

Министерство образования Иркутской области
ГБПОУ ИО «Бодайбинский горный техникум»

Утверждаю:

Зам. директора по УР

Шпак М.Е.

« 13 » 2017 г.



МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ, ЛАБОРАТОРНЫХ И ГРАФИЧЕСКИХ РАБОТ ПО ПРОФЕССИОНАЛЬНОМУ МОДУЛЮ ПМ 01. ВЕДЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ГОРНЫХ И ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

МДК 01.02 ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Специальность: 21.02.15 «Открытые горные работы»

Форма обучения: Очная, заочная

Рекомендована методическим советом

ГБПОУ ИО «Бодайбинский горный техникум»

ЗаклЮчение методического совета,

протокол № 10 от « 10 » 2017 г.

председатель методического

/Шпак М.Е./



Бодайбо 2017

Практическое пособие с методическими указаниями по выполнению практических работ составлено в соответствии с государственными требованиями федерального государственного образовательного стандарта среднего профессионального образования к результатам освоения основной профессиональной образовательной программы ПМ.01 Ведение технологических процессов горных и взрывных работ по специальности 21.02.15 Открытые горные работы.

Составил преподаватель спец. дисциплин

Беккер О.В.

Рецензент: начальник производственно-технического отдела АО «Первенец»
Москвитин Дмитрий Валерьевич

Пособие рассмотрено на заседании П(Ц)К
горных дисциплин

Протокол № _____ от « _____ » _____ 201__ г.

Председатель П(Ц)К _____ Беккер О.В.

Основной целью пособия является закрепление теоретических знаний, формирование у студентов следующих профессиональных (ПК) и общих (ОК) компетенций:

ПК 1.1. Планировать ведение горных работ и оформлять техническую документацию.

ПК1. 2. Организовывать и контролировать ведение горных работ на участке.

ПК 1.3. Организовывать и контролировать ведение взрывных работ на участке.

ПК1. 4. Обеспечивать выполнение плановых показателей.

ОК 1. Понимать сущность и социальную значимость своей будущей профессии, проявлять к ней устойчивый интерес.

ОК 2. Организовывать собственную деятельность, выбирать типовые методы и способы выполнения профессиональных задач, оценивать их эффективность и качество.

ОК 3. Принимать решения в стандартных и нестандартных ситуациях и нести за них ответственность.

ОК 4. Осуществлять поиск и использование информации, необходимой для эффективного выполнения профессиональных задач, профессионального и личностного развития.

ОК 5. Использовать информационно-коммуникационные технологии в профессиональной деятельности.

ОК 6. Работать в коллективе и команде, эффективно общаться с коллегами, руководством, потребителями.

ОК 7. Брать на себя ответственность за работу членов команды (подчиненных), результат выполнения заданий.

ОК 8. Самостоятельно определять задачи профессионального и личностного развития, заниматься самообразованием, осознанно планировать повышение квалификации.

ОК 9. Ориентироваться в условиях частой смены технологий в профессиональной деятельности.

ОК 10. Исполнять воинскую обязанность, в том числе с применением полученных профессиональных знаний (для юношей).

Методическое пособие по выполнению практических работ составлено в соответствии с программой профессионального модуля ПМ 01 «Ведение технологических процессов горных и взрывных работ» для студентов специальности 21.02.15 «Открытые горные работы»

Цель практикума - освоить главные положения теории и дать возможность сформировать у студентов навыки и умение работы с литературой, нормативными документами).

В пособии представлены общие или индивидуальные задания поисково-творческого и проблемного характера, подробные методические рекомендации по их выполнению, а наиболее сложные вопросы рассматриваются на однотипных с заданием примерах, также вопросы самопроверки.

Общие методические указания.

При выполнении практических работ следует учитывать приведенные ниже рекомендации:

1. Знать содержание работы.

2. Составить план выполнения работы. Изучить рекомендованную методику выполнения работы.
3. Сопровождать решение работы пояснительным текстом.
4. Для самостоятельного выполнения задания, каждый студент выбирает свой вариант, который определяется в зависимости от порядкового номера в списке группы.
5. Практические работы должны иметь вывод.

Требования к оформлению работ.

1. Задания выполняются на бумаге (писчая, чертежная, калька, миллиметровая) формата А4.
2. На листах следует наносить внутреннюю рамку сплошной основной линией на расстоянии 20 мм от левой стороны и на расстоянии 5 мм от остальных сторон.
3. Графический материал должен быть выполнен в соответствии с условными обозначениями и равномерно распределен на чертеже.
4. Все надписи выполняются чертежным шрифтом.

Объем работы необходимый для выполнения практических работ по МДК01.02 приведен в таблице 1.

Таблица 1.

№ практических работ	Наименование работы	Количество часов
Практическая работа №1	Построение схемы проходки траншей бестранспортным способом по заданным условиям.	6
Практическая работа № 2	Проведение траншей транспортным способом	6
Практическая работа № 3	Изучение способов вскрытия горизонтальных и пологих месторождений. Расчет объемов вскрывающих выработок.	6
Практическая работа №4	Построение трассы внутренних траншей.	4
Практическая работа № 5	Расчет экскаваторного отвалообразования. Построение паспорта.	4
Практическая работа № 6	Расчет бульдозерного отвалообразования	2
Практическая работа № 7.	Расчет простых бестранспортных систем разработки по заданным условиям, вычерчивание различных схем по вариантам.	4
Практическая работа №8.	Расчет усложненных бестранспортных систем разработки по заданным условиям, вычерчивание различных схем по вариантам	4
Практическая работа №9.	Расчет элементов систем разработки.	6
Практическая работа №10.	1.Расчет устойчивости откосов уступов и бортов карьера. 2.Определение конструкции угла наклона нерабочего	6

	борта карьера. 3.Определение углов откосов рабочих бортов карьера, уступов.	
Практическая работа №11.	Определение объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого в конечных контурах карьера при горизонтальном, пологом залеганиях месторождений	2
Практическая работа №12.	Определение объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого в конечных контурах карьера при наклонном и крутом залеганиях месторождений.	4
Практическая работа №13	Расчет календарного плана и определение срока службы карьера	6
Практическая работа №14	Решение задач по теме: 1.Расчет параметров размыва пород гидромониторами. Изобразить гидромониторный забой на чертеже. 2.Рассчитать параметры гидромониторного размыва на рабочей площадке карьера и изобразить их графически.	4
Практическая работа №15	Подсчет запасов на участке россыпного месторождения.	6
Практическая работа №16	Гидравлический расчет руслоотводной канавы.	6
Практическая работа №17	Расчет объемов плотин.	6
Практическая работа №18	Расчет и построение технологической схемы вскрыши по параллельной системе бульдозером.	4
Практическая работа №19	Расчет и построение технологической схемы вскрыши по бестранспортной системе экскаватором ЭШ.	4
Практическая работа №20	Расчет годовой (сезонной) производительности одноковшового экскаватора.	4
Практическая работа №21	Календарное планирование экскаваторных работ на вскрыше торфов.	8
Практическая работа №22	Изучение устройства пром. прибора типа ПГШ,ГЭП	4
Практическая работа №23	Расчет параметров дражного забоя многочерпаковой драги	8
Практическая работа №24	Расчет сезонной производительности многочерпаковой драги.	6
Практическая работа №25	Расчет параметров дражных отвалов.	8
Практическая работа №26	Календарное планирование дражных работ	6
итого		134

Практическая работа № 1

Тема: Построение схемы проходки траншей бестранспортным способом по заданным условиям.

Цель работы: Целью работы является приобретение навыков расчета параметров капитальных внешних траншей с простой формой трассы по бестранспортной технологии.

Порядок работы:

1. Изучение технологических схем проходки траншей бестранспортным способом.
2. По конечной глубине траншеи определить площадь сечения траншеи:
3. Определить длину траншеи.
4. Отстроить схему траншеи на миллиметровке в масштабе. Графоаналитическим методом определить параметры отвалов и возможность их размещения на бортах траншеи.
5. Определить объем проходки траншеи.
6. Вывод о проделанной работе.

Исходные данные:

№ варианта	Параметры траншеи				Коэффициент разрыхления пород	Тип экскаватора
	Ширина траншеи по низу, м.	Угол откоса бортов, град.	Уклон	Конечная глубина, м		
1	2	3		5	6	7
1.	30	60		16	1,3	ЭШ – 10/70
2.	34	50		22	1,2	ЭШ – 15/90
3.	42	70		30	1,3	ЭШ – 20/90
4.	26	50		18	1,15	ЭШ – 10/70
5.	38	60		20	1,2	ЭШ – 15/90
6.	30	50		25	1,1	ЭШ – 20/90
7.	22	60		26	1,25	ЭШ 15/90
8.	20	45		15	1,1	ЭШ 10/70
9.	35	50		25	1,25	ЭШ 15/90
10.	54	60		32	1,3	ЭШ – 20/90
11.	25	70		18	1,3	ЭШ 10/70
12.	58	60		35	1,25	ЭШ – 20/90
13.	20	50		15	1,25	ЭШ 10/70
14.	24	60		30	1,25	ЭШ 15/90
15.	36	50		20	1,2	ЭШ 10/70
16.	30	60		30	1,25	ЭШ 15/90
17.	44	50		35	1,2	ЭШ – 20/90
18.	18	70		28	1,3	ЭШ 10/70
19.	49	26		30	1,25	ЭШ – 20/90
20.	30	60		35	1,25	ЭШ – 20/90
21.	32	45		40	1,1	ЭШ 15/90

22.	26	60		25	1,2	ЭШ 10/70
23.	25	50		30	1,15	ЭШ 10/70
24.	40	70		35	1,3	ЭШ 15/90
25.	24	60		24	1,2	ЭШ 10/70

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки:

1. Как определяются параметры капитальных траншей.
2. Назначение капитальных траншей.
3. Схемы проведения траншей драглайнами.
4. Особенности проведения полутраншей на косогоре.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» .
2. Астафьев В.Г. « Горное дело» М. Недра 1987 год.
3. Кулешов Н.А. « Технология открытых горных работ».

Практическая работа №2

Тема: Проведение траншей транспортным способом

Цель работы: Целью работы является изучение методик расчета параметров траншей при проведении их с применением выемочно-транспортного комплекса .

Порядок работы

1. Изучение технологических схем проходки капитальных и разрезных траншей и принципов расчета параметров траншей.
2. Выбор технологической схемы проходки и расчет параметров траншей в заданных горно-геологических условиях.
3. Отстроить схему траншеи на миллиметровке в масштабе 1:500 в двух проекциях.
4. Вывод о проделанной работе.

Методические указания:

Таблица 2.1

Технологические схемы проходки траншей в скальных породах карьерными мехлопатами

Схема	Условие расчета минимальной ширины дна траншеи.	Примечание
1	2	3
Железнодорожный транспорт		
Сплошным забоем с нижней погрузкой:		
рыхление узкой полосой	Размещение ж.д. путей и навала от первой заходки $b = x + a - A$	Рис. 2.1
рыхление широкой полосой	Размещение ж.д. пути и погрузочного оборудования $b = d_1 + d_2 + k$	Рис. 2.2
Сплошным забоем с верхней погрузкой экскаватором с		

удлиненным рабочим оборудованием:		
рыхление узкой полосой	Разворот экскаватора тупиковым забоем $b = 2 \cdot d_1$	Рис. 2.3
рыхление широкой полосой	Разворот экскаватора и размещение навала первой заходки $b = 2 \cdot A + x - A$	Рис. 2.4
Послойная проходка верхней погрузкой и рыхлением на всю глубину широкой полосой	Разворот экскаватора в тупиковом забое $b = 2 \cdot d_1$ Количество слоев: $n = \frac{H}{H_p - (1 + q)}$	Рис. 2.5
Проходка двумя слоями комбинированной погрузкой и рыхлением на всю глубину широкой полосой	Размещение одного пути и навала от первой заходки $b = x + a - A$	Рис. 2.6
Автомобильный транспорт		
Сплошным забоем с нижней погрузкой, рыхление узкой полосой:		
тупиковый разворот автосамосвалов под погрузку	Разворот автосамосвалов под погрузку $b = R_a + \frac{m}{2} + l + 2 \cdot p$ Размещение транспортной полосы и навала первой заходки $b = x + a - A$	Рис. 2.7 Рис. 2.1

1	2	3
кольцевой разворот автосамосвалов под погрузку	Разворот автосамосвалов под погрузку $b = 2 \cdot (R_a + p) + m$ Размещение транспортной полосы и навала первой заходки $b = x + a - A$	Рис. 2.8 Рис. 2.1
Сплошным забоем с нижней погрузкой и разворотом самосвала в нишах, рыхление широкой полосой	Разворот автосамосвалов $b = R_a + \frac{m}{2} + l + 2 \cdot p$	Рис. 2.9

Таблица 2.2

Условные обозначения на схеме и числовое значение элементов

Наименование	Обозначение	Числовые значения
1	2	3
Ширина траншеи по низу, м	b	Расчет

Ширина траншей по верху, м	B	Расчет
Глубина траншеи, м	H	Расчет
Угол откоса борта траншеи, градус	α	табл. 3
Ширина буровой заходки, м	$A_{бз}$	Из расчета параметров БВР
Ширина развала, м	X	-//-
Ширина экскаваторной заходки, м	A	$A = 1,5 R_{\text{ч}}$
Радиус черпания экскаватора на уровне установки, м	$R_{\text{ч}}$	Техническая характеристика экскаватора
Радиус вращения хвостовой части, м	r	-//-
Расстояние от оси экскаватора до оси железнодорожного пути, м	d_2	табл. 2.4
Расстояние от оси экскаватора до оси железнодорожного пути, м	d_2	табл. 2.4
Расстояние от оси экскаватора до нижней бровки траншеи, м	d_1	табл. 2.4
Радиус разворота автосамосвала, м	R_a	Техническая характеристика автосамосвала
Ширина автосамосвала, м	m	-//-
Длина автосамосвала, м	n	-//-
Зазор между днищем ковша экскаватора и думпкаром, м	q	0,5
Зазор от борта траншеи до экскаватора, м	q	0,5
Ширина транспортной полосы при железнодорожном транспорте в скальных породах, м:		
- электрифицированный ж.д. транспорт, один путь	a	8,0
- электрифицированный ж.д. транспорт, два пути	a	14,5
- не электрифицированный ж.д. транспорт, один путь	a	8,0
- не электрифицированный ж.д. транспорт, два пути	a	13,0
Ширина транспортной полосы при железнодорожном транспорте в рыхлых породах:		
- электрифицированный ж.д. транспорт, один путь, м	a	9,15
- электрифицированный ж.д. транспорт, два пути, м	a	15,65
- не электрифицированный ж.д. транспорт, один путь, м	a	9,15
- не электрифицированный ж.д. транспорт, два пути, м	a	14,1
Расстояние между осями железнодорожных путей:		
- электрифицированный ж.д. транспорт, м	-	6,5
- не электрифицированный ж.д. транспорт, м	-	5,0
Ширина транспортной полосы при автомобильном		

транспорте:		
- при однополосном движении для КрАЗ-256-Б, м	<i>a</i>	4,0
- при однополосном движении для БелАЗ-540 и БелАЗ-548, м	<i>a</i>	5,0
- при однополосном движении для БелАЗ-549, БелАЗ-7510 и БелАЗ-7521, м	<i>a</i>	6,0
- при двухполосном движении для КрАЗ-256-Б, м	<i>a</i>	8,0
- при двухполосном движении для БелАЗ-540 и БелАЗ-548, м	<i>a</i>	9,5
- при двухполосном движении для БелАЗ-549, БелАЗ-7510 и БелАЗ-7521, м	<i>a</i>	11,0
Расстояние от кромки развала до оси ж.д. пути, м	<i>c</i>	3,0
Расстояние от оси ж.д. пути (с кюветом) в скальных породах, м	<i>κ</i>	5,6
Расстояние от оси ж.д. пути (с кюветом) в рыхлых породах, м	<i>κ</i>	6,15
Расстояние от нижней бровки траншей до борта автосамосвала, м	<i>p</i>	1,0

Таблица 2.3

Углы откосов бортов траншей

Наименование траншей	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова			
	2-4	5-10	10-14	15-20
	Угол откоса борта траншей, градус			
Капитальная	60	65	70	80
Разрезная	60	70	75	85

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки:

1. Как определяются параметры траншей с применением транспорта.
2. Какие вы узнали схемы проведения траншей с применением транспорта.
3. Схемы подачи автосамосвалов под погрузку

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» стр. 243.
2. Астафьев В.Г. «Горное дело» М. Недра 1987 год.
3. Кулешов Н.А. «Технология открытых горных работ» М. Недра 1968 год. Стр.242-245-246.
4. Орлова З.А. «Технология и комплексная механизация открытой разработки рудных и угольных месторождений. Практикум. Издательство Иркутского государственного технического университета 2007год. Стр.5-16

Практическая работа №3.

Тема: Изучение способов вскрытия горизонтальных и пологих месторождений, расчет объемов вскрывающих выработок.

Цель работы: Целью работы является приобретение навыков самостоятельной работы с дополнительными источниками литературы, изучение способов вскрытия внешними траншеями по схемам, расчета объемов капитальной внешней траншеи.

Порядок работы:

1. Изучение способов вскрытия отдельными, групповыми, общими внешними траншеями. Дать краткую запись каждому способу, условия применения, достоинства и недостатки.
2. Перечертить схемы на миллиметровку в 2 двух проекциях, разобраться со схемой чтоб могли ее объяснить и прочитать.
3. Определить ширину нижнего основания траншеи по исходным данным смотрите таблицу №1 из условий размещения проходческого оборудования и стационарных транспортных путей.
4. Определить ширину траншеи по верху.
5. Определить длину траншеи.
6. Отстройте на миллиметровке поперечное сечение нижнего основания капитальной траншеи в масштабе верт. 1:200, гор. 1: 100.
7. На миллиметровке построить продольный профиль в масштабе верт. 1:200, гор. 1: 1000.
8. Рассчитать объем капитальной траншеи.
9. Вывод о проделанной работе. Оформление работы . Защита.

Исходные данные:
№1

Таблица

Вариант	Марка экскаватора	Угол откоса Борта траншеи, α	Глубина траншеи, $h_{тр}$	Вид и грузоподъемность транспорта	Число полос движения.
1	ЭКГ-10	60	20	а/т-40 тонн	двухполосное
2	ЭКГ-5	65	12	а/т-30 тонн	двухполосное
3	ЭКГ -6.4 У	70	15	ж/д-	двухколейное
4	ЭКГ-8И	75	16	а/т-40 тонн	двухполосное
5	ЭКГ-12.5	60	12	а/т-40 тонн	двухполосное
6	ЭКГ-4У	55	10	ж/д	двухколейное
7	ЭКГ-5А	65	11	а/т-30 тонн	двухполосное
8	ЭКГ-20	55	22	ж/д	двухколейное
9	ЭВГ -4	55	15	а/т-40 тонн	двухполосное

10	ЭКГ-4У	60	14	а/т-30 тонн	двухполосное
11	ЭКГ-12.5	60	12	а/т-40 тонн	двухполосное
12	ЭКГ-5	75	8	а/т-30 тонн	двухполосное
13	ЭКГ-5А	65	11	а/т-30 тонн	двухполосное
14	ЭКГ-20	65	20	ж/д	двухколейное
15	ЭВГ -4	55	15	а/т-40 тонн	однополосное
16	ЭКГ-4У	60	14	а/т-30 тонн	однополосное
17	ЭКГ-12.5	60	12	а/т-40 тонн	двухполосное
18	ЭКГ-5	75	8	а/т-30 тонн	однополосное

Методические указания:

1. Изучить схемы вскрытия по дополнительным источникам литературы: учебник Астафьев Ю.П, стр-332, Борисов С.С , стр274, Хохряков В.С, стр-145, Кулешов Н.А, стр-267.

2. Определить ширину нижнего основания траншеи из условий размещения проходческого оборудования и стационарных транспортных путей смотрите рис.1, размеры нижнего основания траншеи смотрите в таблице №2.

3. Ширину траншеи по верху определяем графически по схеме и проверяем расчетом по формуле:

$$B_{\text{верх}} = B_{\text{ниж}} + 2 \cdot (h \cdot \text{ctg} \alpha) : \text{м}$$

Где:

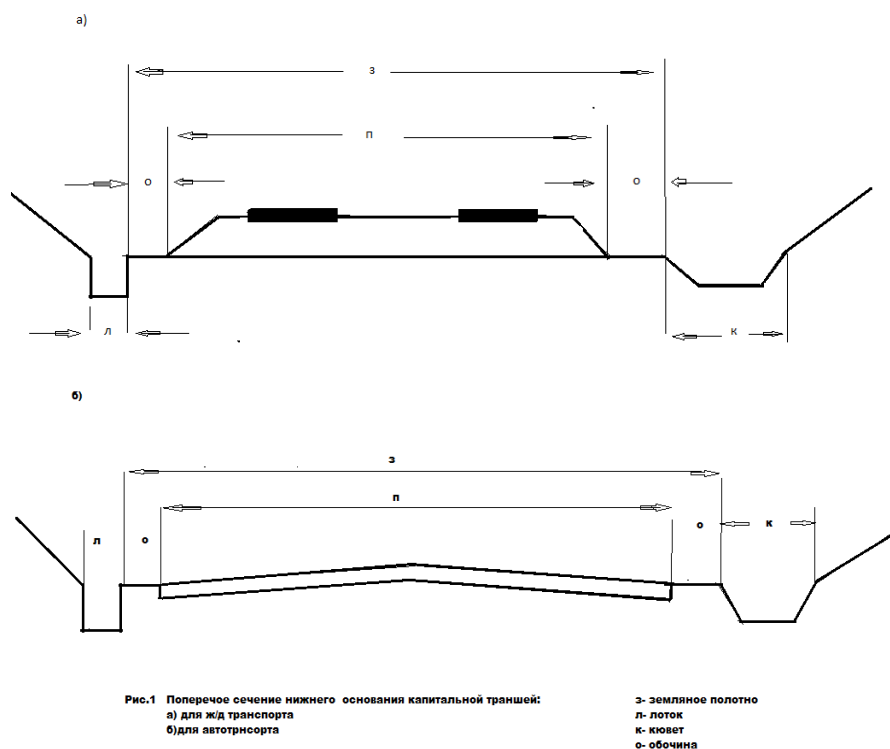
h- глубина траншеи, м

α° - угол откоса борта траншеи.

