов ($E = 12,5$; $E = 15$; $E = 20$ м³). При этих условиях здесь возможно увеличение диаметра взрывных скважин. С учетом показателя $П_6$ здесь возможно и целесообразно использование станка СБШ-400. При этом

$$W_{np}' = 53 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1,0}{2,5}} = 14,0 \text{ м.} > W_{\min} \text{ Таким образом, • на вскрышном уступе}$$

$$B_{o,вск} = 2,8 \cdot 1,0 \cdot \sqrt{0,4 \cdot 20} \approx 35 \text{ м, • на добычном уступе } B_{o,уз} = 3,3 \cdot 1,0 \cdot \sqrt{0,15 \cdot 8} \approx 10,5 \text{ м.}$$

1.2. При двухрядном расположении скважин на добычном уступе практически возможна только порядная схема взрывания. На вскрышном уступе для уменьшения ширины развала следует применить диагональную пологую схему взрывания. При этом $K_{3,уз} = 1,0$ и $K_{3,вск} = 0,8$.

Расстояние между рядами скважин: $b \approx \sqrt{\frac{K_1 \cdot P}{q}}$, м, где — коэффициент, характеризующий

трудность взрывания пород ($K_{лвск} = 0,8$; $K_{луг} = 0,65$); P - вместимость скважин, кг/м. Величина P определяется в виде $P = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta$, кг/м, где d_c — диаметр скважины, дм; Δ - плотность заряжения ВВ, кг/дм³. Для вскрышных пород $P = 7,85 \cdot 4^2 \cdot 0,9 = 112,8$ кг/м. Для угля $P = 7,85 \cdot 1,6^2 \cdot 0,9 = 18,1$ кг/м. Тогда

$$b_{вск} = \sqrt{\frac{0,8 \cdot 112,8}{0,4}} = 15 \text{ м},$$

$$b_{уг.} = \sqrt{\frac{0,65 \cdot 18,1}{0,15}} = 8,9 \approx 9 \text{ м},$$

Таким образом (рис.4) $B_{м.вск} = 0,8 \cdot 35 + (3-1) \cdot 14 = 56$, м,

$$B_{м.уг.} = 1,0 \cdot 10,5 + (2-1) \cdot 9 = 19,5 \text{ м}.$$

2. Высота развала зависит от формы его поперечного сечения, ширины и коэффициента разрыхления взорванной породы.

а) Для вскрышных пород форма развала при трехрядном взрывании может приниматься близкой к трапециевидальной.

Коэффициент разрыхления породы в отброшенной части развала $K_r \approx 1,4$. Во внешней части блока $K_r \approx 1,3$. В зоне однорядного взрывания $K_{р.ср.} \approx 1,32$. В зоне 2-го и 3-го рядов скважин $K_{р.ср.} \approx 0,9$, $K_r \approx 1,17$. Средневзвешенный коэффициент разрыхления породы в развале

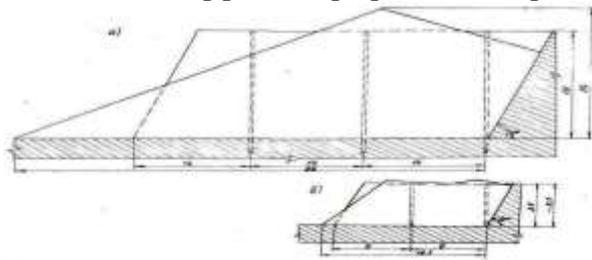


Рис. 4. Схема развала на уступе: а) вскрышной уступ; б) добычный уступ

$$K_{р.ср.вск.} = \frac{1,32 \cdot 1,0 + 1,17 \cdot 2}{3} \approx 1,22$$

Высота развала приближено составит

$$H_p \approx \frac{Ш_{в.б.} \cdot H_y \cdot K_{р.ср.в.}}{0,5 \cdot (B_{м.вск.} + P)} \approx \frac{42 \cdot 20 \cdot 1,22}{0,5 \cdot (58 + 28)} \approx 24 \text{ м}.$$

где $Ш_{в.б.}$ - ширина взрываемого блока, м ($Ш_{в.б.} = W + 2b$).

б) Для угля, аналогично, $K_{р.ср.в.} = 1,05$. объем отброшенной части развала примерно равен уменьшению площади взрываемого блока. При этом $H_p \approx H_y \cdot K_{р.ср.в.} \approx 8 \cdot 1,05 \approx 8,4$ м.

ЗАДАЧА №8. Определить экскавируемость вскрышных пород и полезного ископаемого

ДАНО относительные показатели трудности бурения

$П_{б.вск} = 7,1$, $П_{б.иск.} = 2,7$; $\sigma_{сж.вск.} = 62$ МПа; $\sigma_{сдв.вск.} = 9,5$ МПа;

$\sigma_{раст.вск.} = 5,5$ МПа; $\gamma_{вск.} = 24$ Н/дм³; $l_{ср.вск.} = 45$ см; $\sigma_{раст.иск.} = 3$ МПа;

$\gamma_{иск.} = 13,5$ Н/дм³; $l_{ср.иск.} = 10$ см; $q_{вск.} = 420$ г/м³; $q_{иск.} = 200$ г/м³; $n_{р.скв} = 3$; $d_{с.иск.} = 160$ мм; $H_{у.вск.} = 20$ м; $H_{у.иск.} = 10$ м.

РЕШЕНИЕ.

1. Экскавируемость вскрышных пород и полезного ископаемого в массиве.

Показатель трудности экскавации пород в массиве определяется по эмпирической формуле

$$П'_3 = 3 \cdot \lambda \cdot (0, \sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,03 \cdot \gamma,$$

где λ – коэффициент структурного ослабления пород в массиве в направлении копания; $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ – показатели прочности породы в образце, МПа; γ – плотность пород в массиве, Н/дм³.

1. Для вскрышных пород при копании по трещинам $\lambda = 0,1$; при копании перпендикулярно трещинам $\lambda = 1,0$; при копании параллельно трещинам $\lambda = 0,475$; при копании под углом к трещинам $\lambda = 0,715$.

Таким образом:

а) при копании по трещинам

$$P'_{э.в.} = 3 \cdot 0,1 (0,2 \cdot 62,0 + 9,5 + 5,5) + 0,03 \cdot 24 = 9 ;$$

б) при копании перпендикулярно трещинам

$$P'_{э.в.} = 3 \cdot 1,0 (0,2 \cdot 62,0 + 9,5 + 5,5) + 0,03 \cdot 24 = 83 ;$$

2. для полезного ископаемого при копании по трещинам $\lambda = 0,03$, при копании перпендикулярно трещинам $\lambda = 1,0$; при копании параллельно трещинам $\lambda = 0,645$.

