

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ПРОФЕССИОНАЛЬНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ИРКУТСКОЙ ОБЛАСТИ
«ЧЕРЕМХОВСКИЙ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЙ КОЛЛЕДЖ
ИМ. М.И. ЩАДОВА»**

РАССМОТРЕНО

на заседании ЦК
«Горных дисциплин»
«09» января 2024 г.
Протокол № 5
Председатель: Н.А. Жук

Утверждаю:

Зам. директора по УР
О.В. Папанова
«22» февраля 2024 г.

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

по практическим занятиям студентов

учебной дисциплины

*МДК 01.01 Технология добычи полезных ископаемых и комплексная
механизация открытых горных работ
21.02.15 Открытые горные работы*

Разработал:
Пиличенко Н.А.

2024г.

СОДЕРЖАНИЕ

	СТР.
1. ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА	2
2. ПЕРЕЧЕНЬ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ	3
3. СОДЕРЖАНИЕ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ	4
4. ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ	145
ЛИСТ ИЗМЕНЕНИЙ И ДОПОЛНЕНИЙ, ВНЕСЁННЫХ В МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ	146

1. ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

Методические указания по практическим учебной дисциплине *МДК 01.01 Технология добычи полезных ископаемых и комплексная механизация открытых горных работ* составлены в соответствии с учебным планом и рабочей программы дисциплины по специальности *21.02.15 Открытые горные работы*.

Цель проведения практических занятий: формирование практических умений, необходимых в последующей профессиональной и учебной деятельности.

Методические указания являются частью учебно-методического комплекса по дисциплине и содержат:

- тему занятия (согласно тематическому плану учебной дисциплины);
- цель;
- оборудование (материалы, программное обеспечение, оснащение, раздаточный материал и др.);
- методические указания (изучить краткий теоретический материал по теме практического занятия);
- ход выполнения;
- форму отчета.

В результате выполнения полного объема заданий практических занятий студент должен **уметь**:

- обосновывать главные параметры, режим горных работ и их механизацию;
- рассчитывать показатели и технологических процессов, и их оборудования;
- обосновывать технологию горных работ и соответствующую механизацию;
- заполнять отчетные документы, разрабатывать наряды и задания, контролировать их выполнение, составлять графики работ;
- обосновать применение на уступе оборудования, соответствующего свойствам разрабатываемых пород;
- рассчитывать параметры системы разработки;

В результате освоения дисциплины студент **должен знать**:

- принципы выбора главных параметров карьера;
- принципы выбора технологии и механизации открытых горных работ, способы добычи полезных ископаемых;
- основные технологические требования и правила безопасности при ведении открытых горных работ;
- способы добычи твердых полезных ископаемых, понятие о карьерном поле, горном и земельном отводе, способы добычи твердых полезных ископаемых, запасы полезного ископаемого и его потери при разработке, влияние на окружающую среду;
- взаимовлияние свойств горных пород;
- расположение горного и транспортного оборудования на уступе;
- принципы развития горных работ и порядок отработки залежи;

– порядок формирования рабочей зоны карьера, принципы выбора вскрытия рабочих горизонтов карьера, характеристики фронта горных работ, системы открытой разработки месторождения и ее параметры;

– технологические процессы, методы и способы ведения горных работ, технические средства, технологические нормативы, условия и детальный порядок осуществления технологических процессов (технологические регламенты);

– типовые технологические схемы открытой разработки месторождений полезных ископаемых;

– главные параметры карьера, вскрытие карьерного поля, системы открытой разработки, режим горных работ, технологию и механизацию открытых горных работ;

При проведении практических работ применяются следующие технологии и методы обучения:

1. Проблемно-поисковых технологий

2. Тестовые технологии

Оценка выполнения заданий практических (лабораторных) занятий

«Отлично» - теоретическое содержание курса освоено полностью, без пробелов, умения сформированы, все предусмотренные программой учебные задания выполнены, качество их выполнения оценено высоко.

«Хорошо» - теоретическое содержание курса освоено полностью, без пробелов, некоторые умения сформированы недостаточно, все предусмотренные программой учебные задания выполнены, некоторые виды заданий выполнены с ошибками.

«Удовлетворительно» - теоретическое содержание курса освоено частично, но пробелы не носят существенного характера, необходимые умения работы с освоенным материалом в основном сформированы, большинство предусмотренных программой обучения учебных заданий выполнено, некоторые из выполненных заданий содержат ошибки.

«Неудовлетворительно» - теоретическое содержание курса не освоено, необходимые умения не сформированы, выполненные учебные задания содержат грубые ошибки.

В соответствии с учебным планом и рабочей программы дисциплины ***МДК 01.01 Технология добычи полезных ископаемых и комплексная механизация открытых горных работ*** на практические (лабораторные) занятия отводится **79 часов**.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

№ п/п	Тема практических занятий	Количество часов
1	Оценка горно-технологических характеристик горных пород.	2
2	Определение залежей по углу падения на примере месторождений полезных ископаемых.	2
3	Определение главных параметров карьера	4
4	Обоснование параметров и производительности карьера.	4

5	Вскрытие рабочих горизонтов карьера.	4
6	Определение общей продолжительности транспортного цикла.	4
7	Графическое представление коэффициентов вскрыши.	4
8	Определение длины фронта горных работ и коэффициентов вскрыши по участкам месторождения	4
9	Расчет основных параметров системы разработки.	2
10	Описание способа вскрытия рабочих горизонтов карьера в соответствии с выбранным горнотранспортным оборудованием.	4
11	Построение графика режима горных работ.	4
12	Построение календарного графика горных работ и выбор комплекта оборудования.	4
13	Определение параметров отвальных работ.	4
14	Выбор способа отвалообразования вскрышных пород в соответствии с выбранным видом транспорта.	4
15	Технологические расчеты выемки пород скреперами, погрузчиками, бульдозерами.	4
16	Технологические расчеты выемки пород скреперным комплексом	4
17	Расчет транспортных и отвальных работ.	4
18	Технологические расчеты выемки пород одноковшовыми экскаваторами. Разработка паспорта забоя.	4
19	Технологические расчеты отвалообразования при железнодорожном транспорте.	2
20	Технологические схемы и расчеты транспортирования конвейерами.	4
21	Выбор параметров конвейеров и определение их производительности.	4
22	Расчет водопроводной линии и подбор насоса.	2
23	Расчет производительности скрепера.	1

3. СОДЕРЖАНИЕ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

Практическое занятие № 1

Тема: Оценка горно-технологических характеристик горных пород.

Цель: классифицировать заданные горные породы по наиболее характерным признакам, используемым при определении параметров и показателей производственных процессов.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

1 Краткое теоретическое введение.

Одной из наиболее широко распространенных в горном деле является классификация горных пород по крепости, разработанная в 1910г. М. М. Протодыяконовым. На основе ее были созданы сначала местные классификации горных пород по буримости и взрываемости, а затем отраслевые и межотраслевые классификации, рассчитанные на единое применение во всех отраслях горнодобывающей промышленности. В последнее время сделаны попытки создания универсальных классификаций, из которых особого внимания заслуживает принцип оценки сопротивляемости горных пород разрушению с

использованием единого энергетического подхода, предложенным Московской научной школой во главе с акад. В.В. Ржевским.

2 Последовательность выполнения работы.

Для заданного преподавателем варианта (табл. 1.1.-1.2.) дают классификацию каждой из пород по величине коэффициента крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова и по шкале крепости СНИП (табл. 1.3).

Классифицируют каждую из заданных пород по трещиноватости (табл. 1.4), контактной прочности (табл. 1.5) и взрываемости (табл. 1.6).

Рассчитывают величину показателя трудности разрушения (по В.В. Ржевскому) [1] и классифицируют по его значению каждую из заданных пород (табл. 1.7).

$$P_p = 0,005 \cdot K_{тр} \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_p + \sigma_{сдв}) + 0,5 \cdot \gamma, \quad (1.1)$$

где P_p – показатель трудности разрушения горных пород; $K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости пород (табл. 1.1); $\sigma_{сж}$, σ_p , $\sigma_{сдв}$ – соответственно временное сопротивление пород на сжатие, растяжение и сдвиг, кгс/см²; γ – плотность пород, т/м³.

Оформляют отчет о практическом занятии, руководствуясь СТП 2.407-2005.

В соответствии с ним отчет должен включать:

- титульный лист (приложение 1);
- цель занятия;
- краткое теоретическое введение;
- методику выполнения расчетов;
- обработку результатов;
- проведение необходимых вычислений;
- анализ полученных результатов и выводы.

Отчет может быть выполнен на компьютере с распечаткой на листах бумаги формата А4, допускается представлять отчет в рукописном виде (черные, синие или фиолетовые чернила) на одной стороне листа формата А4 или на развернутом тетрадном листе, обрезанном до формата А4 (297 × 210 мм).

Оформленный отчет сдают преподавателю на проверку.

Готовят к защите отчет, проработав контрольные задания и вопросы. Защищают отчет в ходе беседы с преподавателем.

3 Исходные данные

Таблица 1.1.

Индивидуальные задания

Вариант	Годовая производительность по		Предел прочности, кгс/см ²			Коэффициент трещиноватости	Территориальная зона	Плотность, т/м ³	Расстояние транспортирования, км	Средний размер структурного блока в массиве, м
	добыче, млн. т	вскрыше, млн.м ³	на сжатие	на растяжение	на сдвиг					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	1,5	5	1300	85	140	0,8	Краснод.край	2,5	3,0	2,0

2	5	6	2400	110	180	0,7	Мурманс.о бл.	3,	9,0	1,2
3	10	7	1800	70	80	0,5	Иркут.обл.	2,6	10,0	0,7
4	15	15	1100	60	105	0,6	Свердл.обл.	2,7	9,0	1,1
5	15	7	1400	55	160	0,8	Курск.обл.	2,8	12,0	1,6
6	8	10	1700	110	320	0,75	Норильск	3,0	7,0	1,6
7	1,5	4	900	50	130	0,55	Хакасия	2,2	6,0	0,9
8	15	12	800	40	60	0,5	Красноярск	2,3	12	0,7
9	10	16	710	60	100	0,45	Сев.Урал	2,4	3,0	0,5
10	5	5	630	30	50	0,5	Кемер.обл.	1,9	2,5	0,8
11	15	10	750	40	80	0,4	Якутия	2,2	6,5	0,5
12	2	4	1500	70	140	0,9	Чит.обл.	2,85	3,0	1,7
13	30	15	700	30	100	0,5	Краснояр.к рай.	2,3	15	0,6
14	5	7	1750	80	120	0,7	Тува	2,6	4,5	1,2
15	1,6	6	850	60	75	0,6	Кемер.обл.	2,5	10,0	1,6
16	2,5	6	680	20	110	0,3	Чит.обл.	2,4	2,5	0,6

Продолжение табл. 1.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
17	4,5	6	955	40	525	0,75	Мурман.об л.	2,67	3,0	1,8
18	13	8	1740	160	320	0,9	Южн.Урал	3,0	6,7	2,1
19	8,5	10	815	40	52	0,45	Курск.обл.	2,64	2,8	0,6
20	5	11	1160	60	140	0,8	Белгор.обл.	2,71	9,0	1,9
21	3,5	4	670	47	60	0,3	Тыва	2,38	2,5	0,5
22	3,7	5	1100	95	78	0,7	Ростов.обл.	2,5	3,0	1,1
23	7,5	7	1570	142	215	0,5	Кемеров.об л.	2,54	3,8	0,7
24	14	18	870	90	140	0,65	Краснояр.к рай	3,05	10	1,3
25	12	12	715	60	70	0,8	Норильск	2,8	10,5	2,0
26	3	3,5	780	115	241	0,3	Ср.Урал	2,13	1,5	0,5
27	10	15,5	900	61	115	0,5	Мурман.об л.	2,05	10,0	0,8
28	5,5	6	1500	295	263	0,8	Хакасия	2,72	2,5	1,8
29	10	7	1200	105	111	0,7	Южн.Урал	2,65	8,0	1,3
30	6	6	850	113	263	0,5	Якутия	1,0	3,0	0,7
31	12	69	915	45	152	0,3	Мурман.об л.	2,4	2,7	0,4
32	10	14	2750	305	475	0,9	Курск.обл.	3,7	6,5	1,8
33	3,5	5	750	62	131	0,4	Кемер.обл.	2,3	1,5	0,5
34	8	8	1170	82	305	0,5	Сев.Урал	2,8	4,5	0,7
35	6	7	650	49	157	0,4	Иркут.обл.	2,3	4,0	0,5
36	5	8	1300	75	210	0,7	Чит.обл.	2,6	5,0	1,1
37	12	12	870	90	140	0,65	Краснояр.к рай	3,0	10,0	1,0

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
38	5	7	690	30	57	0,3	Прим.край	3,5	4,0	0,4
39	4	6	735	85	120	0,7	Амур.обл.	2,7	2,8	1,2
40	4	4	670	95	160	0,5	Кемер.обл.	2,3	2,2	0,6
41	4	5	510	60	75	0,3	Амур.обл.	2,4	2,0	0,4
42	8	7	1020	76	125	0,7	Хакасия	2,2	3,5	1,1
43	4,5	5	1100	78	95	0,7	Чит.обл.	2,5	3,0	1,2
44	4	6	1200	76	140	0,8	Южн.Урал	2,7	5,5	1,9
45	6	8	1300	60	110	0,45	Тыва	2,8	7,5	0,6
46	7	7	1570	142	215	0,9	Прим.край	2,54	3,5	1,8
47	6,5	9	1460	45	78	0,65	Хакасия	2,7	9,5	1,8
48	7	8	1300	52	205	0,5	Иркут.обл.	2,9	7,0	0,7
49	4	9	1100	60	157	0,7	Якутия	2,6	4,5	1,1
50	5	5	930	57	118	0,6	Новосиб.об л.	2,45	3,5	1,1

Таблица 1.2.

Варианты пород

Вариант	Номера пород из табл. 1.1.	Вариант	Номера пород из табл. 1.1.
1	1, 26, 37	26	26, 2, 18
2	2, 27, 39	27	27, 1, 14
3	3, 28, 40	28	28, 7, 20
4	4, 30, 36	29	29, 3, 16
5	5, 29, 33	30	30, 4, 12
6	6, 35, 42	31	31, 5, 13
7	7, 31, 44	32	32, 6, 19
8	8, 32, 34	33	33, 8, 18
9	9, 36, 47	34	34, 9, 6
10	10, 43, 48	35	35, 12, 13
11	11, 41, 45	36	36, 10, 15
12	12, 25, 46	37	37, 17, 23
13	13, 23, 49	38	38, 11, 3
14	14, 22, 50	39	39, 21, 5
15	15, 38, 28	40	40, 4, 14
16	16, 41, 37	41	41, 1, 20
17	17, 29, 46	42	42, 2, 16
18	18, 21, 34	43	43, 7, 10
19	19, 32, 41	44	44, 8, 17
20	20, 30, 48	45	45, 9, 22
21	21, 31, 47	46	46, 11, 24
22	22, 33, 15	47	47, 19, 21
23	23, 35, 27	48	48, 25, 16
24	24, 42, 38	49	49, 24, 14
25	25, 49, 32	50	50, 8, 12

4 Справочные данные

Таблица 1.3.

Сравнительные классификации пород

Временное сопротивление при сжатии, кгс/см ²	Классификация М.М. Протоdjeяконова		Категории пород ЦБНТ по буримости	Шкала крепости по СНиП
	коэффициент крепости	категория		
1	2	3	4	5
430	4,3	IV	X	V
540	5,4	IV-III	XI	VI
660	6,6	IV-III	XII	VII
820	8,2	III	XIII	VIII
1	2	3	4	5
990	9,9	III	XIV	VIII
1190	11,9	II	XV	IX
1430	14,3	II	XVI	IX

1710	17,1	II-I	XVII	X
2040	20,4	I	XVIII	XI
2420	24,2	I	XIX	XI
3000 и более	30,0 и более	I	XX	XI

Таблица 1.4.

Межведомственная классификация горных пород по степени трещиноватости в массиве

Категория трещиноватости пород	Коэффициент трещиноватости (коэффициент структурного ослабления)	Степень трещиноватости (блочности) массива	Средний размер структурного блока, см.	Удельная трещиноватость, 1/м.
I	0,01 ÷ 0,065	чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	до 10	более 10
II	0,05 ÷ 0,15	сильно трещиноватые (среднеблочные)	10-50	2-10
III	0,1 ÷ 0,55	среднетрещиноватые (крупноблочные)	50-100	1-2
IV	0,5 ÷ 0,9	малотрещиноватые	100-150	1,0-0,65
V	0,6 ÷ 0,98	практически монолитные (исключительно крупноблочные)	более 150	менее 0,65

Таблица 1.5.

Классификация горных пород по контактной прочности

Категории пород	Характеристика пород по контактной прочности	Класс прочности	Контактная прочность, МПа
I	слабые	1 2	300 300 ÷ 400
II	ниже средней крепости	3 4	400 ÷ 500 500 ÷ 600
III	средней крепости	5 6	650 ÷ 900 900 ÷ 1250
IV	крепкие	7 8	1250 ÷ 1750 1750 ÷ 2450
V	очень крепкие	9 10	2450 ÷ 3400 3400 ÷ 4500
VI	крепчайшие	11 12	4500 ÷ 5650 более 5650

Таблица 1.6.

Классификация горных пород по взрываемости

Категории	Степень взрываемости	Категории трещиноватости	Плотность, т/м ³
I	легковзрываемые	I	2,5 ÷ 2,6
II	средневзрываемые	II-III	2,5 ÷ 2,6
III	трудновзрываемые	III-IV	2,6 ÷ 2,7
IV	весьма трудновзрываемые	IV	до 3,5
V	исключительно трудновзрываемые	V	то же

Таблица 1.7.

Классификация пород по трудности разрушения (по В.В. Ржевскому)

Класс	Характеристика пород	Показатель трудности разрушения	Категории пород
I	мягкие, плотные и связные полускальные породы	1 ÷ 5	1, 2, 3, 4, 5
II	легкоразрушаемые скальные породы	5,1 ÷ 10	6, 7, 8, 9, 10
III	скальные породы средней трудности разрушения	10,1 ÷ 15	11, 12, 13, 14, 15
IV	трудноразрушаемые скальные породы	15,1 ÷ 20	16, 17, 18, 19, 20
V	весьма трудноразрушаемые скальные породы	20,1 ÷ 25	21, 22, 23, 24, 25

Примечание: породы с $P_p > 25$ относятся к внекатегорным.

Контрольные вопросы:

1. По какому признаку выделяют раздробленные и взорванные породы?
2. Перечислите критерии, характеризующие трещиноватость пород в массиве.
3. Что понимают под коэффициентом разрыхления?
4. Укажите, каким образом находят величину коэффициента структурного ослабления?
5. Как определяют величину акустического показателя трещиноватости (жесткости) пород?
6. Какой показатель используют при оценке степени разрушенности пород?
7. Чем отличаются практически монолитные породы от среднетрещиноватых?
8. В чем отличие связных разрушенных пород от связно-сыпучих разрушенных пород?
9. Каким образом можно отличить связно-сыпучие разрушенные породы от сыпучих разрушенных пород?
10. Укажите основной принцип установления коэффициента крепости пород по шкале М. М. Протодяконова.
11. Чем отличается шкала крепости СНиП от шкалы М. М. Протодяконова?
12. Какие классификационные признаки положены в основу междуведомственной классификации пород по трещиноватости?
13. Укажите принцип установления категории пород по контактной прочности.
14. Чем отличается контактная прочность пород от их твердости?
15. Поясните, какие классификационные признаки положены в основу классификации пород по взрываемости?

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 2

Тема: Определение залежей по углу падения на примере месторождений полезных ископаемых

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

В процессе разведки месторождений по ряду объективных причин поперечные вертикальные геологические разрезы нередко ориентированы, не вкрест простиранию рудной залежи, а под некоторым острым углом. На таких разрезах угол падения рудного пласта всегда меньше истинного. Зная истинный угол падения для построения косога разреза возникает необходимость определять истинный угол падения.

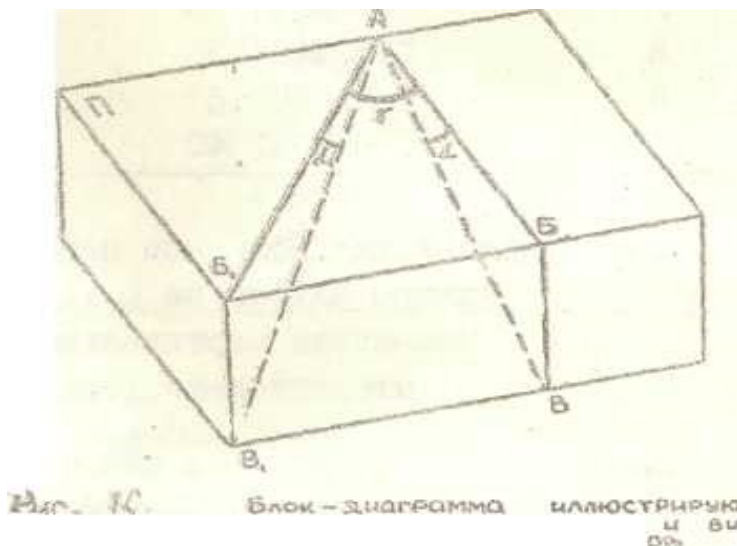


Рис. 1. Блок- диаграмма, иллюстрирующая зависимость истинного и видимого (в косом разрезе) углов падения.

На рис. 1 линия АВ представляет собой проекцию на поверхность (или на горизонтальную плоскость П) линии падения АВ. Перпендикулярная к линии

падения прямая B_1B является линией простирания, а угол α это истинный угол падения.

Допустим, что линия косога разреза AB_1 образует угол γ с направлением истинного падения, тогда искомый угол падения α в плоскости косога разреза будет определён следующим образом;

В треугольнике BAB_1 угол при вершине B (в плоскости Π) прямой, тогда

$$BA = BA_1 \cos \gamma$$

Из треугольника BAV следует, что

$$BV = BA \operatorname{tg} \alpha$$

То ж следует я из треугольника B_1AV_1

$$B_1V_1 = BV = B_1A \operatorname{tg} \alpha$$

Следовательно; $B_1A \operatorname{tg} \alpha = B_1V_1$;

Приравнивая значения BA :

$$B_1A \operatorname{tg} \alpha = B_1V_1 \operatorname{tg} \alpha \cos \gamma .$$

Откуда:

$$\operatorname{tg} \alpha = \operatorname{tg} \alpha \cos \gamma$$

Задача. Определить угол падения пласта в косом разрезе по следующим данным (табл. 1):

Таблица №1

№ варианта	Элементы залегания пласта	Угол(γ °) между нормальным и косым разрезами
1	ЮЗ 230 60	30
2	ЮЗ 260 45	20
3	СЗ 310 50	45
4	СВ 80 70	40
5	СВ 45 30	45
6	СЗ 300 65	35
7	ЮВ 120 55	20
8	ЮВ 160 35	25
9	ЮЗ 200 65	40
10	СЗ 340 40	30

Контрольные вопросы:

1. Какие факторы учитывают при определении общего показателя трудности разрушения пород по В. В. Ржевскому?
2. К какому классу по трудности разрушения следует отнести горные породы, у которых $P_p > 25$?
3. Какова доля участия различных разрушающих напряжений при расчете показателя трудности разрушения по В. В. Ржевскому?