$B_{\text{ниж}}$ - ширина нижнего основания траншеи, м

Таблица №2

Условия	Размеры элементов поперечного сечения траншеи (рис. 1), м					Общая ширина траншеи, м	
	з	п	о	л	к	с лотком	с кюветом
Железнодорожный двухколейный путь	9,9			0,45	1,65	11,9	13,2
Двухполосная автодорога при движении автосамосвалов							
27-тонных	10	8	1.0	1.0	2.2	12	14.4
40-тонных	11	9	1.0	1.0	2.2	13	15.4



3. Определяем длину траншеи.

Считаем, что приближённо проекция траншеи на вертикальную плоскость будет представлять обыкновенный прямоугольный треугольник, находим:

$$n = \frac{h}{\operatorname{tg} i} ; \text{ м}$$

$$L = \sqrt{h^2 + n^2} ; \text{ м}$$

где:

n- длина траншеи по поверхности (катет треугольника), м

h- глубина траншеи (катет треугольника), м

L-длина траншеи по уклону (гипотенуза треугольника), м

i = уклон траншеи

4. Определяем объём капитальной траншеи по формуле:

$$V_k = \frac{(V_{\text{ниж}} + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha) \cdot h \cdot L}{2} ; \text{ м}^3$$

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки:

1. Что такое вскрытие и как осуществляют вскрытие крутых месторождений..
2. Классификация способов вскрытия.
3. Траншеи со сложной формой трасс, условия их применения.
4. Что влияет на выбор способа вскрытия.
5. Способы вскрытия пологих и горизонтальных месторождений.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» .
2. Астафьев В.Г. « Горное дело» М. Недра 1987 год.

Практическая работа №4.

Тема: Построение трассы внутренних траншей

Цель работы: Целью работы является приобретение навыков расчета параметров трассы и трассирования капитальных внутренних траншей с простой формой трассы.

Порядок работы:

1. Изучение методики построения трассы капитальных траншей изложенной ниже.
2. Продольный профиль участка рис.3.1 и поперечный разрез борта карьера рис.3.2. отстроить на миллиметровке в масштабе 1:200.
3. Определить горизонтальную мощность пласта для построений.
4. Построение трассы капитальных траншей в карьере произвести в масштабе 1:1000 по исходным данным из таблицы №1 на миллиметровке.
5. Вывод о проделанной работе.

Методические указания:

Простая форма трассы

Определяется длина участка трассы с площадкой примыкания (м) как:

$$L_y = l_y + l_{пр},$$

где :

l_y – участок трассы с руководящим уклоном, м;

$l_{пр}$ – участок трассы со смягченным уклоном, принимается равным 100-150 м.

$$l_y = \frac{H_{ур}}{i_p};$$

$$H_{ур} = H_y - H_{пр};$$

$$H_{пр} = l_{пр} \cdot i_{пр},$$

где i_p - руководящий уклон трассы;

$i_{пр}$ - уклон на смягченном участке трассы (рис. 3.1);

H_y - высота уступа, м.

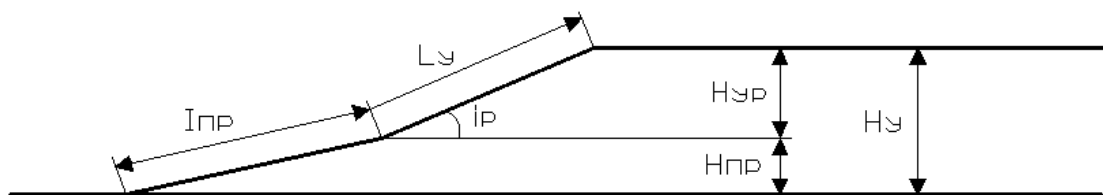


Рис. 3.1. Продольный профиль участка трассы.

Определяется заложение откоса уступа с транспортной бермой, м (рис. 3.2).

$$T = H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha + b_T.$$

Определяется заложение борта карьера, м (см. рис. 3.2)

$$B = (n - 1) \cdot (H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha + b_T),$$

где n – число вскрываемых горизонтов;

α – угол откоса уступа, град;

b_T – ширина транспортной бермы, м.

Отстраивается верхний контур карьера с точкой входа трассы в карьер А, в соответствии с заложением борта – верхняя бровка нижнего уступа, затем отстраиваются верхние бровки всех уступов (рис. 3.3).

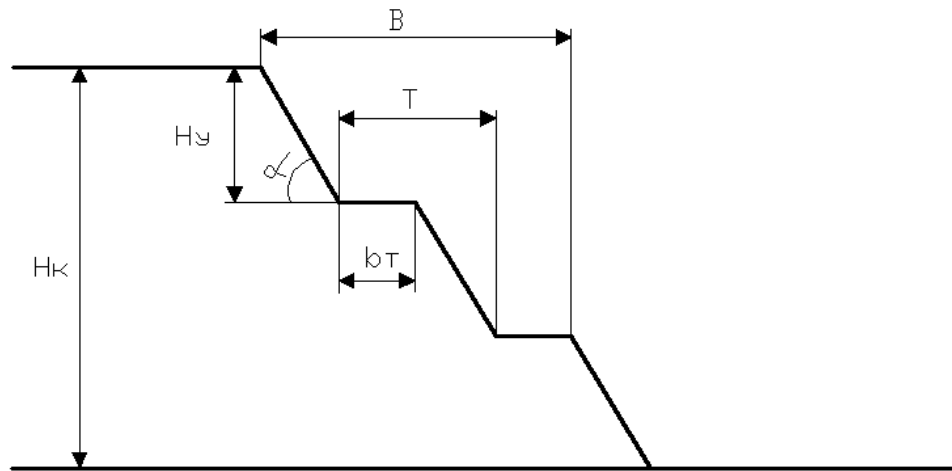


Рис. 3.2. Поперечный разрез борта карьера

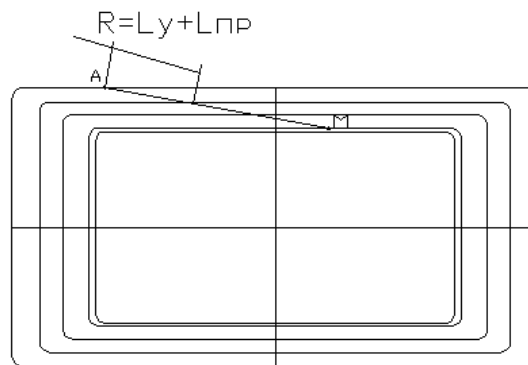


Рис. 3.3. Схема построения простой формы трассы

Из точки А радиусом $R = L_y + L_{пр}$ делаются засечки на горизонталях уступов и определяется точка М – точка выхода трассы на верхнюю бровку нижнего уступа (см. рис. 3.3).

Проводится нижняя бровка карьера и на нее из точки М радиусом $R_1 = L_y$ делается засечка на нижней бровке карьера, определяется точка В, из точки М и В восстанавливаются

перпендикуляры и отстраивается план дна траншеи. Для проведения траншей необходимо перенести верхнюю и нижнюю бровку уступов (рис. 3.4).

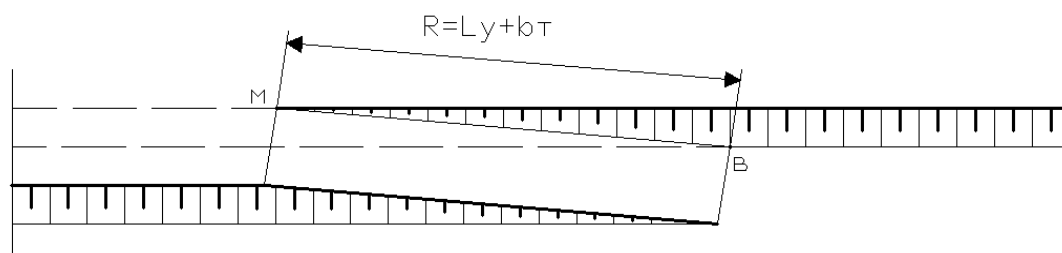


Рис. 3.4. План дна траншеи

После отстройки плана траншеи нижнего горизонта проводится нижняя бровка вышележащего горизонта, аналогичным образом отстраивается план дна траншеи и корректируется борт уступа. Эти построения повторяются до верхнего уступа, что приводит к корректировке верхнего контура карьера (рис. 3.5).

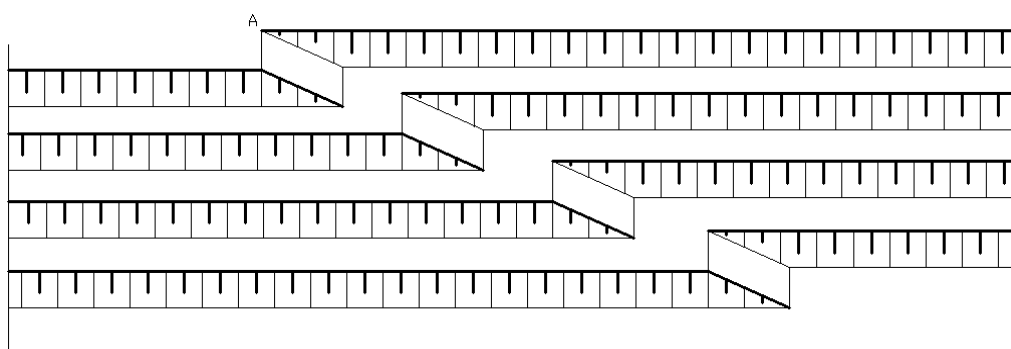


Рис. 3.5. Схема простой формы трассы

Исходные данные:

Таблица №1

№ варианта	Руководящий уклон, i	Высота уступа - H_y	Угол откоса уступа,	Число вскрываемых	Ширина транспортной бермы $b_{т.м}$	Ширина рабочей площадки $B_{ра.м}$	Угол падения рудного тела, α градус.	Линия простирания, $L_{пр, м}$	Истинная мощность пласта, $m_{ист м}$
1	Принять согласно ПТЭ.	10	75	3	10	30		Линию простирания определить при графических построениях.	30
2		12	70	3	10	35	34		30
3		15	70	3	10	30	36		30
4		13	75	3	10	35	32		30
5		10	77	3	10	30	30		27
6		13	72	3	10	35	35		29
7		12	60	3	10	40	38		32

8		16	65	3	10	42	40		27
9		10	75	3	10	35	30		29
10		8	60	3	10	40	30		32
11		20	55	3	10	45	55		80
12		15	70	3	10	35	40		60
13		14	75	3	10	40	40		50
14		8	60	3	10	30	60		25
15		12	70	4	12	35	70		40
16		15	70	4	10	30	59		30
17		13	75	4	10	35	70		35
18		10	77	4	10	30	60		37
19		13	72	4	10	35	80		50

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки:

1. Что такое руководящий уклон
2. Как определяется истинная мощность пласта.
3. Назовите какие элементы карьера использовались в практической работе при построении.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» стр. 243.
2. Астафьев В.Г. «Горное дело» М. Недра 1987 год.
3. Кулешов Н.А. «Технология открытых горных работ» М. Недра 1968 год. Стр.242-245-246
4. Орлова З.А. «Технология и комплексная механизация открытой разработки рудных и угольных месторождений. Практикум. Издательство Иркутского государственного технического университета 2007год.

Практическая работа № 5.

Тема: Расчет экскаваторного отвалообразования. Построение паспорта.

Цель: Уметь пользоваться методикой расчета, строить схемы в масштабе, знать технологию работ

Ход работы: По исходным данным рассчитать параметры экскаваторных отвалов, в масштабе отстроить схему в 2х проекциях на миллиметровке.

Исходные данные:

№ вар.	Марка экскаватора	Грузоподъемность думпкара	Число думпкаров в составе	Время разгрузки думпкара, мин	показатель трудности бурения и экскавации P_6	Время обмена состава, мин
1	ЭКГ-5 А	105	4	10	3	20-30

2	ЭКГ- 4.6	140	4	12	4	
3	ЭКГ-8И	180	6	15	5	
4	ЭКГ-12.5	180	6	20	2	
5	ЭКГ-5 А	90	4	10	1	
6	ЭКГ-4,6	120	4	10	3	
7	ЭКГ-8И	160	6	12	4	
8	ЭКГ-12.5	180	6	15	5	
9	ЭКГ-4У	100	4	10	3	
10	ЭКГ-5 А	85	4	8	1	

Примечание: Для определения производительности экскаватора можно пользоваться классификацией Протоdjяконова М.М, чтоб принять коэффициент разрыхления и плотность пород. Расчеты проводить по предложенной методике и пользуясь полученными знаниями по пройденным темам.

Методика расчета:

Экскаваторное отвалообразование при помощи мехлопаты.

Для того, чтобы рассчитать параметры экскаваторного отвалообразования при работе мехлопатой необходимо знать:

1. Показатель трудности экскавации (Пб) = 5, смотрите в таблице №1.
2. Тип думпкаров, число в составе = ВС-120; 4 думпкара
3. Плотность породы (Y) = 30 Н/дм³ или 3 т/м³ :
4. Коэффициент разрыхления пород в отвале (Кр) = 1.4 , по таблице.
5. Марка экскаватора, его часовая производительность = ЭКГ - 5А

Решение:

1. Производительность экскаватора должна быть:

$$Q_{\text{экс}} > (60 \cdot n \cdot d) / (t_{\text{раз}} + t_o) ; \text{ т/час}$$

Где:

d – грузоподъемность думпкаров; т

n - количество думпкаров, шт.

t_{раз} - время разгрузки состава; мин

t_о - обмен состава на отвале; мин

t_{раз}. - 12 мин

t_о. - 20 мин

$$Q_{\text{экс}} = (60 \cdot 4 \cdot 120) / (12 + 20) = 900 \text{ т/час}$$

2. Часовая производительность экскаватора определяется по формуле:

$$Q_{\text{час}} = (3600 \cdot E \cdot Y \cdot K_{\text{экс}} \cdot K_{\text{исп}}) / t_{\text{ц}} ; \text{ м}^3 / \text{ час}$$

$$Q_{\text{час}} = (3600 \cdot 5 \cdot 3 \cdot 0.78 \cdot 0.85) / 30 = 1193 \text{ т/час или } 398 \text{ м}^3 / \text{ час}$$

t_ц. - 30 сек

3. Исходя из типа экскаватора высота верхнего подступа принимается от 5-7 м, для ЭКГ-5 принимаем - h₄ = 5м

Высота напорного вала принимаем - h₃ = 3.5м

$$h_2 = 11.5 \text{ м}$$

$$h_1 = (h_3 + h_4) = 8.5 \text{ м}$$

$$H_0 = (h_1 + h_2) = 20 \text{ м}$$

4. Вместимость приемного бункера экскаваторного отвала определяется из равенства:

$$V_6 = (P \cdot L_d \cdot (h_4 + h_5)) / K_p : \text{м}^3$$

P = дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути (1.5-2.0м)

L_d = длина фронта разгрузки вагонов (20м)

h_5 = глубина прямка (1-2,5м)

$$V_6 = (2 \cdot 20 \cdot (5+1)) / 1.4 = 171.4 \text{ м}^3$$

5. Шаг переукладки путей на экскаваторных отвалах зависит от радиуса черпания ($R_ч$), радиус разгрузки (R_p) и длины (L_d) определяется по формуле:

$$A_0 = [R_ч^2 - (L_d^2)/4] + R_p$$

$$A_0 = [14.3^2 - (20^2)/4] + 12.4 = 22.6 \text{ м}$$

6. Длина отвала тупиков определяется по формуле:

$$L_p = V_c / h_1 \cdot A_0$$

V_c - общий объем породы отсыпaeмый экскаватором за смену; м^3

$$L_d = 2786 / 8.5 \cdot 22.6 = 14.5 \text{ м}$$

7. По полученным данным строим на миллиметровке схему работы мехлопаты в масштабе 1:200, смотрите рис.№1.

8. Вывод по работе.

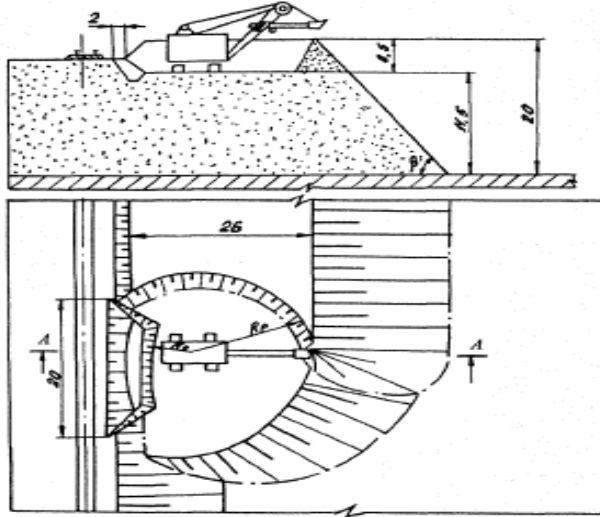


Рис. №1 Схема отвалообразования механической лопатой

Классификация пород по относительному показателю трудности бурения и экскавации Π_6

Таблица №1.

Класс пород	Породы	K_1	K_2	Π_6
Легкобуримые	Бурые и каменные угли, плотные глины, гипс, соли, мергель, песчанистые, сланцы, неплотные известняки, мергель глинистый, сланцы углистые, аргиллиты и алевролиты средней плотности	0,3—3,5	0,7—1,5	<5

Средней трудности бурения	Сланцы, известняки, алевролиты, аргиллиты, слабо сцементированные песчаники, апатит-нефелиновые руды, перидотиты, доломиты и доломитизированные известняки, выветрелые габбро, плотные песчаники, сиениты, вторичные кварциты, доломитизированные известняки с пропластками песчаников	4,3—8,5	1,4-1,7	5,1—10
Трудно-буримые	Окварцованные известняки, диориты, габбро, кремнистые известняки, доломиты, диориты, графодиориты, вторичные кварциты, средние граниты и другие труднобуримые абразивные породы	9,2—13	1,7—2,5	10,1—15
Весьма трудно-буримые	Граниты, гранито-гнейсы, роговики, скARNы, кварциты, габбро, диабазы, граносиениты, гранодиориты	14—18	2—3	15,1—20
Исключительно труднобуримые	Базальты, диориты, джеспилиты, андезиты и другие весьма труднобуримые и высокоабразивные породы	19—23	2—4	20,1—25

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки:

1. Параметры отвалов.
2. Как определяется шаг передвижки у мехлопат.
3. Условия применения экскаваторного отвалообразования.
4. Технология отсыпки отвалов драглайнами.
5. Длина отвального тупика при железнодорожном транспорте.

Литература:

1. Астафьев «Горное дело» М. Недра 1991г.
2. Ржевский В.В. «Технология и комплексная механизация» М. Недра 1975г.
3. Ялтанец И.М. «Практикум по открытым горным работам» М, ИМГГУ 2003г.

Практическая работа № 6.

Тема: Расчет бульдозерного отвалообразования.

Цель: Изучение методики расчета бульдозерного отвалообразования с автомобильным транспортом, паспорта отвалообразования.

Исходные данные:

№ вар	Марка бульдозера	Объем вскрыши подлежащий размещению в отвале, м ³	Высота бульдозерного отвала, м	Сменный объем бульдозерных работ, м ³
1	Д-575	700000	15	1000
2	Д-275	500000	10	1000
3	Д9Ж	1500000	20	8000
4	Д-355А	1200000	25	20000
5	Т-330	1000000	25	15000
6	Д-575	300000	18	1500
7	Д-275	450000	16	800
8	Д9Ж	2800000	20	30000
9	Д-355А	900000	22	25000
10	Т-330	850000	26	18000
11	Д-575	250000	15	1600
12	Д-275	200000	10	1200
13	Д9Ж	1500000	30	230000
14	Д-355А	1300000	20	150000
15	Т-330	1600000	22	30000
16	Т-500	1500000	20	40000
17	Д9Ж	1800000	25	110000
18	Д-355А	1400000	28	80000
19	Т-330	2500000	30	120000
20	Т-500	2200000	30	70000

Методические указания:

1. Производим расчет сменной производительности бульдозера по формуле:

$$Q_{см.б} = \frac{3600 \cdot T_{см} \cdot V_{п.в}}{T_{ц} \cdot k_p} \cdot k_v \text{ м}^3,$$

$$Q_{см.б} = \frac{3600 \cdot 8 \cdot 7}{28 \cdot 1,5} \cdot 0,65 = 3360 \text{ м}^3,$$

где :

$T_{см}=8$ ч – время смены;

$V_{п.в}=7 \text{ м}^3$ – объём призмы волочения;

$k_p=1,5$ – коэффициент разрыхления;

$k_v=0,65$ – коэффициент использования бульдозера по времени;

2. Определяем время цикла работы бульдозера по формуле:

$$T_{ц} = \frac{L_n}{V_n} + \frac{L_{пер.}}{V_{пер.}} + \frac{L_n + L_{пер.}}{V_{п.в}} + t_{с} = c - \text{время цикла};$$

$$T_{\text{ц}} = \frac{4}{0,5} + \frac{3}{1} + \frac{4+3}{1} + 10 = 28 \text{ с}$$

$L_{\text{н}}=4$ м, $L_{\text{пер}}=B-L_{\text{н}}=7-4=3$ м – расстояние, соответственно, набора и перемещения породы;

$B=7$ м – ширина заходки;

$v_{\text{н}}=0,5:1$ м/с, $v_{\text{пер}}=1:1,2:1,5$ м/с, $v_{\text{пер}}=1,5:1,8:2,5$: 2,8 м/с – скорости передвижения, соответственно, при наборе, груженом и опорожненном состоянии;

$t_{\text{в}}=10$ с – время вспомогательных операций.