Таким образом:

а) при копании по трещинам

$$P'_{э.и.} = 3 \cdot 0,03 \cdot (0,2 \cdot 17,0 + 5,5 + 3,5) + 0,03 \cdot 13,5 \approx 1,5;$$

б) при копании перпендикулярно трещинам

$$P'_{э.и.} = 3 \cdot 1,0 \cdot (0,2 \cdot 17,0 + 5,5 + 3,5) + 0,3 \cdot 13,5 \approx 36,4.$$

II. Экскавируемость взорванных вскрышных пород и полезного ископаемого.

Показатель трудности экскавации разрушенных пород определяется по эмпирической формуле:

$$P''_э = 0,022 \cdot A + \frac{10A}{(K_p)^9},$$

где $A = \gamma \cdot g \cdot d_{ср} + \sigma_{сдв}$; $d_{ср}$ – средний размер кусков разрушенной породы, м; γ – плотность породы в образце, Н/дм³; $\sigma_{сдв}$ – сопротивление породы сдвигу в образце, МПа; K_p – коэффициент разрыхления породы в развале.

Ориентировочный средний размер куска взорванной породы определяется по формуле:

$$d_{ср} = 0,175 \sqrt[3]{E}, \text{ м.}$$

Показатели кусковатости и разрыхления взорванных пород целесообразно определять

по формулам $d_{ср} = \frac{60}{\frac{1}{l_{ср}} + \frac{300 + H_y}{100 + d_c} \cdot q}$, см

где $l_{ср}$ – средний размер структурного блока породы в массиве, м; H_y – высота уступа, м; d_c – диаметр взрывной скважины, мм; q – удельный расход ВВ, кг/м³.

1. Для вскрышных взорванных пород

$$d_{ср} = \frac{60}{\frac{1}{0,45} + \frac{300 + 15}{100 + 200} \cdot 0,42} = 22,5 \text{ см}$$

Коэффициент разрыхления взорванных вскрышных пород ориентировочно равен

$$P''_э = 0,022 \cdot [24 \cdot 10 \cdot 0,225 + 9,5 + \frac{10 \cdot (24 \cdot 10 \cdot 0,225 + 9,5)}{(1,27)^9}] = 3,05.$$

2. Для взорванного полезного ископаемого (угля)

$$d_{ср} = \frac{60}{\frac{1}{0,1} + \frac{300 + 15}{100 + 160} \cdot 0,2} \approx 6 \text{ см}$$

Коэффициент разрыхления (средневзвешенный) взорванного угля ориентировочно

$$P''_{э.и.} = 0,022 \cdot [13,5 \cdot 10 \cdot 0,06 + 5,6 + \frac{10 \cdot (13,5 \cdot 10 \cdot 0,06 + 5,6)}{(1,19)^9}] = 0,93.$$

II. При разработке крутопадающих месторождений наиболее вероятным является копание пород в массиве под углом к трещинам. При такой посылке вскрышные породы относятся к

внекатегорным породам по трудности экскавации в массиве, а полезное ископаемое – к VIII классу (24 категория) по трудности экскавации (табл.1)

После взрывания разрушенная вскрышная порода относится к II классу (4 категории) по трудности экскавации, а разрушенное полезное ископаемое (уголь) – к (I категории) (табл. 3).

Практическое занятие №2. Решение задач по выемочно – погрузочным, транспортным и отвальным процессам.

ЗАДАЧА №1.

Определить годовую эксплуатационную производительность экскаваторов ЭКГ-8, ЭКГ-15 и ЭКГ-20 в условиях карьера Мурунтау.

ДАНО: Определить годовую эксплуатационную производительность экскаваторов ЭКГ-8, ЭКГ-15 и ЭКГ-20 в условиях карьера Мурунтау в крепких породах при угле поворота 180^0 для следующих исходных данных.

Решение.

1. Экспериментальными замерами гранулометрического состава разрушенных взрывом пород в условиях карьера Мурунтау установлено, что величина $d_{cp} = 14,5 \div 28$ см. Принимаем для расчетов среднее значение $d_{cp} = 0,21$ м.

2. Продолжительность цикла $t_{ц}$ для экскаваторов ЭКГ-8, ЭКГ-15 и ЭКГ-20 соответственно равна $t_{ц} = 37,4, 41,3$ и $50,0$ с.

3. Коэффициент полезной работы экскаватора $k_{ин} = 0,88$.

4. Учитывая перерывы в работе из-за нехватки автотранспорта коэффициент укомплектованности экскаватора автосамосвалами принимаем $k_{мп} = 0,75$;

5. Коэффициент технологической готовности забоя $k_{мех} = 0,84$.

6. Число рабочих дней в году (по нормативным показателям) при непрерывной рабочей неделе составляет $n_{дн} = 355$ дней. Количество смен в сутки $n_{см} = 2$ смены.

7. Коэффициент использования экскаватора во времени примем равным $k_{в} = 0,8$.

8. Коэффициент использования годового фонда времени $k_{и.год} = 0,6$.

9. Продолжительность погрузочной смены $T_{см} = 11,4$ ч, (36 минут отводится на прием и сдачу смены);

С учетом приведенных обоснований, технологических условий, ограничений и значений коэффициентов техническая производительность экскаватора при погрузке в автотранспорт

согласно формуле $Q_{мех} = \frac{2450E_{к} - 1900d_{cp}^2 + 36d_{cp}}{t_{ц}}, м^3/час.$ составит:

$$\text{ЭКГ-8: } Q_{мех} = \frac{2450 \cdot 8}{37,4} - 1900 \cdot 0,21^2 + 36 \cdot 0,21 = 449, \text{ м}^3/\text{час};$$

$$\text{ЭКГ-15: } Q_{мех} = \frac{2450 \cdot 15}{41,3} - 1900 \cdot 0,21^2 + 36 \cdot 0,21 = 814, \text{ м}^3/\text{час};$$

$$\text{для ЭКГ-20 } Q_{мех} = \frac{2450 \cdot 20}{50,0} - 1900 \cdot 0,21^2 + 36 \cdot 0,21 = 904, \text{ м}^3/\text{час.} \quad \text{Сменную}$$

эксплуатационную производительность для конкретных условий, учитывающих организацию работ и качество взрывного дробления пород для каждого типа экскаваторов, определяем по формуле :

$$Q_{см} = Q_{мех} k_{ин} T_{см} k_{мп} k_{мех} k_{в}$$

$$\text{ЭКГ-8: } Q_{см} = 449 \cdot 0,88 \cdot 11,4 \cdot 0,75 \cdot 0,84 \cdot 0,8 = 2'245, \text{ м}^3/\text{смену};$$

$$\text{ЭКГ-15: } Q_{см} = 814 \cdot 0,88 \cdot 11,4 \cdot 0,75 \cdot 0,84 \cdot 0,8 = 4'070, \text{ м}^3/\text{смену};$$

$$\text{ЭКГ-20: } Q_{см} = 904 \cdot 0,88 \cdot 11,4 \cdot 0,75 \cdot 0,84 \cdot 0,8 = 4'520, \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Годовая эксплуатационная производительность экскаваторов при погрузке в автотранспорт определяется по формуле :

$$Q_{год} = Q_{см} n_{дн} n_{см} k_{и.год}, \text{ м}^3/\text{год}$$

где $n_{дн}$ - количество рабочих дней в году, $n_{дн} = 300 \div 355$ дней;

$n_{см}$ - количество смен в сутки;

$k_{и.год}$ - коэффициент использования годового фонда времени, $k_{и.год} = 0,5 \div 0,7$ (в среднем $k_{и.год} = 0,6$).