4. С какой целью вводят общий показатель трудности разрушения по В. В. Ржевскому?
5. Можно ли использовать показатель трудности разрушения пород по В.В. Ржевскому для выбора основного оборудования на карьерах?

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 3

Тема: Определение главных параметров карьера

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Месторождение или его часть, отводимая для разработки карьером, называется карьерным полем или полем разреза. Форма карьера (в плане) обычно близка к овальной. Длина карьера составляет от 0,5 до 5км, а иногда и больше, ширина 2-4 км, глубина современных карьеров – от нескольких десятков метров до 300-400 м. В проектах и перспективных технико-экономических расчетах конечная глубина карьера достигает 500-900 м.

Общий объем пустых пород и полезного ископаемого в карьере (объем горной массы) зависит от его размеров и колеблется от нескольких десятков тысяч до сотен миллионов кубометров.

Главные параметры карьера следующие:

1. **Конечная глубина**, которая при разработке наклонных и крутопадающих залежей определяет возможную производственную мощность карьера, размеры его по поверхности, общий объем извлекаемой горной массы.

2. **Размеры карьера по простиранию и вкrest простирания залежи** по поверхности определяется размерами залежи, dna карьера, глубины и углов откоса его бортов.

3. **Размеры дна карьера** устанавливаются оконтуриванием разрабатываемой части залежи на отметке конечной глубины карьера.

4. **Углы откосов бортов карьера** определяются условиями устойчивости пород прибортового массива и размещения транспортных коммуникаций.

5. **Общий объем горной массы в контурах карьера** является важнейшим показателем, определяющим производственную мощность предприятия, срок его существования и др.

Производственная деятельность карьеров характеризуется рядом показателей, среди которых важнейшими являются производственная мощность, производительность по полезному ископаемому, производительность по вскрыше или производительность по горной массе.

Производственная мощность карьера является параметром, сопряженным с потребителем (обоганительной фабрикой, электростанцией и др.) и пунктами сосредоточения добычных грузопотоков (станцией примыкания к магистральным железным дорогам и др.).

Под **производительностью карьера по полезному ископаемому** подразумевается годовой объем добытого полезного ископаемого, который может, отличаться от производственной мощности в большую или меньшую сторону из-за изменения спроса, горнотехнических условий, ценовой политики и т.д.

Производительность карьера по вскрыше это годовой объем вскрышных пород, извлекаемых с целью обеспечения производственной мощности.

Производительность по горной массе характеризует масштаб хозяйственной деятельности предприятия, численность трудящихся, единичную мощность оборудования, потребление электроэнергии и других видов энергоносителей, а также степень нарушения экологического равновесия с окружающей средой.

Запасы полезного ископаемого – это понятие, отражающее не только количество полезного ископаемого, но и комплекс черт, характеризующих геологическое тело с точки зрения формы, качества, условий залегания и условий ведения горных пород. Подсчет запасов карьерных полей включает определение количества полезного ископаемого, его качественную характеристику с подразделением на сорта и характеристику пространственного распределения.

Выполнить расчет объема и размеров карьера, запасов полезного ископаемого и среднего коэффициента вскрыши.

Порядок выполнения работы.

1. При равнинном рельефе поверхности и наклонном или крутом падении залежи объем карьера может быть определен как сумма отдельных геометрических фигур (рис.5.1.)

$$V_k = V_1 + V_2 + V_3 \quad (1)$$

где: V_k – объем карьера, м³

V_1 – объем призмы с основанием $S = L \cdot M$, м³;

S - площадь дна карьера, м²;

L - длина залежи по простиранию, м;

M - горизонтальная мощность залежи, м;

$$V_1 = L \cdot M \cdot H_k; \quad (2)$$

где: H_k – глубина карьера, м;

V_2 – суммарный объем призм треугольного сечения, прилегающих с четырех сторон к объему V_1 (V_2' и V_2'' - вдоль стороны длиной L ,

V_2''' и V_2'''' - вдоль коротких сторон у торцов карьера), м³;

$$V_2 = \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \operatorname{ctg} \gamma_{CP}, \quad (3)$$

где: P – периметр залежи (дна карьера) $P = 2(L + M)$, м.

V_3 – суммарный объем отдельных частей расчлененного конуса располагающихся в угловых участках карьера, (V_3' и V_3''), м³;

$$V_3 = \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot \operatorname{ctg}^2 \gamma_{CP} \quad (4)$$

где: γ_{cp} - усредненный угол откоса нерабочих бортов карьера, град.

2. Суммарный объем карьера, таким образом, определяется по формуле:

$$V_K = S \cdot H_K + \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_K^2 \cdot ctg \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot H_K^3 \cdot ctg^2 \gamma_{cp} \quad (5)$$

3. Длина карьерного поля (L_k , м)

$$L_k = L + 2 \cdot H_K \cdot ctg \gamma_{cp} \quad (6)$$

4. Ширина карьера по верху (B_k , м):

$$B = M + 2 \cdot H_K \cdot ctg \gamma_{cp} \quad (7)$$

5. Объем полезного ископаемого в контурах карьера (V_{nu} , м³):

$$V_{nu} = S \cdot (H_K - h_H), \quad (8)$$

где: h_H – мощность наносов, м.

6. Промышленные (т.е. извлекаемые из недр) запасы полезного ископаемого в контурах карьера ($Q_{ши}$):

$$Q_{ши} = V_{ши} \cdot \gamma_{ши} \cdot \eta_{и}, \quad (9)$$

где: $\gamma_{ши}$ - объемная масса полезного, ископаемого, т/м³;

$\eta_{и}$ - коэффициент извлечения, учитывающий потери полезного ископаемого при разработке.

7. Объем породы в контурах карьера ($V_{ши}$, м³):

$$V_{п} = V_K - V_{ши} \quad (10)$$

8. Величина среднего коэффициента вскрыши (объем вынимаемой пустой породы, приходящийся на единицу добываемого полезного ископаемого) k_{cp} , м³/т.

$$k_{cp} = \frac{V_{п}}{Q_{ши}}. \quad (11)$$

9. Производительность карьера по вскрыше (Π_B , м³/год) приблизительно устанавливается по среднему коэффициенту вскрыши:

$$\Pi_B = \frac{\Pi_{ши}}{\gamma_{ши}} \cdot k_{cp} \cdot k_H, \quad (12)$$

где: P_{III} – производительность карьера по полезному ископаемому, т/год (приложение 1);

k_H - коэффициент неравномерности распределения вскрыши по годам, $k_H = 1,1 \div 1,3$.

10. Производительность карьера по горной массе ($P_{ГМ}$, м³/год):

$$P_{ГМ} = \frac{P_{III}}{\gamma_{III}} + P_B, \quad (13)$$

11. Суточная производительность карьера по полезному ископаемому (P_{III}^C , т/сутки).

$$P_{III}^C = \frac{P_{III}}{T_r}, \quad (14)$$

где: T_r - число рабочих дней в год ($T_r = 350$ дней).

Суточная производительность карьера по вскрыше (P_B^C , м³/сутки):

$$P_B^C = \frac{P_B}{T_r}, \quad (15)$$

12. Сменная производительность карьера по добыче и вскрыше (P_{III}^{CM} , т/смену; P_B^{CM} , м³/смену):

$$P_{III}^{CM} = \frac{P_{III}^C}{n_{CM}}, \quad (16) \quad P_B^{CM} = \frac{P_B^C}{n_{CM}}, \quad (17)$$

где: n_{CM} - число смен работы карьера в сутках (обычно 2-3 смены).

13. Срок службы карьера ($T_{сл}$, лет):

$$T_{сл} = T_C + T_э + T_з, \quad (18)$$

где: $T_C + T_з$ - время на освоение и затухание мощности карьера по добыче (принимается 1,5 года);

$T_э$ - расчетный срок эксплуатации карьера, лет:

$$T_э = \frac{Q_{III}}{P_{III}}. \quad (19)$$

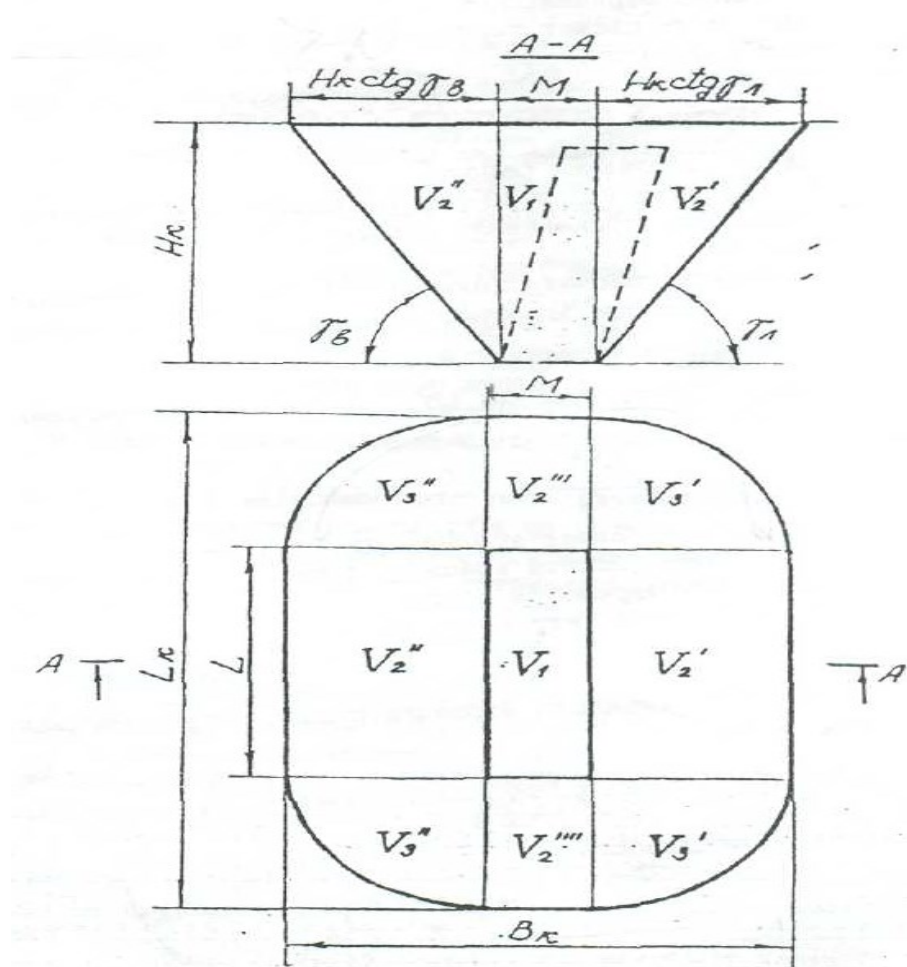
Исходные данные для индивидуального расчета объема и размеров карьера, запасов полезного ископаемого и коэффициента вскрыши приведены в приложении 2.1

14. Исследовать зависимость объема карьера от его глубины, т.е. выполнить дополнительные расчеты V_K по формуле (5.5) с шагом варьирования глубины карьера от ± 10 до ± 20 м. При этом величина H_K принимается два раза в меньшую сторону (по варианту 1 – 310, 330 м) и два раза в большую сторону (370, 390 м).

Построить график $V_K = f(H_K)$ по 5 точкам. С помощью преподавателя сделать анализ графика.

На миллиметровый бумаге вычертить карьер в выбранном масштабе в соответствии с заданными и полученными расчетными размерами (*аналогично рис. 1*).

Рис. 1. Схема к расчету объема карьера



ПРИМЕР.

Дано: $L = 1900$ м $\gamma_{nu} = 3,2$ т/м³
 $M = 550$ м $\gamma_{cp} = 33^0$
 $H_k = 210$ м $\eta_{nu} = 0,93$
 $h_n = 30$ м $\Pi_{nu} = 17,9$ млн.т/год.

РЕШЕНИЕ:

1. При равнинном рельефе поверхности и наклонном или крутом падении залежи объем карьера может быть определен как сумма отдельных геометрических фигур (рис.5.1.):

$$V_k = V_1 + V_2 + V_3$$

$$V_1 = L \cdot M \cdot H_k = 1900 \cdot 550 \cdot 210 = 219450000 \text{ м}^3$$

$$V_2 = \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot ctg\gamma_{cp} = \frac{1}{2} \cdot 4900 \cdot 210^2 \cdot 1,54 = 166389000 \text{ м}^3$$

$$P = 2(L + M) = 2 \cdot (1900 + 550) = 4900 \text{ м}$$

$$V_3 = \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot ctg^2\gamma_{cp} = \frac{3,14}{3} \cdot 210^3 \cdot 1,54 = 14832000 \text{ м}^3$$

2. Суммарный объем карьера, таким образом, определяется по формуле:

$$V_k = S \cdot H_k + \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot ctg\gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot ctg^2\gamma_{cp} =$$

$$= 219450000 + 166389000 + 14832000 = 400671000 \text{ м}^3$$

3. Длина карьерного поля (L_k , м)

$$L_k = L + 2H_k \cdot ctg\gamma_{cp} = 1900 + 420 \cdot 1,54 = 2546 \text{ м}$$

4. Ширина карьера по верху (B_k , м):

$$B_k = M + 2H_k \cdot ctg\gamma_{cp} = 550 + 420 \cdot 1,54 = 1196 \text{ м}$$

5. Объем полезного ископаемого в контурах карьера (V_{nu} , м³):

$$V_{nu} = S(H_k - h_n) = 1045000 \cdot (210 - 30) = 188100000 \text{ м}^3$$

$$S = L \cdot M = 1900 \cdot 550 = 1045000 \text{ м}^2$$

6. Промышленные (т.е. извлекаемые из недр) запасы полезного ископаемого в контурах карьера (Q_{nu}):

$$Q_{nu} = V_{nu} \cdot \gamma_{nu} \cdot \eta_u = 188100000 \cdot 3,2 \cdot 0,93 = 559785600 \text{ т}$$

7. Объем породы в контурах карьера (V_n , м³):

$$V_n = V_k - V_{nu} = 400671000 - 188100000 = 212571000 \text{ м}^3$$

8 Величина среднего коэффициента вскрыши (объем вынимаемой пустой породы, приходящийся на единицу добываемого полезного ископаемого) k_{cp} , м³/т.

$$k_{cp} = \frac{V_n}{Q_{nu}} = \frac{212571000}{559785600} = 0,38 \text{ м}^3 / \text{т}$$

9. Производительность карьера по вскрыше (Π_B , м³/год) приблизительно устанавливается по среднему коэффициенту вскрыши:

$$\Pi_B = \Pi_{nu} \cdot k_{cp} \cdot \kappa_n = 17900000 \cdot 0,38 \cdot 1,2 = 8162400 \text{ м}^3 / \text{год}$$

$$\kappa_H = 1,1 \div 1,3$$

10. Производительность карьера по горной массе ($P_{ГМ}$, м³/год):

$$P_{ГМ} = P_{ни} \cdot \frac{1}{\gamma_{ни}} + P_{г} = 17900000 \cdot \frac{1}{3,2} + 8162400 = 1374200 \text{ м}^3 / \text{год}$$

11. Суточная производительность карьера по полезному ископаемому ($P_{ПИ}^C$, т/сутки).

$$P_{ни}^C = \frac{P_{ни}}{T_2} = \frac{17900000}{350} = 51142 \text{ т} / \text{сутки}$$

$$T_2 = 350 \text{ дней}$$

12. Суточная производительность карьера по вскрыше (P_B^C , м³/сутки):

$$P_B^C = \frac{P_g}{T_2} = \frac{8162400}{350} = 23321 \text{ м}^3 / \text{сутки}$$

13. Сменная производительность карьера по добыче и вскрыше ($P_{ПИ}^{CM}$, т/смену; P_B^{CM} , м³/смену):

$$P_{ни}^{CM} = \frac{P_{ни}^C}{n_{см}} = \frac{51142}{2} = 25571 \text{ т} / \text{смену}$$

$$P_B^{CM} = \frac{P_B^C}{n_{см}} = \frac{23321}{2} = 11660 \text{ м}^3 / \text{смену}$$

$$n_{см} = 2$$

14. Срок службы карьера ($T_{сл}$, лет):

$$T_{сл} = T_c + T_2 + T_3 = 1,5 + 31 = 32,5 \text{ лет}$$

$$T_c + T_3 = 1,5 \text{ год}$$

$$T_2 = \frac{Q_{ни}}{P_{ни}} = \frac{559785600}{17900000} = 31 \text{ год}$$

Построим график зависимости объема карьера от глубины карьера.

$$\text{Базовая глубина: } H_{\kappa} = 210 \text{ м, } V_{\kappa} = 400671000 \text{ м}^3$$

Принимаем:

$$H_{\kappa 1} = 170 \text{ м}$$

$$V_{\kappa 1} = S \cdot H_{\kappa} + \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_{\kappa}^2 \cdot ctg \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot H_{\kappa}^3 \cdot ctg^2 \gamma_{cp} =$$

$$= 1045000 \cdot 170 + 2450 \cdot 28900 \cdot 1,54 + 1,05 \cdot 4913000 \cdot 2,37 = 298915700$$

$$H_{к2} = 190 \text{ м}$$

$$V_{к2} = 1045000 \cdot 190 + 2450 \cdot 36100 \cdot 1,54 + 1,05 \cdot 6859000 \cdot 2,37 = 351823921 \text{ м}^3$$

$$H_{к} = 210 \text{ м}, \quad V_{к} = 400671000 \text{ м}^3$$

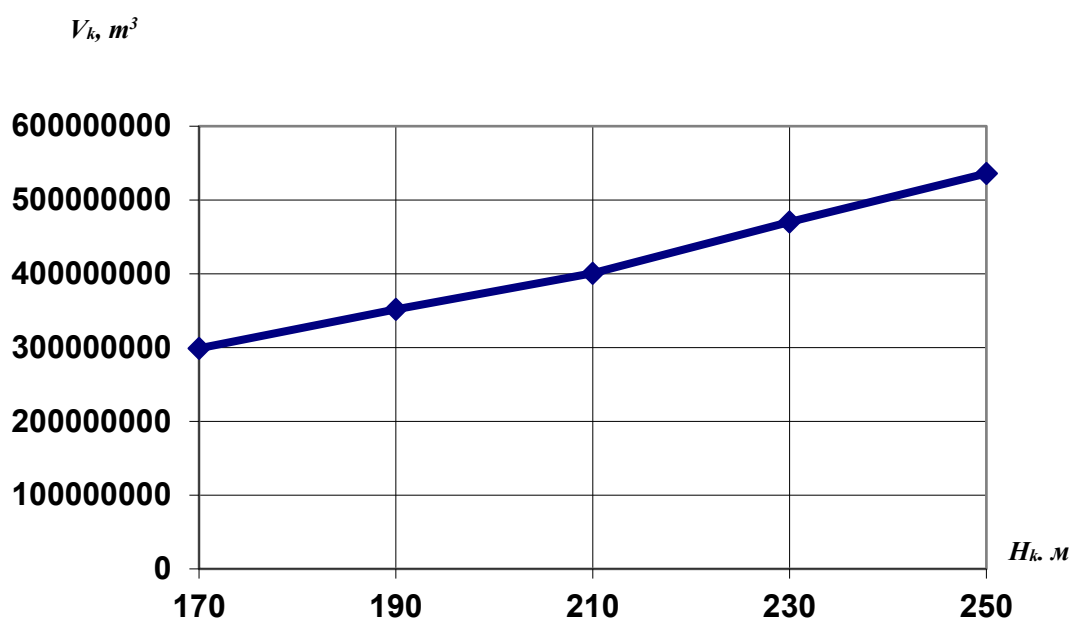
$$H_{к3} = 230 \text{ м}$$

$$V_{к3} = 1045000 \cdot 230 + 2450 \cdot 36100 \cdot 1,54 + 1,05 \cdot 6859000 \cdot 2,37 = 470219279 \text{ м}^3$$

$$H_{к4} = 250 \text{ м}$$

$$V_{к4} = 1045000 \cdot 250 + 2450 \cdot 36100 \cdot 1,54 + 1,05 \cdot 6859000 \cdot 2,37 = 535945312 \text{ м}^3$$

Вывод: С углублением карьера возрастает общий объем карьера.



Исходные данные

«Определение объема, размеров, производительности и срока службы карьера, запасов полезного ископаемого и коэффициента вскрыши»

№ варианта	L, м	M, км	H _к , м	h _н , м	γ _{пи} , т/м ³	γ _{ср} , град	η _и	Π _{пи} , млн.т / год
1	1200	300	350	45	2,8	40	0,92	10,7
2	1500	400	460	40	2,9	39	0,93	20,7
3	1700	500	170	20	3,0	38	0,94	12,8
4	1600	450	280	30	3,1	36	0,92	16,1
5	1400	350	390	40	3,2	35	0,93	14,0
6	1300	250	200	20	3,3	34	0,94	6,1
7	1900	550	210	30	3,2	33	0,93	17,9

8	1800	180	220	40	3,1	32	0,94	5,8
9	1900	280	330	30	3,0	31	0,95	15,4
10	2000	380	240	10	2,9	40	0,96	15,1

Контрольные вопросы:

1. Дайте понятие конечной глубины карьера.
2. Что показывает коэффициент вскрыши?
3. В чем заключаются отличие среднегеологического коэффициента вскрыши от среднепромышленного?
4. Как перевести величину коэффициента вскрыши, выраженную в м³/м³ в т/т?

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 4

Тема: Обоснование параметров и производительности карьера

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Ознакомиться с исходными данными индивидуального задания, по номеру варианта выданному преподавателем (табл. 2, 3). Исходные данные студенты выбирают по двум цифрам варианта: первая цифра – вариант исходных данных (табл. 2), вторая – характеристика горных пород (табл. 3).