3.Необходимая площадь под отвалы

$$S_o = \frac{V_{\text{в}} \cdot k_{\text{р.о}}}{H_o \cdot k_o} \text{ м}^2,$$

$$S_o = \frac{7000000000 \cdot 1,2}{190 \cdot 0,7} = 6315789,4 \text{ м}^2$$

Где:

$V_{\text{в}}=700.000.000 \text{ м}^3$ – объём вскрыши, подлежащий размещению в отвале;

$H_o=90$ м – высота отвала;

$k_{\text{р.о}}=1,2$ – остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале;

$k_o=0,7$ – коэффициент учитывающий использование площади отвала.

4.Длина фронта разгрузки

$$L_{\text{ф.р}} = \frac{n_{\text{ч.к}} \cdot k_{\text{пер}} \cdot t_{\text{р.м}}}{60 \cdot V_{\text{н.б}}} \cdot l_{\text{п}} \text{ м},$$

$$L_{\text{ф.р.}} = \frac{420 \cdot 1,35 \cdot 1,75}{60 \cdot 7} \cdot 20 = 47,2 \text{ м},$$

где $n_{\text{ч.к}}=420 \text{ м}^3$ – часовая производительность бульдозера;

$k_{\text{пер}}=1,35$ – коэффициент неравномерности работы карьера;

$t_{\text{р.м}}=1,75$ – продолжительность разгрузки и маневров;

$l_{\text{п}}=20$ м – длина фронта разгрузки.

5 . Длина отвального фронта

$$L'_{\text{ф.о}} = 3 \cdot L_{\text{ф.р}} \text{ м},$$

$$L_{\text{ф.о.}} = 3 \cdot 47,25 = 141,7 \text{ м}$$

6. Рабочий парк бульдозеров:

$$N_{\text{б.р}} = \frac{V_{\text{б}}}{Q_{\text{см.б}}}$$

$$N_{\text{б.р.}} = \frac{15000}{3360} = 5 \text{ шт.}$$

$V_{\text{б}}=15000 \text{ м}^3$ – сменный объём бульдозерных работ.

При 20%-ном резерве инвентарный парк составит 1 бульдозер, окончательное количество бульдозеров принимаем 6 бульдозеров, т.к. могут быть простои на ремонт и техническое обслуживание бульдозера. Схему бульдозерного отвалообразования смотрите на рис.1, рис.2.

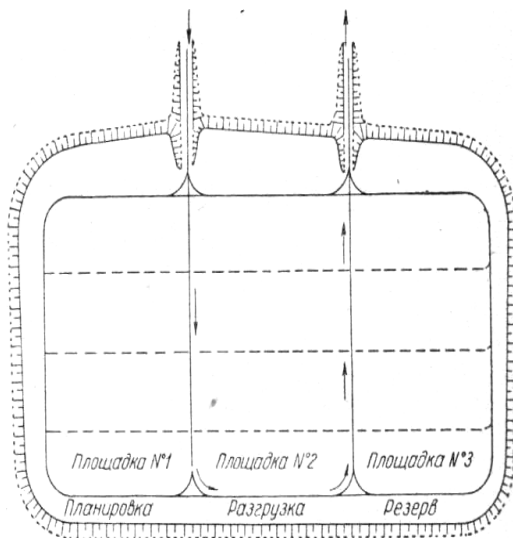


Рис.1.

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки:

1. Способы образования бульдозерных отвалов..
2. От чего зависит высота бульдозерных отвалов.
3. Переферийный способ отвалообразования, технология работ.
4. Достоинства бульдозерного отвалообразования.

Литература:

1. Астафьев «Горное дело» М. Недра 1991г.
2. Ржевский В.В. «Технология и комплексная механизация» М. Недра 1975г.
3. Ялтанец И.М. «Практикум по открытым горным работам» М. ИМГГУ 2003г.

Практическая работа № 7.

Тема: Расчет простых бестранспортных систем разработки по заданным условиям, вычерчивание различных схем по вариантам.

Цель: закрепление и углубление теоретических знаний, получение практического опыта в решении задач, определения параметров простых бестранспортных схем экскавации при внутреннем отвалообразовании.

Условие задачи:

При разработке пластового месторождения применяется простая бестранспортная схема экскавации. Технология предполагает внутреннее отвалообразование драглайнами. Угол откоса вскрышного и добычного уступов по 50° , а внутреннего отвала 37° . Коэффициент разрыхления породы в отвале 1,3, ширина предохранительной бермы 4 м.

Задание:

1. Определить для заданных параметров горных работ ширину вскрышной заходки драглайна для простой бестранспортной схемы вскрышных работ при установке драглайна на кровле вскрышного уступа.

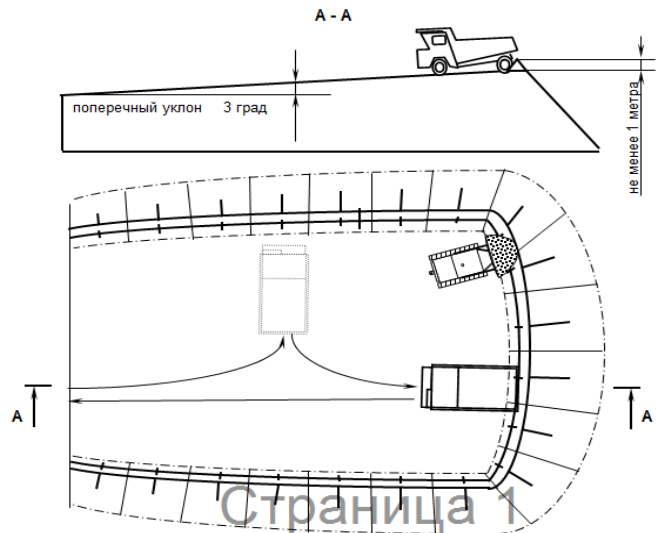


Рис. 2

2. Определить минимально возможную высоту верхнего подуста при заданной мощности вскрыши, рассчитанной ранее ширине заходки и при условии установки драглайна на вскрышном подусте.

3. Проверить расчетные параметры графическим построением технологических схем.

Исходные данные:

Таблица 1. Индивидуальные задания

№	Экскаватор	Мощность вскрыши при установке драглайна на вскрышном уступе, м	Мощность вскрыши при установке драглайна на подусте,	Мощность пласта п.и м	Ширина площадки на кровле пласта, м	Расстояние между нижней бровкой добычного уступа и нижней бровкой отвала, м
1	ЭШ 20.65	11	15	4	2	6
2	ЭШ 10.70	10	14	5	2	4
3	ЭШ 20.90	16	20	8	2	6
4	ЭШ 10.60	8	10	4	2	3
5	ЭШ 14.75	12	12	5	2	6
6	ЭШ 10.70	12	14	6	2	6
7	ЭШ 15.90	16	22	10	2	2
8	ЭШ 10.70	10	14	10	2	2
9	ЭШ 20.90	15	22	10	2	2
10	ЭШ 10.70	8	10	5	1	3

Методические указания по выполнению работы

1. При простых бестранспортных схемах с расположением драглайна на вскрышном уступе максимальная мощность отрабатываемой без переэкскавации вскрыши H_y определяется из выражения:

$$H_y = \frac{R_p - (B + b + m \cdot \operatorname{ctg} \alpha_{\text{п}} + B + 0,25 \cdot A)}{K_p \cdot \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \alpha}, \text{ м}$$

где

R_p – радиус разгрузки драглайна, $R_p = 61$ м;

B – расстояние от оси вскрышного экскаватора до верхней бровки уступа, $B = 12,6$ м

b – ширина площадки на кровле пласта, $b = 2$ м;

m – мощность пласта, $m = 4$ м;

α – угол откоса вскрышного уступа, $\alpha = 50^\circ$;

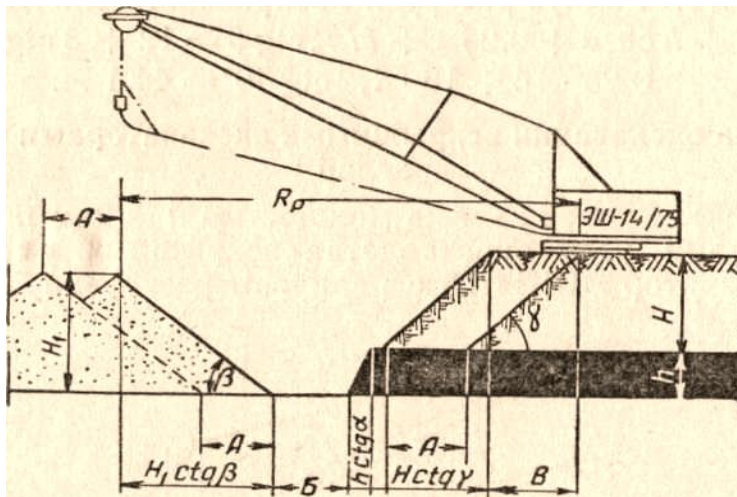
β – угол откоса поверхности отвала, $\beta = 37^\circ$;

$\alpha_{\text{п}}$ – угол откоса добычного уступа, $\alpha_{\text{п}} = 50^\circ$;

B – расстояние между нижней бровкой добычного уступа и нижней бровкой отвала, $B = 4$ м;

A – ширина вскрышной заходки, м;

K_p – коэффициент разрыхления породы в отвале, $K_p = 1,3$.



Тогда ширину заходки можно определить следующим выражением:

$$A = \frac{R_p - (B + b + m \cdot \text{ctg} \alpha_{II} + B + H_y \cdot (K_p \cdot \text{ctg} \beta + \text{ctg} \alpha))}{0,25}, \text{ м}$$

$$A = \frac{61 - (12,6 + 2 + 4 \cdot 0,84 + 4 + 11 \cdot (1,3 \cdot 1,33 + 0,84))}{0,25} = 27 \text{ м}$$

2. Увеличение мощности вскрышных пород может быть достигнуто за счет установки драглайна на вскрышном подступе, тогда предельная высота отрабатываемого уступа (мощность вскрыши) будет определяться формулой:

$$H_y = \frac{R_p - (B + b + m \cdot \text{ctg} \alpha_{II} + B + 0,25 \cdot A) + H_B \cdot \text{ctg} \alpha}{K_p \cdot \text{ctg} \beta + \text{ctg} \alpha}, \text{ м}$$

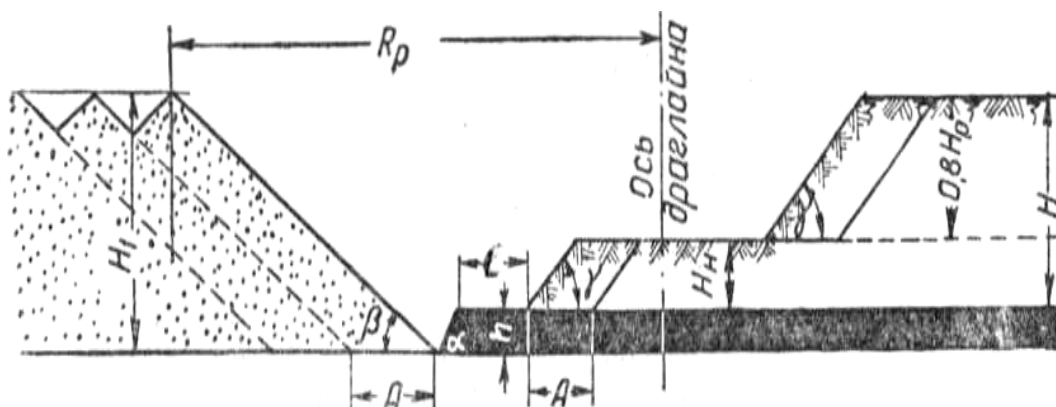
где

H_B – высота верхнего подступа, м;

H_y – высота отрабатываемого уступа, $H_y = 15$ м.

3. Тогда высоту верхнего подступа можно определить по формуле:

$$H_B = \frac{H_y \cdot (K_p \cdot \text{ctg} \beta + \text{ctg} \alpha) - R_p + B + b + m \cdot \text{ctg} \alpha_{II} + B + 0,25 \cdot A}{\text{ctg} \alpha}, \text{ м}$$



4. По рассчитанным параметрам отстроить технологические схемы.

Самостоятельная работа: Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки:

1. Виды забоев драглайнов, схемы работы драглайнов
2. От чего зависят параметры забоя драглайнов
3. Что такое кратная перевалка

Литература:

1. Ржевский В.В. «Технология и комплексная механизация» М. Недра 1975г.
2. Ялтанец И.М. «Практикум по открытым горным работам» М, ИМГТУ 2003г.

Практическая работа № 8

Тема: Расчет усложненных бестранспортных систем разработки по заданным условиям, вычерчивание различных схем по вариантам

Цель: закрепление и углубление теоретических знаний, получение практического опыта в решении задач, определения параметров усложненных бестранспортных схем экскавации при внутреннем отвалообразовании.

Задание:

1. Рассмотреть и проверить расчеты типового примера.
2. По типовому примеру произвести расчет для этих же условий только для другой марки экскаватора ЭКГ -10 или ЭКГ 8И.
3. По полученным расчетам отстроить схемы в масштабе.

Пример. Вскрыша, представленная плотными породами, покрывает горизонтальный угольный пласт мощностью $h = 6$ м. Для удаления пород вскрыши предполагается использовать экскаватор ЭВГ-15. Необходимо определить максимальную высоту вскрышного уступа и коэффициент переэкскавации для случаев:

1. без подвалки угольного уступа породой;
2. с неполной подвалкой уступа;
3. с полной подвалкой уступа.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора ЭВГ-15 $R_p = 37,5$; ширина заходки $A = 14$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки угольного уступа $S = 10$ м; ширина площадки на почве угля $B = 4$ м; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 50^\circ$; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $K_p = 1,2$.

Решение. 1. Высота уступа без подвалки угольного уступа определяется по формуле:

$$H_1 = \frac{H'F - 0,25 \cdot F^2 \cdot \operatorname{tg} \beta}{A \cdot K_p} = \frac{20 \cdot 18 - 0,25 \cdot 18^2 \cdot \operatorname{tg} 40^\circ}{14 \cdot 1,2} = 17,4 \text{ м},$$

где: H' - высота первичного отвала;

$$H' = (R_p - S - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha) \cdot \operatorname{tg} \beta = (37,5 - 10 - 6 \cdot \operatorname{ctg} 60^\circ) \cdot \operatorname{tg} 40^\circ = 20 \text{ м};$$

$$F = A + B = 14 + 4 = 18 \text{ м}.$$

Коэффициент переэкскавации без подвалки угольного уступа

$$\eta' = \frac{H' * B - 0,25 * B^2 \operatorname{tg} \beta}{H * A * k_p} = \frac{20 * 4 - 0,25 * 4^2 \operatorname{tg} 40^\circ}{17,4 * 14 * 1,2} = 0,26;$$

$$\eta' = 26$$



Рис. 1. Схема к определению высоты вскрышного уступа при экскавации механической лопатой без подвалки пласта.

2. Высота уступа при неполной подвалке угольного уступа определяется по формуле:

$$H_2 = \frac{H'' * F - 0,25 * F^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5 * h_2^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{K_p * A} = \frac{26,2 * 25,05 - 0,25 * 25,05^2 \operatorname{tg} 40^\circ - 0,5 * 4^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)}{14 * 1,2} = 30,0 \text{ м},$$

где h_2 - высота откоса угольного уступа, заваленного породой, равна 4 м;

H'' - высота первичного отвала;

$$H'' = [R_p - S - h * \operatorname{ctg} \alpha + h_2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] \operatorname{tg} \beta = [37,5 - 10,0 - 6 * \operatorname{ctg} 60^\circ + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)] \operatorname{tg} 40^\circ = 26,2 \text{ м};$$

$$F = A + B + h_2 * (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 14 + 4 + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ) = 25,05 \text{ м}.$$

Коэффициент переэкскавации при неполной подвалке угольного уступа.

$$\eta'' = \frac{[B + h_2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] * H'' - 0,5 h_2^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) - 0,25 * [B + h_2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \operatorname{tg} \beta}{H_2 * A * k_p} = \frac{[4 + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)] 26,2 - 0,5 * 4^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ) - 0,25 [4 + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)]^2 \operatorname{tg} 40^\circ}{30,0 * 14 * 1,2} = 0,33$$

$$\eta'' = 33\%$$

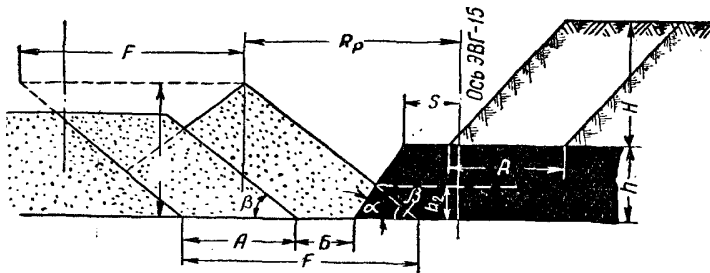


Рис. 2. Схема к определению высоты вскрышного уступа при экскавации механической лопатой с неполной подвалкой пласта.

3. Высота уступа при полной подвалке угольного уступа

$$H_3 = \frac{H' * F - 0,25 * F^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5 * h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{K_p * A} = \frac{29 * 28,5 - 0,25 * 28,05^2 \operatorname{tg} 40^\circ - 0,5 * 6^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)}{14 * 1,2} = 37,6 \text{ м}$$

где H' - высота первичного отвала;

$$H' = [R_p - S + h * \operatorname{ctg}\beta] \operatorname{tg}\beta =$$

$$[37.5 - 10.0 + 6 * \operatorname{ctg}40^\circ] \operatorname{tg}40^\circ = 29 \text{ м};$$

$$F = A + B + h * (\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta) = 14 + 4 + 6 * (\operatorname{ctg}60^\circ + \operatorname{ctg}40^\circ) = 28,5 \text{ м}.$$

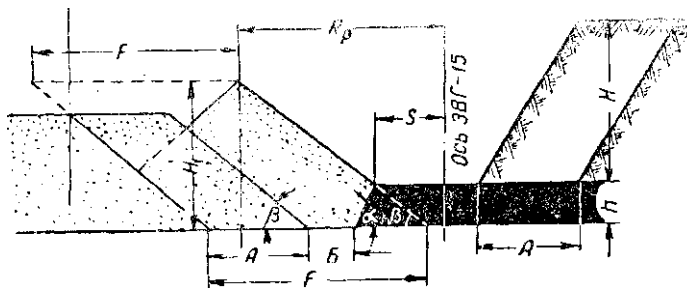


Рис. 3. Схема к определению высоты вскрышного уступа при экскавации механической лопатой с полной подвалкой пласта.

Проверим полученные результаты по параметрам экскаватора ЭВГ-15.

Максимальная высота черпания экскаватора ЭВГ-15 составляет 31 метр; высота разгрузки при наибольшем радиусе разгрузки 15 метров.

Следовательно, по условиям черпания высота забоя экскаватора не может быть более 31 метра, кроме того, высота первичного отвала при наибольшем радиусе разгрузки не должна быть больше

$$H' \geq H_p + h = 15 + 6 = 21 \text{ м}.$$

Однако, если принять радиус разгрузки экскаватора $R_p = 36.7$ м, который соответствует максимальной высоте разгрузки, равной $H_p = 24.5$ м, то высота первичного отвала не должна превышать

$$H' \geq H_{p.\max} + h \geq 24.5 + 6.0 = 30.5 \text{ м}.$$

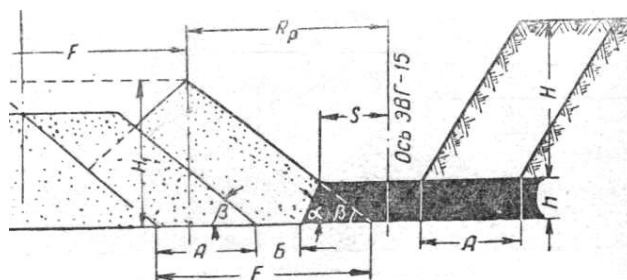


Рис.4. схема к определению высоты вскрышного уступа при экскавации механической лопатой с полной подвалкой пласта.

Таким образом, можно считать, что при использовании максимального радиуса разгрузки экскаватора ЭВГ – 15 высота вскрышного уступа при работе без подвалки угольного уступа составляет $H = 18$ м. При использовании максимальной высоты разгрузки возможна работа с частичной подвалкой угольного уступа. При высоте подвалки $h_2 = 4$ м.