ЭКГ-8: $Q_{год} = 2245 \cdot 355 \cdot 2 \cdot 0,6 = 956,370$, м³/год;

ЭКГ-15: $Q_{год} = 4070 \cdot 355 \cdot 2 \cdot 0,6 = 1733820$, м³/год;

для ЭКГ-20: $Q_{год} = 4520 \cdot 355 \cdot 2 \cdot 0,6 = 1925520$, м³/год.

ЗАДАЧА №2. Определить производительность скрепера Д – 567 по наносам и графически изобразить забой

ДАНО: разработка и транспортирование наносов на расстояние $L_r = 200$ м; породы мягкие; горизонтальный забой – площадка; движение скрепера кольцевое.

РЕШЕНИЕ:

Сменная эксплуатационная производительность колесного самоходного скрепера Д-567 определяется по формуле:

$$Q_{ск.см} = 60 \cdot \frac{E}{T_{ц.р.}} \cdot T_{см} \cdot K_{ск} \cdot K_{и.ск}, м$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены – 8ч; $K_{и.ск}$ – коэффициент использования скрепера во времени = 0,8; E – емкость ковша 10 м³; $K_{ск}$ – коэффициент скреперования;

$$K_{ск} = \frac{K_{н.к.}}{K_{р.к.}} = \frac{0,88}{1,1} = 0,8;$$

$K_{н.к.}$ – коэффициент наполнения ковша; $K_{р.к.}$ - коэффициент разрыхления породы в ковше; $T_{ц.р.}$ продолжительность рабочего цикла, мин.;

$$T_{ц.р} = t_3 + t_{д.г.} + t_p + t_{д.п.} + t_b, \text{ мин};$$

где $t_3 = 1$ – продолжительность загрузки ковша, мин; $t_p = 0,5$ – продолжительность разгрузки, мин; $t_b = 1$ – продолжительность вспомогательных операций, мин;

$$t_{д.г.} = \frac{L_г}{V_г} = \frac{200}{50} = 4, \text{ мин};$$

- продолжительность движения скрепера с грузом, мин;

$$t_{д.п.} = \frac{L_n}{V_n} = \frac{200}{50} = 2,5 \text{ мин};$$

$t_{д.г.}$ и $t_{д.п.}$ – продолжительность движения скрепера с грузом и без груза, мин;

$L_г = L_n$ - расстояние движения скрепера с грузом и без груза, м; $V_г$ и V_n - скорость движения соответственно с грузом и без груза, м /мин;

$$T_{ц.р.} = 1 + 4 + 0,5 + 2,5 + 1 = 9 \text{ мин}.$$

Тогда

$$Q_{ск.см} = \frac{60 \cdot 10 \cdot 8 \cdot 0,8 \cdot 0,8}{9} = 341 \text{ м}^3 / \text{смену}.$$

Скреперный забой-площадка изображен на рис. 5.

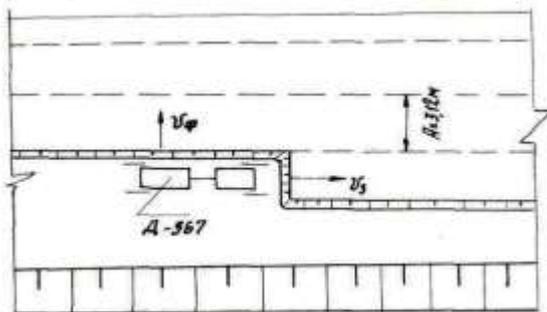


Рис. 5. Схема забоя-площадки скрепера Д-567

ЗАДАЧА №3. Определить углы откосов бортов карьера: нерабочего β и рабочего γ .

ДАНО: глубина карьера $H_K = 90$ м; система разработки продольная однобортвая; высота уступа $H_y = 15$ м; угол откоса борта рабочего уступа $\alpha_p = 75^\circ$; транспорт железнодорожный; ширина рабочей площадки $Ш_{p.n} = 60$ м; на каждом уступе нерабочего борта карьера транспортная берма $b_m = 12$ м; угол откоса борта нерабочего уступа $\alpha_n = 60^\circ$.

1. Количество разрабатываемых уступов (рис. 2.1):

$$n = \frac{H_K}{H_y} = 6 = \frac{90}{15} = 6$$

2. Угол откоса рабочего борта карьера:

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \gamma &= \frac{H_K}{(n-1) \cdot Ш_{p.n} + n \cdot H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha_p} = \\ &= \frac{90}{(6-1) \cdot 60 + 6 \cdot 15 \cdot \operatorname{ctg} 75^\circ} = 0,28; \gamma = 16^\circ. \end{aligned}$$

3. Угол откоса нерабочего борта карьера:

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \beta &= \frac{H_K}{(n-1) \cdot b_m + n \cdot H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha_n} = \\ &= \frac{90}{(6-1) \cdot 12 + 6 \cdot 15 \cdot \operatorname{ctg} 60^\circ} = 0,28; \beta = 39^\circ. \end{aligned}$$

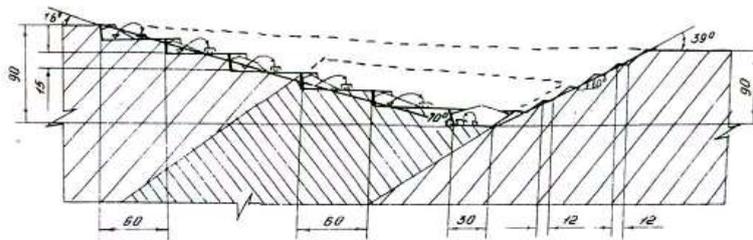


Рис.2.1. Схема конструкции рабочего и нерабочего бортов карьера

ЗАДАЧА №4. Определить максимальную высоту рабочей зоны $H_{p.z}$ при отработке крутопадающей залежи.

ДАНО: Ширина дна карьера $Ш_0 = 30$ м; глубина карьера $H_K = 240$ м; угол погашения бортов карьера $\beta = 40^\circ$;

$\gamma_v = \gamma_l = 18^\circ$ - углы откосов висячего и лежащего рабочих бортов карьера; высота уступа $H_y = 15$ м.

РЕШЕНИЕ.