В соответствии с коэффициентом крепости пород по шкале М.М. Протодяконова определить (табл. 2) углы погашения бортов карьера. Найти конечную глубину карьера по формуле В.В. Ржевского

$$H_k = \frac{K_{Гр}(m_{Г} - m_{П}) - m_{П}}{ctg\gamma_B + ctg\gamma_D}, \text{ м} \quad (1)$$

где $K_{гр}$ - граничный коэффициент вскрыши (табл. 2), $м^3/м^3$; $m_{г}$ - горизонтальная мощность рудного тела (табл. 2), м; $m_{п}$ - мощность прослоев пустых пород (табл. 2), м; $\gamma_{в}$, $\gamma_{л}$ - углы погашения бортов карьера со стороны висячего и лежачего боков, град.

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

Группа пород	Коэффициент крепости пород по М.М. Протоdjяконову	Угол падения залежи, град	Углы погашения со стороны	
			лежачего 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

Таблица 2. Исходные данные

Наименование	Первая цифра номера варианта									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
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
Мощность наносов, м	10	15	20	10	15	20	20	10	15	20
Мощность прослоек пустых пород, м	10	15	-	10	15	20	15	20	10	-
Климатический район	Юж- ный	Сред- ний	Север- ный	Юж- ный	Сред- ний	Север- ный	Юж- ный	Сред- ний	Север- ный	Юж- ный

Таблица 3. Характеристика горных пород

Наименование показателей	Вторая цифра номера варианта									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова	11	16	7	5	12	15	8	6	10	9
Плотность горной породы, т/м ³	2,9	3,2	2,3	2,1	3,0	3,1	2,6	2,2	2,7	2,5
Категория пород по трещиноватости	IV	III	II	I	V	V	II	I	III	IV
Взрываемость пород	Трудновзрываемые	Средне взрываемые	Легковзрываемые	Легковзрываемые	Трудновзрываемые	Трудновзрываемые	Средне взрываемые	Легковзрываемые	Средне взрываемые	Средне взрываемые
Обводненность пород	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные
Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /м ³	3	4	5	6	7	8	7	6	5	4

Определить длину и ширину карьера по верхнему контуру

$$L_B = L_p + H_K \cdot (\text{ctg}\gamma_B + \text{ctg}\gamma_L), \text{ м} \quad (2)$$

$$B_B = m_\Gamma + H_K \cdot (\text{ctg}\gamma_B + \text{ctg}\gamma_L), \text{ м} \quad (3)$$

где L_p -длина рудного тела по простиранию (табл. 3.1), м.

Вычертить в масштабе 1:500, 1:1000, 1:2000 поперечный разрез месторождению с контурами карьера и упрощённый план карьера на конец отработки (рис. 3.1). Размеры карьера по дну принять равными длине и горизонтальной мощности залежи.

Вычислить запасы полезного ископаемого в контуре карьера

$$V_p = (m_\Gamma - m_\Pi) \cdot (H_K - h_H) \cdot L_p, \text{ м}^3 \quad (4)$$

где h_H -мощность наносов (см. табл. 3.1), м.

Определить объем горной массы в контуре карьера

$$V_{Г.М} = m_\Gamma \cdot L_p \cdot H_K + H_K^2 \cdot (L_p + m_\Gamma) \cdot \text{ctg}\gamma_{cp} + 1,05H^3 \cdot \text{ctg}^2\gamma_{cp}, \text{ м}^3 \quad (5)$$

где γ_{cp} -средний угол откоса бортов карьера при погашении, град.

Величину γ_{cp} можно найти как среднее арифметическое от суммы углов откоса бортов карьера со стороны висячего и лежачего боков залежи.

Найти средний коэффициент вскрыши и сравнить его с граничным

$$K_{cp} = \frac{V_{г.м} - V_p}{V_p} \leq K_{cp}, \text{ м}^3/\text{м}^3 \quad (6)$$

Оптимальным будет контур карьера, для которого $K_{cp} \approx K_{гр}$. Если условие не выполняется, то необходимо уменьшить глубину карьера, до такой величины при котором оно будет выполняться.

Вычислить производительность карьера по вскрыше и горной массе:

$$A = \frac{A_p}{\gamma} \cdot K_{cp}, \text{ млн. м}^3 \quad (7)$$

$$A_{Г.М} = A_p \cdot (1 + K_{cp}), \text{ млн. т.} \quad (8)$$

где A_p - годовая производительность карьера по руде (табл. 1), млн. т; γ - плотность полезного ископаемого (табл. 2), т/м³.

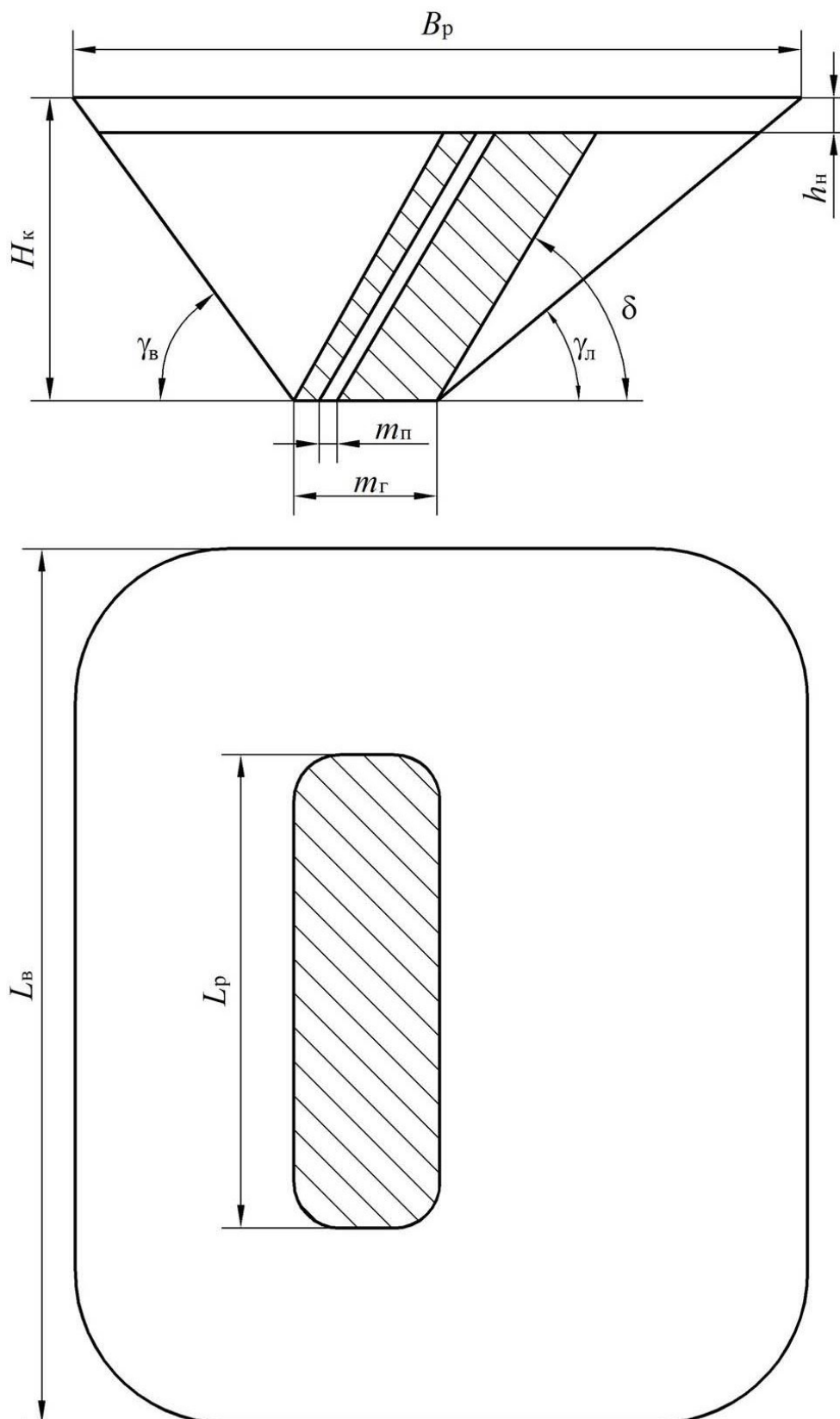


Рисунок 1. Поперечный разрез и план карьера на коней отработки

По табл. 4, 5 с учетом расчетной годовой производительности карьера по горной массе и заданного расстояния транспортирования (табл. 1) подобрать емкость ковша экскаватора и соответствующее транспортное оборудование. По емкости ковша выбрать модель экскаватора, модель подвижного состава.

Таблица 4. Рациональные сочетания емкости ковша экскаватора и грузоподъемности автосамосвалов

Годовая производительность карьера по горной массе, млн.т	Расстояние транспортировки, км	Емкость ковша экскаватора, м ³	Грузоподъемность автосамосвала, т
До 5	До 1,5–2,0	2–3	10–18
6–12	До 2,5–3,0	4–5	27–30
13–20	До 3,0–3,5	6–8	40–65
21–40	До 4,5–5,0	8–12	80–120
Более 40	До 7,0–8,0	12–20	150–180 и более

Таблица 5. Рациональные сочетания емкости ковша экскаватора и подвижного состава железнодорожного транспорта

Годовая производительность карьера по горной массе, млн.т	Расстояние транспортировки, км	Емкость ковша экскаватора, м ³	Локомотив	Грузоподъемность думпкара, т
До 30	До 10	4–8	ЕЛ-1	85, 105
31–50	11–15	8–12	ЕЛ-1, ПЭ-2М, ПЭ-3Т, ЭПЭ-2	105, 180
Более 50	16 и более	12–20	ЕЛ-10, ПЭ-2М, ПЭ-3Т, ОПЭ-2	105, 180

Тип бурового станка выбирают в зависимости от принятой модели экскаватора и крепости пород (по шкале М.М. Протодяконова, табл. 6). Техническая характеристика буровых станков приведена в прил. 5 – 7. Мощному экскаватору, допускающему повышенную крупность кусков взорванной горной массы, должны соответствовать станки для скважин повышенного диаметра.

Обосновать режим работы карьера, пользуясь рекомендациями института «Гипроруда». Режим работы карьера должен быть круглогодовым. Для крупных карьеров с годовой производительностью свыше 25млн. т горной массы принимать непрерывную рабочую неделю и три смены в сутки.

Для карьеров с годовой производительностью до 1,5 млн.т горной массы – пятидневную рабочую неделю и две смены в сутки.

Для карьеров с годовой производительностью свыше 1,5, но менее 25 млн.т горной массы – шестидневную рабочую неделю и две, либо три смены в сутки.

Таблица 6. Оптимальные сочетания типов экскаваторов и буровых станков

Коэффициент крепости пород	Модель мехлопаты	Модель бурового станка	Диаметр долота, мм
Слабые 2–6	ЭКГ-5	СБР-125	161
	ЭКГ-8и, 10	СБР-160	214
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБР-160	243
Средней крепости 7–10	ЭКГ-5	2СБШ-200Н	244,5
	ЭКГ-8и, 10	СБШ-250МН	269,9
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБШ-320	320
Крепкие 11–14	ЭКГ-3,2	2СБШ-200Н	190,5
	ЭКГ-5	СБШ-250МН	244,5
	ЭКГ-8и, 10	СБШ-250МН	320
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБШ-320	320
Весьма крепкие более 14	ЭКГ-5	СБУ-160	160
	ЭКГ-8и, 10	СБУ-200	200
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБУ-200	200

С учётом заданного климатического района по табл. 7 принять число рабочих дней карьера в течение года.

Таблица 7. Число рабочих дней в году (по «Гипроруде»), сут

Климатический район	Продолжительность рабочей недели, сут		
	7	6	5
Средние	340	290	242
Северные	350	300	250
Южные	355	305	254

Контрольные вопросы:

1. Дайте характеристику элементов и параметров карьера: глубину, размеров по дну и верхнему контуру, углов откоса бортов.
2. Перечислите какие факторы влияют на глубин 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.
8. Назовите и поясните сущность двух основных видов работ при открытой разработке.
9. Поясните, как определяется годовой объем горных работ на карьере.
10. Сформулируйте особенности оконтуривания карьеров при разработки пологих и крутопадающих месторождений.
11. Дайте понятие о комплексе карьерного оборудования.
12. Объясните, каким образом выбирается основное горнотранспортное оборудование на карьерах.
13. Какие факторы необходимо учитывать при выборе модели бурового станка?
14. Как устанавливается режим горных работ на карьерах?

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 5

Тема: Вскрытие рабочих горизонтов карьера

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

В соответствии с вариантом индивидуального задания и выбранного горнотранспортного оборудования дать описание способа вскрытия рабочих горизонтов карьера по классификации проф. Е.Ф.Шешко.

Необходимо установить основные параметры траншеи: глубину заложение (H_T), продольный уклон (i_p), углы откоса бортов (α), ширину по нижнему основанию (b_T), длину в плане L_T и горно-строительный объем (V_T) (рис.1.).

Глубина заложения траншей равна разности заложения ее устья и вскрываемого рабочего горизонта. При вскрытии одного горизонта, глубина траншеи равна высоте уступа. Продольный уклон капитальных траншей (скользящего съезда) устанавливается в зависимости от вида карьерного транспорта (табл. 1.).

Угол откоса бортов капитальных траншей устанавливается в зависимости от срока ее службы и физико-технических свойств горных пород. В мягких и полускальных породах составляет $34-45^0$. В скальных породах его значение принимается в пределах $60-80^0$.

Таблица 1. Продольный уклон вскрывающих выработок

Траншея	Вид транспорта	Продольный уклон траншей %	
		при подъеме	при спуске
Наклонные	Железнодорожный	2,5–6	2,5–6
	Автомобильный	6–10	8–12
Крутые	Конвейерный	25–33	–
	Скиповой	55–100	–

Длина наклонной траншеи в плане связано с ее глубиной и продольным уклоном:

$$L_m = \frac{100 \cdot H_m}{i_p}, \quad (1)$$

где i_p – руководящий (продольный) уклон, %.

Длину разрезной траншеи находят в зависимости от размеров подготовительного горизонта и принятой системы разработки.

В соответствии с заданным видом транспорта по табл. 2–4 следует

выбрать ширину траншеи по дну.

Таблица 2. Ширина нижнего основания капитальных траншей для железнодорожного транспорта, м

Породы	Один путь		Два пути	
	Электро- возная тяга	Тепло- возная тяга	Электро- возная тяга	Тепло- возная тяга
Мягкие	13	12	18	16
Скаль- ные	11	10	15	14

Таблица 3. Ширина нижнего основания капитальных траншей при двухполосном движении автотранспорта, м

Породы	Грузоподъемность автосамосвала, т.		
	27–40	75–120	120–180
Мягкие	25–26	30–35	35–37
Скаль- ные	20–21	27–32	32–37

Таблица 4. Ширина нижнего основания разрезных траншей в скальных породах (м)

Высота ус- тупа, м.	Автомобильный транспорт		Железнодорожный транспорт			
	Грузоподъемность, т.		Один путь		Два пути	
	25–40	75–100	электро- возная тяга	тепло- возная тяга	электро- возная тяга	тепло- возная тяга
10	28	35	22	21	27	25
15	33	40	26	25	31	29
20	38	45	31	30	36	34

Затем провести проверку ширины основания траншеи по условиям ее проведения (табл. 5)

Сравнить табличные значения ширины нижнего основания траншеи и принять наибольшее из них.

После этого вычислить объем капитальной наклонной траншеи (м³)

$$V_m = \frac{100 \cdot H_m^2 \cdot (b_m / 2 + H_m / 3 \cdot \operatorname{tg} \alpha)}{i_p} \quad (2)$$

Рассчитать строительный объем разрезной траншеи (м³)

$$V_{\text{рт}} = h \cdot L_{\text{рт}} \cdot (b_{\text{рт}} + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha), \quad (3.)$$

где $L_{\text{рт}}$ – длина разрезной траншеи, м; $b_{\text{рт}}$ – ширина нижнего основания разрезной траншеи (табл. 3.32), м.

Таблица 5. Ширина нижнего основания капитальной траншеи в зависимости от типа экскаватора применяемого для ее проходки, м

Угол откоса борта траншеи, град.	Тип экскаватор	
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8и (ЭКГ-10)
50	12	15
60	14	17
70	15	19
80	17	20

Выполнить графическое изображение вскрывающей траншеи и указанием основных ее параметров.

Построить поперечный разрез карьера по образцу и план карьера в виде горизонталей, показывающих положение нижних бровок соответствующих уступов (рис 1). Минимальные радиусы закругления в торцах принимать равными 120м при железнодорожном транспорте и 20м при автомобильном и конвейерном транспорте.

Выбрать вид примыкания капитальных траншей к горизонту.

Определить длину трассы, необходимой для вскрытия одного горизонта (м)

$$l_s = \frac{100 \cdot h}{i_p} + l_n + l_k + l_c, \quad (4)$$

где h – высота уступа, м; l_n – длина горизонтальной площадки примыкания (при автомобильном транспорте $l_n = 40-50$ м, при железнодорожном транспорте $l_n = 200-250$ м), м; l_k – увеличение длины трассы за счет криволинейных участков (учитывается при спиральной форме трассы), м; l_c – приращение длины трассы за счет смягчения уклона (l_c составляет 200-

250м, учитывается только в случае примыкания на смягченном уклоне, при этом $l_{\text{п}} = 0$),м.

С учетом формы залежи выбрать форму трассы внутренних траншей.

На построенном плане карьера (рис. 1) спроектировать трассу вскрывающих траншей (рис. 2). Построение трассы простой формы ведут при фиксированном положении точки А (начала трассы). При трассировании траншей тупиковой или петлевой формы допускается вскрывать несколько горизонтов без изменения направления трассы. Во избежание значительного выколаживания бортов карьера разворотные площадки при петлевых съездах целесообразно размещать в торцах и сдвигать смежные петли по фронту, не допуская расположения их на одной линии.

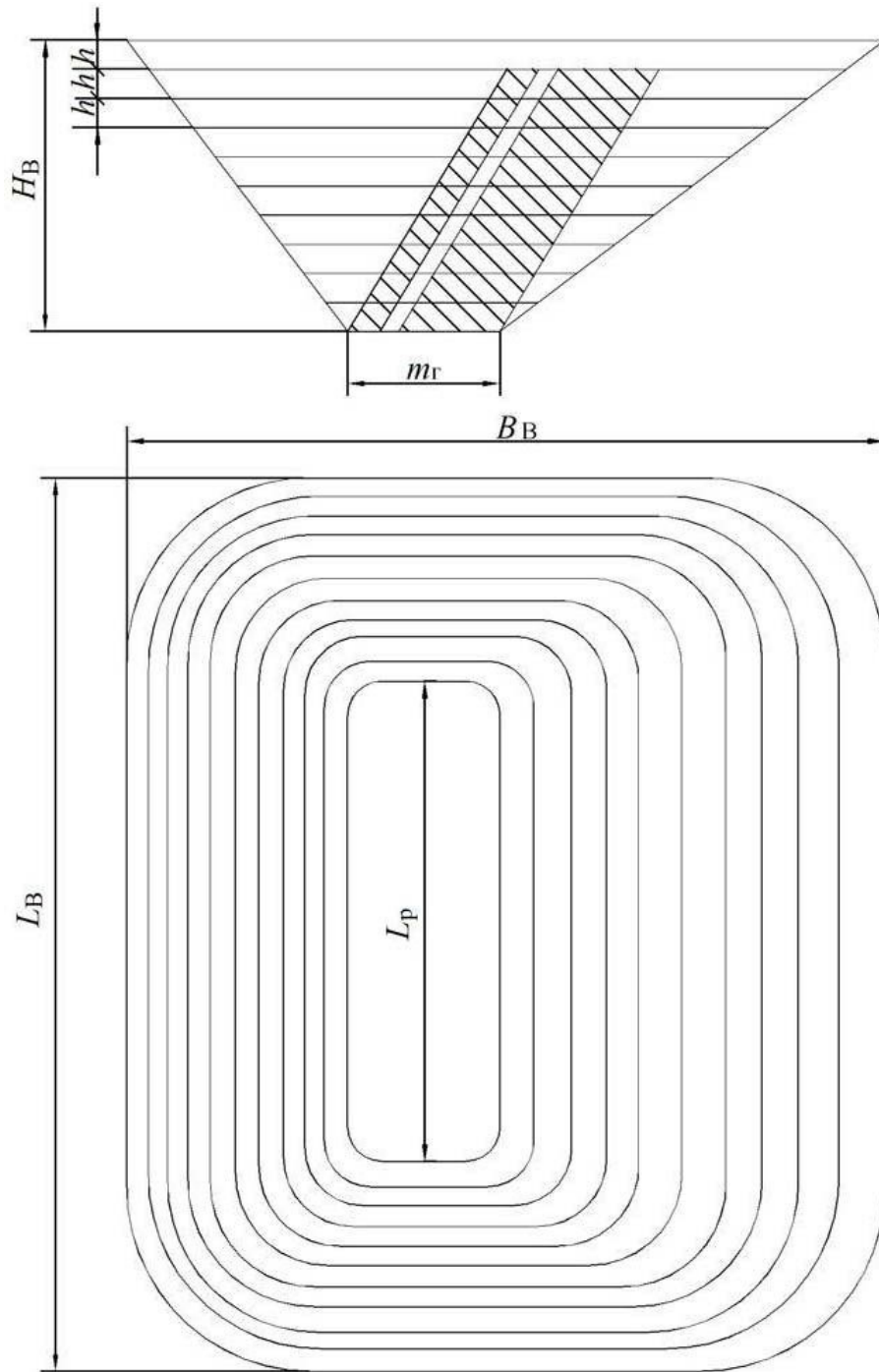


Рисунок 1. План и поперечный разрез карьера, с положением нижних бровок уступов

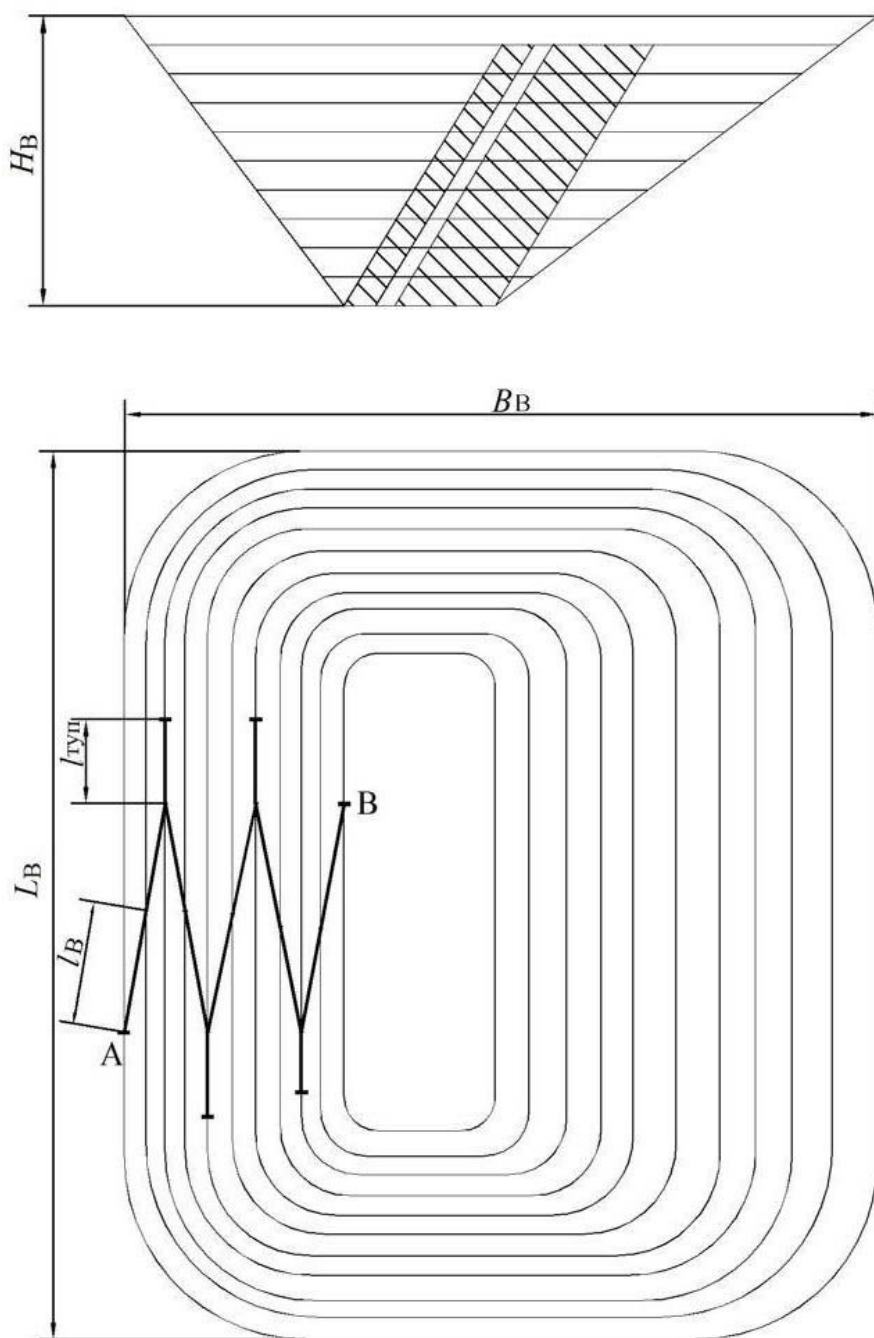


Рисунок 2. Система внутренних траншей с тупиковой формой трассы

Построение системы траншей со спиральной формой трассы производят с учетом увеличения длины трассы за счет криволинейных участков.