высота вскрышного уступа составляет $H \approx 30$ м. ввиду того, что высота уступа при полной подвалки угольного пласта ограничивается параметрами вскрышного экскаватора и не может быть больше, чем при частичной подвалке.

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки:

1. Какие вы знаете элементы бестранспортных систем.
2. Для чего определяется расчетом радиус разгрузки.
3. Как определяется коэффициент переэкскавации.
4. В каких случаях выполняется переэкскавация.

Литература:

1. Ржевский В.В. «Технология и комплексная механизация» М. Недра 1975г.
2. Ялтанец И.М. «Практикум по открытым горным работам» М, ИМГГУ 2003г.

Практическая работа № 9

Тема: Расчет элементов систем разработки .

Цель: закрепление и углубление теоретических знаний, получение практического опыта в решении задач, определения основных элементов транспортных систем разработки.

Задание: Изучение методики расчета параметров элементов системы разработки, их взаимосвязей. Расчет параметров элементов системы разработки для условий конкретного месторождения. Построить схему транспортной системы по расчетным данным в масштабе 1:500

Исходные данные:

№ вариантов	Тип и марка экскаватора	Марка автосамосвала	Категория горных пород по трудности экскавации	Категория грунтов по Единой классификации	Тип забоя
1	2	3	4	5	6
1	ЭКГ – 5А	Бел АЗ – 540С	III	-	боковой
2	ЭКГ-10	Бел АЗ – 7525	-	II	
3	ЭКГ – 8	Бел АЗ – 7525	IV	-	
4	ЭКГ – 5А	Бел АЗ – 7527	V	-	
5	ЭКГ – 6,3У	Бел АЗ – 540С	II	-	
6	ЭВГ – 8	Бел АЗ – 7527	IV	-	
7	ЭКГ – 4,6	Бел АЗ-7510	-	III	
8	ЭКГ – 5А	Бел АЗ-7510	III	-	
9	ЭВГ – 8	Бел АЗ – 7523	V	-	

10	ЭКГ-4У	Бел АЗ –540С	II	II	
11	ЭКГ – 4,6	БелАЗ – 540С	-	IV	
12	ЭКГ – 5А	БелАЗ – 7527	V	-	
13	ЭКГ – 5А	БелАЗ – 7522	II	-	
14	ЭКГ – 8	БелАЗ – 7525	III	-	
15	ЭКГ – 4,6	БелАЗ - 540	-	III	

2.Ход работы:

1. Определить высоту уступа.

2. Ширину заходки по целику

3. Ширину рабочей площадки

4. Уход работ на глубину . (формулы см. конспект)

6.Показать в масштабе схему к расчету ширины рабочей площадки. (смотреть рис .1)

Схема к расчету углов откосов бортов карьера. Стр. 152-153 учебник А.М Демин «

Разработка рудных месторождений открытым способом.

3. Методические указания:

3.1 Высота уступа при разработке мягких и скальных пород не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора. При разработке скальных и полускальных пород высота уступа не должна превышать максимальную высоту черпания экскаватора более чем в 1,5 раза.

Высота уступа при выемки экскаваторами с верхней погрузкой должна соответствовать рабочим параметрам экскаватора.

Максимальная высота уступа при выемке мехлопатами с удлиненным рабочим оборудованием с верхней погрузкой.

Экскаватор	Высота уступа, м, в породах		
	Мягких	Полускальных	Скальных
ЭКГ-2У	5, 0	7, 0	10,0
ЭКГ-3, 2У	5, 5	8, 0	9, 0
ЭКГ-4У	8, 0	13, 0	13, 0
ЭКГ-6. 3У	18, 0	18, 0	9, 0

При разработке крутопадающих и наклонных залежей со сложными контактами высота уступа определяется путем технико-экономического анализа показателей потерь и разубоживания полезного ископаемого.

3.2 Ширина заходки

При выемке горной массы экскаваторами мех. лопата нормальная ширина заходки определяется по формуле:

$$A=(1,5-1,7)*R_{\text{чу}}, \text{ м.}$$

где

$R_{\text{чу}}$ – радиус черпания на уровне установки экскаватора, м.

Отработка широкой или узкой заходкой обосновывается.

3.3 Ширина рабочей площадки

3.2.1. Ширина рабочей площадки при разработке мягких и рыхлых пород

$$Ш_{\text{пр}}=A+C+T+П+Z, \text{ м,}$$

где

$Ш_{пр}$ – ширина рабочей площадки, м.

C – безопасное расстояние между элементами рабочей площадки, м, принимается равным 1,5м;

T – транспортная полоса, м,

$П$ – полоса для размещения вспомогательного оборудования, м, принимается равной не менее 6;

Z – призма обрушения, м,

$$Z = H_y * (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta)$$

где

α - угол устойчивого откоса уступа, град;

β - угол откоса рабочего уступа, град.

Ширина транспортной полосы

Тип автосамосвала	Ширина автодороги, м	
	При однополосном движении	При двухполосном движении
Белаз-540,548	5, 0	3, 5
Белаз-549,7519,7521	6, 0	11, 0
Белаз-7525	7, 0	12, 5

Ширина призмы обрушения

Коэффициент крепости по шкале проф.М.М. Протодяконова	Угол откоса устойчивого уступа, град	Угол откоса рабочего уступа, град	Ширина призмы обрушения при высоте уступа, м				
			10	12	15	20	40
2-4	35	45	4, 0	5, 0	6, 0	8,5	17
5-9	65	70	3, 0	3, 0	3, 0	4,5	-
10-14	65	75	3, 0	3, 0	3, 0	4, 0	-
15-20	75	85	3, 0	3, 0	3, 0	4, 0	-

3.2.2. Ширина рабочей площадки при разработке скальных и полускальных пород

$$Ш_{пр} = B + C + T + П + Z, \text{ м,}$$

где:

B – ширина развала горной массы после взрыва, м,

$$B = W * П + 2,5 * H_y * g * K$$

где :

$П$ – число рядов взрываваемых скважин;

W – линия сопротивления по подошве, м;

g – проектный удельный расход ВВ, кг/м. куб;

K_y – коэффициент уменьшения ширины развала, при порядной схеме взрывания принимается равным единице, при диагональной и волновой схемам взрывания равен 0,6-0,65.

3.3 Длина экскаваторного блока

При разработке скальных и полускальных пород минимальная длина экскаваторного блока определяется из условия обеспечения экскаватора взорванной горной массой в

следующем порядке.

Так как в пределах экскаваторного блока выполняются одновременно несколько рабочих процессов: выемка взорванной горной массы экскаваторами, бурение взрывных скважин, подготовка к бурению, экскаваторный блок разделяется на рабочие блоки: выемочный, буровой, подготовительный.

Длина рабочих блоков: выемочного, бурового и подготовительного принимается примерно равной между собой и длина экскаваторного блока представляет собой сумму длин рабочих блоков.

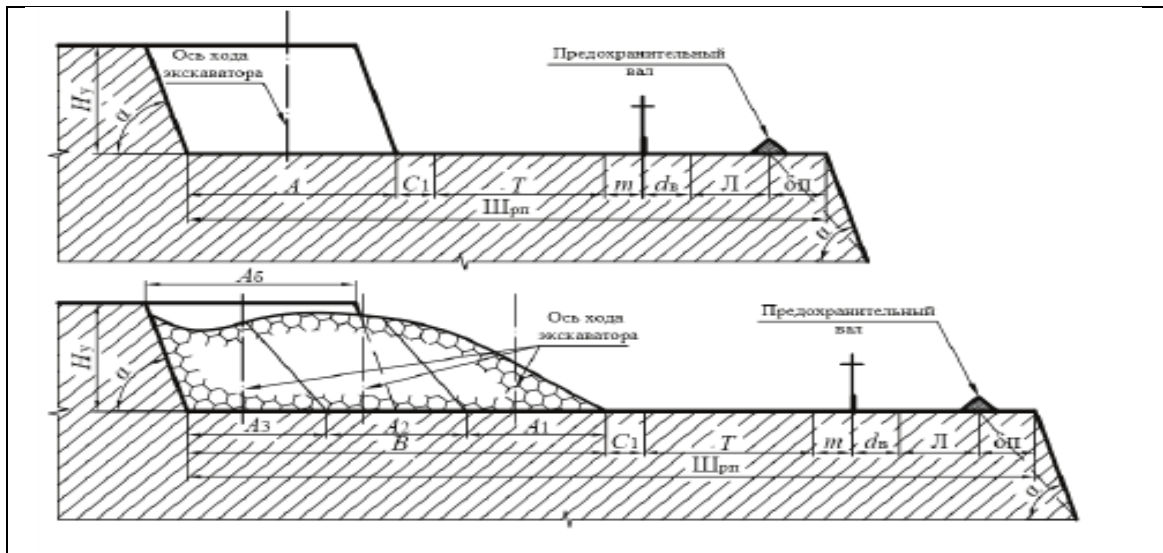


Рис..1 Схема к определению ширины рабочей площадки в мягких и скальных породах

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки

1. Как устанавливается высота уступов при проектировании
2. Какие элементы транспортных систем вы знаете?
3. Как проектируется ширина рабочей площадки?
4. Как проектируется рабочий борт карьера?

Литература:

- 1.В.В. Ржевский. Открытые горные работы. Учебник для вузов в 2-х частях.Часть2. Технология и комплексная механизация. 4-е издание изд. Перераб. И доп.М.: Недра.- 1985, 549.
- 2.Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.2003г.

Практическая работа № 10

Тема: 1.Расчет устойчивости откосов уступов и бортов карьера.

2.Определение конструкции угла наклона нерабочего борта карьера.

3.Определение углов откосов рабочих бортов карьера, уступов.

Цель: закрепление и углубление теоретических знаний, получение практического опыта в решении задач применяемых при проектировании бортов карьеров.

Задание: Решение задач автор Симкин Б.А. Сборник примеров и задач по открытым горным работам. Углетехиздат 1958 год.

1. Разобрать решение типовых задач.
2. Решить: задача №13 стр35,;задача №17 стр37,;задача №31 стр53,;задача №33 стр 54,; задача №38 стр55,;

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы для самопроверки

1. Что влияет на устойчивый угол откоса борта карьера.
2. По какой формуле определяется устойчивый угол борта карьера.
3. Как проектируется рабочий и нерабочий борт карьера.

Литература:

1. Ржевский. В.В Открытые горные работы. Учебник для вузов в 2-х частях. Часть 2. Технология и комплексная механизация. 4-е издание изд. Перераб. И доп. М.: Недра.-1985, 549.
2. Симкин Б.А. Сборник примеров и задач по открытым горным работам. Углетехиздат 1958 год.
3. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. 2003г.

Практическая работа № 11

Тема: Определение объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого в конечных контурах карьера при горизонтальном, пологом залеганиях месторождений.

Цель: Уметь пользоваться методикой расчета объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого в конечных контурах карьера при горизонтальном пологом залеганиях месторождений.

Исходные данные:

№ варианта	Ширина карьерного поля по низу, м	Длина карьерного поля по низу, м	Мощность вскрышных пород, м	Мощность полезного ископаемого, м	Категория грунтов вскрыши	Коэффициент крепости по Протодьяконову полезных ископаемых
1	2000	4000	25	10	III	10
2	1500	4000	20	10	III	12
3	800	4000	18	8	I	14
4	1200	4000	15	8	I	8
5	1400	4000	22	12	II	10
6	1300	4000	24	12	II	12
7	2000	4000	20	14	III	14
8	1500	4500	22	14	III	8
9	800	4500	15	5	III	10
10	1200	4500	15	6	I	12
11	1400	4500	30	10	I	14

12	1300	4500	25	12	II	8
13	2200	4500	18	8	II	16
14	2500	5000	18	10	III	14

Методические указания по выполнению:

1. Определяем площадь карьерного поля по формуле:

$$S_k = l_m \times B_k; m = 2800 \times 2000 = 5600000 m^2$$

2. Определяем объём вскрыши в геологических контурах карьера по формуле:

$$V_{в.} = S_k \times h_{в.} = 5600000 \times 25 = 14000000 m^3$$

3. Определяем объём полезного ископаемого в геологических контурах карьера по формуле:

$$V_{п.и.} = S_k \times h_{п.и.} = 5600000 \times 10 = 56000000 m^3$$

4. Определяем примешиваемый объём к полезному ископаемому по формуле:

$$V_{п.п.и.} = h^2_{п.и.} \times Ct_{\alpha} \times P(lm) = 10^2 \times 1 \times 9600 = 960000 m^3$$

Согласно заданию принимаем углы погашения бортов карьера:

α – угол откоса добычного уступа – $45^\circ - 70^\circ$

β – угол откоса вскрышного уступа – 45°

P – периметр карьера, м

5. Определяем объём примешиваемый к торфам (пустым породам) по формуле:

$$V_{п.в.} = (2 \times h_{п.и.} \times Ct_{\alpha} + h_{в.} + Ct_{\beta}) \times h_{в.} \times P(lm) = (2 \times 10 \times 1 + 25 \times 1) \times 25 \times 9600 = 7200000 m^3$$

6. Определяем общий объём полезного ископаемого по формуле:

$$V_{общ.п.и.} = V_{п.и.} + V_{п.п.и.} = 56000000 + 960000 = 56960000 m^3$$

7. Определяем общий объём вскрыши по формуле:

$$V_{общ.в.} = V_{в.} + V_{п.в.} = 14000000 + 7200000 = 14720000 m^3$$

8. Определяем средний коэффициент вскрыши по формуле:

$$K_{ср.в.} = \frac{V_{общ.в.}}{V_{общ.п.и.}} = \frac{14720000}{56960000} = 2.5$$

9. Определяем годовую производственную мощность карьера вскрыши по формуле:

Годовая производительную мощность карьера по полезному ископаемому согласно заданию $Q_k(ПИ)$ – 7000000 т. переводим m^3

$$Q_{п.и.} = \frac{Q_{пи}}{\gamma} = \frac{7000000}{2,3} = 3043478 m^3$$

$$Q(в) = Q_{п.и.} \times K_{ср.в.} = 3043478 \times 2,5 = 7608695 m^3$$

10. Определяем срок службы по формуле по формуле:

$$T_{лет} = \frac{V_{общ.пи}}{Q_k(ПИ)} = \frac{56960000}{3043478} = 19 лет$$

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Вопросы самопроверки

1. Что показывает средний коэффициент вскрыши?
2. Горно-геологические условия горизонтальных и пологих месторождений?
3. Что влияет на углы откосов бортов карьера при пологом залегании?

Литература:

1. Ржевский. В.В Открытые горные работы. Учебник для вузов в 2-х частях. Часть 2. Технология и комплексная механизация. 4-е издание изд. Перераб. И доп. М.: Недра.-1985, 549.

2. Симкин Б.А. Сборник примеров и задач по открытым горным работам. Углетехиздат 1958 год.

3. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. 2003 г.

Практическая работа № 12

Тема: Определение объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого в конечных контурах карьера при наклонном и крутом залеганиях месторождений.

Цель: Уметь пользоваться методикой расчета объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого в конечных контурах карьера при наклонном и крутом залеганиях месторождений

Исходные данные

Наименование показателей	номера варианта									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Годовая производительность карьера по руде, млн. т.	2	3	4	5	7	9	10	12	14	15
Расстояние транспортировки, км	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Горизонтальная мощность рудного тела, м	120	100	80	90	110	130	150	140	120	100
Длина рудного тела, м	500	700	900	1000	1200	1500	1700	2000	2500	3000
Угол падения рудного тела, град	50	55	60	65	70	80	70	65	60	55

Примечание: если студентов в группе больше чем вариантов по исходные данные обговариваются с преподавателем.

Порядок выполнения работы

1. Определение параметров карьера.

При решении вопроса о выборе способа разработки, а также определении целесообразной конечной глубины карьера производят технико-экономические расчеты, при которых используют такой показатель, как коэффициент вскрыши, который представляет отношение количества пустых (вскрышных) пород, удаляемых при открытой разработке месторождений, к единице добытого полезного ископаемого. Находим его по формуле:

$$K_v = (C_{\text{п}} - C_o) / C_{\text{в}} = \frac{650 - 250}{135} = 3,$$

где $C_{\text{п}}$ -стоимость добычи 1 м^3 полезного ископаемого подземным способом, р/м^3 ,

C_o -стоимость добычи 1 м^3 полезного ископаемого открытым способом, р/м^3 ,

$C_{\text{в}}$ -стоимость удаления 1 м^3 вскрышных пород, р/м^3 .

Определяем конечную глубину карьера:

$$H_{гр} = \frac{(1+K\epsilon) \cdot \Pi_{и} - B_{к}(H)}{ctg\beta^0 + ctg\beta^0} = \frac{(1+3) \cdot 200 - 200}{1,23+1,23} = 244\text{м},$$

где $\Pi_{и}$ - горизонтальная мощность пласта полезного ископаемого,
 $ctg \beta$ - углы погашения бортов.

Таблица.1. Углы погашения бортов карьера (по «Гипроруде»), град

Группа пород	Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову	Угол падения залежи, град	Углы погашения со стороны	
			лежащего бока	висячего бока
1	Более 8	Более 55	40	55
		35–55	30	45
		20–35	20	30
2	2 – 8	Более 55	40	45
		35–55	30	40
		20–35	20	30
3	До 2	Любой	15	30

Определяем ширину карьера по верху по формуле:

$$B_{в} = (B_{(к)н} + 2 \cdot H_{гр} \cdot ctg\gamma_{ср}) = 200 + 2 \cdot 244 \cdot 1,23 = 800\text{м}.$$

Где $B_{(к)н}$ - горизонтальная мощность рудного тела, м

Длину карьера по верху определяем по формуле:

$$L_{к(в)} = L_{к(н)} + 2 \cdot H_{гр} \cdot ctg\gamma_{ср}$$

$$L_{к(в)} = 1500 + 2 \cdot 244 \cdot 1,23 = 2100\text{м},$$

где $L_{к(н)}$ -длина карьера по низу,м

Слой толщи горных пород, разрабатываемый самостоятельно, средствами выемки и транспорта, называют уступом. Определяем количество уступов на карьере:

$$N_y = \frac{H_{зр}}{H_y} = \frac{244}{15} = 16,2, \text{ количество уступов окончательно равно } 16 \text{ (} N_y \text{ -высоту уступа принимаем равной } 15\text{м)}.$$

2. Определение объемов вскрыши и добычи.

Запасы полезного ископаемого и общий объем горной породы в контурах карьера определяют производственную мощность карьера, срок его существования и основные технико-экономические показатели открытой разработки.

Объем горной массы в контурах карьера определяем по формуле:

$$V_{к} = S_{к}(H) \cdot H_{гр} + 0,5 \cdot P \cdot H_{гр}^2 \cdot ctg\gamma_{ср} + \frac{\pi}{3} \cdot H_{гр}^3 \cdot ctg\gamma_{ср},$$

где P -периметр карьера по низу,

S -площадь карьера по низу.

Находим периметр карьера по низу по формуле:

$$P_{к}(H) = L_{к}(H) \cdot 2 + B_{к}(H) \cdot 2$$

$$P_{к}(H) = 1500 \cdot 2 + 200 \cdot 2 = 3400\text{м}.$$

Площадь карьера по низу находим по формуле:

$$S_{к}(H) = \pi \cdot \left(\frac{L_{к}(H)}{2} \cdot \frac{B_{к}(H)}{2} \right), \text{ м}^2$$

$$S_{к}(H) = 3,1 \cdot \left(\frac{1500}{2} \cdot \frac{200}{2} \right) = 235500\text{м}^2.$$

$$V_k = 235500 \cdot 244 + 0,5 \cdot 3400 \cdot 244^2 \cdot 1,23 + 1,04 \cdot (244^3) \cdot 1,23 = 200534438 \text{ м}^3.$$

Находим объем карьера по полезному ископаемому:

$$V_{\text{пи}} = S_k(H) \cdot H_{\text{гр}}$$

$$V_{\text{пи}} = 235500 \cdot 244 = 57462000 \text{ м}^3.$$

Находим объем вскрыши:

$$V_v = V_k - V_{\text{пи}}, \text{ м}^3$$

$$V_v = 200534438 - 57462000 = 143072438 \text{ м}^3.$$

Вопросы самопроверки

1. Дайте характеристику элементов и параметров карьера: глубину, размеров по дну и верхнему контуру, углов откоса бортов.
2. Перечислите какие факторы влияют на глубину карьера при разработке крутопадающих месторождений.
3. Что называется уступом? Опишите элементы уступа.
4. Что понимается под запасами полезных ископаемых?
5. Что понимается под коэффициентом вскрыши? Назовите размерность коэффициента вскрыши?
6. Перечислите виды коэффициента вскрыши. Поясните их.
7. Назовите условия при котором открытая разработка считается экономически целесообразной.

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами

Литература:

1. Ржевский. В.В Открытые горные работы. Учебник для вузов в 2-х частях. Часть 2. Технология и комплексная механизация. 4-е издание изд. Перераб. И доп. М.: Недра.-1985, 549.
2. Симкин Б.А. Сборник примеров и задач по открытым горным работам. Углетехиздат 1958 год.
3. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. 2003 г.

Практическая работа №13

Тема: Расчет календарного плана и определение срока службы карьера

Цель: Научиться рассчитывать срок службы карьера, уходку экскаватора, откладывать уходку на плане горных работ.