Высота рабочей зоны: $H_{p.z} = \frac{B - Ш_0}{\operatorname{ctg} \gamma_v + \operatorname{ctg} \gamma_l}, \text{ м,}$

Где B - проектная ширина карьера на поверхности, м; $B = Ш_0 + 2 \cdot H_K \cdot \operatorname{ctg} \beta = 30 + 550 = 580$ м;

$$H_{p.z} = \frac{580 - 30}{3,08 + 3,08} \approx 90 \text{ м, т.е. количество рабочих уступов будет равно } 90/15 = 6.$$

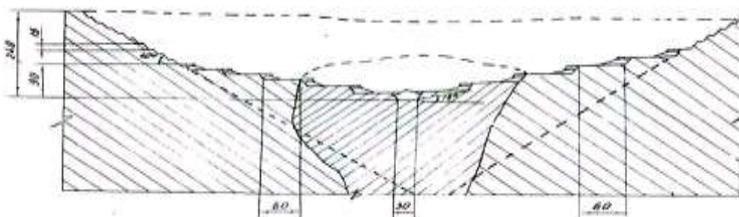


Рис. 2.2. Схема к определению рабочей зоны $H_{p.z}$ карьера

ЗАДАЧА №5. Определить скорость углубки Уг горных работ на карьере.

ДАНО: система разработки месторождения продольная двухбортовая; средняя длина фронта горных работ на уступе $L_{\phi} = 3000$ м; на каждом уступе работает два экскаватора ($n_{э}$) с годовой производительностью $Q_{э,г} = 2,0$ млн. м³; ширина дна разрезной траншеи $b_{р.м.} = 30$ м; ширина рабочей площадки на уступе $Ш_{р.п.} = 50$ м; высота разрабатываемого уступа $H_y = 15$ м; углы откосов бортов рабочих уступов со стороны висячего и лежащего боков залежи соответственно равны $\alpha_{р.в.} = \alpha_{р.л.} = 75^{\circ}$.

РЕШЕНИЕ.

$$\text{Скорость углубки горных работ: } V_2 = \frac{Q_{э,г}}{L_{б} \cdot [b_{р.м.} + 2Ш_{р.п.} + 2 \cdot H_y \cdot (\text{ctg} \alpha_{р.в.} + \text{ctg} \alpha_{р.л.})]} = \frac{2000000}{1500 \cdot [30 + 2 \cdot 50 + 2 \cdot 15 \cdot (\text{ctg} 75^{\circ} + \text{ctg} 75^{\circ})]} = 9,1 \text{ м.}$$

где $L_{б}$ - длина экскаваторного блока, м; $L_{б} = \frac{L_{\phi}}{n_{э}} = \frac{3000}{2} = 1500 \text{ м.}$

ЗАДАЧА № 6. Определить текущую глубину карьера H_m аналитическим методом для месторождения правильной формы. Определить конечную глубину карьера H_k при тех же условиях.

ДАНО: транспорт железнодорожный; $M_x = 40$ - мощность залежи, м; $m_x = 4$ мощность породного прослойка, м; $C_n = 8000$ - плановая себестоимость 1 м³ полезного ископаемого открытым способом, руб./м³; $C_0 = 2000$ - себестоимость собственной добычи 1 м³ полезного ископаемого, руб./м³; $C_г = 550$ - себестоимость 1 м³ вскрышной породы руб/м³; - залеж крутопадающая; $h_n = 20$ - мощность наносов, м.

РЕШЕНИЕ.

Глубина карьера зависит от большого количества факторов, основными из которых являются: мощность и условия залегания полезного ископаемого, рельеф поверхности, способ вскрытия, направление развития горных работ, экономические показатели открытых и подземных способов добычи. Учесть все эти факты в одной аналитической зависимости невозможно. Поэтому аналитическую зависимость могут использовать только для отдельных частных случаев, применительно к наиболее простым условиям (рис. 2.3).

Наиболее полное экономическое обоснование глубины карьера дает геометрический анализ карьерного поля.

Условие экономичности открытых горных работ:

$$K_m \leq K_{гп} = \frac{C_n - C_0}{C_г} = \frac{8000 - 2000}{550} = 10,9 \approx 11 \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

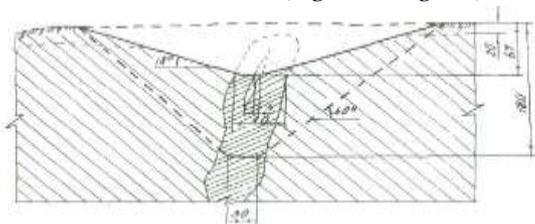
где K_m , $K_{гп}$ - соответственно текущий и граничный коэффициенты вскрытий, м³/м³.

Если поверхность ровная, имеем:

$$K_m^x = \frac{H_m^x \cdot (\text{ctg} \gamma_{л}^x + \text{ctg} \gamma_{в}^x) + m_x}{M_x - m_x}, \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Подставляя значение K_m , и решая уравнение относительно H_m^x , имеем:

$$H_m = \frac{(C_n - C_0) \cdot (M_x + m_x) - C_г \cdot m_x}{C_г \cdot (\text{ctg} \gamma_{л}^x + \text{ctg} \gamma_{в}^x)} = \frac{(8000 - 2000) \cdot (40 + 4) - 550 \cdot 4}{550 \cdot (\text{ctg} 18^{\circ} + \text{ctg} 18^{\circ})} = \frac{600 \cdot 36 - 550 \cdot 4}{550 \cdot 5,8} = 67 \text{ м}$$



Ряс.2.3. Схема определения текущей (H_m) и конечной (H_k) глубины карьера аналитическим методом

Определить конечную глубину карьера H_k , (по В.В. Ржевскому).

ДАНО: углы погашения бортов карьера лежачего и висячего боков залежи $\gamma_n = \gamma_e = 40^\circ$; ширина дна карьера $Ш_0 = 30\text{м}$.

РЕШЕНИЕ.

Конечная глубина карьера, это такая глубина, до которой еще экономически выгодно продолжать открытые горные разработки при неизменном контуре карьера на поверхности, а работы развиваются вглубь путем доведения углов откоса бортов до соответствующих углов погашения (рис. 2.3).

Таким образом конечная глубина карьера (H_k) является функцией от установленного положения верхних бровок и углов откосов бортов на момент погашения:

$$H_k = \frac{(B - Ш_0) \cdot \sin \gamma_n \cdot \sin \gamma_e}{\sin(\gamma_e + \gamma_n)}, \text{ м},$$

Где B – ширина карьера поверху, м; $Ш_0$ – ширина дна карьера, м;

$$B = Ш_0 + H_m \cdot (\text{ctg} \gamma_e^x + \text{ctg} \gamma_n^x) = 30 + 67 \cdot (\text{ctg} 18^\circ + \text{ctg} 18^\circ) = 30 + 67 \cdot 5.8 = 418 \text{ м}.$$

Тогда,

$$H_k = \frac{(418 - 30) \cdot \sin 40^\circ \cdot \sin 40^\circ}{\sin(40^\circ + 40^\circ)} = \frac{388 \cdot 0,41}{0,98} = \frac{159}{0,98} = 162 \text{ м}.$$

Глубина карьера, с учетом того, что разработка наносов дешевле чем - коренных или полускальных пород, будет больше.