Контрольные вопросы:

1. Сформулируйте цель вскрытия месторождения.
2. Перечислите открытые горные выработки и укажите их основные параметры.
3. Укажите, как подразделяются траншеи по величине продольного уклона.
4. Поясните, из каких соображений устанавливают продольный уклон траншеи.
5. Сформулируйте, в чем различие между вскрывающими и разрезными траншеями.
6. Поясните, из каких соображений устанавливают глубины внутренней траншеи.
7. Перечислите виды примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам.
8. Что называется трассой?
9. Как определить коэффициент удлинения трассы?
10. Дайте классификацию траншей по форме их трасс в плане.
11. Укажите способы вскрытия карьерных полей.
12. Что понимается под схемой вскрытия?
11. Поясните сущность и условия применения способов вскрытия отдельными, групповыми и общими траншеями.
12. Когда применяется способа вскрытия парными траншеями.
13. Поясните сущность и условия применения бестраншейного способа вскрытия.
14. Поясните сущность и условия применения способа вскрытия подземными выработками.
15. Назовите факторы, влияющие на выбор способа вскрытия и места расположения вскрывающих выработок.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 6

Тема: Определение общей продолжительности транспортного цикла

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Для выбранной модели подвижного состава установить грузоподъёмность и вместимость кузова.

Вначале следует определить общую продолжительность транспортного цикла (оборота)

$$T_{об} = t_{п} + t_{гр} + t_{р} + t_{пор} + t_{ож} , \text{ ч}, \quad (1)$$

где $t_{п}$ – время погрузки, ч; $t_{гр}$ – время движения с грузом, ч; $t_{р}$ – время разгрузки состава (автосамосвала), ч; $t_{пор}$ – время движения порожняка, ч; $t_{ож}$ – время задержек в пути, ожидания погрузки и разгрузки (табл. 2 и 3), ч.

Время погрузки вычисляется, исходя из фактической грузоподъёмности $q_{ф}$, т (вместимости кузова $V_{ф}$, м³) локомотивосостава или автосамосвала:

$$t = \frac{n_{в} \cdot q_{ф} \cdot K_{нв}}{Q_{э} \cdot K_{рв} \cdot \gamma} , \text{ ч}, \quad (2)$$

или

$$t = \frac{n_{в} \cdot V_{ф} \cdot K_{нв}}{Q_{э} \cdot K_{рв}} , \text{ ч}, \quad (3)$$

где $n_{в}$ – количество вагонов в составе (при автотранспорте $n_{в}=1$),

$$n_{в} = Q_{п} / q_{ф}, \text{ ед.} \quad (4)$$

где $Q_{п}$ – полезная масса поезда, т.

Таблица 1. Число рабочих смен экскаватора

Емкость стандар	Непрерывная рабочая неделя	Шестидневная рабочая неделя при работе		Пятидневная раб чая неделя
	в три смены	в две смены	в три смены	в две смены

тного ковша экскава -тора, м ³	се- вер - ны е	сре дн и е	юж - ны е	севе р ные	сре д ние	юж - ны е	се- вер - ны е	сре д ние	юж - ны е	север - ные	сред - ние	юж - ны е
5	765	800	820	460	475	485	650	680	700	375	390	395
8–10	745	780	795	455	470	475	640	665	680	-	-	-
12,5–20	740	770	785	450	465	470	630	665	670	-	-	-

Таблица 2. Время задержек на рейс локомотивосостава, (по «Гипроруде»), мин

Расстояние перевозки, км	Вид груза	
	руда	порода
До 5	15	10
5,1–7,0	20	15
7,1–9,0	25	20
Более 9	30	20

Полезная масса поезда:

$$Q_n = \frac{P_{сц} [100 \cdot \psi_{сц} - (\omega'_o + q \cdot i_p)]}{(\omega''_o + q \cdot i_p) \cdot (1 + K_m)}, \text{ Т,} \quad (5)$$

где $P_{сц}$ – сцепная масса локомотива ; $\psi_{сц}$ – коэффициент сцепления ведущих колёс локомотива с рельсами ($\psi_{сц} = 0,22-0,26$ при движении, $\psi_{сц} = 0,28-0,34$ при трогании с места); ω'_o – удельное сопротивление движению локомотива, кгс/т, $\omega'_o = 4-5$; ω''_o – удельное сопротивление движению вагонов, кгс/т, $\omega''_o = 3,5-4$; i_p – руководящий продольный уклон ж.д. пути ($i_p=0,04$), д.е., K_m - коэффициент тары вагона; q – ускорение свободного падения, м/с; $K_{н.в}$ – коэффициент наполнения кузова, $K_{н.в} = 1,15$; $K_{р.в}$ – коэффициент разрыхления породы в кузове $K_{р.в} = 1,1$; $Q_э$ – эксплуатационная производительность экскаватора, м³/ч.

Таблица 3. Время задержек и маневров на рейс (по «Гипроруде»), мин

Наименование операций	Автосамосвал	Автопоезд
		д

Развороты, маневры и ожидание на пунктах погрузки и выгрузки:		
при тупиковой схеме проездов	2	3
при сквозной и петлевой схеме проездов	1	2
Задержки в пути на пересечениях и прочие непредвиденные задержки при расстоянии транспортирования:		
до 2-х км	1	1
более 2-х км	2	2

При погрузке одноковшовыми экскаваторами q_{ϕ} и V_{ϕ} устанавливается по числу ковшей, загружаемых в кузов

$$n_k = \frac{q \cdot K_p}{E \cdot K_n \cdot \gamma}, \text{ ед.}$$

ИЛИ

$$n_k = \frac{V \cdot K_p}{E \cdot K_n}, \text{ ед.,} \quad (6,7)$$

здесь q и V – паспортные грузоподъемность (т) и вместимость вагона, м^3 .

Округлив расчетные значения n_k до целого, установить q_{ϕ} и V_{ϕ} :

$$q_{\phi} = \frac{n_k \cdot E \cdot K_n \cdot \gamma}{K_p},$$

$$V_{\phi} = \frac{n_k \cdot E \cdot K_n}{K_p}. \quad (8,9)$$

Расчеты по формулам (2) и (6) ведут, если $\gamma > q/V$. В противном случае используют выражения (3) и (7).

Время движения подвижного состава для укрупненных расчетов можно вести по формуле

$$t_{\text{дв.}} = t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} = 2 \cdot L_{\text{тр}} / v_{\text{ср}}, \text{ ч,} \quad (10)$$

здесь $L_{тр}$ – расстояние транспортировки, км; $v_{ср}$ – средняя скорость движения в обоих направлениях (табл. 4 и табл. 5), км/ч.

Таблица 4. Скорость движения поезда (по «Гипроруде»), км/ч

Состояние железнодорожного пути	Скорость
Передвижные в карьерах и на плужных отвалах	15
Передвижные на экскаваторных отвалах	20
Стационарные пути на поверхности, локомотив-тепловоз	25
Стационарные пути на поверхности, локомотив-электровоз	30

Время разгрузки

$$t_p = n_B \cdot t_p', \quad (11)$$

где t_p' – время разгрузки одного вагона (автосамосвала), ч.

Время разгрузки одного вагона грузоподъемностью до 85т составляет 0,033ч, грузоподъемностью свыше 85т – 0,042ч, время разгрузки автосамосвалов всех марок – 0,017ч, автопоездов – 0,025ч.

Сменная производительность подвижного состава

$$Q_m = \frac{T_{см} \cdot K_{и} \cdot n_{в} \cdot q_{ф}}{T_{об}}, \quad \text{т/см}, \quad (12)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $K_{и}$ – коэффициент использования сменного времени подвижным составом, $K_{и} = 0,9$.

Таблица 5. Скорость движения автосамосвалов и автопоездов (км/ч)

Тип дорог и покрытия	с механической трансмиссией		с электрической трансмиссией
	До 20	27–45	75–120
Грузоподъемность, т			
Усовершенствованные капитальные (бетонные, цементобетонные, асфальтобетонные)	30	28	30
Усовершенствованные облегченные (черный щебень на прочном основании)	28	25	28
Переходные (щебеночные, гравийные,	25	22	25

грунтощебеночные укатанные с поверхностной обработкой)			
Проезды в забоях и на отвалах (грунтощебеночные, грунтовые с выравнивающим щебеночным слоем)	16	14	16

Принимая организацию движения по открытому циклу, определяют инвентарный парк локомотивов и вагонов:

$$N_{ил} = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_{з.м} \cdot K_{ил}}{N_p \cdot n_{см} \cdot Q_m}, \text{ ед.}, \quad (13)$$

$$N_{и.в} = N_{и.л} \cdot n_v \cdot K_{и.в}, \text{ ед.}, \quad (14)$$

где N_p – число рабочих дней карьера в течение года, ед; $n_{см}$ – количество рабочих смен в течение суток, ед.; $K_{и.л}$ и $K_{и.в}$ – коэффициенты резерва локомотивов и вагонов (табл. 6)

Теперь необходимо обосновать целесообразность применения открытого или закрытого цикла движения автосамосвалов и рассчитать рабочий парк автосамосвалов. При организации движения по открытому циклу использовать формулу (13), исключив коэффициент резерва и принимая две рабочие смены в сутки.

Таблица 6. Резерв подвижного состава (по «Гипроруде»)

Локомотивы		Вагоны	
Рабочий парк, ед.	Коэффициент ре- зерва	Рабочий парк, ед.	Коэффициент резерва
До 10	1,15	До 60	1,10
11–20	1,14	61–100	1,09
21–40	1,13	101–200	1,08
41–80	1,11	201–1000	1,07
Более 80	1,10	Более 1000	1,06

При закрытом цикле рабочий парк автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор, равен

$$N_{p.a} = Q_{э.см} \cdot \gamma / Q_T, \text{ ед.} \quad (15)$$

Суточный пробег автосамосвала

$$L_{сут} = \frac{4 \cdot T_{см} \cdot K_{ис} \cdot L_{mp}}{T_{об}}, \text{ км} \quad (16)$$

Теперь следует найти коэффициент технической готовности G (табл. 7) и вычислить инвентарный парк автосамосвалов. При открытом цикле обслуживания

$$N_{и.а} = N_{p.a} / G \quad (17)$$

При закрытом цикле обслуживания

$$N_{и.а} = N_{э.п} \cdot N_{p.a} / G \quad (18)$$

где $N_{и.а}$ – инвентарный парк автосамосвалов, ед; $N_{э.п}$ – инвентарный парк экскаваторов, ед.

Таблица 7. Коэффициенты технической готовности автосамосвалов

Грузоподъемность, т	Суточный пробег, км				
	50	100	150	200	250
12–18	0,95	0,90	0,87	0,83	0,80
27–45	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76
65–75	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72
110–180	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72

Контрольные вопросы:

1. Перечислите особенности работы карьерного транспорта.
2. Назовите виды карьерного транспорта и охарактеризуйте область их применения.
3. Поясните, в каком случае эксплуатационный расчет колесного транспорта ведут по грузоподъемности транспортного средства, а в каком – по вместимости его кузова.
4. Поясните, как найти продолжительность транспортного цикла (времени оборота) подвижного состава.
5. От чего зависит полезная масса поезда?
6. Перечислите факторы, влияющие на сменную производительность подвижного состава.
7. Охарактеризуйте способы организации движения колесного транспорта. Назовите преимущества и недостатки открытого и закрытого циклов.

8. Назовите, в чем особенность расчета парка подвижного состава при открытом и закрытом циклах организации движения транспорта.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 7

Тема: Графическое представление коэффициентов вскрыши

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения:

1. Изучить пояснительную записку по определению объема вскрыши, глубины карьера, среднего коэффициента вскрыши и срока службы карьера для горизонтальных и пологих месторождений.

2. Ответить на контрольные вопросы

Порядок выполнения работы

При разработке горизонтальных и пологих месторождений оконтуривание карьера сводят к определению его размеров в плане по дну и на поверхности, так как глубина его соответствует разнице абсолютных отметок поверхности и почвы залежи полезного ископаемого.

Одним из методов установления границ карьера является метод коэффициентов вскрыши. Для этого на основе геологической информации в различных точках карьерного поля вычисляют линейные коэффициенты вскрыши, представляющие отношение вертикальной мощности вскрыши к вертикальной мощности залежи. Точки с равными значениями линейных коэффициентов вскрыши (Кл) соединяют между собой плавными кривыми. В результате на топографическом плане поверхности формируют контуры изолиний с одинаковыми линейными коэффициентами вскрыши. Искомый контур карьера по дну будет соответствовать положению изолинии, у которой

$K_l = K_{gr}$. К недостаткам этого метода следует отнести большую трудоемкость работ и необходимость введения поправок на угол падения залежи и угол наклона рельефа местности (косогора).

Поэтому в проектной практике получил распространение графоаналитический метод установления границ карьера по среднему коэффициенту вскрыши на геологических разрезах (профилях). Для продольных систем разработки используют поперечные профили, для поперечных - продольные.

Границы карьера находят по каждому профилю, а затем вычерчивают общие планы карьера по дну и на поверхности.

Для оконтуривания карьера отстраивают несколько положений бортов карьера под углами их погашения. В каждом контуре подсчитывают запасы (площадь) полезного ископаемого и объемы (площадь) вскрыши. Затем вычисляют средние коэффициенты вскрыши и сравнивают их с граничным коэффициентом вскрыши. Оптимальным будет контур карьера, для которого $K_{ср} = K_{гр}$.

При установлении границ карьера по среднему коэффициенту вскрыши нет необходимости вводить дополнительные поправки, так как в ходе построений и замеров автоматически учитывают контур рельефа местности и угол падения залежи.

Пояснительная записка по определению объема вскрыши, глубины карьера, среднего коэффициента вскрыши и срока службы карьера для горизонтальных и пологих месторождений.

Пояснительная записка по определению объема вскрыши, глубины карьера, среднего коэффициента вскрыши и срока службы карьера для горизонтальных и пологих месторождений.

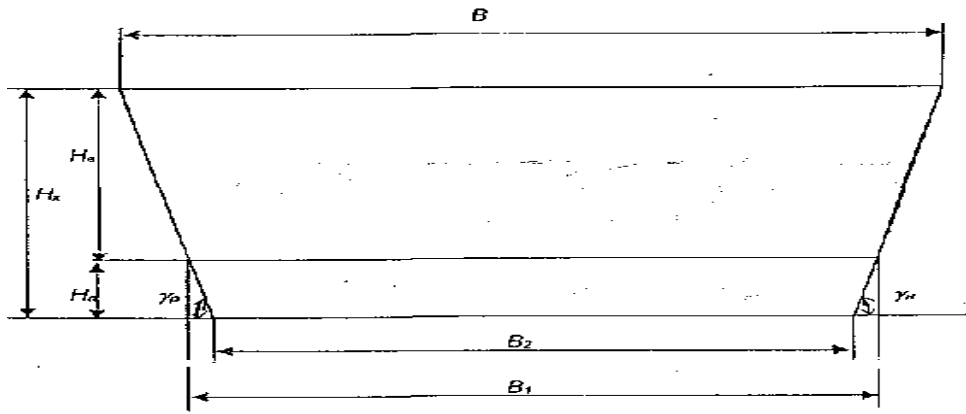


Рис. 1 Разрез вкрест простирания.

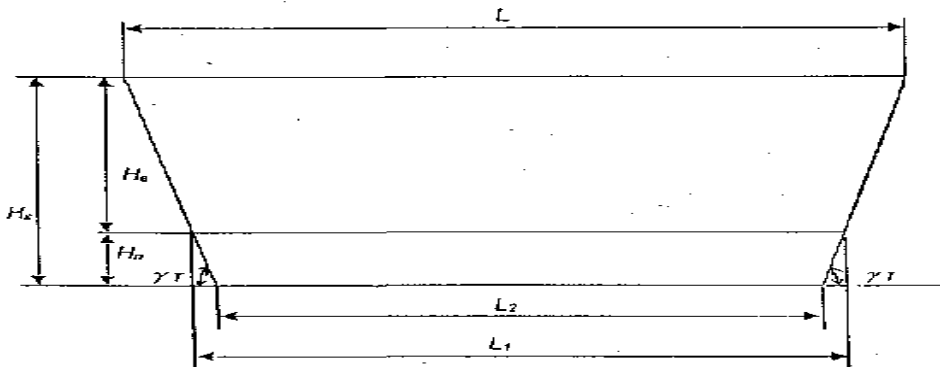


Рисунок 1 - Разрез вкрест простирания

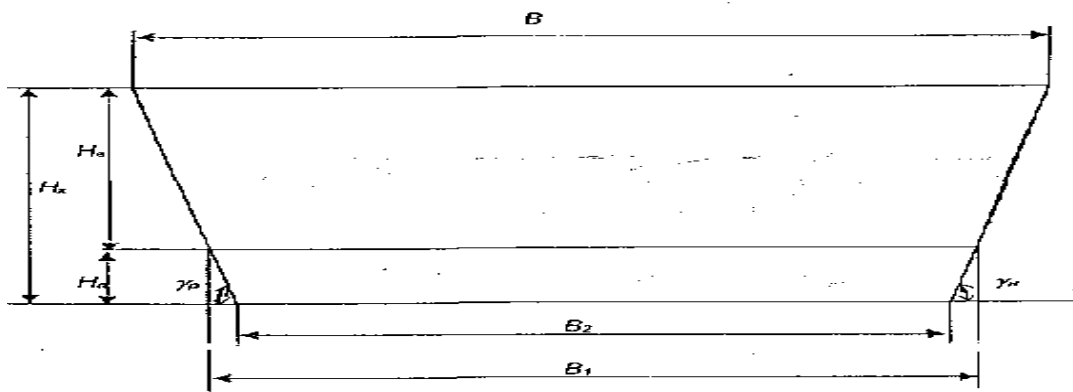


Рис. 1 Разрез вкрест простирания.

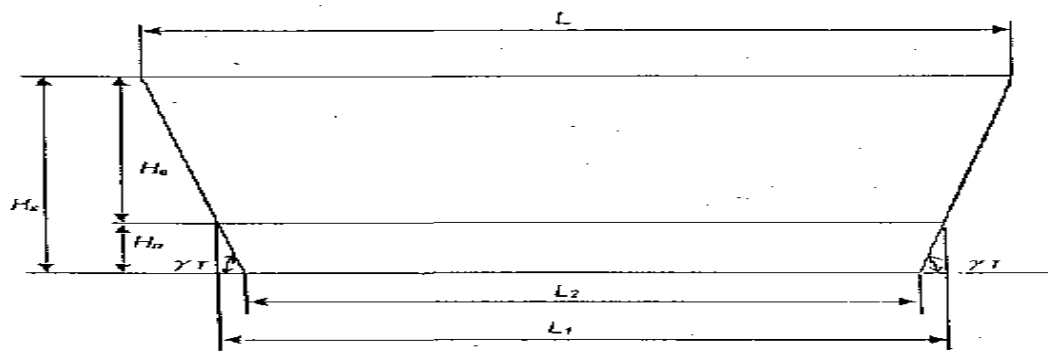


Рисунок 2 - Разрез по простиранию

Углы погашения принимаются в зависимости от свойств пород, объема вскрыши. Вычерчиваются схемы по простиранию и вкрест простирания разреза.

КВ-это отношение объема вскрыши к объему или весу ПИ в определенных контурах открытой разработки месторождения, т.е. КВ показывает кол-во пустых пород, которые необходимо извлечь и переместить в отвал, чтобы добыть единицу объема или массы ПИ.

Если вскрыша и ПИ выражается в объемных единицах, то коэффициент вскрыши наз. объемным. Объемный коэффициент используется при расчете конечной глубины карьера. (м³/м³)

КВ имеет размерность м³/м³, м³/т, т/т. Для перевода КВ из одной размерности в другую используют формулу:

$K(\text{м}^3/\text{м}^3) = K \cdot 1/\gamma_{\text{п}}(\text{м}^3/\text{т}) = K \cdot \gamma_{\text{в}}/\gamma_{\text{п}}(\text{т}/\text{т})$, $\gamma_{\text{в}}, \gamma_{\text{п}}$ -объемная плотность вскрыши и ПИ, т/м³. Перевод КВ из одной размерности в другую следует производить только для конечных рез-тов расчета.