Исходные данные принять из практической работы №12

1. Определяем годовую производственную мощность карьера по полезному ископаемому:

$$Q_{\text{пи}} = \frac{Q_n(\epsilon)}{y_{\text{сп}}}, \text{ м}^3$$

$$Q_{\text{пи}} = \frac{3000000}{2,6} = 1153846 \text{ м}^3.$$

2. Определяем годовую производственную мощность карьера по вскрыше:

$$Q_v = Q_{\text{пи}} \cdot K_{\text{вср}}$$

$$Q_v = 1153846 \cdot 2,5 = 2884615 \text{ м}^3.$$

3. Определяем срок службы карьера:

$$T_{\text{ср}} = \frac{V_{\text{пи}}}{Q_{\text{пи}}}, \text{ лет}$$

$$T_{\text{ср}} = \frac{57462000}{1153846} = 50 \text{ лет.}$$

4. Определить ширину экскаваторной заходки при погрузке горной массы в средства транспорта

$$A = (1,5 - 1,7) \cdot R_{\text{ч.у}}, \text{ м,}$$

где $R_{\text{ч.у}}$ – максимальный радиус черпания на уровне стояния принятого в практической работе № 9 экскаватора (см. прил. 1).

5. Количество проходов экскаватора по развалу взорванной горной массы

$$n_n = \frac{B}{A}, \text{ ед.,}$$

где B – ширина развала взорванной горной массы, м.

Расчётное значение n_n округлить до ближайшего целого и откорректировать ширину экскаваторной заходки.

5. Сменную эксплуатационную производительность принятого экскаватора при разработке хорошо взорванных скальных пород вычисляют, принимая продолжительность цикла ($t_{\text{ц}}$) по табл. 1 для угла поворота под погрузку 135°

$$Q_{\text{э.см}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_3 \cdot K_n \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{ном}} \cdot K_y \cdot K_u}{K_p \cdot t_{\text{ц}}}, \text{ м}^3/\text{см},$$

где E – вместимость экскаваторного ковша; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; K_3 – коэффициент влияния параметров забоя, $K_3 = 0,7-0,9$; K_n – коэффициент наполнения ковша, $K_n = 0,6-0,75$; K_p – коэффициент разрыхления породы в ковше, $K_p = 1,4-1,5$; $K_{\text{пот}}$ – коэффициент потерь экскавируемой породы (табл. 2); K_y – коэффициент управления, зависящий от порядка отработки забоя, квалификации машиниста, наличия средств контроля и автоматики (табл. 2); K_u – коэффициент использования экскаватора в течение смены, учитывающий организационные и технологические перерывы (табл. 2).

Таблица 1. Продолжительность цикла мехлопат при погрузке хорошо взорванных скальных пород, с.

Экскаваторы	Угол поворота под разгрузку, град.		
	90	135	180
ЭКГ-3,2	22,8	24,9	27
ЭКГ-5	22,8	24,9	27
ЭКГ-8И	25,6	28,6	31,8
ЭКГ-12,5	30,1	33,1	36,1
ЭКГ-20	28,1	31,1	34,2

Таблица 2. Расчетные коэффициенты для определения эксплуатационной производительности

Наименование	Показатели
Коэффициент потерь породы	0,98-0,99
Коэффициент управления	0,92-0,98

Теперь расчетную производительность экскаватора сравнивают с нормативной (табл.3). Если разница превышает 10%, для дальнейших расчётов следует принять нормативное значение эксплуатационной производительности мехлопат.

6.Годовая эксплуатационная производительность экскаватора, м³/год

$$Q_{\text{э.г}} = Q_{\text{э.см}} \cdot N_{\text{см.э}},$$

где $N_{\text{см.э}}$ – количество рабочих смен экскаватора в течение года для принятого режима работ карьера .

7.Найти инвентарный парк экскаваторов

$$N_{\text{э.и}} = \frac{1,15 \cdot A_{\text{г.м.}}}{\gamma \cdot Q_{\text{э.г}}}, \text{ ед.},$$

где $A_{\text{г.м}}$ – годовая производительность карьера по горной массе, т;
 γ – плотность пород, т/м³.

Таблица 3. Производительность мехлопат за 8-часовую смену, м³

Экскаватор	Емкость ковша, м³	Группа пород						
		рыхлые	глинистые		плотные глинистые		полускальные	скальные
			нормальные	вязкие	нормальные	вязкие		
С погрузкой в средства железнодорожного транспорта								
ЭКГ-5	5,0	2200	1950	1400	1600	1150	1550	1250
	6,3	2700	2450	1750	2000	1450	1950	1550
ЭКГ-8И, 10	6,3	-	-	-	-	-	1750	1400
	8,0	3100	2800	2050	2300	1650	2250	1800
ЭКГ-12,5	10,0	-	-	-	-	-	2400	1960
	12,5	4200	3750	2800	3100	2250	3000	2450
	16,0	5400	4800	3600	3950	2800	-	-
С погрузкой в средства автомобильного транспорта								
ЭКГ-5	5,0	2400	2150	1550	1800	1250	1750	1400
	6,3	3000	2700	1950	2250	1560	2200	1750
ЭКГ-8И, 10	6,3	-	-	-	-	-	1950	1550
	8,0	3400	3050	2300	2550	1800	2450	2000
	10,0	4250	3800	2900	3200	2250	-	-
ЭКГ-12,5	10,0	-	-	-	-	-	2700	2160
	12,5	4650	4150	3100	3450	2500	3350	2700
	16,0	5950	5300	4000	4400	3200	-	-

8. Определить уходку экскаватора за сезон.

Вопросы самопроверки

1. Как устанавливается режим горных работ на карьерах?
2. Что такое календарный план ?
3. Как определяется уходка экскаватора за сезон.

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Литература:

1. Ржевский. В.В Открытые горные работы. Учебник для вузов в 2-х частях. Часть 2. Технология и комплексная механизация. 4-е издание изд. Перераб. И доп. М.: Недра.- 1985, 549.
2. Симкин Б.А. Сборник примеров и задач по открытым горным работам. Углетехиздат 1958 год.
3. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. 2003г.

Практическая работа №14

Тема: 1. Расчет параметров размыва пород гидромониторами. Изобразить гидромониторный забой на чертеже.

2. Рассчитать параметры гидромониторного размыва на рабочей площадке карьера и изобразить их графически.

Цель: Получение навыков расчета параметров и схем работы при гидромониторном способе разработки

Исходные данные:

№ варианта	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Годовой объем вскрышных пород, млн. м ³	1.5	2.6	1.4	1.2	2.0	2.2	2.5	2.4	1.3	1.6
Продолжительность сезона, дни	150	180	200	145	165	150	164	172	144	90
Техническая водопроизводительность гидромонитора, м ³ /час	Для гидромониторов марки ГМН-250с $Q_{\text{тех}} = 1530 \text{ м}^3/\text{час}$									
Напор у насадки, м	60-80									
Высота уступов при размыве, м	5-20									

Примечание: Показатели трудности экскавации и транспортирования соответственно равны $P_3 < 3$, $P_t < 2$.

Порядок выполнения работы:

1. В учебнике Ялтанец И.М. Практикум по открытым горным работам. -М.: ИМГТУ 2003г. на странице №67 в задачах №1 и №2 произведены расчеты, по предложенной

методике по исходным данным произвести необходимые расчеты параметров гидромониторного размыва пород.

2. Изобразить гидромониторный забой на чертеже.

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Практическая работа №15

Тема: Подсчёт запасов горной массы на участке россыпного месторождения.

Цель: Изучение методики подсчета горной массы согласно «Норм технологического проектирования предприятий цветной металлургии по разработке россыпных месторождений», как геологические, извлекаемые и эксплуатационные.

Ход работы:

Запасы горной массы подчитываются согласно «Норм технологического проектирования предприятий цветной металлургии по разработке россыпных месторождений», как геологические, извлекаемые и эксплуатационные.

При подсчёте геологических запасов объем горной массы (песков, торфов) в блоке определяется из выражения.

$$V_{\text{бл}} = H_{\text{ср.}} \cdot S_{\text{бл.}}, \text{ т.м}^3$$

$H_{\text{ср.}}$ - средняя мощность горной массы в блоке (песков, торфов), м.

$S_{\text{бл.}}$ - площадь блока в контуре промышленных запасов, т.м²

Средняя мощность песков (торфов) в блоке определяется линейным методом на основании составления линейных журналов.

Площадь блока в контуре подсчёта запасов определяется планиметром.

Геологические запасы золота в блоке определяются перемножением среднего содержания золота в блоке (по данным геологической разведки) на объём песков в блоке.

По результатам расчётов составляется ведомость геологических запасов (табл. № 1).

Для определения извлекаемых и эксплуатационных запасов производим расчёт потерь и разубоживания и определяем объёмы примешиваемых пород.

Расчёты разубоживания и примешиваемых пород производим согласно приведённой схеме (рис.1)

Схема к подсчёту запасов

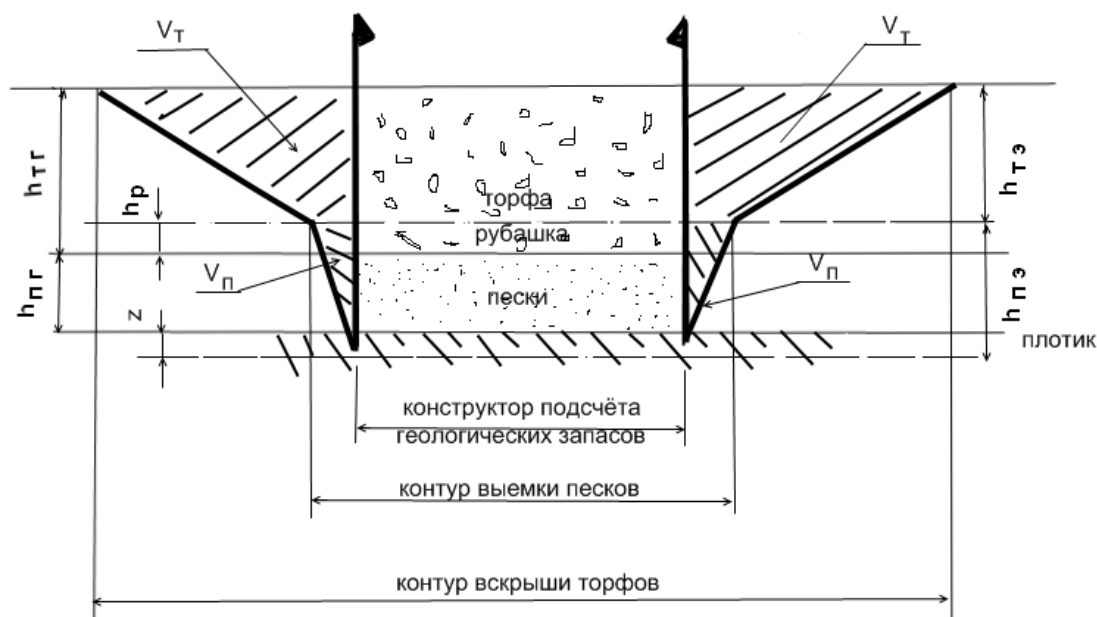


Рис. 1

h - геологическая мощность песков, м

h_{Tr} - геологическая мощность торфов, м

$h_{Пэ}$ - эксплуатационная (выемочная) мощность песков, м

$h_{Trэ}$ - эксплуатационная (выемочная) мощность торфов, м

h_p - мощность защитной рубашки, м

Z - глубина задирки плотика, м.

α - угол откоса добычного забоя.

β - угол откоса вскрышного забоя

$V_{П}$ - объём бортовых прирезок к пескам

V_T - объём бортовых прирезок к торфам

Для расчёта объёмов бортовых прирезок, потерь и разубоживания песков и золота устанавливаем

— величину предохранительной рубашки над песками (в пределах 0,3-0,5 м.) – $h_p=0,25$

— глубину задирки плотика (0,2-0,7)- Z

— угол откоса бортов добычного уступа – $\alpha = 45^0-60^0$

— угол откоса бортов вскрышного уступа – $\beta = 45^0$

Извлекаемая мощность песков принята равной геологической, а торфов – за вычетом предохранительной рубашки.

Извлекаемые запасы песков определяется из геологических за вычетом потерь при транспортировании (0,3-0,6 %). Если потери при транспортировании незначительны ими можно пренебречь. Потерь золота при промывки составляют (4-7%).

Извлекаемые запасы торфов определяются из геологических за вычетом объёмов торфов в предохранительной рубашке.

Эксплуатационная мощность песков определяются из геологической с добавлением глубины задиры плотика и мощности предохранительной рубашки т.е.

$$h_{пз} = h_{пт} + Z + h_p$$

Эксплуатационная мощность торфов равняется извлекаемой т.е.

$$h_{тз} = h_{тт} - h_p$$

Эксплуатационные запасы песков определяются путём добавления к извлекаемым запасам разубоживания песков за счёт предохранительной рубашки, задиры плотика и бортовых прирезок (V_p).

Эксплуатационные запасы торфов определяются путем добавления к извлекаемым примешиваемых пород в бортах вскрышного уступа (V_T)

Расчёт разубоживания песков в блоке за счёт предохранительной рубашки определяется из выражения: $V^p = h_p \cdot S_{бл.}, м^3$

Подсчёт разубоживания песков в блоке за счёт задиры плотика определяется из выражения:

$$V^z = Z \cdot S_{бл.}, м^3$$

Подсчёт разубоживания песков в блоке за счёт примешивания некондиционных песков в бортах разреза (бортовых прирезки) определяется из выражения:

$$V_p = h_{пз}^2 \cdot \text{ctd } \alpha \cdot L, м^3$$

L-средняя длина блока, м.

Объём примешиваемых пород к торфам в блоке определяется из условия

$$V_T = (2h_{пз} \text{ctd} \alpha + h_{тз} \text{ctd} \beta) \cdot h_{тз} \cdot L, м^3$$

Ведомость расчёта примешиваемых пород в бортах разреза приведена в табл. № 2, ведомость потерь и разубоживание в табл. № 3, ведомость подсчёта эксплуатационных запасов в табл. № 4.

Пример подсчёта запасов

Ведомость геологических запасов

Табл. №1

№ блока, категория запасов	№,№ буровых линий	Размеры бллоков			Объём торфов Т. м³	Запасы		
		Площадь блока, т. м²	Средняя мощность,м			Песков, т.м³	Среднее содержание г/м³	Золото, кг.
			торфов	песков				
1	2	3	4	5	6	7	8	9
103C ₁	3-5	15,68	19,17	0,96	300,58	15,05	4,546	64,17
104C ₁	5-7	9,9	17,72	1,04	175,41	10,296	4,68	48,185
105C ₁	7-9	8,45	15,45	1,75	130,57	14,79	5,15	76,21
106C ₁	9-11	7,97	14,15	1,93	112,8	15,38	5,26	80,93
107C ₁	11	3,6	12,5	1,2	45,0	4,32	4,56	19,7
Итого:		45,6	16,76	1,31	764,3	59,72	4,867	290,64

Ведомость примешиваемых запасов в бортах разреза

Табл. № 2

№ № блоков,	№ № буровых линий	Объёмы бортовых прирезок, т.м ³
-------------	-------------------	--

категория запасов		V песков	V торфов
1	2	3	4
103C ₁	3-5	1,127	101,131
104C ₁	5-7	1,314	107,845
105C ₁	7-9	1,809	63,459
106C ₁	9-11	1,997	54,518
107C ₁	11	0,679	23,267

Расчёт потерь и разубоживания песков

Табл. №3

№ блока, категория запасов	Потери при транспортировке, (0,3 %)		Технологические потери при промывки, (4,01 %) кг.	Разубоживание песков, т. м ³	В том числе за счёт, т.м ³		
	Песков, т.м ³	Золота, кг			Предохранительные рубашки (0,5 м.)	Задирки плотика,(0,5)	Бортовые прирезки
1	2	3	4	5	6	7	8
103C ₁	0,045	0,197	2,692	20,413	7,84	11,446	1,127
104C ₁	0,031	0,144	1,96	13,491	4,95	7,227	1,314
105C ₁	0,044	0,229	3,115	12,196	4,225	6,168	1,803
106C ₁	0,046	0,243	3,31	11,80	3,985	5,818	1,997
107C ₁	0,013	0,059	0,805	5,107	1,8	2,628	0,679

Исходные данные:

Вариант 1

№ блока	Длина Блока, м	Ширина по границам, м		Мощность Торфов, м ³	Мощность песков, м ³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	90	95	10,5	5,5
2C1	220	95	100	11,2	5,9
3C1	220	100	105	12,6	5,9
4C1	210	105	95	13,0	6,0
5C1	250	95	100	13,4	6,4

Примечание: Исходные данные по вариантам выдаются преподавателем.

Вариант 2

№ блока	Длина Блока, м	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м ³	Мощность песков, м ³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	100	95	20,5	15,5
2C1	220	95	100	21,2	15,9
3C1	220	100	100	22,6	15,9
4C1	210	100	95	23,0	16,0
5C1	250	95	100	23,4	16,4

Вариант 3

№	Длина	Ширина по границам, м	Мощность	Мощность песков,
---	-------	-----------------------	----------	------------------

блока	блока	нижняя	верхняя	торфов, м ³	м ³
1C1	220	120	125	17,5	5,5
2C1	220	125	100	18,2	5,9
3C1	220	100	105	18,6	5,9
4C1	210	105	95	18,0	6,0
5C1	250	95	100	17,4	6,4

Вариант 4

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м ³	Мощность песков, м ³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	90	95	10,5	3,6
2C1	220	95	100	11,2	3,7
3C1	220	100	105	12,6	3,8
4C1	210	105	95	13,0	4,0
5C1	250	95	100	13,4	4,5

Вариант 5

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м ³	Мощность песков, м ³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	60	70	26,9	5,5
2C1	220	70	90	27,5	5,9
3C1	220	90	60	26,4	5,9
4C1	210	60	80	25,0	6,0
5C1	250	80	90	26,0	6,4

Вариант 6

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м ³	Мощность песков, м ³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	90	95	5,9	2,2
2C1	220	95	100	5,8	2,6
3C1	220	100	105	5,6	2,5
4C1	210	105	95	5,5	2,9
5C1	250	95	100	5,4	3,0

Вариант 7

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м ³	Мощность песков, м ³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	190	195	10,5	6,2
2C1	220	195	150	11,2	6,6
3C1	220	150	155	12,6	6,5

4C1	210	155	150	13,0	6,9
5C1	250	150	160	13,4	7,0

Вариант 8

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м³	Мощность песков, м³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	90	95	13,5	10,5
2C1	220	95	100	14,6	11,2
3C1	220	100	105	15,6	12,6
4C1	210	105	95	16,6	13,0
5C1	250	95	100	17,5	13,4

Вариант 9.

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м³	Мощность песков, м³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	90	95	6,2	5,5
2C1	220	95	100	6,6	5,9
3C1	220	100	105	6,5	5,9
4C1	210	105	95	6,9	6,0
5C1	250	95	100	7,0	6,4

Вариант 10.

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м³	Мощность песков, м³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	100	95	16,2	7,5
2C1	220	95	110	16,6	7,9
3C1	220	110	105	16,5	8,0
4C1	210	105	95	16,9	8,2
5C1	250	95	100	17,0	8,3

Вариант 11.

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м³	Мощность песков, м³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	120	100	14,2	7,5
2C1	220	100	110	14,6	7,9
3C1	200	110	105	14,5	8,0
4C1	210	105	90	14,9	8,2
5C1	200	90	100	14,0	8,3

Вариант 12.

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м ³	Мощность песков, м ³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	100	90	16,2	5,5
2C1	220	90	85	16,6	5,9
3C1	200	85	105	16,5	5,9
4C1	210	105	95	16,9	6,0
5C1	200	95	100	17,0	6,4

Вариант 13.

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м ³	Мощность песков, м ³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	120	95	26,2	7,5
2C1	220	95	110	26,6	7,9
3C1	220	110	115	26,5	8,0
4C1	210	115	95	26,9	8,2
5C1	250	95	100	27,0	8,3

Вариант 14.

№ блока	Длина блока	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м ³	Мощность песков, м ³
		нижняя	верхняя		
1C1	220	100	95	14,2	3,6
2C1	210	95	110	14,6	3,7
3C1	220	110	105	14,5	3,8
4C1	210	105	95	14,9	4,0
5C1	230	95	100	14,0	4,5

Вариант 15.

№ блока	Длина Блока, м	Ширина по границам, м		Мощность торфов, м	Мощность песков, м
		нижняя	верхняя		
1C1	220	100	85	16,2	10,5
2C1	220	85	90	16,6	11,2
3C1	220	90	105	16,5	12,6
4C1	210	105	95	16,9	13,0
5C1	250	95	100	17,0	13,4

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

1. Из чего складывается эксплуатационная мощность песков, торфов.
2. За счет чего возникают примешиваемые объемы в бортах разреза.
3. Что такое разубоживание, за счет чего возникает разубоживание.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро»
2. Астафьев В.Г. «Горное дело» М. Недра 1980 год.
3. Лешков В.Г «Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1980 год.

Практическая работа № 16

Тема: Гидравлический расчет русло-отводного канала.

Цель: Определить расход при равномерном движении воды в трапециидальном земляном канале, сравнить полученную скорость с максимально развивающую не размывающей средней скоростью и наименьшей не заиливающей скоростью.