Это можно установить путем замены мощности насосов h_n , эквивалентной мощностью коренных пород h_s , согласно выражению:

$$h_s = \frac{C_n \cdot h_n}{C_e} = \frac{350 \cdot 20}{550} = 12,7 \text{ м},$$

где $C_n = 350$ - стоимость разработки, м^3 наносов, руб.

Полная глубина карьера определяется как сумма H_m и разность мощности наносов h_n и эквивалентной мощности коренных пород h_s .

$$\left(h_n - h_s = \frac{C_e - C_n}{C_e} \cdot h_n \right),$$

Т.е.

$$H_m' = H_m + (h_n - h_s) = 67 + (20 - 12,7) = 74,3 \text{ м},$$

Где $h_n = 20$ – мощность наносов, м.

Тогда: $B = 30 + 74,3 \cdot 5,8 = 460 \text{ м}$.

$$H_k = \frac{(460 - 30) \cdot 0,41}{0,98} = 180 \text{ м}.$$

Таким образом получается, что мы отыскиваем не конечную глубину карьера и затем отстраиваем верхний контур карьера, а, наоборот, находим границы карьера на уровне поверхности и затем, в соответствии с величиной углов откоса бортов карьера на момент погашения работ, находим конечную глубину карьера.

ЗАДАЧА №7. Определить конечную глубину карьера

ДАНО: Определить конечную глубину карьера при разработке месторождения со следующими параметрами: мощность рудного тела $m = 30$ м; угол падения рудного тела $\alpha = 60^\circ$; вмещающие породы с коэффициентом крепости $f = 10$; объемный вес руды $\gamma_{nu} = 2,6 \text{ т/м}^3$; коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр $k_{из} = 0,9$.

Решение.

По аналогии с карьером на месторождении со сходными условиями цена товарной руды составляет $Ц_{mp} = 50\ 000$ сум/т, а себестоимость вскрыши $C_{вскр} = 1\ 000$ сум/м³. Согласно

формуле $k_{cp} = \frac{Ц_{m.p.}}{\gamma_{н.и.} \cdot C_{вскр}}$, м³/м³

границный коэффициент вскрыши составляет: $k_{cp} = \frac{50000}{2,6 \cdot 500} = 3,8 \text{ м}^3/\text{м}^3$

По табл. определяем, что для пород с $f = 10$ ориентировочно угол наклона борта карьера можно принять $\beta_в = \beta_л = 40^\circ$.

Таблица 1.6.1

Ориентировочные значения углов откоса нерабочего борта карьера

Коэффициент крепости	Угол откоса нерабочего борта (градусы) при глубине карьера, м				
	≤90	≤180	≤240	≤300	≤300
15-20	60-68	57-65	53-60	48-54	43-49
8-14	50-60	48-57	45-53	42-48	37-43
3-7	45-50	41-48	39-45	36-43	32-37
1-2	30-43	28-41	26-39	26-39	-

Горизонтальная мощность рудного тела определяется по формуле $m_z = \frac{m}{\sin \alpha}$:

$$m_z = \frac{m}{\sin \alpha} = \frac{30}{\sin 60^\circ} = 34,5 \text{ м.}$$

После подстановки известных значений в формулу $H_k = \frac{m_z \cdot k_{zp} \cdot k_{uz}}{\text{ctg} \beta_в + \text{ctg} \beta_л}$, м, получим конечную глубину карьера:

$$H_k = \frac{34,5 \cdot 3,8 \cdot 0,9}{\text{ctg} 40^\circ + \text{ctg} 40^\circ} = 49 \text{ м} \approx 50 \text{ м.}$$

ЗАДАЧА №8. Рассчитать показатели автомобильного транспорта

ДАНО: расстояние транспортирования 2,5 км; количество полос движения $\Gamma = 2$; покрытие дороги - щебеночное; экскаватор ЭКГ-8и; породы – взорванный кремнистый песчаник; грузооборот $W_{\text{час}} = 700$.

РЕШЕНИЕ: 1. Рациональная вместимость V_a кузова автосамосвала приведена в табл. Таблица

Емкость ковша экскаватора, $E, \text{м}^3$	Вместимость кузова автосамосвала $V_a \text{ м}^3$ при различном расстоянии транспортирования, км			
	1- 2	3 - 4	5 - 6	7 - 8
3,2	17,6	20,5	25,6	32,0
4	22,0	25,6	32,0	40,0
5	26,0	31,0	38	48
6,3	32,8	39,0	48,0	60,0
8,0	37,6	45,6	58,4	74,4
10,0	47	57	73	90
12,5	53,8	66,3	85	108,8
16,0	68,8	84,8	108,8	139,2
20,0	80,0	100	130	160
75	100	125	162,5	200

2. Продолжительность времени погрузки (в с):

$$t_n = \frac{V_a \cdot T_u \cdot K_{н.к.}}{E \cdot \gamma_c} \text{ при } \frac{g \cdot q_a}{V_a \cdot \gamma_c} \cdot K_{п.к.} \leq 1$$

$$t_n = \frac{q_a \cdot T_u \cdot K_{п.к.}}{E \cdot \gamma_c} \text{ при } \frac{g \cdot q_a}{V_a \cdot \gamma_c} \cdot K_{п.к.} > 1$$

где q_a - грузоподъемность автосамосвалов, т;
 $K_{ш}$ - коэффициент, учитывающий наличие «шапки»
($K_{ш} = 1,1 \div 1,15$).

Таблица

Емкость ковша экскаватора, Е, м ³	Рациональные отношения V_a/E при расстояниях транспортирования, км			
	1- 2	3 - 4	5 - 6	7 - 8
3,2	5,5	6,4	8	10
4	5,5	6,4	8	10
5	5,2	6,2	7,6	9,6
6,3	5,2	6,2	7,6	9,6
8,0	4,7	5,7	7,3	9,3
10,0	4,7	5,7	7,3	9,3
12,5	4,3	5,3	6,8	8,7
16,0	4,3	5,3	6,8	8,7
20,0	4	5	6,6	8
75	4	5	6,5	8

3. Продолжительность времени движения (в с) направления $t_{дв} = \frac{L_{гр}}{V_{гр}} + \frac{L_{пор}}{V_{пор}}$,

где $V_{гр}$ и $V_{пор}$ - скорости движения соответственно в грузовом и порожняковом направлениях (табл.) $L_{гр}$ и $L_{пор}$ - длина грузового и порожнякового, м.

4. Продолжительность времени рейса (в с) $T_p = t_n + t_{дв} + t_p + t_m'$

где t_p - продолжительность времени разгрузки ($t_p = 40 \div 90$ с); ($t_m = 80 \div 120$ с).