Различают след основные КВ: средний, слоевой, контурный, первоначальный, среднеэксплуатационный, текущий, граничный, плановый. Средний КВ-это отношение объема вскрышных пород $V_{\text{в.к}}$ и ПИ $V_{\text{п.к}}$ в контурах карьера: конечных или текущих, фактических или проектных при данной глубине разработки. $K_{\text{ср}}^{\text{в}} = V_{\text{в.к}}/V_{\text{п.к}}$, м³/м³. В текущих контурах карьера опр-ся ср. КВ с начала разработки. Ср. КВ бывают: 1) геологический, если объем вскрыши относят к объему геологических запасов ПИ; 2) промышленный, если объем вскрыши относят к объему промышленных хапасов ПИ.

Слоевой КВ характеризуется отношением объемов вскрышных пород $V_{\text{в.с}}$ и ПИ $V_{\text{п.с}}$ в пределах одного слоя, обычно горизонтального, представленного одним или несколькими уступами (этажами) $K_{\text{с}}^{\text{в}} = V_{\text{в.с}}/V_{\text{п.с}}$, м³/м³.

Контурный КВ определяется отношением объема вскрыши и прирезаемых к карьере при расширении его контуров в плане или за счет его углубления. Этот КВ используется при определении глубины карьеров, разрабатывающих наклонные или крутые залежи. С увеличением глубины открытой разработки он возрастает. На конечной глубине карьера контурный коэф. достигает значения граничного.

Первоначальный КВ определяется отношением объемов вскрышных пород $V_{в.ст}$, извлекаемых в период строительства карьера, к запасам ПИ $V_{и.к}$ в проектных контурах карьера $K_{п}^B = V_{в.ст} / V_{и.к}$, м³/м³.

Среднеэксплуатационный КВ - средний КВ за период эксплуатации карьера, который выражается отношением общего объема вскрыши (за вычетом той части, которая перемещена в отвал при строительстве карьера) к общему объему промышленных запасов ПИ за вычетом той части, которая добыта при строительстве карьера. В текущих контурах карьера может определяться среднеэксплуатационный КВ с начала эксплуатации карьера. $K_{ср.э.}^B = V_{в.к} - V_{в.ст} / V_{и.к} - V_{п.д.} = V_{в.к} - V_{в.ст} / V_{и.к} = K_{ср.э.}^B - K_{п}^B$, м³/м³

Текущий КВ определяется отношением объемов вскрышных пород $V_{в.т}$ и ПИ $V_{и.т}$ за календарный (обычно год) или пространственный этап разработки. $K_{т}^B = V_{в.т} / V_{и.т}$, м³/м³. Этот коэф. характеризует режим вскрышных и добычных работ по сезонам и годам.

Рассм. выше КВ явл. геометрическим показателями, т. к. устанавливаются измерениями объемов вскрышных пород и ПИ.

Плановый и граничный (предельный) КВ является экономическими показателями. По плановому КВ устанавливают величину погашения затрат на вскрышные работы в период эксплуатации. Себестоимость ПИ опре- ся: $S_0 = S_d + K_{пл} * S_v$, [руб/м³] где S_d - затраты на добычу 1 м³ ПИ (без учета затрат на вскрышу), руб; S_v - затраты на выемку 1 м³ вскрыши, $K_{пл}$ - плановый

КВ. Граничный(предельный) экономический допустимый КВ : $K_{гр.} = C_{п-С_0} / C_{в,}$ [мЗ/мЗ], где $C_{п-}$ допустимые уд. затраты на добычу ПИ подземным способом, руб/мЗ, или оптовая цена равного качества.

Разработка месторождений открытым способом будет экономична в том случае, когда себестоимость ПИ будет \leq допустимой(граничной) себестоимости.

Максимальный КВ, при котором себестоимость ПИ нах-ся в пределах допустимой себестоимости наз. граничным (предельным). Он показывает максимально допустимый объем вскрыши, который надо извлечь для добычи ед. ПИ.

Контрольные вопросы:

1. Укажите принципиальное отличие оконтуривания карьеров при разработке горизонтальных и крутых месторождений.
2. Перечислите методы, используемые для установления границ карьеров при разработке горизонтальных и пологих залежей.
3. В чем сущность метода коэффициентов вскрыши при установлении контуров карьера?
4. Почему при установлении границ карьера по методу коэффициентов вскрыши нужно вводить поправки на угол наклона рельефа поверхности и угол падения залежи?
5. Укажите недостатки установления границ карьеров методом коэффициентов вскрыши.
6. Приведите последовательность операций при установлении границ карьеров по среднему коэффициенту вскрыши на горизонтальных и пологих месторождениях.
7. Каковы преимущества установления границ карьеров по среднему коэффициенту вскрыши при разработке горизонтальных и пологих месторождений?
8. Какие операции выполняют после установления границ карьеров на поперечных (продольных) профилях?

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 8

Тема: Определение длины фронта горных работ и коэффициентов вскрыши по участкам месторождения

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания:

1. Получить у преподавателя задание
2. Изучить пояснительную записку по определению объёмов вскрыши, запасов угля, среднего коэффициента вскрыши.

Ход выполнения: выполнить задания.

Порядок выполнения работы

1. Углы погашения принимаются по таблице 1 в зависимости от свойств пород, объема вскрыши. Вычерчиваются схемы по простиранию и вкрест простирания разреза

B – разрез карьера вкрест простирания, м

$$B_1 = B - H_в (ctg\gamma_p + ctg\gamma_n), \text{ м}$$

$$B_2 = B - H_к (ctg\gamma_p + ctg\gamma_n), \text{ м}$$

(1)

где γ_p – угол погашения рабочего борта, град

γ_n – угол погашения нерабочего борта, град

$$V_в = \frac{B + B_1}{2} \cdot H_в \cdot \frac{L_1 + L}{2}, \text{ м}^3$$

(2)

где $V_в$ – объем вскрыши, м³

Таблица 1

Углы откосов бортов карьера

Борт карьера	Породы	Углы откоса бортов, град
Рабочий	Скальные	18-25°
Рабочий	Нескальные в обычных условиях	18-20°
Рабочий	Песчано-глинистые трудноосушаемые	10-15°
Нерабочий	Скальные	35-50°
Нерабочий	Нескальные в обычных условиях	25-35°
Нерабочий	Песчано-глинистые трудноосушаемые	18-25°

2. Глубина карьера

$$H_к = H_n + H_в, \text{ м}$$

(3)

где H_n – мощность пласта, м

$H_в$ – мощность вскрыши, м

L – размер разреза по простиранию

$$L_1 = L - 2H_6 \operatorname{ctg} \gamma_m, \text{ м} \quad (4)$$

$$L_2 = L - 2H_к \operatorname{ctg} \gamma_m, \text{ м} \quad (5)$$

где $\operatorname{ctg} \gamma_m$ - угол погашения борта карьера с торца, град

4. Геологические запасы угля

$$V_n = \frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H_n \cdot \frac{L_1 + L_2}{2}, \text{ м}^3 \quad (6)$$

5. Промышленные запасы угля

$$Q_{np} = V_n \cdot \gamma_{н.и} \cdot 0,97, \text{ Т} \quad (7)$$

где $\gamma_{н.и}$ - объемный вес угля, т/м³

для бурого угля $\gamma_{н.и} = 1,2 \div 1,35 \text{ т/м}^3$

для каменного угля $\gamma_{н.и} = 1,3 \div 1,6 \text{ т/м}^3$

0,97 – коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр.

6. Средний коэффициент вскрыши

$$K_{cp} = \frac{V_B}{Q_{np}}, \text{ м}^3/\text{Т} \quad (8)$$

по определению глубины карьера для наклонных и крутых месторождений.

Конечную глубину карьера определяем по формуле

$$H_к = 0,163 \cdot \operatorname{tg} \alpha \cdot \left(\sqrt{P^2 + 12,56 \cdot \kappa_{cp} \cdot S_p} - P \right) + H_д, \text{ м} \quad (9)$$

где $\operatorname{tg} \alpha$ – средний угол погашения бортов карьера, град

$\kappa_{гр}$ – граничный коэффициент вскрыши;

S_p – средняя площадь горизонтального сечения, м²;

P – периметр (протяженность контура) в горизонтальном сечении, м

$$P = 2 \cdot (L_p + m_2), \text{ м} \quad (10)$$

где L_p – длина карьера по простиранию, м

$m_г$ – горизонтальная мощность залежи, м

$H_д$ – дополнительное углубление карьера без разноса бортов по породе,

м

$$H_д = \frac{(m_2 - B_д)}{2 \operatorname{ctg} \gamma_{cp}}, \text{ м} \quad (11)$$

где $B_д$ – минимальная ширина дна карьера, м

$$m_2 = \frac{m_n}{\sin \beta}, \text{ м} \quad (12)$$

Контрольные вопросы:

1. Дать понятие о контурах карьера (конечные, перспективные, промежуточные).
2. Что такое коэффициент вскрыши, каковы его разновидности?
3. Дать определение граничному коэффициенту вскрыши.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 9

Тема: Расчет основных параметров системы разработки

Цель: Приобретение навыков классифицировать систему разработки для конкретных горнотехнических условий разработки месторождения. Расчет основных параметров принятой системы разработки.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

В соответствии с вариантом индивидуального задания необходимо дать описание принятой системы разработки на основе классификации акад. В.В.Ржевского и акад. Н.В. Мельникова и выполнить расчет ее основных параметров.

Параметры рабочего уступа.

Ширина рабочей площадки Π , м, рассчитывается по следующим формулам:

при разработке мягких пород (наносов) без БВ:

$$\Pi = A + C_1 + T + m + d_v + L + \delta_{\Pi}; \quad (1)$$

при использовании буровзрывных работ :

$$\Pi = B + C_1 + T + m + d_v + L + \delta_{\Pi}; \quad (2)$$

где A – ширина экскаваторной заходки, м; C_1 – расстояние от нижней

бровки уступа или развала до транспортной полосы, м, $C_1=2,5 - 3,5$;
 T – ширина транспортной полосы, м; m – расстояние от линии электропередачи до кромки транспортной полосы, м, $m=3,5$; d_b – ширина полосы для движения вспомогательного транспорта (при использовании автотранспорта $d_b=0$), м, $d_b=6 - 7$; L – ширина полосы готовых к выемке запасов, м;
 $\square_{\text{п}}$ – ширина призмы возможного обрушения (табл. 3.8), м; B – ширина развала взорванной горной массы, м.

Ширина транспортной полосы зависит от типа транспортных средств и числа путей (полос движения). При использовании железнодорожного транспорта на однопутных линиях она составляет 6,5 м, при двух смежных путях равна 10,9 м; для автотранспорта при однополосном движении изменяется от 5,5 м (автосамосвалы грузоподъемностью 27 т) до 9 м (автосамосвалы грузоподъемностью 160-180т), а при двухполосном движении – от 10 до 20 м.

Ширина резервной полосы запасов, необходимой для бесперебойной работы на смежных уступах, рассчитывается по формуле

$$L = \frac{\mu \cdot A_p}{12 \cdot L_{p.y} \cdot n_o \cdot h \cdot \gamma}, \quad (3)$$

где μ – норматив обеспеченности запасами полезного ископаемого, мес. (табл. 1); A_p – годовая производительность карьера по полезному ископаемому, т; $L_{p.y}$ – длина добычного фронта на уступе, м ($L_{p.y} = L_p$); n_o – количество добычных уступов.

Количество одновременно разрабатываемых добычных уступов для продольных систем разработки в условиях наклонных и крутопадающих залежей рассчитывается по формуле Э.К. Граудина:

$$n_o = \left[\frac{m_z - b_{\text{пт}}}{[P_{\text{min}} + h(\text{ctg}\alpha \pm \text{ctg}\delta)]} \right], \quad (4)$$

где $b_{\text{пт}}$ – ширина разрезной траншеи (ее учитывают, если подготовка горизонтов ведется по залежи), м; δ – угол падения залежи, град; P_{min} – мини-

мальная ширина рабочей площадки (обычно $\Pi_{\min} = 60 \div 80$ м), м.

Таблица 1. Норматив обеспеченности готовыми к выемки запасами, мес.
(по «Гипроруде»)

Производительность карьера по горной массе, млн. т/год	Автомобильный транспорт	Железнодорожный транспорт
До 30	1,5	2,0
От 30 до 60	2,5	3,0
Свыше 60	4,0	4,5

Знак «плюс» в знаменателе принимают при развитии работ от лежащего бока к висячему, знак «минус» – при их развитии от висячего бока к лежащему.

Для поперечных систем разработок количество добычных уступов

$$n_o = \frac{L_p - b_{pk}}{\Pi_n + h \cdot ctg\alpha}, \quad (5)$$

где b_{pk} – ширина разрезного котлована ($b_{pk} = 40 \div 100$ м.) в скальных породах; Π_n – ширина рабочей площадки по простиранию, м,

$$\Pi_n = \Pi_{\min} + \mu \cdot Q_{э.г} \cdot n_б / 12 \cdot m_{г} \cdot h, \quad (6)$$

где $Q_{э.г}$ – годовая производительность экскаватора, м³; $n_б$ – количество добычных экскаваторов работающих на одном уступе, ед.

Количество добычных экскаваторов, работающих на одном уступе, определяется с учетом рекомендуемой длины фронта работ на экскаватор при использовании железнодорожного транспорта или исходя минимальной длины активного фронта работ на один экскаватор (табл. 2, 3).

Таблица 2. Рекомендуемая длина, м, фронта работ

Условия эксплуатации	Наклонные и крутые залежи	
	Первый этап	Последующие этапы
Конечная глубина карьера, м:		
100–150	1,2–2,2	1,2–2,2
150–200	1,2–2,2	2,5–3,0
250–300	1,2–2,2	3,0–4,5

Таблица 3. Минимальная длина, м, активного фронта работ на один экскаватор.

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Железнодорожный транспорт	Автомобильный транспорт
4,6–5,0	1000	500
6,0–8,0	1200	600
10,0–12,5	1400	700

Угол откоса бортов карьера представляет собой линию, соединяющую верхнюю бровку карьера с нижней.

Угол откоса рабочего борта карьера φ отстраивается внутри рабочей зоны и рассчитывается по формуле:

$$\varphi = \operatorname{arctg} \left(\frac{h}{\Pi + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha} \right). \quad (7)$$

Длину добычного фронта работ находят, умножив длину фронта работ уступа $L_{p,y}$ на величину n_0 .

Выполнить в масштабе схему забоя экскаватора (рис. 1).

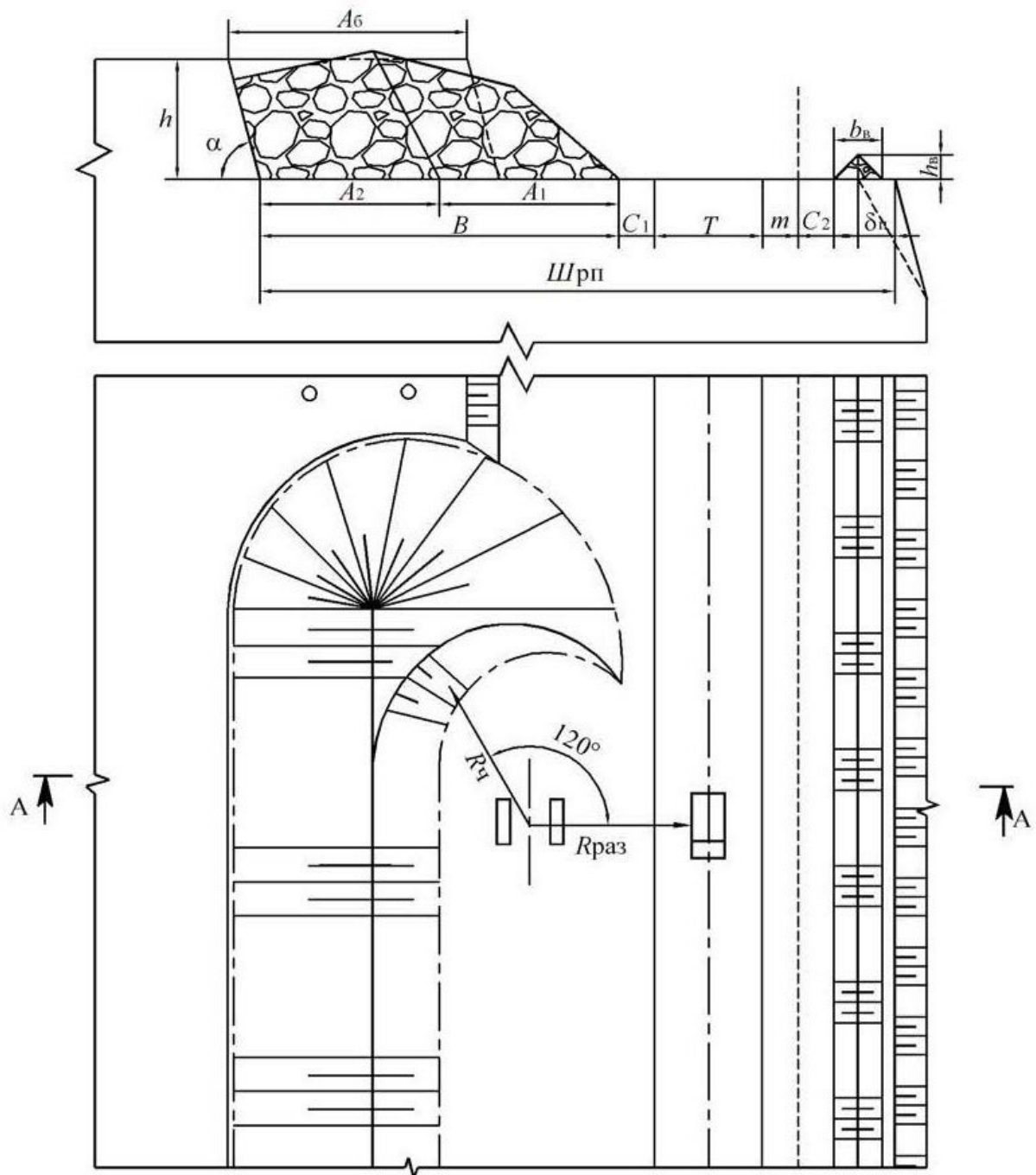


Рисунок 1. Схема забоя экскаватора

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение термина «система открытой разработки»
2. Поясните, какие системы разработки называют сплошными, а какие – углубочными.
3. Опишите способы перемещения фронта работ уступов.

4. Укажите, что положено в основу классификаций систем разработки акад. В.В. Ржевского и акад. Н.В. Мельникова.
5. Назовите условия применения бестранспортной системы разработки?
6. Поясните, в каких условиях можно применять систему разработки «экскаватор-карьер».
7. Какая из систем разработки по классификации акад.Н.В. Мельникова является наиболее универсальной?
8. Сформулируйте чем отличается транспортная система разработки от транспортно-отвальной.
9. Сформулируйте, чем отличается бестранспортная система разработки от системы разработки экскаватор-карьер.
10. Перечислите основные элементы и параметры системы разработки.
11. От чего зависит ширина рабочей площадки?
12. Назовите, чем отличается конструкция рабочей площадки в мягких и скальных породах.
13. От чего зависит угол откоса рабочего борта карьера?
14. Поясните, как взаимосвязаны между собой угол откоса рабочего борта карьера и эксплуатационный коэффициент вскрыши.
15. Что понимается под технологическими комплексами вскрышных и добычных работ.
16. Сформулируйте основные принципы формирования комплексов оборудования при открытой разработке.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 10

Тема: Описание способа вскрытия рабочих горизонтов карьера в соответствии с выбранным горно-транспортным оборудованием

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Для обеспечения транспортной связи между пунктами погрузки горной массы и пунктами ее разгрузки на поверхности производится **вскрытие месторождения**.

При этом забои выемочных машин располагаются на рабочих горизонтах карьера, а пунктами складирования горной массы могут служить внутренние и внешние отвалы (вскрышные породы) или склады и обогатительные (дробильно-сортировочные) фабрики (полезное ископаемое).

К специальным горным работам относятся проведение и обустройство **вскрывающих выработок** — капитальных (постоянных) и временных траншей и полутраншей (съездов) и транспортных берм на горизонтах.

Отличительным признаком капитальных траншей является их наклонное расположение.

Вид вскрывающих выработок характеризует **способы вскрытия рабочих горизонтов**.

Вскрытие горизонтальных и пологих месторождений (сплошные системы разработки) заканчивается сдачей карьера в эксплуатацию на полную производственную мощность по полезному ископаемому.

Для наклонных и крутых месторождений (углубочные системы разработки) характерен постоянный ввод в эксплуатацию новых по глубине рабочих горизонтов, в связи с чем вскрытие по мере отработки месторождения все время усложняется.

Основными факторами, влияющими на технико-экономические показатели вскрытия, являются число и объем вскрывающих выработок и затраты на их проведение и обустройство, время вскрытия отдельных горизонтов и срок строительства карьера в целом, расстояние транспортирования и затраты на этот производственный процесс и некоторые другие.

Вскрытие месторождения должно обеспечить нормальное функционирование имеющихся в карьере грузопотоков. При значительных масштабах вскрышных работ, большой протяженности карьерного поля, при перевозке вскрышных пород на два или более отвала, при необходимости отдельного складирования вскрышных пород на отвалах, а также при использовании мобильных средств транспорта перемещаемые в отвал вскрышные породы разделяют на отдельные грузопотоки. Это позволяет

снизить грузооборот отдельных грузопотоков, упростить развитие транспортных коммуникаций и улучшить организацию движения транспорта по ним, а также сократить длину транспортирования вскрышных пород.

При проектировании вскрытия необходимо учитывать, что максимальное количество горной массы перевозится по траншейным и магистральным дорогам. Участок пути, имеющий самый сложный план и тяжелый профиль, называется ограничивающим перегонном.

По ограничивающему перегону производятся основные транспортные расчеты.

В качестве исходных данных при выборе способа вскрытия используются рельеф местности, размер карьера, его грузооборот и возможные грузопотоки, пространственное положение залежи, наличие и места расположения различных сортов полезного ископаемого и некоторые другие.

Различают траншеи по следующим характерным признакам (рис. 7.11):

по расположению вскрывающих выработок относительно карьерного поля и залежи — *фланговые, центральные*, обеспечивающие вскрытие со стороны лежачего или висячего бока залежи или с торца карьера, а также *внешние и внутренние*;

по числу обслуживаемых уступов — *отдельные* (один уступ), *групповые* (группа уступов) и *общие* (все уступы);

по числу траншей, вскрывающих один горизонт, — *одинарные* (одна траншея) и *парные* (две траншеи).