Исходные данные:

№ варианта	Ширина канала по дну, В м	Заложение откосов, m	Глубина потока, h м	Уклон долины, i	Категория пород по ЕКГП	Длина канала, L м
1	5,5	1	1,8	0,0004	III	800
2	6	1,5	2,0	0,0005	II	1000
3	8	1.5	2,0	0,0008	III	1500
4	10	1.5	2,5	0,0004	II	330
5	15	2	2,8	0,0005	III	280
6	20	2.5	3,0	0,0008	III	300
7	12	2	2,2	0,0004	II	800
8	10	1.5	2,0	0,0005	III	600
9	5	1	0,5	0,0008	II	500
10	12	1.5	0,8	0,0004	III	400
11	10	1.5	0.5	0,0005	III	300
12	6	1.5	0,4	0,0008	II	200
13	8	1	0,6	0,0008	III	300
14	15	2	0,9	0,0004	II	800
15	12	1,5	1	0,0005	III	600
16	20	1.5	0.8	0,0008	II	500
17	12	1.5	0.5	0,0004	III	400

Ход работы:

1. Определяем площадь живого сечения, м²
2. Смоченный периметр, м
3. Гидравлический радиус, м
4. Скорость потока, м/с
5. Расход воды в канале, м³/с
6. Объем руслоотводного канала, м³

Решение:

1. Расчет площади живого сечения по формуле:

$$W = (B + m \cdot h) h = 13.14 \text{ м}^2$$

$$W = (5.5 + 1 \cdot 1.8) 1.8 = 13.14$$

2. Определяем гидравлический радиус при минимальном смоченном периметре

$$R = W/P = 1.54 \text{ м}$$

$$R = 13.14/8.5 = 1.54$$

3. Определяем смоченный периметр по формуле:

$$P = b + 2h\sqrt{1+m^2} = 8.5 \text{ м}$$

$$P = 5.5 + 2 \cdot 1.8\sqrt{1+1^2} = 8.5$$

4. Определяем Коэффициент Шези по формуле:

$$C = 1/n_{\text{шер}} \cdot R^y = 40.5$$

$$C = 1/0.27 \cdot 1.54^{1.4} = 40.5$$

5. Скорость потока (макс) по формуле:

$$U = c \cdot \sqrt{R \cdot i} = 3.17 \text{ м/с}$$

$$U = 40.5 \cdot \sqrt{1.54 \cdot 0.0004} = 3.17$$

6. Скорость потока (мин) по формуле:

$$U = 0.5 \sqrt{R} = 1 \text{ м/с}$$

$$U = 0.5 \sqrt{1.54} = 1 \text{ м/с}$$

Сравним полученную скорость по таблице №1

Канал размыву и заиливанию подвергаться не будет.

7. Расчет пропускной способности канала по формуле:

$$Q_{\text{сек}} = U \cdot W = 13.14 \text{ м}^3/\text{с}$$

$$Q = 1 \cdot 13.14 = 13.14$$

8. Определяем площадь поперечного сечения канавы по формуле:

$$S_k = h_k \cdot (h_k \cdot \text{ctg} \beta + b) = 14.09 \text{ м}^2$$

$$S = 2.1 \cdot (2.1 \cdot \text{ctg} 60 + 5.5) = 14.09 \text{ м}^2$$

9. Определяем полную глубину канавы

$$H_k = h + 0.3 = 2.1 \text{ м}$$

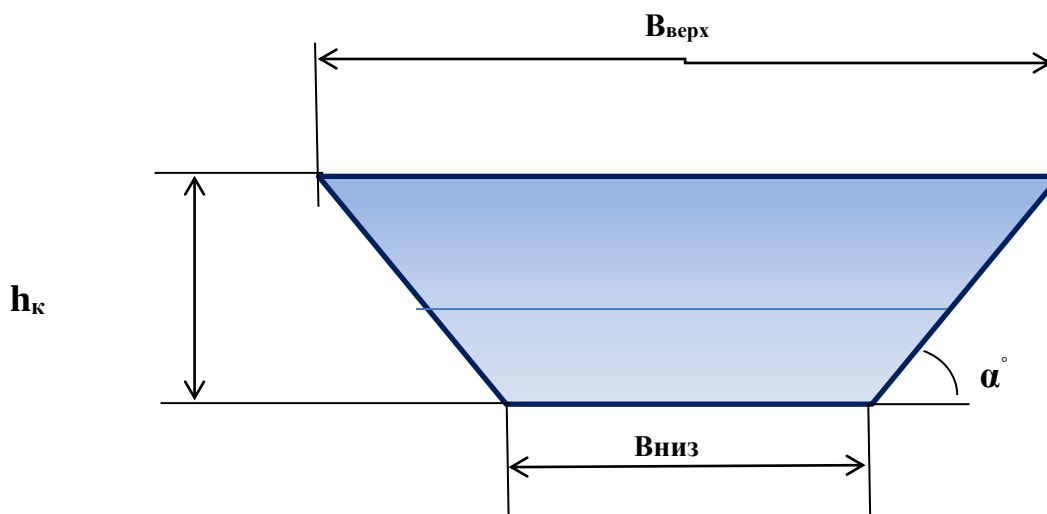
$$H = 1.8 + 0.3 = 2.1$$

10. Определяем объем земляных работ по проведению канавы по формуле:

$$V_k = S_k \cdot l_k = 11276.9 \text{ м}^3$$

$$V = 14.09 \cdot 800 = 11276.9 \text{ м}^3$$

11. По полученным расчетам строим продольный профиль и поперечное сечение канала в масштабе 1:500. Поперечное сечение см. рис №1.



Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

1. Для чего производится гидравлический расчет.
2. Как устанавливаются размеры руслоотводного канала.
3. Способы проведения канав.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро»
2. Астафьев В.Г. «Горное дело» М. Недра 1980 год.
3. Лешков В.Г., Разработка россыпных месторождений. М. Недра 1980 год.
4. Ялтанец И.М., Проектирование открытых гидро-механизированных и дражных разработок месторождений. М.: Издательство МГГУ 2003.

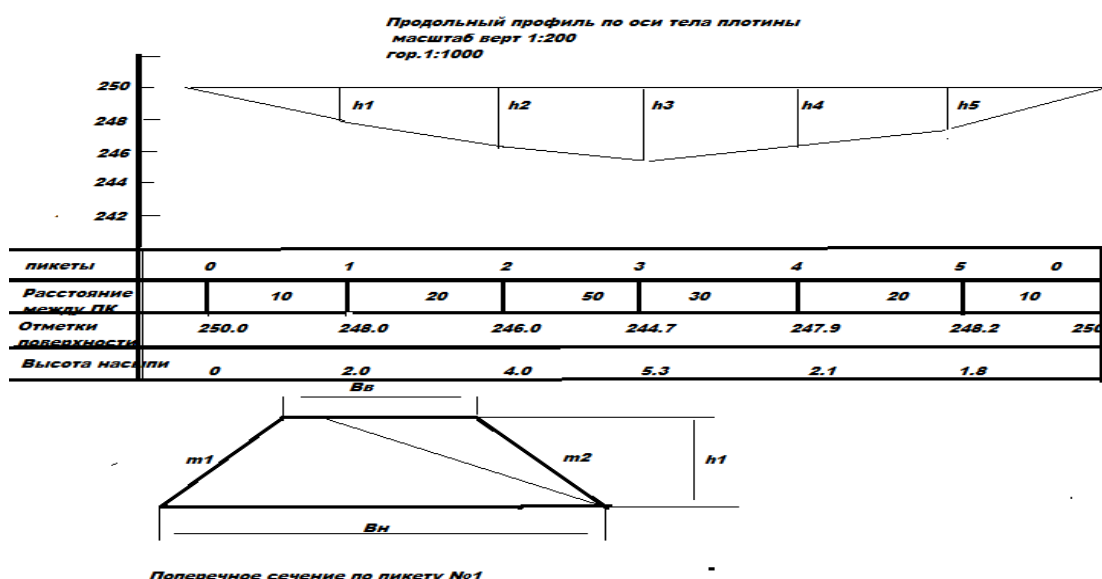
Практическая работа №17

Тема: Подсчет объёмов земляных работ по возведению тела плотины.

Цель: Уметь пользоваться методикой подсчёта вертикальных параллельных сечений, знать назначение плотин и способы их возведения.

Ход работы:

- 1) По исходным данным отстроить продольный профиль по оси тела плотины в масштабе Вертикальный 1:200 горизонтальный 1:1000 (смотрите рис №1)



- 2) Ось плотины разбить на пикеты, по каждому пикету отстроить поперечное сечение и определить его площадь, ширина плотины по низу определяется по формуле:

$$(B_n = B_b + h_1(m_1 + m_2)), \text{ м}$$

Где:

m_1 и m_2 заложение откосов плотины которые принимаются по таблице № стр. 293 учебник Лешков В.Г. «Разработка россыпных месторождений»,

h_1 -это высота плотины по первому пикету (высота определяется по каждому пикету);

- 3) Площадь поперечного сечения по каждому пикету определяется по формуле:

$$S_{\text{сеч}} = (B_n + B_v) * h_1 / 2, \text{ м}$$

Плотина отстраивается бульдозером для поднятия воды в дражном котловане, ширину плотину поверху (B_v) принимаем равную = ширине отвала бульдозера = 6 метров

- 4) Объем отсыпки тела плотины производится по формуле;

$$V = S_{\text{ср}} * L_1; \text{ м}^3$$

Где:

$S_{\text{ср}}$ - средняя площадь между ПК м^2

L_1 -расстояние между пикетом(0 – 1)

Все расчеты сводятся в таблицу №1

Решение:

- 1) Высота плотины по каждому пикету (смотрите продольный профиль) ;

$$H_n = H_{\text{пов}} - H_{\text{низ}}$$

$H_{\text{пов}}$ - отметка поверхности, м

$H_{\text{низ}}$ -отметка низа ,м

- 2) Рассчитываем ширину плотины понизу по каждому пикету;

$$B_n = B_v + h_1(m_1 + m_2)$$

- 3) Рассчитываем площадь поперечного сечения по каждому пикету;

$$S_{\text{сеч}} = (B_n + B_v) * h_1 / 2; \text{ м}^2$$

- 4) Ширину основания тела плотины проверяем на скольжение и опрокидывание по формуле:

$$B^* = \frac{\gamma * K}{\sigma * f} * h; \text{ м}$$

γ - удельный вес воды, равный 1000 кг/м^3

K -коэффициент безопасности на скольжение =10

σ - объемный вес материала , из которого сделана плотина $2000\text{-}2500 \text{ кг/м}^3$

f -коэффициент трения по основанию -1

h - напор воды перед плотиной, определяем по продольному профилю или сечению.

Если $B^* < B_{\text{низ}}$, плотина устойчива, Условие выполняется.

В таблице №1 производим подсчет объемов земляных работ

Таблица №1

№ пикета	Расстояние между пикетами, м	Высота плотины по ПК, м	Площадь поперечного сечения по ПК, м^2	Средняя площадь между ПК, м^2	V объем отсыпки. М^3
0	10	0	0	49,35	493,5
1		5	98,75		
2	20	7	176,75	51,875	1037,5

3	40	4.5	82,62	91,875	3675
4	30	4	68	42,56	1276,8
5	20	3	42,75	36	720
0	10	0	0	22,86	228,6
					Итого: 7431

Исходные данные: №1

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	40	30	20	10	
Отметка поверхности	423,5	423	423	423	423	423	423,5
Отметка низа		418	416	418.5	419	420	

Исходные данные: №2

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	30	20	40	30	30	20	
Отметка поверхности	430	430	430	430	430	430	430
Отметка низа		425	426	428.5	429	429	

Исходные данные: №3

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	20	20	40	30	20	20	
Отметка поверхности	500	500	500	500	500	500	500
Отметка низа		492	494	496	498	494	

Исходные данные: №4

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	50	50	40	30	20	30	
Отметка поверхности	700	700	700	700	700	700	700
Отметка низа		692	694	696	698	694	

Исходные данные: №5

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	40	30	20	10	
Отметка поверхности	200	200	200	200	200	200	200
Отметка низа		196	194	192	195	198	

Исходные данные: №6

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	20	20	20	20	20	20	
Отметка поверхности	423	423	423	423	423	423	423
Отметка низа		418	416	418.5	419	420	

Исходные данные: №7

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	40	30	20	10	
Отметка поверхности	168	168	168	168	168	168	168
Отметка низа		162	160	160	162	164	

Исходные данные: №8

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	30	30	40	30	20	20	
Отметка поверхности	550	550	550	550	550	550	550
Отметка низа		545	542	544	546	548	

Исходные данные: №9

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	40	30	20	10	
Отметка поверхности	268	268	268	268	268	268	268
Отметка низа		262	260	260	262	264	

Исходные данные: №10

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	30	30	40	30	30	30	
Отметка поверхности	320	320	320	320	320	320	320
Отметка низа		315	312	310	314	317	

Исходные данные: №11

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	40	30	20	10	
Отметка поверхности	900	900	900	900	900	900	900
Отметка низа		892	894	896	898	894	

Исходные данные: №12

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	20	20	10	10	10	10	
Отметка поверхности	235	235	235	235	235	235	235
Отметка низа		232	230	226	228	231	

Исходные данные: №13

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	40	30	20	10	
Отметка поверхности	158	158	158	158	158	158	158
Отметка низа		155.2	152,5	150	150	154	

Исходные данные: №14

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	20	20	20	10	
Отметка поверхности	860	860	860	860	860	860	860
Отметка низа		858	854	852	852	855	

Исходные данные: №15

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	40	30	20	10	
Отметка поверхности	346	346	346	346	346	346	346
Отметка низа		343	340	338,9	339	342	

Исходные данные: №16

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	10	10	20	30	

Отметка поверхности	286	286	286	286	286	286	286
Отметка низа		284	282	280	284	285	

Исходные данные: №17

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	40	30	20	10	
Отметка поверхности	438	438	438	438	438	438	438
Отметка низа		436	432	428	430	434	

Исходные данные: №18

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	40	30	20	10	
Отметка поверхности	210	210	210	210	210	210	210
Отметка низа		206	204	202	203	208	

Исходные данные: №19

№ пикета	0	1	2	3	4	5	0
Расстояние между ПК	10	20	50	30	20	10	
Отметка поверхности	584	584	584	584	584	584	584
Отметка низа		582	576	579	580	582	

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

1. Назначение плотин
2. Как устанавливаются размеры плотин
3. Способы возведения плотин
4. Как проверяется плотина на фильтрацию и опрокидывание.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» стр. 243.
2. Астафьев В.Г. «Горное дело» М. Недра 1980 год.
3. Лешков В.Г «Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1980 год.
4. Л.Е. Зубрилов «Основы дражного дела» Металлургиздат 1948г.

Практическая работа №18.

Тема: Расчет и построение технологической схемы вскрыши по параллельной системе бульдозером.

Цель: Знать системы производства вскрышных работ,

Уметь: рассчитывать параметры вскрышных схем рассчитывать среднюю длину транспортировки определять часовую норму выработки по ЕНВ, пользоваться масштабами.

Расчет и составление технологической схемы вскрыши торфов см. рис. №1

**Технологическая схема вскрыши бульдозером
по параллельной системе с выкладкой отвала
на борта россыпи.
масштаб 1:500**

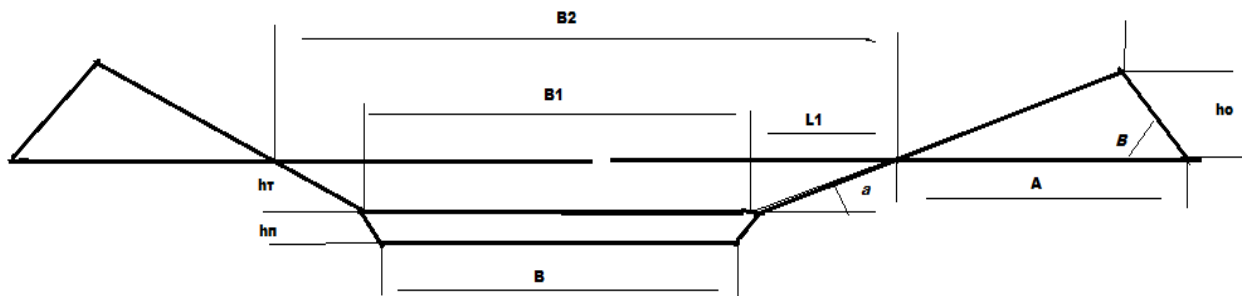


Рисунок 1

Ход работы:

1.Принимаем углы откосов, вскрышного отвала, вскрышного уступа.

α - угол добычного уступа, $\alpha = 45^\circ$

β – угол выезда (угол вскрышного уступа), $\beta = 20^\circ$

λ – угол внешнего откоса отвала, $\lambda = 37^\circ$

2.Выезд закладываем за пределами контура подсчета запасов.

Ширина контура вскрыши по основанию:

$$B_1 = B + 2h_{п} * \operatorname{ctg}\alpha = 66 + 2 * 1,86 * 1,0 = 69,72 \text{ м.}$$

Ширина контура вскрыши по поверхности:

$$B_2 = B_1 + 2h_{т} * \operatorname{ctg}\beta = 69,72 + 2 * 5,44 * \operatorname{ctg}20^\circ = 69,72 + 0 * 5,44 * 2,747 = 99,6 \text{ м.}$$

$h_{п}$ - мощность песков, м

$h_{т}$ - мощность торфов, м

3.Линейный объем вскрыши определяем по формуле:

$$V_B = \frac{B_1+B_2}{2} * h_{т} : \text{м}^3$$

4.Объем бульдозерного отвала определяем по формуле:

$$V_0 = V_B * K_{раз} ; \text{м}^3$$

$K_{раз}$ – коэффициент разрыхления пород принимаем из табличных данных в учебнике.

4.Высота бульдозерного отвала определяется по формуле:

$$H_0 = \sqrt{\frac{2 * V_0}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\lambda}} = \sqrt{\frac{2 * 310,9}{\operatorname{ctg}20^\circ + \operatorname{ctg}37^\circ}} = \sqrt{\frac{2 * 310,9}{2,747 + 1,327}} = 12,35 \text{ м.}$$

5.Длина выезда по формуле: $L_1 = h_{т} * \operatorname{ctg}\beta = 5,44 * \operatorname{ctg}20^\circ = 5,44 * 2,747 = 17,9 \text{ м.}$

6.Основание отвала бульдозера: $A = H_0 (\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\lambda) = 12,35 (\operatorname{ctg}20^\circ + \operatorname{ctg}37^\circ) = 12,35 * 4,074 = 50,3 \text{ м.}$

7. Определяем среднюю длину транспортировки бульдозера по формуле:

$$L_{ср} = k * B_2 + L_1 + k * A : \text{м}$$

K - коэффициент зависящий от ширины полигона (см ЕНВ справочник Магадан 1981г.

Стр.)

8. Определив длину транспортировки по таблице ЕНВ стр. 80 в учебнике Лешков В.Г. «Разработка россыпных месторождений» определяем часовую норму выработки бульдозера.

9. По полученным данным отстраиваем схему вскрыши в масштабе 1: 500 на миллиметровке.

миллиметровке в двух проекциях (пример смотреть в учебнике Лешков В.Г. «Разработка россыпных месторождений».) Схемы работы смотрите на рис.1,рис. 2.

10. Вывод.

Исходные данные:

№ варианта	Тип марки бульдозера	Параметры полигона			Категория грунтов	Углы откоса бортов долины, градусы.	
		Ширина полигона в контуре подсчета запасов, м	Мощность песков, м	Мощность торфов, м		Левый	Правый
1	2	3	4	5	6	7	
1.	ДЗ – 110хл	60	2	3,5	III	18°	2°
2.	ДЗ – 141ХЛ	120	3	5	II	5°	2°
3.	Д – 355А	150	2,5	4,5	III	2,5°	5°
4.	Д-575 (Т-180)	90	3	3	II	3°	12°
5.	ДЗ-118 (ДЭТ-250)	110	2,0	4	III	2°	1°
6.	ДЗ-141ХЛ	150	3,5	5,5	III	4°	3,0°
7.	Д-575 (Т-180)	60	1,5	3,0	II	2,5°	25°
8.	ДЗ – 110ХЛ	80	2	3,5	III	3°	6°
9.	Д-355А	140	2,5	5,5	II	1,5°	3°
10.	Д-9Н	130	2,0	4,0	III	5°	12°
11.	Д-10Н	100	2,5	5,5	III	28°	2°
12.	Д-155А	65	2	3,5	II	1,5°	30°
13.	Д-355А	95	2,0	4,5	III	2°	4°
14.	ДЗ-118	125	1,5	3,0	II	5°	2°
15.	ДЗ141ХЛ	180	3	5	III	3,5°	2,5°
16.	Д-9Н	150	2,5	5,5	III	3°	4°
17.	Д-155А	70	2,0	4,0	II	2°	1°
18.	ДЗ-110ХЛ	50	3,0	3,0	II	3°	4°
19.	Д-355А	100	2,5	6,0	II	2°	3°
20.	ДЗ-141ХЛ	90	2,0	5,0	III	3°	10°

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

1. Системы разработки бульдозерами, их условия применения
2. Требования к отвалообразованию при возведении бульдозерами.
3. Для чего рассчитывается средняя длина транспортировки бульдозера.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» стр. 243.
2. Астафьев В.Г. «Горное дело» М. Недра 1980 год.
3. Лешков В.Г «Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1980 год.
4. Справочник ЕНВ (единые нормы времени) Магадан 1981г.

Практическая работа № 19.

Тема: Расчет и построение технологической схемы вскрыши по бестранспортной системе экскаватором ЭШ.

Задание: Произвести расчет проходки по бестранспортной схеме. Определить объем проходки и параметры отвалов от проходки. В масштабе 1:500 изобразить паспорт проходки.