5. Техническая производительность (в м³/ч) автосамосвала $\frac{3600}{T_p} \cdot V_a$ при $\frac{g \cdot q_a \cdot K_{п.к.}}{V_a \cdot \gamma_c} \leq 1$

$Q_m =$

$$\frac{3600}{T_p} \cdot \frac{q_a \cdot K_{п.к.}}{\gamma_c} \text{ при } \frac{g \cdot q_a \cdot K_{п.к.}}{V_a \cdot \gamma_c} > 1$$

6) Часовая пропускная способность автодороги для ограничивающего перегона (как правило, это участок дороги в капитальной траншее):

$$N = \frac{3600 \cdot V_1 \cdot n}{S} \cdot K_n,$$

где V_1 - скорость движения на руководящем уклоне, м/с; n - число полос движения (K_n - коэффициент неравномерности движения ($K_n = 0,5 \div 0,8$); S - интервал следования машин, м (расстояние видимости);

$$S = 0,04 \cdot V_1^2 + V_1 + 6.$$

7. Провозная способность автодороги (в м³/ч)

$$N \cdot \frac{q_a \cdot K_p}{\gamma_c} \text{ при } \frac{g \cdot q_a \cdot K_{п.к.}}{V_a \cdot \gamma_c} \leq 1$$

$M =$

$$N \cdot V_a \text{ при } \frac{g \cdot q_a \cdot K_{п.к.}}{V_a \cdot \gamma_c} > 1$$

8. Проверка соответствия провозной способности автодороги требуемому грузообороту, т.е.

$$M \geq W_{\text{час}}$$

9. При несоблюдении данного условия увеличивается мощность автосамосвала или изменяется условия движения

Показатели автотранспорта.

1. Для данного расстояния транспортирования при погрузке экскаватором ЭКГ-8И принимаем по табл. вместимость кузова $V_a = 40 \text{ м}^3$, что соответствует модели автосамосвала БелАЗ – 549 с грузоподъемностью $q = 75,0 \text{ т}$ и вместимостью $V_a = 41 \text{ м}^3$.

2. Величина

$$\frac{g \cdot g_a \cdot K_{p.k.}}{V_a \cdot \gamma_c} = \frac{75 \cdot 9,81}{41} \cdot \frac{1,53}{28} = 0,9 < 1.$$

3. Продолжительность времени погрузки (с) ($T_{ц} = 30 \text{ с}$; $K_{н.к.} = 1,08$):

$$t_{ц} = \frac{41}{18} \cdot \frac{30}{1,08} \cdot 1,05 \approx 150.$$

4. Продолжительность времени движения (с) ($V_{гр} = 8 \text{ м/с}$; $V_{пор} = 12 \text{ м/с}$):

$$t_{дв} = \frac{2500}{8} + \frac{2500}{12} = 520.$$

5. Продолжительность времени рейса (с) ($t_p = 60 \text{ с}$; $t_m = 100 \text{ с}$):

$$T_p = 150 + 520 + 60 + 100 = 830$$

6. Техническая производительность автосамосвала БелАЗ-549 при транспортировке взорванного крепнистого песчаника:

$$Q_m = \frac{3600}{830} \cdot 41 = 178 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

7. Часовая пропускная способность двухполосной автодороги ($n = 2$; $V_1 = 4 \text{ м/с}$; - интервал следования машин равен $0,04 \cdot 4^2 + 4 + 6 = 17 \text{ м}$; $K_n = 0,7$):

$$N_p = \frac{3600 \cdot 4 \cdot 2 \cdot 0,7}{17} = 1186 \text{ маш/час}.$$

8. Провозная способность автодороги:

$$M = 118 \cdot 41 = 48626 \text{ м}^3/\text{час}$$

9. $M = 48626 > W_{\text{час}} = 700$. Следовательно, выбранная модель автосамосвала и условия движения отвечают требуемому грузообороту.

$$n_{ч} = \frac{10800}{305 \cdot 123} = 0,28 = 1 \text{ погр.}$$

Практическое занятие №3. Решение задач по вскрытию карьерных полей системе разработки

ЗАДАЧА №1. Рассчитать и выбрать модель автосамосвала для карьера производительностью 12 млн.т/год.

ДАНО: Породы насыпной плотностью $1,7 \text{ т/м}^3$, расстояние перевозки $2,5 \text{ км}$, экскаватор с ковшем емкостью 4 м^3 .

Решение.

По табл. устанавливаем, что для заданных условий диапазон приемлемой грузоподъемности составит $30 \dots 45 \text{ т}$. Из этого уточняем диапазон грузоподъемности автосамосвала: $28 \dots 35 \text{ т}$. По табл. выбираем автосамосвал БелАЗ-7540А грузоподъемностью 30 т .

Рассчитывается скорость движения, время погрузки, движения и рейса, а также парк машин.

Скорость автосамосвала для каждого участка трассы определяется по динамической характеристике самосвала или по формуле $v = \frac{3600N}{F_K} \eta_m \eta_{o.m.}$, км/ч $F_K = 1000 P_{cц} \psi$, кН

$$P_{cц} = k_{cц} P_q$$

где N – мощность дизеля, кВт;

η_m – КПД трансмиссии (при механической передаче $0,72 - 0,82$, при гидромеханической $0,7 - 0,72$, при электромеханической $0,69 - 0,71$);

$\eta_{o.m.}$ – коэффициент отбора мощности на собственные нужды автомобиля, $\eta_{o.m.} = 0,75 - 0,85$;

F_K – касательная сила тяги, кН;

$P_{cц}$ – сцепной вес самосвала, кН;

ψ – коэффициент сцепления колес с дорогой;

P_q – полная масса автомобиля, т;

g – ускорение свободного падения, м/с^2 ;

$k_{cц}$ – коэффициент сцепного веса:

колесная формула самосвала

4x2

4x4

6x2

6x4

8x4

коэффициент сцепного веса $k_{cц}$

0,65

1,0

0,4

0,7

0,5

В карьерах Узбекистана применяются автосамосвалы с колесной формулой 4x2 (4 колеса, из которых 2 ведущих), поэтому формула (4.3.3) может быть представлена в виде:

$$P_{cц} = 0,65 P_q$$

Таблица

Область применения автосамосвалов различной грузоподъемности

Вместимость ковша экскаватора, м^3	Грузоподъемность автосамосвалов, т					
	$L_{mp} \leq 1,5 \text{ км}$		$1,5 \text{ км} < L_{mp} \leq 3 \text{ км}$		$3 \text{ км} < L_{mp} < 5 \text{ км}$	
	$\gamma_n < 1,3 \text{ т/м}^3$	$\gamma_n > 1,3 \text{ т/м}^3$	$\gamma_n \leq 1,3 \text{ т/м}^3$	$\gamma_n > 1,3 \text{ т/м}^3$	$\gamma_n \leq 1,3 \text{ т/м}^3$	$\gamma_n > 1,3 \text{ т/м}^3$
До 2,5	10÷20	15÷25	10÷20	15÷30	10÷20	20÷30
2÷4	20÷30	30÷45	20÷30	30÷45	20÷30	30÷45
4÷6	30÷45	30÷45	30÷45	30÷45	30÷45	45÷75
6÷10	45÷75	45÷75	45÷75	55÷90	45÷75	55÷90
10÷15	75÷110	75÷110	до 130	110÷170	130÷150	130÷180
15÷20	150÷180	150÷180	150÷180	170÷220	150÷180	170÷220
более 20	180÷220	180÷220	180÷220	180÷320	180÷220	180÷320