Парные траншеи позволяют организовать поточное (сквозное) движение транспортных средств, благодаря чему улучшаются показатели использования оборудования во времени. Применяются они, как правило, на неглубоких карьерах или для вскрытия верхних горизонтов глубоких карьеров.

Различают **наклонные** (для движения колесных видов транспорта) и **крутые** (для движения подъемников и специальных конвейеров) траншеи.

При расположении траншеи на нерабочем борту карьера последняя является **стационарной**. Внешние (расположенные за контурами карьера) траншеи всегда стационарны. Для сокращения объемов горно-капитальных работ и перераспределения во времени объемов вскрышных работ рабочие горизонты могут вскрываться **полустационарными** и **временными** траншеями.

Внутренние траншеи располагаются в контурах карьера. Они стационарны только в случае, если располагаются на нерабочем борту карьера.

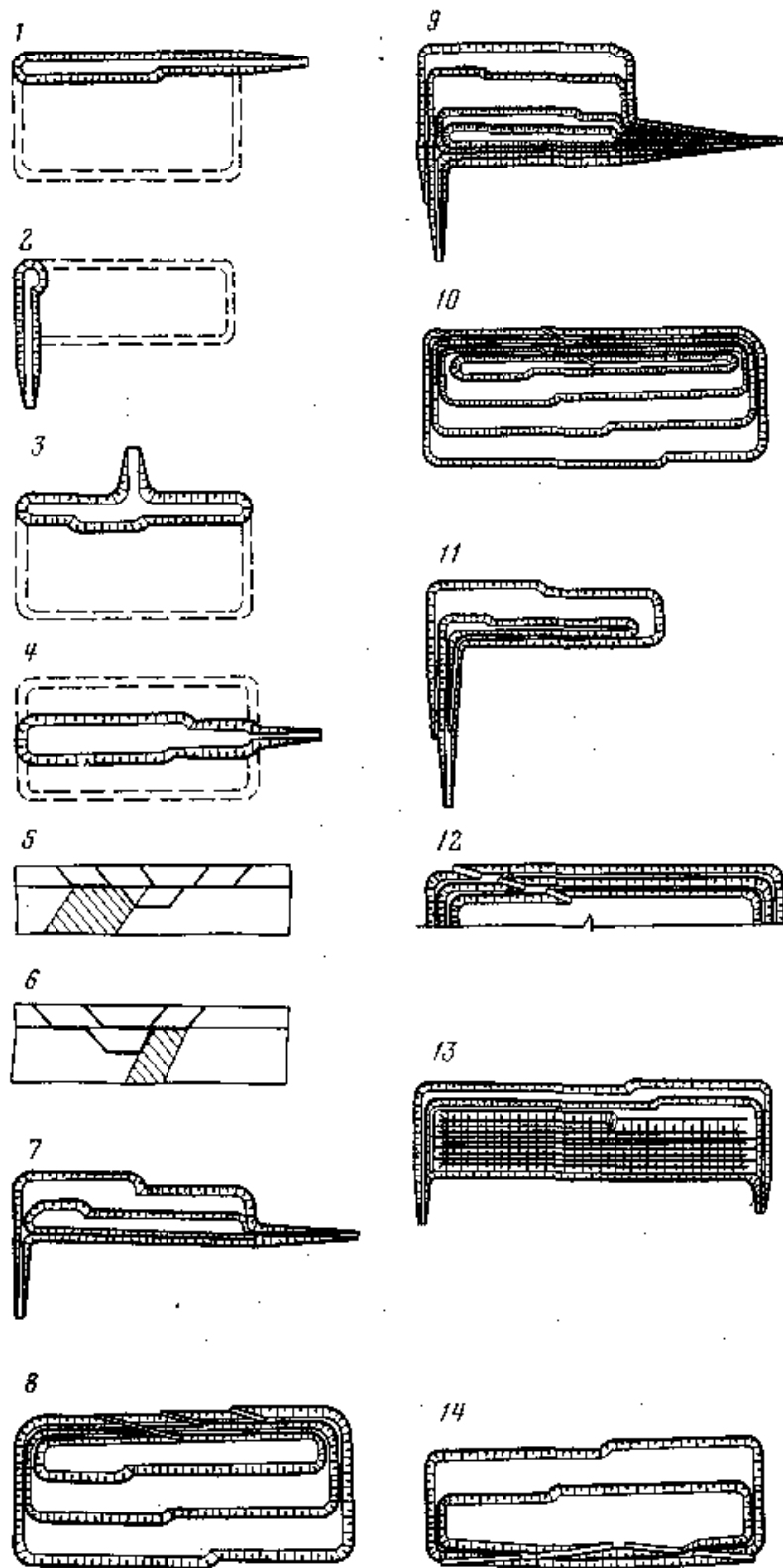


Рис. 7.11. Схемы вскрытия карьеров траншеями:
 1, 2 — флангового заложения; 3, 4 — центрального заложения; 5 — со стороны лежащего бока залежи; 6 — со стороны висячего бока залежи; 7 — отдельными внешними; 8 — отдельными внутренними; 9 — групповыми внешними; 10 — групповыми внутренними; 11 — общими внешними; 12 — общими внутренними; 13 — парными внешними; 14 — парными внутренними

При вскрытии наклонных и крутых залежей капитальные и разрезные траншеи проводят, как правило, на контакте с висячим боком залежи, что позволяет сократить объем горно-капитальных работ и улучшить условия выемки полезного ископаемого.

Сложной инженерной задачей является установление на плане и профиле горных работ пространственного положения системы капитальных траншей.

Линия, положение которой в пространстве определяет план и профиль полотна транспортного пути, называется **трассой траншеи**. Трасса называется **простой**, если она расположена на одном борту карьера и не меняет своего направления в плане. **Сложная** трасса состоит из участков различного направления, расположенных как на одном, так и на нескольких бортах карьера (рис. 7.12). Сложные трассы бывают *тупиковыми, петлевыми, спиральными и комбинированными*.

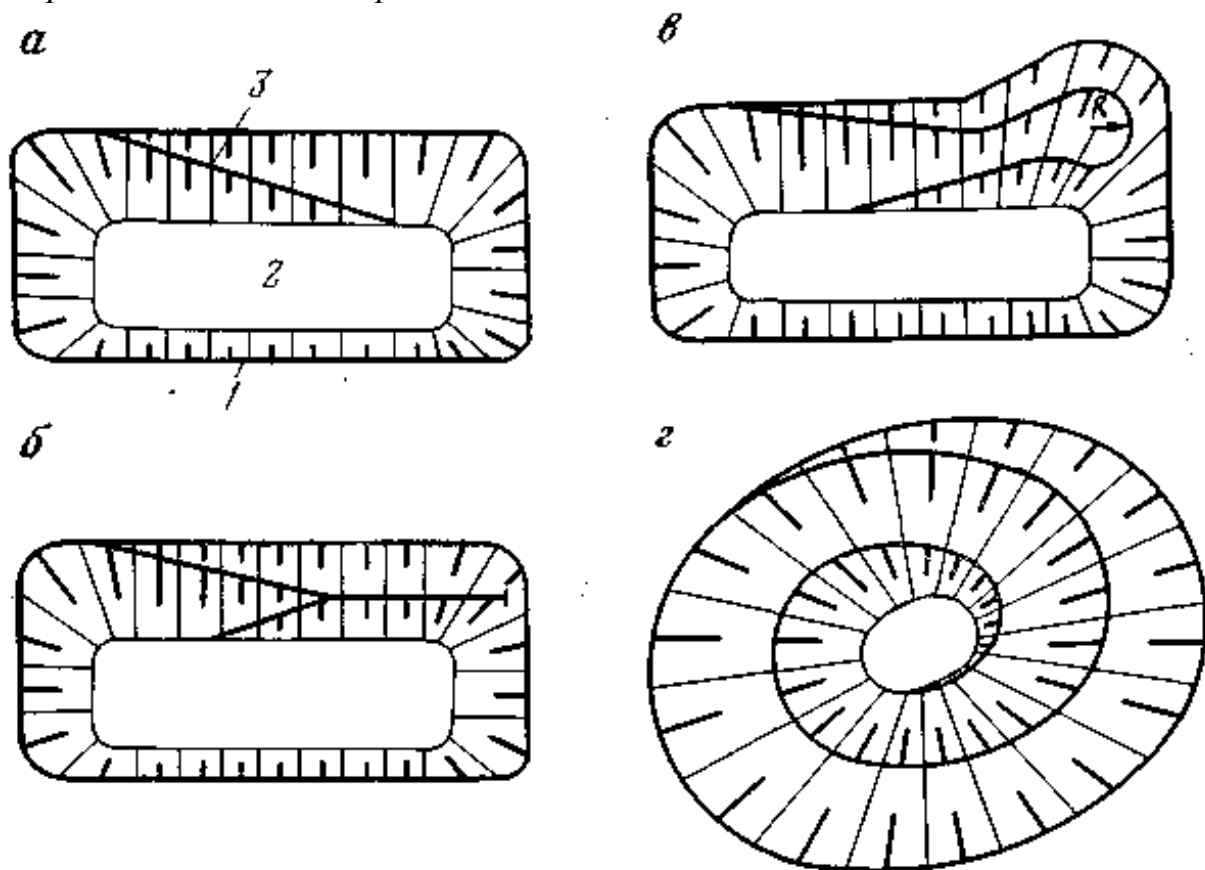


Рис. 7.12. Трассы капитальных траншей:

а — простая; **б** — тупиковая; **в** — петлевая; **г** — спиральная;
1 — верхний контур карьера; **2** — дно карьера; **3** — трасса

Характеристика вскрывающих и подготовительных горных выработок и расчет их объемов

Первоначальный фронт горных работ на горизонте создается путем проведения разрезных траншей, которые затем расширяются. Для получения значительных вскрытых запасов полезного ископаемого разрезные траншеи

стремятся проводить по простиранию (вдоль длинной оси) залежи. Однако в случае, если полезное ископаемое представлено узкой и вытянутой залежью и в целях сокращения объемов горно-капитальных работ, разрезные траншеи проводят в крест (вдоль короткой оси) простирания залежи.

Траншеи могут иметь поперечное сечение в виде трапеции, треугольника или ступеней (рис. 7.13).

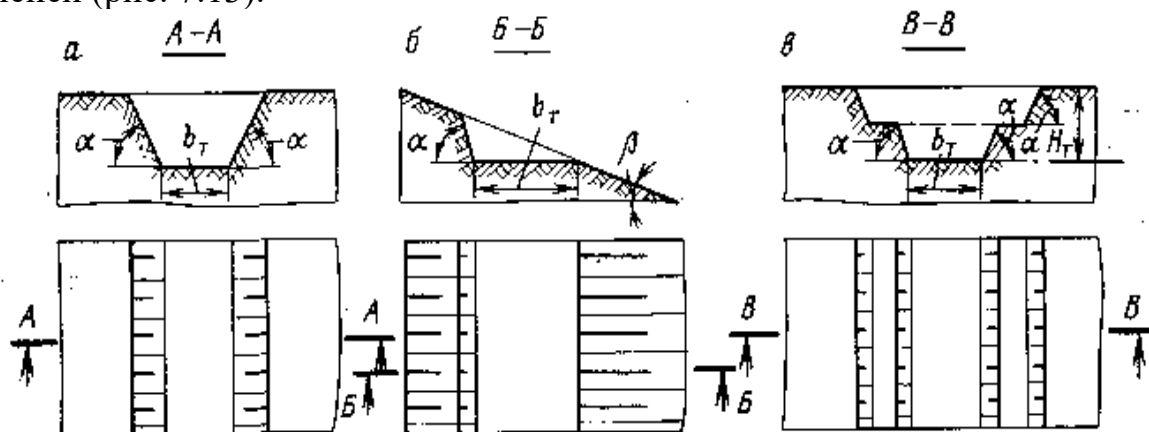


Рис. 7.13. Формы поперечного сечения траншей:

a — трапециевидная (полного профиля); *б* — треугольная (полутраншея); *в* — ступенчатая; b_T — ширина траншей; H_T — глубина траншей;

К параметрам траншей относятся: начальная и конечная глубина, продольный уклон основания, длина, углы откосов бортов.

Глубина траншеи равна или кратна высоте уступа. **Уклон** основания траншеи определяется видом применяемого транспорта. **Углы откосов** бортов траншеи зависят от свойств пород, их обводненности, длительности работы и других факторов и изменяются от величины угла естественного откоса в мягких до $50 - 60^\circ$ — в скальных породах.

Объем одиночной наклонной траншеи (в m^3) трапециевидного профиля

$$V_{н. т} = \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right), m^3,$$

где H — конечная глубина траншеи, м;

i — уклон траншеи, ‰;

b — ширина траншеи понизу, м;

α — угол откоса борта траншеи, градус.

Контрольные вопросы:

1. Для чего производят вскрытие месторождений?
2. Назовите параметры траншей.
3. По каким признакам различают траншеи?
4. Дайте определение вскрывающим выработкам.
5. Какое поперечное сечение имеет траншея?
6. какие исходные данные используют при выборе способа вскрытия?

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 11

Тема: Построение графика режима горных работ

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания:

1. Получить у преподавателя задание
2. Ознакомление с методикой составления графика режима горных работ, вычерчивание графиков (рис 1,2,3)
3. Ответить на контрольные вопросы

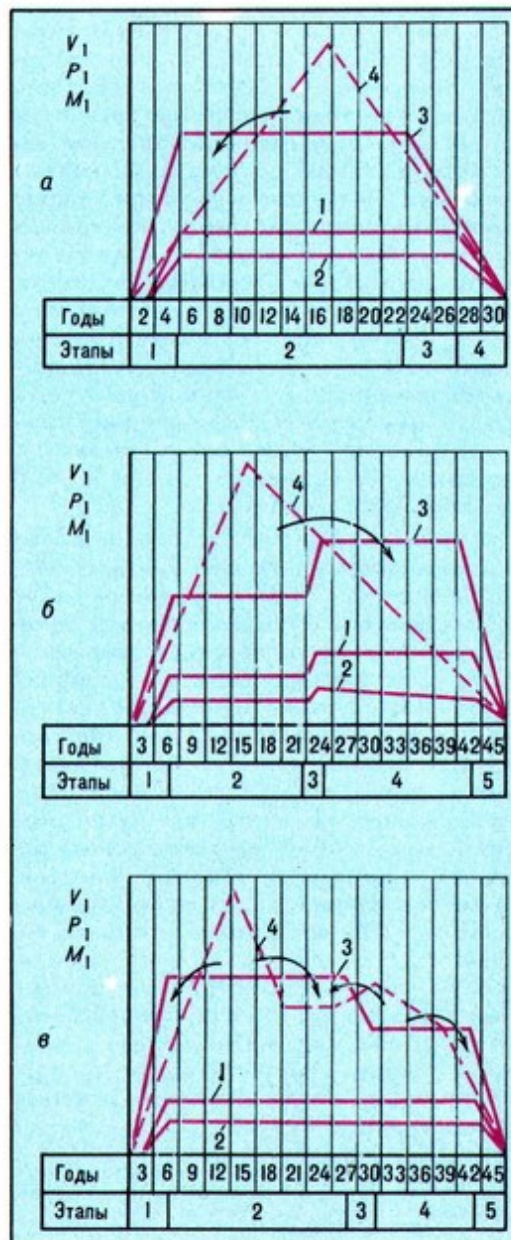
Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Рис.1 График устойчивого равномерно нарастающего уровня добычи полезного ископаемого.

Рис.2 График ступенчато нарастающего уровня добычи полезного ископаемого.

Рис.3 График ступенчато убывающего уровня добычи полезного ископаемого.



Контрольные вопросы:

1. Перечислить способы регулирования режима горных работ?
2. Дать определение режиму горных работ?
3. Назвать цель режима горных работ?
4. Какие графики режима горных работ вам известны?
5. На основе чего строятся первоначальные графики?

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 12

Тема: Построение календарного графика горных работ и выбор комплекта оборудования

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания:

1. Получить у преподавателя задание
2. Пользуясь лекциями построить график календарного плана(рис.1)
3. Ответить на контрольные вопросы

Ход выполнения: выполнить задания



Рис. 1. График объемов вскрышных пород (1), полезного ископаемого (2) и среднего коэффициента вскрыши (3) на единицу длины карьера

Контрольные вопросы:

1. Каким образом необходимо организовывать работу на карьере?
2. Как может быть получен первоначальный календарный график разработки?
3. Что должен обеспечивать рациональный календарный график?
4. Назовите три способа выравнивания календарного графика.
5. Охарактеризуйте признаки рационального календарного графика.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 13

Тема: Определение параметров отвальных работ

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Отвальные работы – заключительное звено в общей технологической цепочке на разрезах. Выбор способа отвалообразования имеет существенное значение для организации производительной, бесперебойной и экономически эффективной работы предприятия. Отвальные работы включают: разгрузку, укладку пород в отвалы, планировку отвальных уступов и перемещение транспортных коммуникаций.

По территориальному расположению различают: *внешние* отвалы, располагаемые за пределами контура карьера, *внутренние* отвалы, которые размещают в выработанном пространстве карьера и *комбинированные* отвалы, когда одну часть вскрыши перемещают в выработанное пространство, а другую – транспортируют и укладывают за пределами карьерного поля.

Отсыпка отвалов может производиться непосредственно вскрышными экскаваторами, но в большинстве случаев, особенно при внешнем отвалообразовании, породы перемещают средствами транспорта, а для формирования отвалов используют специализированное отвальное оборудование.

В ходе настоящего занятия будет рассмотрена технология отвалообразования при доставке вскрышных пород средствами транспорта.

Способ механизации отвальных работ непосредственно связан с видом транспорта.

При использовании железнодорожного транспорта применяют: плужное отвалообразование, осуществляемое отвальными плугами; экскаваторное отвалообразование: мехлопатами, драглайнами, отвальными многоковшовыми экскаваторами; бульдозерное и скреперное отвалообразование с использованием соответственно бульдозеров или колесных скреперов; гидромеханизированное отвалообразование, при котором смыв, перемещение и укладка пород производится с использованием воды. В отдельных случаях возможны комбинированные отвалы, на участках которых применяют различные сочетания перечисленных выше способов механизации отвальных работ.

На автомобильных отвалах чаще всего используют *бульдозеры*, реже

при отсыпке высоких отвалов в гористой местности или из малоустойчивых пород – экскаваторы, а также средства вибротехники (виброленты и виброплощадки).

При перемещении вскрышных пород конвейерами наибольшее распространение для формирования отвалов получили консольные отвалообразователи и многоковшовые отвальные экскаваторы – абзетцеры.

К основным параметрам отвалов относят: общую высоту отвальных уступов и ярусов, ширину отвальной заходки (при железнодорожном транспорте – шаг перемещения путей), углы откоса отвальных уступов (подуступов, ярусов).

Высота отвалов (отвальных уступов) зависит от горнотехнических свойств складываемых пород, несущей способности грунтов основания, способа механизации отвальных работ. При устойчивых грунтах основания отвала наибольшая высота уступа на равнине составляет: (табл. 4.16) в случае отсыпки скальных пород вскрыши – 30-60 м, рыхлых песчаных пород – 15-30 м, рыхлых глинистых грунтов – 10-20 м. На косогоре высота отвала может составлять 150-270 м [2]. Углы откоса отвальных уступов практически равны углу естественного откоса размещаемых в отвале пород (табл. 4.17) [2].

Параметры отвальных уступов и рабочие размеры используемого оборудования определяют *приемную способность* и *приемную емкость* отвалов. Под приемной способностью понимают количество породы, размещаемое на отвале в единицу времени (час, смену, сутки), а под приемной емкостью – количество породы, укладываемой в отвал между двумя смежными положениями транспортных коммуникаций.

Настоящее занятие посвящено изучению методики расчета параметров отвальных работ (скальные породы) при использовании экскаваторов-мехлопат и железнодорожного транспорта, а также бульдозеров при доставке скальной вскрыши на отвал автосамосвалами.

1. Последовательность выполнения расчетов.

В соответствии с выбранным видом транспорта принимают экскаваторный или бульдозерный способы отвалообразования. Обосновывают высоту и угол откоса отвального уступа.

Отвалообразование механическими лопатами.

Определяют возможное количество составов, подаваемых на отвальный тупик в течение смены, ед.

$$N_c = \frac{\lambda \cdot T_{см}}{\frac{2 \cdot L_{o.т}}{V_o} + n_B \cdot t_{p+r}}, \quad (1)$$

где $\lambda = 0,85 \div 0,90$ – коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта; $T_{см}$ – продолжительность смены, час.; $L_{o.т}$ – длина отвального тупика, км; V_o – средняя скорость движения состава по отвальным путям

(табл. 4.8), км/час; n_B – количество вагонов в составе, ед.; t_p – время разгрузки одного вагона, час; $r = 0,02$ – время на связь при движении по перегону, ч.

Длина тупика $L_{o.T}$ зависит от производительности отвального экскаватора, вместимости породного состава, скорости движения и применяемых средств связи. С увеличением длины тупика уменьшается требуемая вместимость ковша отвального экскаватора, но вместе с тем снижается готовность отвального тупика к приему пород. На практике длина тупика изменяется от 0,6 до 2,5 км (иногда до 3,5 км). Рациональная длина отвальных тупиков при экскаваторах с вместимостью ковша $5 \div 10 \text{ м}^3$ составляет $1,5 \div 2,5 \text{ км}$.

Вычисляют сменную приемную способность тупика по транспортным возможностям, м^3

$$W_T = N_c \cdot n_B \cdot V_\phi, \quad (2)$$

где V_ϕ – фактическая вместимость кузова выбранного думпкара, м^3 .

Выбирают отвальный экскаватор, принимая его производительность равной приемной способности тупика W_T .

Рассчитывают шаг перемещения железнодорожного пути на отвале, м

$$c = 0,95 \cdot R_p^{\max} + \sqrt{\left(0,9 \cdot R_q^{\max}\right)^2 - \frac{l_\phi^2}{4}}, \quad (3)$$

где R_p^{\max} – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м; R_q^{\max} – максимальный радиус черпания экскаватора, м; l_ϕ – длина приемного бункера, равная полуторной длине вагона по осям автосцепки, м.

Находят приемную емкость отвального тупика между переукладками железнодорожного тупика, м^3

$$W_e = \frac{c \cdot H_o \cdot L_{o.T}}{K_{p.o}}, \quad (4)$$

где H_o – высота отвала, м; $K_{p.o}$ – коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале.

Определяют продолжительность работы отвального тупика между передвижками пути (цикл отвалообразования), смен

$$T_{\text{пер}} = W_e / W_T. \quad (5)$$

Выбирают способ перемещения железнодорожных путей на отвале (табл. 4.20) и необходимое оборудование (табл. 3.19).