Порядок выполнения работ:

1. Определить площадь сечения проходки как площадь трапеции по формуле:

$$S = \frac{B_{\text{низ}} + B_{\text{верх}}}{2} * h_v : \text{м}^2$$

2. Площадь отвала вскрыши определяется по формуле: $S_{\text{отвала}} = S * K_{\text{раз}} : \text{м}^2$
3. Графоаналитическим методом определить параметры отвалов и возможность их размещения на бортах россыпи, при этом надо знать что при построении схем высота отвала не должна превышать высоту разгрузки экскаватора, угол вскрышного отвала принимается от 37°-45°, также площадь отвала можно проверить через площадь треугольника.
4. Отстроить паспорт в масштабе в двух проекциях, смотрите рис.№1.

Технологическая схема вскрыши по бестранспортной системе ЭШ

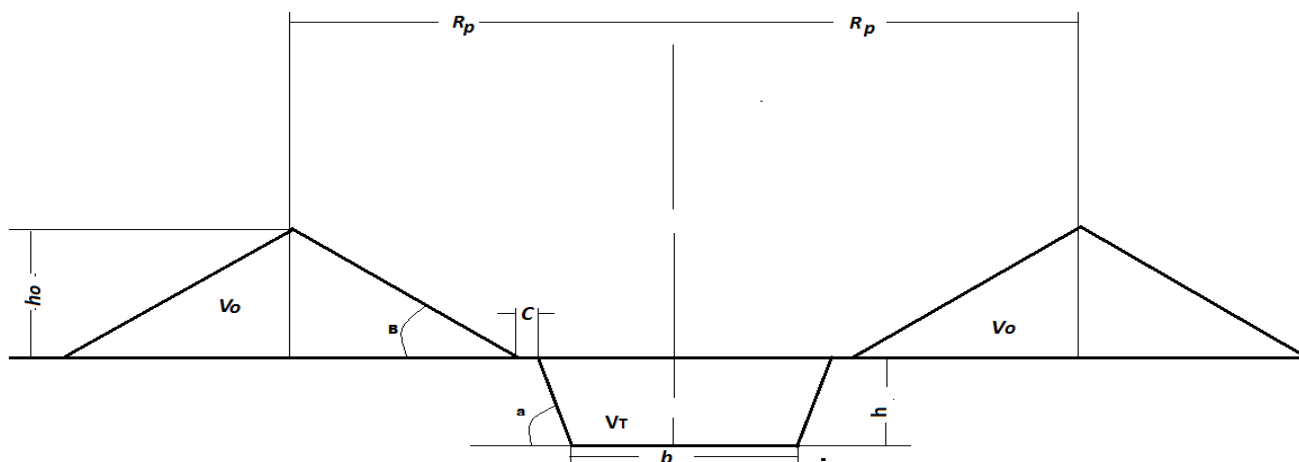


Рис.№1

Исходные данные:

№ варианта	Параметры россыпи				Тип экскаватора
	Ширина россыпи по низу, м.	Угол откоса бортов, град.	Мощность торфов, м	Коэффициент разрыхления пород, $K_{раз}$	
1	2	3	5	6	7
1.	20	60	16	6	ЭШ – 10-70
2.	24	50	32	1,3	ЭШ – 15/90
3.	32	70	35	1,2	ЭШ – 20/90
4.	16	50	20	1,3	ЭШ – 10/70
5.	18	60	40	1,15	ЭШ – 15/90
6.	30	50	25	1,2	ЭШ – 20/90
7.	22	60	30	1,1	ЭШ 15/90
8.	20	45	20	1,25	ЭШ 10/70
9.	28	50	25	1,1	ЭШ 15/90
10.	24	60	32	1,25	ЭШ – 20/90
11.	15	70	20	1,3	ЭШ 10/70
12.	28	60	35	1,3	ЭШ – 20/90
13.	20	50	15	1,25	ЭШ 10/70
14.	24	60	30	1,25	ЭШ 15/90
15.	16	50	20	1,25	ЭШ 10/70
16.	20	60	30	1,2	ЭШ 15/90
17.	24	50	35	1,25	ЭШ – 20/90
18.	18	70	28	1,2	ЭШ 10/70
19.	19	26	30	1,3	ЭШ – 20/90
20.	30	60	35	1,25	ЭШ – 20/90
21.	22	45	40	1,25	ЭШ 15/90
22.	16	60	25	1,1	ЭШ 10/70
23.	25	50	30	1,2	ЭШ 10/70
24.	20	70	35	1,15	ЭШ 15/90
25.	24	60	24	1,3	ЭШ 10/70

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

1. Системы разработки экскаваторами ЭШ, их условия применения.
2. Требования к отвалообразованию при возведении экскаваторами ЭШ.
3. Требования к построению схем вскрыши при работе ЭШ.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» .1993г.
2. Астафьев В.Г. « Горное дело» М. Недра 1980 год.
3. Лешков В.Г « Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1980 год.

Практическая работа №20.

Тема: Расчет годовой (сезонной) производительности одноковшового экскаватора.

Цель: Уметь рассчитывать часовую, суточную и сезонную производительность экскаватора, уметь пользоваться поправочными коэффициентами, иметь понятие о режиме работы экскаваторов.

Исходные данные:

Таблица №1.

Вариант	Тип, марка экскаватора	Вид забоя	Категория пород по трудности экскавации	Высота забоя, м	Угол откоса забоя,	Угол устойчивого откоса пород	Радиус черпания, м	Угол разворота экскаватора	Способ погрузки пород
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1.	ЭКГ-5А	Боковой открытый	III					120°	В а/самосвалы БеЛАЗ-540с
2.	ЭКГ-4у	Боковой подвальный	IV					180°	В а/самосвалы БеЛАЗ-7525
3.	ЭШ-15/90	боковой	II	24	65°	50°	60	130°	В отвал
4.	ЭКГ-10	Боковой открытый	IV					75°	В а/самосвалы БеЛАЗ-7525
5.	ЭКГ-8и	Тупиковый	III					180°	В а/самосвалы БеЛАЗ- 548
6.	ЭШ - 10/70	тупиковый	II	20	60°	50°	45	110°	В отвал
7.	ЭКГ-4.6	Боковой подвальный	III					170°	В а/самосвалы БеЛАЗ -540с
8.	ЭКГ-5	тупиковый	V					180°	В а/самосвалы БеЛАЗ- 548
9.	ЭКГ-12,5	Боковой подвальный	IV					150°	В а/самосвалы БеЛАЗ- 548 А
10.	ЭШ 20/90	боковой	III	30	70	65	60	120°	В отвал
11.	ЭШ 10/70 А	боковой	II	18	60	50	40	130°	В отвал
12.	ЭВГ -15	Открытый боковой	II					90°	В а/самосвалы БеЛАЗ-7525
13.	ЭКГ-5	тупиковый	III					120°	В а/самосвалы БеЛАЗ-548 А
14.	ЭШ 10/70	боковой	II	15	70°	65°	40	130°	В отвал
15.	ЭШ 15/90	тупиковый	I	20	60°	50°	60	110°	В отвал
16.	ЭКГ -8и	Боковой подвальный	IV					170°	В а/самосвалы БеЛАЗ-7525
17.	ЭКГ-4у	тупиковый	III					180°	В а/самосвалы БеЛАЗ-7525

18.	ЭШ 20/90	боковой	I	30	65°	50°	70	120°	В отвал
19.	ЭШ 10/70А	боковой	I	20	60	50	45	110°	В отвал
20	ЭШ 5/45	боковой	I	10	60	45	45	110°	В отвал

Примечание: Режим работы принять для местных условий. Время на планово предупредительные ремонты учесть 2-3 дня на каждый месяц. Коэффициент использования и коэффициент зависящий от времени года принять из таблицы №2.

Таблица №2

показате ли месяц	январь	февраль	март	апрель	май	июнь	июль	август	сентябрь	октябрь	ноябрь
Коэффициент использования	0,47	0,58	0,65	0,74	0,76	0,73	0,73	0,7	0,67	0,62	0,58
Коэффициент зависящий от времени года	0,6	0,7	0,8	0,9	0,95	1	1	1	0,95	0,9	0,8

Ход работы:

1. Теоретическая производительность ($Q_{\text{теор.}}$) – это объём породы, вырабатываемый при непрерывной работе экскаватора в единицу времени (обычно за 1 час), и определяется по формуле:

$$Q_{\text{теор}} = 3600 V t, \text{ м}^3; \text{ м}^3/\text{час}$$

Где: V – вместимость ковша экскаватора, м^3 .

t – время рабочего цикла, сек.

2. Техническая производительность экскаватора ($Q_{\text{тех}}$) – $\text{м}^3/\text{час}$ – это максимальная производительность для данного экскаватора при непрерывной экскавации пород с конкретными их физико – механическими свойствами, определяется по формуле:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{3600 * E * K_{\text{н}}}{t_{\text{ц}} * K_{\text{р}}}, \text{ м}^3/\text{час}$$

где:

При этом коэф. наполнения $k_{\text{нап}}$ и коэф. разрыхления породы $k_{\text{раз}}$, принимается из таблиц (Учебник Астафьев Ю.П « Горное дело» стр 78-79, или учебник Кулешов Н.А « Технология открытых горных работ» стр.95.

$t_{\text{ц}}$ время цикла работы экскаватора определяется исходя из схемы работы экскаватора, для примера можно принять из технической характеристики экскаватора. (принимается для драглайнов 60-70 сек.)

3. Эксплуатационная производительность ($Q_{\text{э}}$) $\text{м}^3/\text{смену}$ – это действительный объём пород, отработываемых за определённый период эксплуатации,

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{тех}} * T_{\text{см}} * K_{\text{ис}}; \text{ м}^3/\text{смену}$$

Где:

$T_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, час.

$K_{\text{ис}}$ – коэффициент использования сменного времени. учебник Кулешов Н.А « Технология открытых горных работ» стр.97.

4. Суточная производительность определяется по формуле:

$$Q_{\text{сут}} = Q_{\text{э}} \cdot N_{\text{см}} : \text{м}^3/\text{сутки}$$

Где: $N_{\text{см}}$ – количество рабочих смен в сутки, или часы чистой работы в сутки.

5. Производительность за месяц определяется по формуле:

$$Q_{\text{месяц}} = Q_{\text{сут}} \cdot N_{\text{р}} : \text{м}^3/\text{месяц}$$

где: $N_{\text{р}}$ -количество рабочих дней в месяц,

6. Годовая (сезонная) производительность экскаватора определяем по формуле:

$$Q_{\text{сез}} = \sum Q_{\text{месяц}} : \text{м}^3/\text{год (сезон)} .$$

Все расчеты производятся в таблице №3.

Таблица №3

показате ли месяц	Ед.изм	январь	февраль	март	апрель	май	июнь	июль	август	сентябр ь	октябрь	ноябрь	итого
Календарные дни	дн												
Дни на ППР	дн												
Рабочие дни в месяце	дн												
Часы чистой работы в сутки	час												
Расчетная часовая производительность	м ³ /час												
Коэффициенты													
Часовая производительность с учетом коэффициентов													
Средне суточная производительность	м ³ /сут												
Производительность за месяц	м ³ /месяц												

7.Вывод по работе:

Вопросы самопроверки:

1. Как устанавливается режим работы предприятия.
2. Что показывает коэффициент использования экскаватора во времени.
3. Виды простоев экскаваторов.
4. Как влияют коэффициенты на производительность.
5. Время на ППР

Литература:

1. Справочник (Открытые горные работы) издательство Москва «Горное бюро».1993г.
2. Астафьев В.Г. « Горное дело» М. Недра 1987г.
3. Хохряков В.С. «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых» М.Недра 1974г.
4. Кулешов Н.А «Технология открытых горных работ» М.Недра 1967г.

Практическая работа № 21

Тема: Календарное планирование экскаваторных работ на вскрыше торфов.

Цель: Составление календарного плана развития горных работ при экскаваторной разработке россыпных месторождений. Освоить методику составления календарного плана развития горных работ при работе одноковшовых экскаваторов на вскрыше торфов.

Задание: Рассчитать таблицу календарного планирования. Смотрите таблицу №1.

На календарном плане горных работ отложить уходку экскаватора с разбивкой по месяцам.

Исходные данные: Выдаются преподавателем по вариантам.

Порядок выполнения работы:

1. Календарный план отработки полигона дает представление о порядке отработки промышленных в соответствии с принятой системой разработки и общим направлением ходов экскаватора

Календарный план составляется на основании расчетной эксплуатационной производительности экскаватора по месяцам, ведомости эксплуатационных запасов и принятых параметров систем разработки.

Графы (3,4,5) заполняются по данным из таблиц «Подсчет запасов» промышленных и эксплуатационных.

Приведенная мощность по блоку (гр. 6) определяется делением объема извлекаемой горной массы (гр. 5) на площадь блока (гр. 4).

Объем извлекаемых из блока торфов (гр. 8) определяется на каждый месяц по месяцу по месячной производительности экскаватора (гр. 2)

Если объемы в блоке (гр. 5) меньше месячной производительности экскаватора, то объем извлекаемых из блока торфов (гр. 8) будет равен объему экскавируемой горной массы в блоке (гр. 5), а остаток месячной производительности пополняется из следующего блока.

Площадь извлекаемых торфов (гр. 7) определяется делением месячной производительности (гр. 2) на приведенную мощность торфов в блоке (гр. 6)

Остаток торфов в блоке по площади отработки (гр. 9) и по объему горной массы (гр. 10) определяется вычислением из (гр. 4)(гр. 7) (гр. 5)(гр. 8) и записываются на следующий месяц по (гр. 1)

Уходка экскаватора за месяц (гр. 12) определяется делением извлекаемых торфов по площади (гр. 7) на среднюю ширину отработки (гр. 11)

2. На плане горных работ отложить уходку экскаватора с разбивкой по месяцам или кварталам разным цветом согласно ГОСТов на горно графическую документацию.

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

1. Для чего составляется календарный план вскрышных работ.
2. Что такое приведенная мощность.
3. Как на плане горных работ откладывают уходку экскаватора.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» 1993г
2. Астафьев В.Г. «Горное дело» М. Недра 1980 год.
3. Лешков В.Г «Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1980 год.

Ведомость календарного планирования

Таблица №1

Месяц	Производительность экскаватора по месяцам.	№ блока, категория запасов	Площадь блока, м ²	Объем экскавир-мой горной массы, т.м ³	Прив-ная мощность, м	Площадь, извлекаемая из блока за месяц, м ²	Объем извлекаемый за месяц, т.м ³	Остаток площади и из блока, м ²	Остаток объемов в блоке, т.м	Средняя ширина отработки, м	Уходка экскаватора за месяцем.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Апр	47712	80-С1	16522	245352	14	3408	47712		198000	105	32
Май	128620,8				14	9187	128620		69380		87
Июн	143136	81-С1	16601	259673	15	9542	143136		329053	110	86
Июл	142884				15	9525	142884		185917		86
Авг	143136	82-С1	11565	192349	16	8946	143136		192435	65	137
Сен	143136				16	8946	143136		235349		137
Окт	121618	83-С1	10349	175190	16	7601	121618			60	126
Ноя	30658,5				16	1910	30658			60	31
	900901,3			872564		900900					722

Практическая работа №.22

Тема: Изучение устройства пром. прибора типа ПГШ,ГЭП, ПГБ

Цель: изучить основное оборудование промывочных приборов, марки, принцип работы, особенности установки при разработке россыпей.

Задание: Изучение конструкций промывочных приборов применяемых на россыпях для промывки песков типа ПГШ, ПГБ, паспортов промывки, схем обогащения пром. приборов. Дать описание принципа работы и конструкцию промывочных приборов типа ПГШ,ПГБ, ПКСО вычертить паспорт работы промывочного прибора.

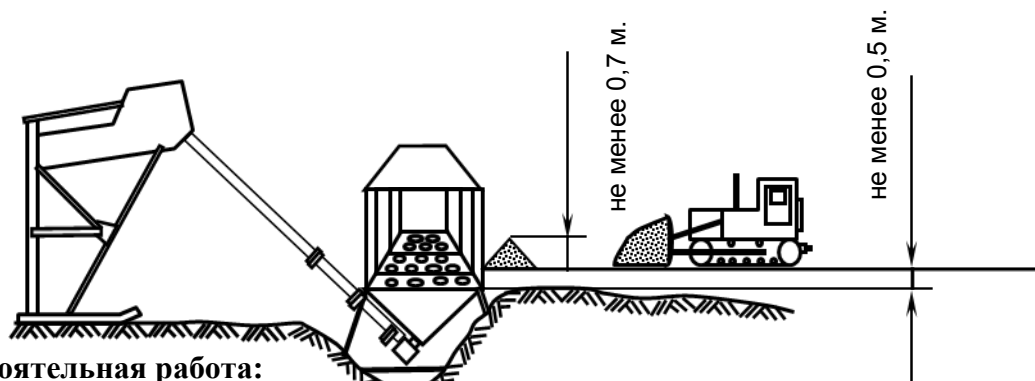
Материальное обеспечение: макеты, фотографии, презентации. Схемы и паспорта пром. приборов. Дополнительные источники литературы.

Задание:

1.Принципиальная схема добычных работ при работе пром. прибора типа ПГШ-2-50 приведена на рис.1.

Подача песков в бункер бульдозером на базе трактора Т-11.01., подъем пульпы на шлюзы пром. прибора гидроэлеватором типа УГЭ–170/350 с подачей воды насосом типа 1Д-1250/63.

Рис.1



Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

- 1.Какие приборы служат для промывки маловалунистых песков.
- 2.Принцип действия пром. прибора типа ПГБ-1-1000.
- 3.Угол откоса галечных отвалов.

Литература:

1. Лешков В.Г « Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1980 год.

Практическая работа № 23

Тема: Расчет параметров дражного забоя многочерпаковой драги

Цель: Научиться пользоваться технической характеристикой драги, рассчитывать параметры забоя, знать конструкцию многочерпаковой драги.

Задание: Произвести расчет минимальной ширины одинарного забоя свайной драги,

Исходные данные:

Задаются следующие параметры:

1. Предельная подводная мощность россыпи H_1 , м
2. Общая мощность россыпи $H_{общ}$, м
3. Величина зашагивания драги на забой - а др, м
4. Конструктивные параметры драги (см . приложение 11, стр. 454, учебник В.Г Лешков « Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1978г.)

Исходные данные:

№ варианта	Марка драги	Предельная подводная мощность россыпи H_1 , м	Общая мощность россыпи $H_{общ}$, м	Величина зашагивания драги на забой а др, м
1	80-Д	6	7	2
2	150Д	9	10	2.5
3	250Д	12	15,5	3,0
4	ОМ-431	30	30	3,5
5	600Д	50	50	4,0
6	80-Д	6	5	2
7	150Д	10	11	2.5
8	250Д	10	12	3,0
9	ОМ-431	17	20	3,5
10	600Д	25	30	4,0
11	80-Д	3,5	4	2
12	150Д	7	8	2.5
13	250Д	12	14	3,0
14	ОМ-431	13	17	3,5
15	600Д	40	45	4,0
16	80-Д	5	6,5	2
17	150Д	8	10	2.5
18	250Д	13,5	15	3,0
19	ОМ-431	18	22	3,5
20	600Д	30	35	4,0

Порядок выполнения работы:

1. Определяется радиус черпания драги по формуле:

На уровне днища понтона

$$R_{\text{пон}} = D + Ю - L_{\text{пон}} + \sqrt{(A_p + R_{\text{ниж}})^2 - (B + h_{\text{сух}} + 0)^2}, \text{ м}$$

По поверхности россыпи

$$R_{\text{рос}} = D + Ю - L_{\text{пон}} + \sqrt{(A_p + R_{\text{ниж}})^2 - (B + h_{\text{сух}} + H_1 - H_{\text{общ}})^2}, \text{ м}$$

По плоту россыпи

$$R_{\text{пл}} = D + Ю - L_{\text{пон}} + \sqrt{(A_p)^2 - (B + h_{\text{сух}} - H_{\text{общ}} - R_{\text{ниж}})^2}, \text{ м}$$

2. Определяются исходные значения величины S (см. рис. 10.9 учебник В.Г. Лешков «Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1985г.)

$$S = L_{б.з} + A_{др} * K_{бор}, м$$

где:

$K_{бор}$ - коэффициент высоты бортового зуба дражного разреза (таблица 10.4. стр.