Примечание *Для суровых климатических условий

γ_n - насыпная плотность породы, т/м³

L_{mp} - расстояние транспортирования породы, км

Полная масса автомобиля определяется сложением грузоподъемности G_a и массы снаряженного автомобиля $P_{сн}$:

$$P_q = G_a + P_{сн}, \text{ т} \quad (4.3.5)$$

Таблица

Коэффициент сцепления ψ колес карьерных автосамосвалов с дорогой

Дороги	Состояние покрытие дороги		
	сухое	мокрое	загрязненное
Постоянные дороги:			
- щебеночным с поверхностной обработкой	0,57-0,75	0,43-0,55	0,4
- асфальтовым	0,7	0,4	0,25
- асфальтобетонным и бетонным	0,7	0,45	0,3
Временные дороги:			
- забойные укатанные проезды	0,6	0,4-0,5	
- отвальные укатанные проезды	0,4-0,58	0,2-0,34	

Примечание: на дорогах, покрытых снегом, коэффициент сцепления снижается до 0,2 ... 0,3; при гололеде до 1,5 ... 0,2.

На забойных и отвальных дорогах правилами безопасности скорость ограничивается до 15-20 км/ч.

ЗАДАЧА №2. Расчет параметров эксплуатации и потребного количества автотранспорта при использовании Белаз-548 на карьерах не рудных материалов

Дано: План грузоперевозок, высота подъема груза 60 м

Карьерный транспорт предназначен для перемещения горной массы (вскрыши и полезного ископаемого) от забоев до пунктов разгрузки. Он является связующим звеном в технологическом процессе, от четкой работы карьерного транспорта зависит эффективность разработки месторождения. Трудоемкость процесса транспортирования весьма высока, а затраты на собственно транспорт и связанные с ним вспомогательные работы составляют 45-50 %, а в отдельных случаях 65-70 % общих затрат на добычу.

В задачи карьерного транспорта входит:

- транспортировка рудной массы из карьера до бункера ДСФ;
- вывозка отходов обогащения во внешний отвал;
- транспортировка пород вскрыши и карста из карьера в отвал.

План грузоперевозок сведен в таблицу

Тип погрузки	Расстояние перевозок, км	Наименование груза	Количество Тыс.т
Экскаватор	2,350	Рудная масса	283,6
Экскаватор /бункер	2,800	Отходы обогащения	140,0
Экскаватор	0,880	Вскрыша	312,0
Экскаватор	1,650	Карст	31,0
Экскаватор	0,880	Плодородный слой	5,0

Учитывая объем и дальность транспортировки, перепад отметок между карьером и

промплощадкой равной 60 метров, для всех перевозок принят автомобильный транспорт.

Достоинствами автотранспорта являются высокая маневренность, отсутствие больших расходов, способность преодолевать подъемы 80-100% при значительных скоростях и вписываться в кривые малых радиусов, упрощение отвальных пород.

Хотя существенным недостатком является некоторая зависимость от климатических условий.

При формировании грузопотоков в первую очередь выбирается отношение вместимости ковша экскаватора к вместимости автосамосвала.

В соответствии с НТП рациональным отношением V_a / E при расстоянии транспортирования от 1 до 3 км при погрузке автосамосвала экскаватором ЭКГ-5А с емкостью ковша 5 м^3 считается 5,2.

При известных пределах изменения вместимости кузова, плотности разрабатываемых пород, характеристиках наполнения ковша и разрыхления горной массы в ковше и в кузове определим требуемую грузоподъемность автосамосвала q_a и выберем существующую модель автосамосвала.

Грузоподъемность автосамосвала определяется по формуле: $q_a = \frac{\varphi \cdot V_a}{K_p}$, т,

где φ - плотность горной массы, т / м^3 ;

K_p - коэффициент разрыхления горной массы в кузове автосамосвала.

Определим требуемую грузоподъемность автосамосвалов транспортирующих рудную массу из карьера до бункера ДСФ $q_a = \frac{2.4 \cdot 26}{1.5} = 41.6$ т

Потребная грузоподъемность автосамосвалов работающих на перевозке вскрышных пород равна: $q_a = \frac{2.08 \cdot 26}{1.25} = 43.2$ т

Исход из этого принимаем для транспортировки горной массы автосамосвал типа БелАЗ-548 грузоподъемностью 40 тонн.

Тяговые расчеты автосамосвала БелАЗ-548

Касательная сила тяги при выезде из забоя по временному съезду определяется по формуле:

$$F_k = \frac{3600 \cdot N}{V} \cdot \eta_n \cdot \eta_k, \text{ Н}, \quad (7.2)$$

где N – мощность двигателя, кВт, $N = 368$ кВт;

η_n - к.п.д. передачи от вала к движущим колесам, $\eta_n = 0,85$;

η_k - к.п.д. ведущего колеса, $\eta_k = 0,8$;

V – скорость движения, км/ч, $V = 16$ км/ч. $F_k = \frac{3600 \cdot 368}{16} \cdot 0,85 \cdot 0,8 = 56304$ Н.

Проверим силу тяги по наибольшему тяговому усилию F_{\max} , исходя из условия сцепления движущихся колес с дорожным полотном, по формуле: $F_{\max} \leq 1000 \cdot P_{\text{сц}} \cdot \varphi$, Н,

где $P_{\text{сц}}$ – сцепной вес автосамосвала, кН, $P_{\text{сц}} = 454$ кН (в груженом состоянии);

φ - коэффициент сцепления, $\varphi = 0,6$ (для забойных проездов).

$F_{\max} \leq 1000 \cdot 454 \cdot 0,6 = 272400$ Н.

Как видно из вышеприведенного расчета сила тяги вполне удовлетворяет условию сцепления.

Определим вес полезного груза перевозимого автосамосвалом по формуле:

$$Q_n = \frac{F_k}{\omega_0 + i} - P_a, \text{ кН},$$

где ω_0 - удельное сопротивление движению, Н/кН, $\omega_0 = 40$ Н/кН;

i - удельное сопротивление от уклона, равное числу тысячных уклона, Н/кН, $i = 60$ Н/кН.