Рассчитывают затраты времени на планировку трассы, смен

$$t_{\text{пл}} = \frac{1,1 \cdot L_{o.T} + 20}{P_{\text{пл}}}, \quad (6)$$

где $P_{\text{пл}}$ – сменная производительность оборудования при планировке трассы, м.

Находят затраты времени на освобождение рельсошпальной решетки от горной массы, смен

$$t_o = \frac{1,1 \cdot L_{o.T} + 20}{\Pi_o \cdot N_{зв}}, \quad (7)$$

где Π_o – норма выработки на освобождение пути от горной массы, м/чел.-смен; $N_{зв}$ – состав звена, чел.

Вычисляют время необходимое для снятия пути и укладку его на новую трассу, смен

$$t_c = \frac{1,1 \cdot L_{o.T} + 20}{\Pi_{пер}}, \quad (8)$$

где $\Pi_{пер}$ – производительность оборудования, занятого на переукладке пути.

Определяют время необходимое для разборки стрелочных переводов, смен

$$t_{p.c} = \frac{n_{пер}}{\Pi_{p.c} \cdot N_{зв}}, \quad (9)$$

где $n_{пер}$ – количество стрелочных переводов на отвале (принимать $n_{пер} = 2$);

$\Pi_{p.c}$ – норма выработки на разборку стрелочных переводов, 1/чел.-смен.

Находят затраты времени на переукладку стрелочного перевода со сборкой на месте укладки, смен

$$t_{y.c} = \frac{n_{пер}}{\Pi_{y.c}}, \quad (10)$$

где $\Pi_{y.c}$ – производительность механизма, занятого на переукладке стрелочного перевода, ед./смену.

Рассчитывают время, затрачиваемое на соединение стыков, смен

$$t_{ст} = \frac{2 \cdot (1,1 \cdot L_{o.T} + 20)}{12,5 \cdot \Pi_c \cdot N_{зв}}, \quad (11)$$

где Π_c – норма выработки на соединение стыков четырьмя болтами, ед./чел.-смен.

Вычисляют затраты времени на послеукладочный ремонт пути, смен

$$t_{п.р} = \frac{1,1 \cdot L_{o.T} + 20}{\Pi_{п.р} \cdot N_{зв}}, \quad (12)$$

где $\Pi_{п.р}$ – норма выработки на послеукладочный ремонт пути с высотой подъема пути 0,3 м, м/чел.-смен.

Определяют общие затраты времени на перемещение отвального тупика, смен

$$t_{пер} = t_{пл} + t_o + t_c + t_{p.c} + t_{y.c} + t_{ст} + t_{п.р}. \quad (13)$$

Вычисляют необходимое число отвальных тупиков

$$n_{o.T} = \frac{1,1 \cdot A_B \cdot K_{рез}}{W_T \cdot N_p \cdot n_{см} \cdot \gamma} \cdot \left(1 + \frac{t_{пер}}{T_{пер}} \right), \quad (14)$$

где A_B – годовая производительность карьера по вскрыше, т; $K_{рез} = 1,25 \div$

1,4 – коэффициент, учитывающий резервные тупики; N_p – количество рабочих дней карьера в течение года; $n_{см}$ – количество рабочих смен за сутки; γ – плотность пород, т/м³.

Устанавливают инвентарный парк отвальных экскаваторов, ед.

$$N_{э.о} = (1,05 \div 1,1) \cdot n_{о.г}. \quad (15)$$

Найти высоту, м, верхнего подступа

$$h_1 = h_4 + h_3, \quad (16)$$

где $h_3 \approx 0,05 H_o$ – превышение вновь отсыпаемого отвального уступа над старым, м; h_4 – высота отвального забоя (составляет половину максимальной высоты черпания экскаватора, м).

Бульдозерное отвалообразование при автомобильном транспорте.

Определяют удельную приемную способность отвала, м³/м

$$W_o = \frac{V_{ф} \cdot \lambda}{b}, \quad (17)$$

где $\lambda = 1,5$ – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова; b – ширина кузова выбранного автосамосвала, м.

Выбирают бульдозер для производства отвальных работ. На карьерах с годовым объемом вскрышных работ менее 1 млн. м³ следует использовать бульдозеры марки Д-492А, Д-493А. При годовом объеме вскрышных работ более 5 млн. м³ – Д-385А, Д-572, Д-701, а в остальных случаях – Д-275А, Д-512А.

С учетом индивидуального задания обосновывают схему разгрузки породы, используя следующие рекомендации.

В эксплуатационный период отвалообразование производят двумя способами: *периферийным* или *площадным*.

В первом случае породу разгружают прямо под откос или в непосредственной близости от него, а затем бульдозерами перемещают к верхней бровке отвала. Во втором случае породу разгружают на всей площади отвала, затем ее планируют бульдозерами и укатывают катками, после чего отсыпают следующий слой породы и т.д.; расстояние перемещения породы бульдозерами при этом составляет 5 ÷ 15 м. Обычно экономичнее периферийное отвалообразование вследствие меньших объемов планирования и дорожных работ. Площадной способ применяют при складировании малоустойчивых пород.

На отвале целесообразно выделять несколько участков и поочередно вести их отсыпку и планировку.

Найти длину отвального участка, м, по условиям планировки

$$L_{о.п} = Q_б / W_o, \quad (18)$$

где $Q_б$ – сменная производительность бульдозера при заданном расстоянии перемещения, м³.

Определяют количество разгружающихся на отвале автосамосвалов, ед./час

$$N_o = \frac{A_B K_{\text{нер}}}{N_p n_{\text{см}} V_{\text{ф}} T_{\text{см}}}, \quad (19)$$

где A_B – годовой объем вскрышных работ, м³; N_p – число рабочих дней карьера в течение года; $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен в течение суток; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $K_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше (по данным И.И. Русского $K_{\text{нер}}$ 1,25-1,5).

Рассчитывают число одновременно разгружающихся автосамосвалов, ед.:

$$N_{a.o} = N_o \frac{t_{p.m}}{60}, \quad (20)$$

где $t_{p.m}$ – продолжительность разгрузки маневрирования автосамосвала на отвале, мин.

$$t_{p.m} = t_p + t_{\text{пер}} + \frac{(3-4)R}{V}, \quad (21)$$

здесь t_p – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин; $t_{\text{пер}} = 0,09-0,16$ – продолжительность переключения передачи, мин; $R = 8-9$ – радиус поворота при маневрировании, м; $V = 60-120$ – скорость движения автосамосвала при маневрировании, м/мин.

Вычисляют длину фронта разгрузки, м:

$$L_p = N_{a.o} l_{\text{п}}, \quad (22)$$

где $l_{\text{п}} = 30-40$ – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, м.

Определяют число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе, ед.:

$$N_{y.p} = \frac{L_p}{L_y}, \quad (23)$$

где $L_y = 60-80$ – длина разгрузочного участка, м.

Вычисляют общее число отвальных участков, ед.:

$$N_y = N_{y.p} + N_{o.п} + N_{y.рез}, \quad (24)$$

где $N_{o.п}$ – число участков, находящихся в планировке, ед.; $N_{y.рез}$ – число резервных участков, ед.

Обычно $N_{o.п} = N_{y.p}$, а $N_{y.рез} = (0,5-1,0)N_{y.p}$.

Определяют общую длину отвального фронта, м

$$L_0 = L_y N_y . \quad (25)$$

Рассчитывают сменный объем бульдозерных работ на отвале, м³

$$П_{\bar{6}} = П_{к.с} K_{зав} , \quad (26)$$

где $П_{к.с}$ – сменный объем породы, поступающей на отвал, м³; $K_{зав}$ – коэффициент заваленности.

$$П_{к.с} = \frac{A_B K_{нер}}{N_p n_{см}} . \quad (27)$$

Значения $K_{зав}$ принимают из следующих соображений: при площадном способе отвалообразования $K_{зав} = 1$, при периферийном $K_{зав} = 0,3-0,6$ (меньшее значение соответствует отсыпке отвалов на устойчивом основании).

Находят инвентарный парк отвальных бульдозеров, ед.

$$N_{\bar{6}.o} = K_{инв} \cdot W_{\bar{6}} / Q_{\bar{6}} , \quad (28)$$

где $K_{инв} = 1,4$ – коэффициент, учитывающий количество бульдозеров, находящихся в ремонте и резерве.

Устанавливают высоту ограничительного породного вала у верхней бровки и угол наклона рабочей площадки.

В соответствии с требованиями Единых правил безопасности площадки бульдозерных отвалов должны иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3 град., направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов.

По всему фронту в зоне разгрузки должна быть породная отсыпка (предохранительный вал) высотой не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, применяемого в данных условиях. Внутренняя бровка предохранительного вала должна располагаться вне призмы возможного обрушения яруса отвала.

Запрещается наезжать на ограничительный вал при разгрузке.

Вычерчивают схему бульдозерного отвала.

2. Исходные данные

Таблица 1

Индивидуальные задания

Вариант	Породы в основании отвала	Расстояние перемещения породы бульдозером	Вариант	Породы в основании отвала	Расстояние перемещения породы бульдозером
1	Устойчивые	3	26	Устойчивые	4
2	Неустойчивые	3	27	Неустойчивые	2

3	Устойчивые	10	28	Устойчивые	13
4	Неустойчивые	2	29	Устойчивые	2
5	Неустойчивые	12	30	Неустойчивые	3
6	Устойчивые	15	31	Устойчивые	10
7	Устойчивые	5	32	Неустойчивые	4
8	Неустойчивые	7	33	Неустойчивые	11
9	Устойчивые	11	34	Устойчивые	12
10	Неустойчивые	4	35	Устойчивые	5
11	Неустойчивые	10	36	Неустойчивые	3
12	Устойчивые	12	37	Неустойчивые	13
13	Устойчивые	2	38	Устойчивые	14
14	Неустойчивые	3	39	Устойчивые	4
15	Устойчивые	15	40	Неустойчивые	5
16	Устойчивые	4	41	Неустойчивые	15
17	Неустойчивые	3	42	Устойчивые	11
18	Устойчивые	11	43	Устойчивые	2
19	Неустойчивые	2	44	Неустойчивые	2
20	Неустойчивые	10	45	Устойчивые	3
21	Устойчивые	12	46	Устойчивые	4
22	Устойчивые	5	47	Неустойчивые	6
23	Неустойчивые	3	48	Устойчивые	5
24	Неустойчивые	15	49	Неустойчивые	7
25	Устойчивые	11	50	Неустойчивые	8

Контрольные вопросы:

1. Перечислите факторы, влияющие на шаг перемещения отвальных путей.
2. Выделите мероприятия, позволяющие увеличить приемную емкость отвального тупика.
3. Отметьте факторы, которые влияют на количество отвальных тупиков.
4. Что принимают во внимание, когда устанавливают высоту и угол откоса отвального тупика?

5. Раскройте сущность мероприятий, за счет которых обеспечивают устойчивость отвалов.
6. Назовите меры безопасности, которые должны быть предусмотрены для исключения падения транспортных сосудов под откос отвала.
7. Поясните, как выбирают бульдозер для производства отвальных работ.
8. Отметьте, в каком случае выбирают площадную, и в каком – периферийную схему отсыпки отвалов.
9. Перечислите факторы, которые влияют на длину отвального участка.
10. Поясните, почему планировку и отсыпку отвалов ведут на разных участках.
11. Расскажите, как можно рассчитать парк отвальных бульдозеров.
12. Какими мероприятиями обеспечивают безопасность работ при отсыпке отвалов на неустойчивом основании?
13. Выделите дополнительные меры безопасности, которые должны быть предусмотрены на отвалах зимой.
14. Перечислите, какие меры безопасности должны соблюдаться при движении транспорта на отвалах.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 14

Тема: Выбор способа отвалообразования вскрышных пород в соответствии с выбранным видом транспорта

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания:

1. изучить теоретический материал
2. Ответить на контрольные вопросы

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Отвалообразование при железнодорожном транспорте

Экскаваторное отвалообразование при использовании на карьерах железнодорожного транспорта является ведущим (на его долю приходится 85 – 90%). Работа отвальных экскаваторов состоит в экскавации породы, перегружаемой из думпкаров, и укладка ее в отвал. При использовании мехлопаты отвальный уступ подразделяется на два подступа. Мехлопата размещается на кровле нижнего подступа, на которую производится

разгрузка породы из думпкаров. Транспортные пути располагаются на кровле верхнего подступа. Для удобства приема и последующей экскавации породы из думпкаров экскаватор на кроле нижнего подступа образует специальную емкость (канаву) длиной, равной полуторной или двойной длине думпкара и глубиной 0,8 – 1,0 м. Состав на отвал подвигается вагонами вперед. В приемную емкость, как правило, думпкары разгружаются поочередно. Укладка экскаватором породы в отвал производится в трех направлениях: вперед по ходу в нижний подступ, по ходу (по фронту отвального уступа) под откос нижнего подступа и назад в верхний подступ.

В зависимости от физико-механических характеристик пород применяют, укладываемых в отвал, и пород основания отвала применяют две схемы организации работы экскаватора на отвале.

1. Если складироваемые породы и породы основания отвала устойчивы, укладка производится одновременно в верхний и нижний подступы отвала. После заполнения отвальной заходки экскаватор возвращается в первоначальное положение и начинает отсыпку новой заходки.

2. В случае слабоустойчивых пород при прямом ходе экскаватора (от обменного пункта к тупику) производится отсыпка только нижнего подступа. При обратном ходе экскаватор укладывает породу в верхний подступ. При этом повышается устойчивость отвала, так как экскаватор при обратном ходе движется по уплотненной породе нижнего подступа, что сводит к минимуму возможность оползневых явлений.

Рациональная высота отвального уступа меняется в широких пределах и составляет на равнине 15-30 м, а в гористой местности – 70 м и более.

Шаг переукладки отвальных путей зависит от линейных параметров экскаватора и определяется по формуле

$$A_0 = (R_q + R_p) K_n$$

где R_q и R_p – соответственно радиус черпания и разгрузки экскаватора, м; $K_n = 0,85 - 0,9$ коэффициент использования линейных параметров экскаватора.

1. Приемная способность отвального тупика (по объему и в целике) между двумя переукладками пути

$$V_{o.m} = \frac{h_0 A_0 L_{o.m}}{K_p}, \text{ м}^3$$

2. Продолжительность $t_{p.t}$ работы отвального тупика между двумя переукладками пути

$$t_{p.m} = \frac{V_{o.m}}{V_c}, \text{ сут}$$

где V_c – суточная приемная способность (по объему в целике) отвального тупика, м^3

$$V_c = n_c n_{q_{гр}}, \text{ м}^3$$

где n_c – число составов, которые могут разгружаться в сутки;

$nq_{гр}$ – объем вскрыши (в целике), перевозимый одним составом, m^3 ;

$$n_c = \frac{fT_c}{t_o + t_p}$$

где $f=0,85-0,95$ – коэффициент, учитывающий неравномерность работы отвала;

T_c – число часов работы тупика в сутки;

t_o – время обмена поезда на отвале, ч;

t_p – время разгрузки поезда, ч;

$$t_o = \frac{2L_o}{v_{o.c.p}} + \tau, \text{ ч}$$

где L_o – расстояние от обменного пункта до середины отвального тупика;

$v_{o.c.p}$ – средняя скорость движения поезда по отвальным путям, км/ч;

τ – время на связь, ч;

$$t_p = nt_b, \text{ ч}$$

где n – число думпкаров в составе;

t_b – время разгрузки думпкара, ч;

3. Число отвальных тупиков в работе

$$N_{m.p} = \frac{V_{в.с}}{V_c}$$

где $V_{в.с}$ – среднесуточный объем вскрыши, поступающей на отвал, m^3 ;

4. Число тупиков в отвале

$$N_{m.o} = N_{m.p} \left(1 + \frac{t_{n.m}}{t_{p.m}} \right)$$

где $t_{п.т}$ – продолжительность переукладки пути на отвальном тупике, ч.

Производительность мехлопат на отвале, как правило, в 1,2-1,3 раза выше, их производительности на карьере, что объясняется более высоким значением коэффициента экскавации и коэффициента использования экскаваторов во времени на отвале (0,7-0,8 вместо 0,5-0,6). Использование мехлопат на отвалах возможно при складировании пород любой категории крепости. Для складирования мягких и мелко раздробленных полускальных и скальных пород широко применяются драглайны.

Плужное отвалообразование предшествовало экскаваторному, но из-за своей низкой производительности было в основном заменено последним. В настоящее время плужное отвалообразование находит применение на карьерах с небольшим объемом вскрышных работ в условиях скальных пород, допускающих высоту уступов более 15 м, при наличии большого числа тупиков, расположенных на разных горизонтах. Процесс плужного отвалообразования включает выполнение следующих операций: разгрузку породы из думпкаров под откос отвального уступа, профилирование откоса уступа (вспашка), планировка поверхности отвала для пути и передвижку пути.

Длина отвального тупика при плужном отвалообразовании колеблется в пределах 0,5 – 2,5 км. Высота уступов плужных отвалов составляет 15-25 м и ограничивается их устойчивостью. Остальные параметры плужного отвалообразования рассчитываются аналогично параметрам экскаваторного отвалообразования.

Достоинством плужного отвалообразования является использование недорогого и простого в правлении оборудования, обеспечивающего быструю разгрузку составов.

Недостатки плужных отвалов – малая приемная способность отвального тупика, большое число резервных тупиков, малый шаг передвижки путей, сложность отсыпки мягких пород.

Абзетцерное отвалообразование. Процесс отвалообразования с помощью абзетцеров включает разгрузку думпкаров в приемную траншею, расположенную на поверхности отвала, черпание породы из траншеи, перемещение породы в отвал, планировку поверхности отвала и передвижку путей. Абзетцер представляет собой полноповоротный многоковшовый экскаватор, имеющий разгрузочную консоль с ленточным конвейером. Отвальный уступ насыпается двумя подступами. Абзетцер, приемная траншея и путь располагаются в этом случае на кровле нижнего подступа. Высота абзетцерного отвала достигает 90 м. Высота верхнего подступа 30 – 35 м, высота нижнего подступа 40 – 55 м. Планировку поверхности отвала после его заполнения производят либо планирующей рамой абзетцера, либо бульдозером. Пути отвальных экскаваторов обычно многорельсовые, поэтому их передвигают путепередвижателями непрерывного действия. Ширина отвальной заходки зависит от длины отвальной консоли и угла ее наклона и составляет 40 – 60 м. Длина отвального тупика определяется по условию обеспечения непрерывности работы абзетцера и составляет 1 – 2 км. Техническая производительность абзетцеров составляет 2000 – 7000 м³/ч.

Бульдозерное отвалообразование. В связи с внедрением бульдозеров мощностью 300 л.с. и более на карьерах с железнодорожным транспортом начали применять бульдозерное отвалообразование. При этом способе отвалообразования отвальный уступ разделяется на два подступа. Порода разгружается на кровлю нижнего подступа (транспортные пути располагаются на кровле верхнего подступа) и бульдозерами перемещается к его откосу. Нижний подступ отсыпается в направлении к тупику. Верхний подступ отсыпают наоборот. Высота верхнего подступа принимается такой, чтобы разгруженная из думпкара порода была ниже уровня пути, т.е должна быть в пределах 1,5 – 2,5 м. Расстояние от внешнего конца шпал до верхней бровки верхнего подступа должно быть не менее 1 м. Высота нижнего подступа принимается по условию устойчивости его откоса. Рациональная длина отвального тупика составляет 1,5 – 2,0 км.

Отвалообразование при автотранспорте.

При транспортировании вскрыши на отвал автосамосвалами применяется бульдозерное отвалообразование. Процесс отвалообразования в этом случае включает разгрузку автосамосвалов на верхней площадке отвального уступа, перемещение пород под откос уступа, ремонт и содержание автодорог.

Автосамосвалы могут разгружаться периферийным и площадным способом. В первом случае автосамосвалы разгружаются по фронту работ прямо под откос (при устойчивых отвалах) или на расстоянии 3-5 м от откоса. Затем порода бульдозерами перемещается под откос. При площадном способе автосамосвалы разгружаются по всей площади отвала. поверхность отвала планируется бульдозерами а затем укатывается катками. После этого отсыпается следующий слой, и т.д.

На крупных карьерах с целью улучшения организации отвальных работ разгрузка и планировка осуществляются на разных участках. Ширина участка 60-80 м. Площадь S_o отвала, длина $L_{ф.р}$ фронта разгрузки, число $N_{o.p}$ отвальных участков, одновременно находящихся под разгрузкой, длина $L_{ф.o}$ отвального фронта, число N_b бульдозеров определяются по следующим формулам

$$S_o = \frac{V_v K_p}{H_o K_o}, \text{ м}$$

где V_v – объем вскрыши, подлежащий размещению в отвале, м^3 ;
 $K_p = 1,1-1,2$ остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале;
 H_o – высота отвала, м;
 K_o – коэффициент, учитывающий использование площади отвала.

$$L_{ф.р} = N_a l_n, \text{ м}$$

где $l_n = 18-20$ м – ширина полосы по фронту, занимаемая автосамосвалом;
 N_a – число одновременно разгружающихся самосвалов.

$$N_a = N_{ч} \frac{t_{р.м}}{60}$$

где $N_{ч}$ – число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа;

$t_{р.м}$ – продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала, мин;

$$N_{ч} = \frac{\Pi_{к.ч} K_{нер}}{V_a}$$

где $\Pi_{к.ч}$ – часовая производительность карьера по вскрыше, м^3 ;
 $K_{нер} = 1,25-1,5$ коэффициент неравномерности работы карьера;
 V_a – объем вскрыши, провозимый автосамосвалом за 1 час, м^3 ;

$$N_{o.p} = \frac{L_{ф.р}}{60 \div 80}$$

$$L_{ф.o} = (60-80) N_y$$

где N_y – общее число участков;

$$N_y = N_{o.p} + N_{o.п} + N_o$$

где $N_{o.p}, N_{o.п}$ – число отвальных участков, находящихся одновременно в работе и планировке соответственно;

$N_o = (0,5-1) N_{o.p}$ – число резервных участков.

$$N_6 = N_{6.p} K_{ин}$$

где $N_{6.p}$ – число рабочих бульдозеров;

$K_{ин} = 1,3-1,4$ коэффициент инвентарного парка бульдозеров;

$$N_{6.p} = \frac{V_6}{P_6}$$

где V_6 – сменный объем бульдозерных работ, m^3 ;

P_6 – сменная производительность бульдозера, m^3 ;

$$V_6 = P_{к.ч} T_{см} K_з$$

(7.23)

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$K_з = 0,5-0,7$ коэффициент заваленности отвала породой.