317) $A_{др}$ - шаг драги, м

3. Определяются величины m_1 и n_1 по формулам:

$$m_1 = R_{пон} - (D + Ю), м$$

$$n_1 = 0,5 * (\Xi - p - 2y), м$$

Определяются величины m_2 и n_2 по формулам:

$$m_2 = R_{пон} - (D + Ю - Я), м$$

$$n_2 = 0,5 * (\Pi - p - 2y), м$$

4. Определяется угол маневрирования драги при подстановке значений m_1 , n_1 и m_2 , n_2 по формуле:

$$\beta_{min} = 16,7 \sqrt{100 \times \left[1 - \frac{m_{1,2} \sqrt{m_{1,2}^2 + n_{1,2}^2 - S^2} - n_{1,2} \times S}{m_{1,2}^2 + n_{1,2}^2} \right]}$$

Окончательно принимается большее значение угла: β_{min}

5. Определяется минимальная по условиям нормальной эксплуатации драги и полноты выемки песков ширина одинарного забоя (хода) по формулам:

$$Вод.min = 2 R_{рос} * \sin \frac{\beta_{min}}{2}, м$$

По плоту россыпи:

$$В_{пл.min} = 2 R_{пл} * \sin \frac{\beta_{min}}{2}, м$$

Определяется минимальная ширина одинарного забоя драги по условию возможности ее разворота в разрезе на 90° по формулам:

по поверхности россыпи

$$В'_{од.min} = R_{рос} + L_{х.к} + L_{б.з} - (A_{др} + Ю) : м$$

По плоту россыпи

$$В'_{пл.min} = R_{пл} + L_{х.к} + L_{б.з} - (A_{др} + Ю) : м;$$

где:

$L_{х.к}$ - длина кормовых (хвостовых) колод, м

$L_{б.з}$ - безопасный зазор между концами кормовых (хвостовых) колод и бортом разреза = 1:4, м

D - длина понтона, м

$Ю$ - расстояние от кормы драги до оси сваи, м

$L_{пон}$ - расстояние от носа понтона до вертикальной оси ВЧБ, м

$A_{др}$ - длина черпаковой рамы, м

$R_{ниж}$ - радиус черпания на НЧБ, м

$Б$ - высота установки оси ВЧБ над палубой, м

$Н_{сх}$ - надводный борт понтона, м

Ξ - ширина понтона в носовой части, м

Ш- ширина понтона, м

Я –длина носового скоса понтона, м

Р- ширина режущей кромки черпака драги, м

У- расстояние от режущей кромки черпака до НЧБ , м

Окончательно принимается большее значение ширины забоя.

Примечание:

Для проверки расчетов и сравнения полученных результатов смотрите таблицу № 10.6 на стр. 322 (учебник В.Г Лешков « Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1985г.)

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

- 1.Для чего производится расчет минимальной ширины одинарного забоя свайной драги.
- 2.Назовите основные параметры забоя свайной драги.
- 3.Какие параметры россыпи используются для расчета.

Литература:

1. Лешков В.Г « Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1980 год

Практическая работа № 24

Тема: Расчет сезонной производительности многочерпаковых драг.

Цель: Получить навыки расчетов сезонной производительности многочерпаковых драг .

Задание: Произвести расчет сезонной производительности многочерпаковой драги.

Исходные данные:

№ ва ри ан та	Тип драги	Характеристика драгируемых слоев			Понижающие коэффициенты			
		Мощ- ность (м)	Коэффи- циент разрыхле ния	Коэф- фициент наполнения черпаков	Коэф- фициент использо- вания драги во времени	На холодное время	При разработ- ке глинис- тых грунтов	На нали- чие валу- нов
1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8	9.
1.	ОМ- 431	18 0,5	1,2 1,5	0,8 0,4	0,8	0,75	0,9	0,9
2.	250 Д	6,0 4,0 0,3	1,3 1,4 1,5	0,7 0,6 0,4	0,75	0,8	0,85	0,9

3.	210Д	4,0 5,0 0,3	1,2 1,3 1,45	0,9 0,8 0,3	0,7	0,75	0,9	-
4.	600Д	24 0,8	1,35 1,5	0,7 0,4	0,8	0,85	-	0,9
5.	ОМ-431	22 0,6	1,35 1,5	0,6 0,35	0,75	0,9	0,9	-
6.	210Д	10,0 0,3	1,2 1,45	0,9 0,4	0,8	0,95	-	0,9
7.	600Д	28,0 1,0	1,25 1,5	0,8 0,4	0,75	0,8	-	0,9
8.	250Д	10,5 0,5	1,2 1,45	0,95 0,35	0,8	1	-	0,9
9.	ОМ-431	30,0 0,9	1,3 1,4	0,8 0,5	0,8	0,9	-	0,9
10.	250Д	12,0 0,5	1,25 1,4	0,9 0,5	0,8	0,75	-	-
11.	210Д	6,0 2,0 0,3	1,2 1,3 1,5	0,95 0,8 0,3	0,75	0,9	0,95	-
12.	Д-250	5,0 6,0 0,5	1,2 1,3 1,5	0,95 0,8 0,4	0,8	1,0	0,9	0,9
13.	Д-210	3,0 6,0 0,3	1,3 1,2 1,4	0,75 0,9 0,4	0,8	0,9	0,9	0,85
14.	ОМ-431	18,0 6,0 0,8	1,25 1,3 1,4	0,9 0,6 0,4	0,75	0,8	0,9	0,9
15.	Д-600	30,0	1,3	0,7	0,7	0,95	0,9	-
15.		10,0 1,5	1,4 1,5	0,6 0,4				
16.	Д-250	10,0 1,0	1,2 1,5	0,95 0,35	0,8	1,0	-	0,9
17.	ОМ-431	28,0 0,5	1,3 1,45	0,65 0,4	0,85	1,0	0,85	0,9
18.	Д-600	34,0 1,8	1,25 1,5	0,95 0,3	0,8	0,9	-	0,9
19.	Д-210	8,0 0,5	1,3 1,45	0,8 0,3	0,7	0,8	0,85	-
20.	Д-250	12,0 1,0	1,2 1,45	0,95 0,4	0,75	0,85	-	0,9

Порядок выполнения работ:

1. Производительность драги зависит от конструкции черпающего и маневрового устройств, физико-механических свойств пород, горно-геологических условий залегания россыпи, организации работ и продолжительности сезона разработки

1. Определить средневзвешенных коэффициенты разрыхления пород по формуле:

$$Kp = \frac{Kp_1 \cdot H_1 + Kp_2 \cdot H_2 + Kp_3 \cdot H_3}{H_1 + H_2 + H_3}$$

Kp_1 - коэффициент разрыхления по I слою.

Kp_2 - коэффициент разрыхления по II слою.

Kp_3 – коэффициент разрыхления по III слою.

H_1, H_2, H_3 – мощность слоев, ее.

2. Определить средневзвешенный коэффициент наполнения черпаков по формуле:

$$Kn = \frac{K_p (H_1 + H_2 + H_3)}{Kp_1 \cdot \frac{H_1}{Kn_1} + Kp_2 \cdot \frac{H_2}{Kn_2} + Kp_3 \cdot \frac{H_3}{Kn_3}}$$

Kn_1 -коэффициент наполнения черпаков по I слою

Kn_2 -коэффициент наполнения черпаков по II слою

Kn_3 -коэффициент наполнения черпаков по III слою

3. Часовая производительность драги при непрерывной работе и постоянной скорости движения черпаковой цепи определяется по формуле:

$$Q_{\text{час}} = \frac{60n_{\text{чер}}E}{\rho} \eta_n, \text{ м}^3;$$

Где: $n_{\text{чер}}$ – число черпаний в минуту; (в технической характеристике драги)

E - геометрическая емкость черпака, м^3 ;

η_n – коэффициент наполнения черпаков породой;

ρ – средневзвешенный коэффициент разрыхления пород, смотрите в таблицах №1 и №2 или можно рассчитать средне взвешенный коэффициент по формуле 3.

Также выбирается коэффициент наполнения черпаков породой и коэффициент разрыхления из таблиц №1, №2.

Таблица №1

Породы	Коэффициент наполнения черпаков драги с черпаковой цепью	
	Сплошной	прерывистой
I-Песок, супесь, неплотный чернозем	0,6-0,9	0,6-0,8
II-П Легкие связные пески, легкий суглинок, песок крупнозернистый с мелкой галькой, мелкий речник без валунов, плотный растительный грунт	0,9-1,05	0,8-0,9
III-П Уплотненный глинистый песок, речник с галькой, глинистые породы средней плотности, мелкий щебень скальных пород	0,7-0,9	0,7-0,8
IV-IV Тяжелая сухая глина с валунами до 10%, речник с крупными валунами, дресва	0,5-0,7	0,5-0,6
V-Y Тяжелые глины с содержанием валунов более 10%, песок с галькой,	0,4-0,5	0,4

сцементированным пористым материалом, чешуйчатые мягкие сланцы, мерзлые песчаные породы		
Примечание. В зимних условиях коэффициент наполнения черпаков снижается на 20 – 30%		

Таблица №2

Половина угла маневрирования драги при отработке забоя на полную ширину, градус	Коэффициент наполнения черпаков	
	При отработке углов забоя	Средний по забою
40	0,77	0,92
50	0,64	0,88
60	0,5	0,81
70	0,34	0,77
80	0,16	0,7
90	0	0,63

4.Суточная производительность драги определяется по формуле:

$$Q_{\text{сут}} = 24Q_{\text{час}}\eta_{\text{и}}, \text{ м}^3,$$

где $\eta_{\text{и}} = \frac{T_{\text{раб}}}{24}$ – коэффициент использования драги во времени в течение суток

($T_{\text{раб}}$ – продолжительность чистой работы драги в течение суток,ч).

Значения коэффициента $\eta_{\text{и}}$ при эксплуатации драг в различные календарные периоды сезона для Среднего Урала и Восточной Сибири приведены в таблице №3 и №4

Таблица №3

Периоды работы драги	Коэффициент $\eta_{\text{и}}$ для драг с черпаками емкостью, л			
	250	380	250	380
	Средний Урал		Восточная Сибирь	
Март	0,75	0,77	-	-
Апрель	0,79	0,66	0,68	0,65
Май	0,86	0,75	0,72	0,74
Июнь	0,8	0,77	0,78	0,76
Июль	0,76	0,72	0,79	0,75
Август	0,73	0,76	0,76	0,75
Сентябрь	0,53	0,77	0,75	0,72
Октябрь	0,55	0,6	0,74	0,67
Ноябрь	0,63	0,83	0,7	0,62
Декабрь	0,52	0,7	0,61	0,47

5. Определить сменную производительность драги по формуле:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{час}} \cdot T \cdot K_{\text{и}} \cdot K_{\text{х}} \cdot K_{\text{гл}} \cdot K_{\text{в}}, \text{ м}^3/\text{смену}$$

где:

$T=12$ час-часов работы в смену.

$K_{\text{и}}$ -коэффициент использования драги в течении смены. (В. Г.Лешков. Разработка россыпных месторождений, м .1979г стр

$K_{\text{х}}$ -коэффициент снижения производительности на холодное время года.

$K_{\text{гл}}$ -коэффициент снижения производительности на наличие глинистых грунтов.

Кв-тоже, на наличие валунов

5. Определяем производительность драги за месяц по формуле:

$$Q_{\text{месяц}} = Q_{\text{сут}} \cdot N_{\text{раб}} : \text{м}^3/\text{сез}$$

$N_{\text{раб}}$ - количество рабочих дней в месяце.

Режим работы драги принять для местных условий исходя из практических данных.

6. Сезонная производительность драги определяется по формуле:

$$Q_{\text{сез}} = \sum Q_{\text{мес}} : \text{м}^3$$

7. Для расчета производительности драги по месяцам составляется таблица №4.

Все расчеты кроме часовой производительности и средневзвешенных коэффициентов наполнения и разрыхления производятся в таблице №4.

Расчет сезонной производительности драги 250Д.

Таблица №4.

№П/П	Показатели	Ед. Изм	Апрель	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Ноябрь	итого
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
1	Календарные дни	Сут	20	31	30	31	31	30	31	5	
2	Дни ППР	-	-	1	1	2	1	1	1	-	
3	Рабочие дни	-	10	30	29	29	30	29	30	5	
4	Кол-во часовой чистой работы в сутки	Час	17,5	18,5	18,5	18,5	18,5	18,5	17,5	17,5	
5	Кол-во часовой чистой работы в сезоне	-	350	555	536,5	536,5	536,5	536,5	525	87,3	
6	Часовая пр-ть III-45%, IV-30%, V-25%	М ³ /час	159,2	159,2	159,2	159,2	159,2	159,2	159,2	159,2	
7	Попр. коэффициент на холодный период	-	0,79 0,98	0,9 0,98	1 0,98	1 0,98	1 0,98	1 0,98	0,8 0,98	0,8 0,98	
8	Расчетная часовая пр-ть с учетом поправочных коэф-тов.	М ³ /час									
9	Расчетная среднесуточная пр-ть по периодам года	Т.м ³									
10	Проекта годовая пр-ть тыс.м ³	-									

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

1. Что влияет на производительность многочерпаковой драги.
2. Что показывает коэффициент использования драги во времени.
3. Как влияет производительность драги на себестоимость полезного ископаемого.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» стр. 243.

Практическая работа № 25

Тема: Расчет параметров дражных отвалов.

Цель: Знать способы отсыпки отвалов, уметь рассчитывать основные параметры отвалов, строить схему отвалообразования.

Исходные данные:

Взять исходные данные из практической работы № 24

Порядок выполнения работы:

Галечные отвалы в обычных условиях размещаются на эфельных отвалах, поэтому их внешние очертания во многом определяются расположением эфельных отвалов. Как показали многолетние маркшейдерские наблюдения за образованием галечных отвалов, при отработке россыпей средней каменистости с одинарным забоем высота галечного отвала примерно равна подводной мощности выемочного участка россыпи, а угол естественного откоса отвала составляет 36-38°.

Поперечное сечение эфельного отвала определяется по формуле:

$$F_1 = H_p B_c [1 - (\mu_k + \mu_b)] \rho_1, \text{ м}^2,$$

где: H_p – мощность россыпи, м;

B_c – средняя ширина забоя, м;

μ_k – коэффициент каменистости, равный отношению объема валунов и галки к объему породы в целике; в зависимости от условий

$$\mu_k = 0,5 \div 0,7;$$

μ_b – коэффициент выноса породы из разреза (отношение объема тонкозернистых пород, выносимых водным потоком, к объему породы в целике); $\mu_b = 0,01 \div 0,08$;

$$\rho_1 = 1,05 \div 1,1 \text{ – коэффициент разрыхления эфелей в отвале.}$$

Взаимосвязь основных размеров эфельного отвала с его поперечным сечением F выражается формулой:

$$F_1 = B_{\text{эф.о}} H_r^2 \text{ctg} \gamma_1 + 0,55 B_{\text{эф.о}} h_b - \frac{m_{\text{yc}}}{\text{ctg} \gamma_1 + \text{ctg} \delta}, \text{ м}^2,$$

где: $B_{\text{эф.о}}$ – надводная ширина эфельного отвала, м;

H_r – подводная глубина разреза в месте размещения эфельного отвала, м;

$$\gamma_1 = 24 \div 28 \text{ – средний угол откоса эфельного отвала, градусы;}$$

h_b – надводная высота эфельного отвала, м;

m_{yc} – условное перекрытие нижним отвалом основания разреза, м;

δ – расчетный угол откоса борта разреза, градусы;

$$\text{ctg} \delta = \frac{B_2 - B_1}{2(H_p + z_n)};$$

B_2 и B_1 – ширина забоя соответственно по поверхности и плотику россыпи, м;

Z_n – принятая глубина задрка плотика, м.

Надводная ширина отвала тесно связана с его надводной высотой h_b и величиной m_{yc} , что усложняет непосредственное определение надводной ширины отвала. Поэтому сначала определяется условное перекрытие основания разреза нижним отвалом по формуле

$$m_{\text{yc}} = 0,5(B_{\text{эф.о}} + 2H_r \text{ctg} \gamma_1 + B_{\text{выс}} - B_1), \text{ м},$$

где:

$B_{\text{выс}}$ – боковой выступ по борту разреза, м.

При отсутствии условного перекрытия величина его будет равна нулю или примет отрицательное значение. В этом случае для расчета необходимо принимать $m = 0$.

Уточненная ширина эфельного отвала определяется по формуле:

$$B_{\text{эф.о}} = \frac{1}{H_{\Gamma} + 0,55h_{\text{в}}} \left[F_1 - H_{\Gamma}^2 \operatorname{ctg} \gamma_1 + \frac{m_{\text{yc}}^2}{\operatorname{ctg} \gamma_1 + \operatorname{ctg} \delta} \right], \text{ м}$$

Полная высота эфельного отвала по формуле:

$$h_{\text{э.о}} = H_{\Gamma} + h_{\text{в}}, \text{ м},$$

Радиус рассеивания галечных отвалов определяется по формуле:

$$r_{\text{от}} = l_{\text{р.о}} \cos \omega + y_2 - (l_{\text{кор}} + IO), \text{ м},$$

где $l_{\text{р.о}}$ – длина рамы отвалообразователя (стакера) между осями ведущего и натяжного барабанов, м;

$y_2 = 1 \div 2,5$ – расстояние выброса гали за ось верхнего барабана, м;

$\omega = 16 \div 20$ – угол подъема рамы стакера, градусы;

$l_{\text{кор}}$ – расстояние от кормы понтона до оси нижней опоры рамы стакера (постамент) на палубе понтона, м.

Ширина площади рассеивания галечного отвала при выемке пород прямым (симметричным) забоем определяется по формуле

$$S_{\Gamma} = 2r_{\text{от}} \sin \frac{\beta}{2}, \text{ м},$$

где β – угол маневрирования драги в забое, градусы.

Площадь поперечного сечения галечного отвала определяется по формуле

$$F_2 = B_c (\mu_k H_p + z) \rho_2 \text{ м}^2,$$

где $\beta_2 = 1,3 \div 1,45$ коэффициент разрыхления гали в отвале.

Коэффициент сосредоточения отсыпки галечного отвала определяется по формуле

$$\nu = \frac{B_c}{S_{\Gamma}} = \frac{R_c}{r_{\text{от}}}.$$

Средняя высота галечного отвала определяется по формуле:

$$h_{\Gamma.с} = \frac{F_2}{S_{\Gamma}} = (\mu_k H_p + z) \rho_2 \nu,$$

Высота гребня галечного отвала определяется по формуле

$$\Delta = 0,25 a_{\text{др}} \operatorname{tg} \gamma_4, \text{ м}.$$

где:

$a_{\text{др}}$ – шаг драги, м;

$\gamma_4 = 33 \div 42$ угол откоса галечного отвала, градусы.

Полная высота галечного отвала от уровня эфельного определяется по формуле:

$$h_{\Gamma.о} = \Delta + h_{\Gamma.с} = 0,25 a_{\text{др}} \operatorname{tg} \gamma_4 + (\mu_k H_p + z) \rho_2 \nu, \text{ м}.$$

Общая высота дражных отвалов определяется по формуле:

$$h_{\text{д.о}} = h_{\text{э.о}} + h_{\Gamma.о} - h_{\text{ос}}, \text{ м},$$

где h_{oc} – осадка отвала, происходящая в основном вследствие уменьшения высоты эфельного отвала под влиянием силы тяжести гали (обычно к моменту завершения отработки забоя высотой до $20 mh_{oc} = 0,4 \div 0,7$, а через несколько суток она возрастает вдвое), м.

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

1. От чего зависят формы и параметры дражных отвалов.
2. Виды отсыпки отвалов.
3. Как делятся отвалы по размещению в вертикальном сечении.

Литература:

1. Лешков В.Г «Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1980 год.
2. Ялтанец И.М «Практикум по открытым горным работам» Москва МГУ 2003г..

Практическая работа №26

Тема: Календарное планирование дражных работ

Цель: Составление календарного плана развития горных работ при дражной разработке месторождений полезных ископаемых. Освоить методику составления календарного плана развития горных работ при дражной разработке месторождений полезных ископаемых.

Задание: Исходные данные принять из практической работы №23, 24, недостающие данные обговариваются с преподавателем.

Требования к работе:

1. Произвести расчет месячной, квартальной и сезонной производительности участка.
2. Составить календарный план развития горных работ в масштабе 1:2000, показать уходку драги разным цветом по кварталам. 1 квартал-красный, 2 квартал- синий, 3 квартал- коричневый, 4 квартал-зеленый.

Последовательность выполнения работы:

1. Расчет производительности участка произвести в следующей последовательности:

- Определить величину заложения откоса

$$a = m \times ctg \delta,$$

где m – мощность отработки, м; δ – угол откоса дражного забоя.

- Определить суточную производительность драги

$$Q_{сут} = Q_{час} n K_u,$$

где $Q_{час}$ – часовая производительность, м³/ч; n – количество рабочих часов в сутки, ч;
 K_u – коэффициент использования в сезоне

- Рассчитать месячную производительность

$$Q_{мес} = Q_{сут} T_{мес},$$

где $T_{мес}$ – количество рабочих дней в месяце.

Определить площадь отработки и длину уходки за месяц

$$S = Q_{мес} / m$$

$$L_{ух} = S / l_3,$$

где l_3 – ширина дражного забоя.

Расчет свести в таблицу 2.

Таблица 2

Месяц			Количество рабочих дней	Производительность, м ³		Площадь отработки, м ²	Длина уходки, м
				суточная	месячная		

2. Построить план (рис. 1)

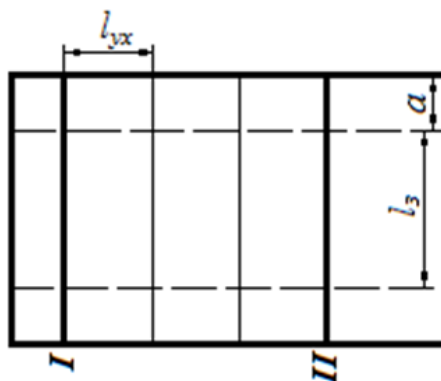


Рисунок 1

Самостоятельная работа:

Составить отчет по работе с необходимыми выводами.

Контрольные вопросы:

1. Для чего составляется календарный план добычных работ.
2. Что такое приведенная мощность.
3. Как на плане горных работ откладывают уходку драги.

Литература:

1. Справочник «Открытые горные работы» издательство Москва «Горное бюро» 1993г.
2. Астафьев В.Г. «Горное дело» М. Недра 1980 год.
3. Лешков В.Г «Разработка россыпных месторождений» М. Недра 1980 год.