P_a – вес автосамосвала, кН, $P_a = 28$ тонн = 274,4 кН.

$$Q_n = \frac{56304}{40 + 60} - 274,4 = 288,64 \text{ кН} = 29,45 \text{ тонны.}$$

Расчет параметров эксплуатации автотранспорта при использовании автосамосвала БелАЗ-548

Рассчитаем основные параметры эксплуатации автосамосвала БелАЗ-548 на Восточно-Пятницком карьере.

Число ковшей в кузове автосамосвала по весу породы:

$$n_k = \frac{Q_a}{q_n},$$

где Q_a - грузоподъемность автосамосвала, т;

q_n - вес породы в ковше экскаватора, т,

$$q_n = \frac{E \cdot K_n \cdot \Delta}{K_p}, \text{ т}$$

где E - емкость ковша экскаватора, м³;

K_n - коэффициент наполнения ковша;

Δ - объемная масса породы в целике, т/м³;

K_p - коэффициент разрыхления.

Вскрыша:
$$q_n = \frac{5 \cdot 0,85 \cdot 2,08}{1,25} = 7,07 \text{ т}$$

Добыча:
$$q_n = \frac{5 \cdot 0,9 \cdot 2,4}{1,5} = 7,2 \text{ т}$$

Вскрыша:
$$n_{k1} = \frac{29,45}{7,07} = 4,16 \approx 4 \text{ ковша.}$$

Добыча:
$$n_{k1} = \frac{29,45}{7,2} = 4,09 \approx 4 \text{ ковша.}$$

Число ковшей по объему кузова $n_{k2} = \frac{V_K}{E}$, V_K - емкость кузова автосамосвала, м³.

$$n_{k2} = \frac{21}{5} = 4,2 \approx 4 \text{ ковша}$$

Принимаем количество погружаемых в кузов автосамосвала ковшей равным 4.

Все породы в кузове:

$$Q_n = n_k \cdot q_n, \text{ т}$$

Вскрыша:
$$Q_n = 4 \cdot 7,07 = 28,3 \text{ т}$$

Добыча:
$$Q_n = 4 \cdot 7,2 = 28,8 \text{ т}$$

Объем породы в кузове
$$V_n = n_k \cdot \mathcal{G}_n, \text{ м}^3$$

где \mathcal{G}_n - объем породы в ковше экскаватора, $\mathcal{G}_n = E \cdot K_y \cdot K_n, \text{ м}^3$,

где K_y - коэффициент усадки или уплотнения; $K_y = 0,94$ - для легких пород;

$K_y = 0,8$ - для плотных пород.

Вскрыша:
$$\mathcal{G}_n = 5 \cdot 0,94 \cdot 0,85 = 4 \text{ м}^3$$

Добыча:
$$\mathcal{G}_n = 5 \cdot 0,8 \cdot 0,9 = 3,6 \text{ м}^3$$

Вскрыша:
$$V_n = 4 \cdot 4 = 16 \text{ м}^3$$

Добыча:
$$V_n = 4 \cdot 3,6 = 14,4 \text{ м}^3$$

Продолжительность рейса автосамосвала $T_p = t_n + t_{ep} + t_p + t_{nop} + t_{дон}$, мин,

где t_n - время погрузки экскаватором автосамосвала, мин, $t_n = 2,5$ мин;

t_{ep} - время движения с грузом, мин;

t_p - время разгрузки, мин;

t_{nop} - время движения порожняком, мин;

$t_{дон}$ - время на маневровые операции, мин.

Продолжительность рейса в грузе и порожнем состоянии:

$$t_{ep} + t_{nop} = \left(\frac{60L_{ep}}{g_{ep}} + \frac{60L_{nop}}{g_{nop}} \right) K_{ГЗ},$$

где L_{ep} , L_{nop} - расстояние транспортировки в грузовом и порожняковом состоянии, км;

g_{ep} , g_{nop} - скорости движения в грузовом и порожнем направлении;

$K_{ГЗ}$ - коэффициент разгона - замедления автосамосвала. $t_p = 1,0$ мин. $t_{дон} = 3,0$ мин.

Вскрыша: $t_{ep} + t_{nop} = \left(\frac{60 \cdot 0,88}{24} + \frac{60 \cdot 0,88}{30} \right) \cdot 1,1 = 4,35$ мин.

Добыча: $t_{ep} + t_{nop} = \left(\frac{60 \cdot 2,35}{24} + \frac{60 \cdot 2,35}{30} \right) \cdot 1,1 = 11,63$ мин.

Вскрыша: $T_p = 2,5 + 1,0 + 4,35 + 3,0 = 10,85$ мин.

Добыча: $T_p = 2,5 + 1,0 + 11,63 + 3,0 = 18,13$ мин.

Техническая производительность за час непрерывной работы: $Q_{техн} = \frac{60 \cdot Q_n}{T_p}$, т/час.

Вскрыша: $Q_{техн} = \frac{60 \cdot 28,3}{10,85} = 156,5$ т/час. Добыча: $Q_{техн} = \frac{60 \cdot 28,8}{18,13} = 95,3$ т/час

Эксплуатационная производительность автосамосвала за смену:

$$Q_{Э}^{с.м.} = Q_{техн} \cdot T_{см} \cdot K_u^{с.м.}, \text{ т/см.},$$

где $K_u^{с.м.}$ - коэффициент использования сменного времени, $K_u^{с.м.} = 0,85$;

Вскрыша: $Q_{Э}^{с.м.} = 156,5 \cdot 8 \cdot 0,85 = 1064,2$ т/см.

Добыча: $Q_{Э}^{с.м.} = 95,3 \cdot 8 \cdot 0,85 = 648$ т/см.

Количество автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор: $N_a = \frac{T_p}{t_n}$, шт.

Вскрыша: $N_a = \frac{10,85}{2,5} = 4,34 \approx 5$, шт. Добыча: $N_a = \frac{18,13}{2,5} = 7,25 \approx 8$, шт.

Рабочий парк автосамосвалов на карьере необходимый для обеспечения заданного

грузооборота $N_{p.a.} = \frac{W \cdot K_{н.р.}}{Q_{Э}^{с.м.} \cdot n_{см}}$, шт, где W - суточный грузооборот карьера, т;

$K_{н.р.}$ - коэффициент неравномерности работы автотранспорта $1,25 \div 1,5$.

Вскрыша: $N_{p.a.} = \frac{123403 \cdot 1,4}{1064,2 \cdot 8} = 0,203 \approx 1$ шт.

Добыча: $N_{p.a.} = \frac{1115,54 \cdot 1,4}{648 \cdot 8} = 0,301 \approx 1$ шт.

Инвентарный парк автосамосвалов на карьере:

$$N_{u.a.} = \frac{N_{p.a.}}{K_{м.г.}}, \text{ шт.} \quad (7.17)$$

где $K_{м.г.}$ - коэффициент технической готовности автотранспорта, $K_{м.г.} = 0,7 \div 0,8$.

$$N_{u.a.} = \frac{2}{0,75} = 2,67 \approx 3 \text{ шт.}$$