Отвалообразование при конвейерном транспорте

При транспортировании вскрыши ленточными конвейерами отвалообразование, как правило, осуществляется консольными ленточными отвалообразователями. Консольный отвалообразователь представляет собой одноопорную металлическую ферму, смонтированную на поворотной платформе, имеющей самостоятельный ход. На карьерах страны наибольшее распространение получили отвалообразователи на шагающем и рельсово-шагающем ходу типа ОШ-650/75, ОШ-4500/87, ОШР-5000/95, ОШР-1250/220 где О – отвалообразователь, Ш – шагающий, ШР – шагающе-рельсовый, часовая производительность в разрыхленной горной массе (m^3)/ радиус разгрузки. Применяются также отвалообразователи на гусеничном ходу производства бывшей ГДР и ФРГ. Процесс отвалообразования с использованием консольных ленточных отвалообразователей включает следующие основные операции: прием, транспортирование и укладку породы в отвал, планировку поверхности отвала и передвижку ленточных конвейеров. Технологическое отвальное оборудование включает магистральный конвейер, отвальный ленточный конвейер и консольный ленточный отвалообразователь, который принимает породу с ленточного отвалообразователя и отсыпает ее в отвал. Для перегрузки породы с магистрального конвейера на отвальный применяют передвижные разгрузочные устройства. С целью увеличения приемной способности отвала между отвалообразователем и отвальным конвейером устанавливают ленточные перегружатели. Породу в отвалы можно сыпать в один и в два яруса. В случае двухъярусного отвала вначале отсыпается нижний ярус, а при обратном ходе (без передвижки конвейеров) – верхний. Отвальная заходка отсыпается путем поворота отвальной консоли в горизонтальной плоскости.

При использовании консольных ленточных отвалообразователей фронт работ может развиваться как по веерной, так и по параллельной схемам.

Поверхность отвалов планируется бульдозерами, а отвальные ленточные конвейеры перемещаются турнодозерами. Высота отвала, образуемого консольными ленточными отвалообразователями, зависит от физико-механических свойств пород и линейных параметров отвалообразователя и составляет при двухъярусной отсыпке 50-60 и 35-40 м соответственно для сухих и влажных рыхлых пород. Ширина отвальной заходки зависит от линейных параметров отвалообразователя и устойчивости пород и определяется по формуле

$$A_0 = L_{\text{ст}} - b, \text{ м}$$

где $L_{\text{ст}}$ – вылет стрелы отвалообразователя, м;

b – безопасное расстояние от оси отвалообразователя до верхней бровки отвального уступа, м.

Использование консольных отвалообразователей в комплекте с ленточными конвейерами и многоковшовыми экскаваторами позволяет осуществить автоматизацию производства вскрышных работ.

Контрольные вопросы:

1. Расскажите о достоинствах и недостатках экскаваторного способа отвалообразования.
2. Перечислите способы производства отвальных работ при железнодорожном транспорте.
3. Чем отличается приемная емкость отвала от его приемной способности?
4. Укажите, в каких условиях целесообразно применять экскаваторный способ отвалообразования.
5. Выделите факторы, изменяя которые можно увеличить пропускную способность отвального тупика.
6. Поясните, из каких соображений устанавливают продолжительность работы отвального тупика между двумя передвижками пути.
7. Из каких соображений выбирается отвальный экскаватор?
8. Поясните, с какой целью на экскаваторных отвалах создается приямок, и каким должен быть его объем.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 15

Тема: Технологические расчеты выемки пород скреперами, погрузчиками, бульдозерами

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Студент определяет свой вариант исходных данных по табл. 1 и 2 (номер задания определяется по последним цифрам зачетной книжки): по последней цифре определяется номер варианта по таблице 1, а по предпоследней цифре зачетной книжки определяются характеристики грунта.

Таблица 1

Варианты	Уклон местности, град	
	подъем	уклон
0	5	–
1	3	–
2	8	–
3	10	–
4	15	–
5	–	5
6	–	7
7	–	9
8	–	11
9	–	15

Изучить основные конструкции отечественных и зарубежных бульдозеров.

Рассчитать производительность и мощность бульдозера.

По расчетным данным выбрать бульдозер.

Оформить отчет.

1. Основные теоретические сведения

1. Конструкция бульдозера, его работа

Бульдозер – основная машина при выполнении подготовительных работ вдоль трассы будущего магистрального трубопровода. Бульдозер состоит из базовой машины (трактора) и специального навесного оборудования (отвала с рамой или толкающими балками) (рис. 1).

По способу установки отвала относительно оси трактора, различают бульдозеры неповоротные (рис. 2, а) и универсальные (поворотные) (рис. 2, б).

Неповоротными называются бульдозеры, у которых отвал располагается строго перпендикулярно к оси трактора, а универсальными – когда отвал может быть установлен как перпендикулярно к оси трактора, так и под некоторым углом (до 60°).

Рабочий процесс бульдозера с неповоротным отвалом состоит из операций копания, срезания стружки, перемещения грунта перед ним и разравнивания грунта. Срезанный грунт, поднимаясь вверх по отвалу, накапливается перед ним, образуя валик, близкий по форме к треугольнику в поперечном сечении, называемый призмой волочения. При транспортировании грунта катет призмы, прилегающей к отвалу, может достигнуть его высоты. После этого отвал приподнимают, прекращая тем самым процесс резания, транспортируют срезанный ранее грунт до места разгрузки.

При разработке грунта бульдозером универсального типа срезаемый грунт будет перемещаться по ширине отвала, и отводиться в боковом, к направлению движения машины, направлении. Наиболее эффективно последняя операция совершается при установке отвала под углом к продольной оси, близким к 45° . Таким методом могут вестись работы при засыпке траншей, разработке выемок на косогорах, разравнивании валиков грунта и т.п.

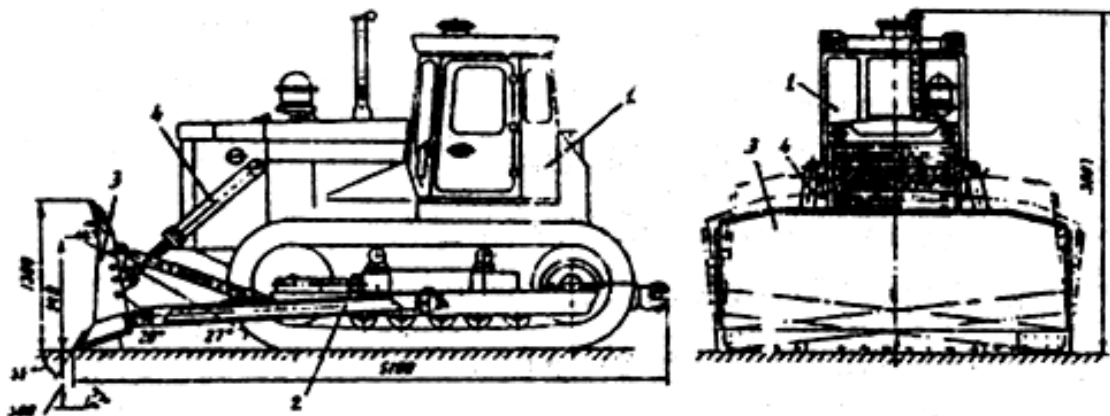


Рис. 1. Бульдозер (общий вид): 1 – базовая машина; 2 – толкающая балка; 3 – отвал; 4 – система управления отвалом

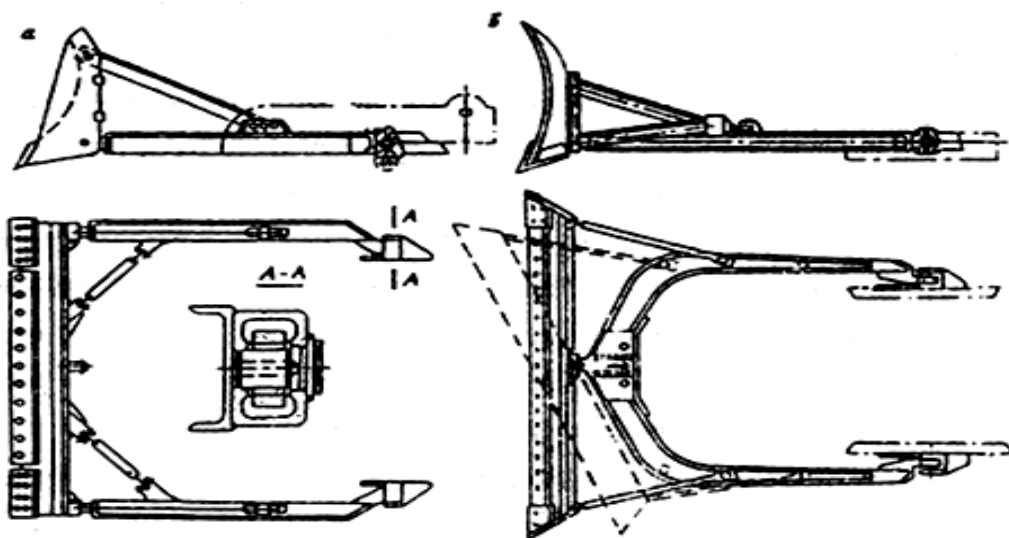


Рис. 2. Конструкция отвала бульдозера:

а – неповоротного типа; б – универсального (поворотного) типа

В таблицах 2 и 3 приведены технические характеристики бульдозеров различных типов.

Таблица 2

*Техническая характеристика гусеничных бульдозеров с неповоротным отвалом на тракторах
тяговых классов 10-75*

Показатели	ДЗ-42А	ДЗ-110	ДЗ-35	ДЗ-1713	ДЗ-1713-05	ДЗ-126А	ДЗ-126В	ДЗ-158	ДЗ-94С	ДЗ-129ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159
Базовый трактор	ДТ-75	Т-130	Т-180	Т-170	Т-170	ДЭТ-250	ДЭТ-250	Т-2501	Т-330	Т-330	Т-500	Т-7501
Мощность, кВт	55	118	130	125	125	243	243	250	250	250	368	603
Номинальное тяговое усилие трактора, ТС	3	(10)	(15)	10	10	25	25	25	35	35	35	75
Отвал:												
длина, мм	2560	3220	3360	3220	4100	4310	4590	4620	4860	4860	4800	5500
высота, мм	800	1100	1200	1300	1140	1550	1700	1700	1880	1880	2000	2300
подъем, мм	600	900	1130	935	935	835	1200	1040	1700	1700	1670	1745
Опускание ниже опорной поверхности, мм	200	500	430	400	400	515	520	600	600	780	720	805
Угол резания град.	55	55-5	55-5	55	55	55	55	55	55	55	55	55
перекоса	-	-5	-14	12	6	10	12	12	12	12	10	10
Управление	ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ											
Масса бульдозера, кг	6910	16300	17065	17050	18000	43800	36896	36540	46940	46940	54400	88975

Таблица 3

Техническая характеристика гусеничных бульдозеров с
поворотным отвалом

Показатели	ДЗ-43	ДЗ-104	ДЗ-18	ДЗ-17	ДЗ-28	ДЗ-55	ДЗ-109	ДЗ-60
Базовый трактор	ДТ-75-Б	Т-4АП1	Т-100 МЗП	Т-100 МЗП	Т-130.1 Г-1	ТП-4	Т-130.1 Г-1	Т-330
Номинальное тяговое усилие трактора, ТС	3	6(6)	(10)	(10)	(10)	4(6)	6(10)	(25)
Отвал:								
длина, мм	350	3280	3940	2940	3940	3700	4120	4860
высота без козырька, мм	800	1000	815	815	830	1170	1170	1300
подъем, мм	600	720	1000	1100	1000	900	935	890
опускание, мм	200	350	350	1000	400	350	505	450
Угол, град:								
резчик	55	55	47-57	47-57	55	55	50-60	50-60
перекоса	5	5	5	5	5	6	6	6
в плане	63 и 90	63 и 90	62 и 90	63 и 90	63 и 90	63 и 90	63 и 90	63 и 90
Способ изменения углов перекоса и в плане	ВРУЧНУЮ							
Управление	Гидравлическое			Канатное			Гидравлическое	
Масса, кг:								
бульдозерного оборудования	1585	1800	1900 13900	2200	1900	1450	2800	4200
общая с трактором	9100	10030		14000	14900	10450	16650	29200

2. Расчет основных рабочих параметров бульдозера

2.1. Тяговый расчет бульдозера

Сопротивление грунта резанию и перемещению преодолевается тяговым усилием бульдозера, которое должно быть несколько больше суммы всех возникающих сопротивлений. Усилие для преодоления этих сопротивлений следует определить для наиболее тяжелых условий работы бульдозера, когда он при копании и перемещении грунта движется на подъем и призма волочения грунта достигает максимальной величины (высоты отвала).

В данном примере предложена методика расчета тягового усилия бульдозера с неповоротным отвалом и бульдозера универсального типа.

При разработке грунта бульдозером с неповоротным отвалом (угол поворота отвала к оси трактора в плане равен 90^0) максимальное сопротивление перемещению бульдозера P в момент окончания набора грунта отвалом складывается из следующих величин:

$$P = P_p + P_{np} + P_c + P_n + P_m, \quad (1)$$

где P_p – сопротивление грунта резанию;

P_{np} – сопротивление перемещению призмы грунта (призмы волочения) перед отвалом;

P_c – сопротивление от скольжения грунта вверх по отвалу;

P_n – сопротивление трению ножа отвала бульдозера по грунту;

P_m – сопротивление перемещению тягача.

Расчет проводится по методике приведённой в учебном пособии, или по упрощенной методике (Грабчак Л.Г. и др., 1990) (формула 1.)

где сопротивления:

P_p – движение при резании:

$$P_p = K_p B h; \quad (2)$$

P_m – перемещению базовой машины:

$$P_m = G_{б.н.} f; \quad (3)$$

P_n – движения отвала:

$$P_n = G_{б.о} \mu; \quad (4)$$

P_{np} – движения призмы волочения:

$$P_{np} = V_{ф} \mu_{т} \gamma_{р}; \quad (5)$$

P_c – движения грунта вверх по отвалу:

$$P_c = V_{ф} \mu_{т} \gamma_{р} \cos^2 \beta. \quad (6)$$

В приведенных формулах:

$G_{б.н}; G_{б.о}$ – соответственно масса базовой машины и базового отвала, кг;

B – длина отвала, м;

h – средняя толщина стружки, м;

$K_p = 4000 \dots 10000$ кг/см² – коэффициент удельного сопротивления резанию;

$f = 0,008 \dots 0,12$ – коэффициент, сопротивления перекачиванию;

$\mu = 0,5 \dots 0,7$ – коэффициент трения грунта о сталь;

$\mu_t = 0,8 \dots 1,0$ – коэффициент трения грунта о грунт;

γ_p – объемная масса разрыхленного грунта, кг/м³;

V_ϕ – фактический объем грунта, перемещаемый бульдозером, м³.

Необходимая мощность (в Вт) базовой машины

$$N = \frac{W \cdot v}{1000\eta}, \quad (7)$$

где v – скорость движения бульдозера, м/с;

η – механический КПД базовой машины, равный 0,75.

2.2. Производительность бульдозера. Производительность бульдозера при резании и перемещении грунта определяют из следующего выражения:

$$Q = \frac{3600K_e \cdot q}{t_u} \text{ м}^3 / \text{ч}, \quad (8)$$

где K_e – коэффициент использования бульдозера во времени

($K_e = 0,8 \dots 0,9$);

q – объём грунта перед отвалом плотном теле, м³;

$$q = \frac{l b^2 K_{II}}{2K_{np} \text{tg}\varphi_0} \quad (9)$$

l – длина отвала, мм;

b – высота отвала, м;

K_{II} – коэффициент, учитывающий потери грунта и зависящий от длины перемещения – 0,005...1,0;

K_{np} – коэффициент, зависящий от характера разрабатываемых пород;

• для связных пород – $K_{np} = 0,8 \dots 0,9$;

• для несвязных $K_{np} = 1,2 \dots 1,3$;

φ_0 – угол естественного откоса грунта;

t_u – длительность одного цикла при движении без поворотов бульдозера (движение задним ходом, $L_0 = L_p + L_{II} \leq 50$ м), с;

$$t_u = \frac{L_p}{v_p} + \frac{L_{II}}{v_{II}} + \frac{L_0}{v_0} + t_0 \quad (10)$$

При движении на начало работ с разворотом бульдозера ($L_0 = L_p + L_{\Pi}$;
 $50 < L_{\Pi} < 100$ м)

$$t_u = \frac{L_p}{v_p} + \frac{L_{\Pi}}{v_{\Pi}} + \frac{L_0}{v_0} + t_0 + 2t_{нов} \quad (11)$$

где L_p , L_{Π} , L_0 – длина пути соответственно резания, перемещения, и обратного хода бульдозера, м; v_p , v_{Π} , v_0 – скорости движения соответственно при резании, перемещении и обратном ходе, м/с; t_0 и $t_{нов}$ – время остановок на переключение передачи и поворота, с.

Производительность бульдозера при резании и перемещении грунта определяется по формуле:

$$П_l = \frac{3600 \cdot V \cdot K_u \cdot K_y}{t \cdot K_p}, \quad (12)$$

где K_u – коэффициент использования бульдозера по времени

($K_u = 0,85 \dots 0,90$);

K_y – коэффициент, учитывающей влияние уклона местности на производительность бульдозера, определяют по табл. 4;

K_p – коэффициент разрыхления;

t – продолжительность одного цикла, с;

V – объем призмы волочения перед отвалом.

Таблица 4

Значение коэффициента K_y

Угол подъема в град.	K_y	Угол уклона в град.	K_y
0...5	1,00...0,67	0...5	1,00...1,33
5...10	0,67...0,50	5...10	1,33...1,94
10...15	0,50...0,40	10...15	1,94...2,25
		15...20	2,25...2,68

$$V = \frac{B(H-h)^2 K_{ном}}{2K_p}, \quad (13)$$

где $K_{ном}$ – коэффициент, учитывающий потери грунта в процессе перемещения призмы,

$$K_{ном} = 1 - 0,005 \cdot L_n, \quad (14)$$

где L_n – расстояние на которое перемещается грунтовая призма, м (зависит от схемы движения бульдозера по строительной полосе при резании и перемещении срезаемого слоя грунта).

Выбираем скорости движения бульдозера на участках: набора грунта (резание).

$v_p = 2...6$ км/ч, перемещения призмы $v_n = 4...8$ км/ч, движения задним ходом $v_{zx} = 5...10$ км/ч.

Продолжительность работы машины t за один цикл складывается из следующих отрезков времени:

$$t = \sum t_1 = t_p + t_n + t_{z.x} + t_{nn} + t_0 + 2t_{нов}, \quad (15)$$

где t_p , t_n , $t_{z.x}$, – соответственно продолжительность работы машины при резании грунта, его перемещении и заднего холостого движения машины; t_{nn} – время переключения передач ($t_{nn} = 6...8$ с); t_0 – время опускания отвала ($t_0 = 2...4$ с).

Время на выполнение процессов резания, перемещения грунта и обратного хода бульдозера рассчитывается по формулам

$$\left. \begin{aligned} t_p &= \frac{3,6L_p}{v_p} \text{ с}; & t_n &= \frac{3,6L_n}{v_n} \text{ с}; & t_{z.x} &= \frac{3,6 \cdot (L_p + L_n)}{v_{z.x}} \text{ с} \end{aligned} \right\} \quad (20)$$

Длина резания грунта бульдозером рассчитывается по формуле

$$L_p = \frac{0,5H^2}{\text{tg}\varphi_0 h} \quad (21)$$

где L_p – длина пути резания грунта;

H – высота отвала, м;

h – толщина срезанного слоя, м (0,1...0,5);

φ_0 – угол естественного откоса грунта [6, стр. 51, 177].

Производительность бульдозера при планировочных работах (разравнивании грунта) определяется по формуле

$$П_l = \frac{3600L(B \sin \varphi - b_l)K_u}{n\left(\frac{L}{v} + t_{нов}\right)} \text{ м}^2/\text{ч}, \quad (22)$$

где L – длина планируемого участка;

φ – угол установки отвала в плане;

b_l – величина перекрытия прохода ($b_l = 0,5$);

n – число проходов по одному месту ($n = 1...2$);

v – рабочая скорость движения бульдозера (при резании);

$t_{нов}$ – время поворота бульдозера ($t_{нов} = 10...15$ с).

3. Расчет количества бульдозеров

Для определения количества единиц техники при выполнении процессов резания и перемещения грунта необходимо определить объем работ V_{pn} (м³) и $V_{пл}$ (м²)

$$V_{pn} = B L h; \quad (23)$$

$$V_{пл} = B L, \quad (24)$$

где B – ширина строительной полосы, м;

L – длина строительной полосы, м;

h – толщина срезаемого слоя грунта (0,3...0,5 м).

Необходимое количество бульдозеров для выполнения необходимых объемов работ при резании и перемещении можно определить по формулам:

$$N_{рп} = V_{рп}/П_{рп}; \quad (25)$$

$$N_{пл} = V_{пл}/П_{пл}, \quad (26)$$

где $V_{рп}$ и $V_{пл}$ – соответственно объем работ при резании и перемещении срезаемого слоя грунта и при планировочных работах в пределах землеотвода;

$П_{пл}$ и $П_{рп}$ – необходимая производительность бульдозера при выполнении планировочных работ и при резании и перемещении.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 16

Тема: Технологические расчеты выемки пород скреперным комплексом

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Варианты исходных данных приведены в таблице 1.

Таблица 1. Исходные данные

Вариант	Тип грунта	Вместимость ковша, q_k м ³	Базовый трактор	Масса скрепера M_c , т	Дальность транспортировки $L_{тр}$, км	Ширина ковша, B_k , м	Глубина резания, h , м

1	Глина	7	Т-100 МГП	7,7	0,5	2,6	0,08
2	Плотный суглинок	3	Т-74	4,5	0,6	1,4	0,06
3	Суглино к	4,5	Т-4 АП	5,1	0,7	1,6	0,07
4	Супесь	10	Т-100 М	10,2	0,8	3,1	0,01
5	Песок влажный	15	Т-180	15,5	0,6	3,3	0,12
6	Песок сухой	10	Т-100 М	10,2	0,7	3,0	0,10
7	Супесь	25	Т-500	30,0	0,8	3,8	0,20
8	Суглинок	20	Т-220	22,0	0,7	3,4	0,15
9	Глина	9	Т-130	8,9	0,6	2,8	0,08
10	Плотный суглинок	10	Т-130	10,5	0,5	3,0	0,10
11	Суглинок	5	ДТ-75	4,9	0,4	1,7	0,06
12	Супесь	12	Т-130	9,2	0,6	3,2	0,11
13	Песок влажный	15	ДЭТ- 250	18,6	0,5	3,2	0,10
14	Песок сухой	20	Т-330	22,0	0,7	3,5	0,15
15	Глина	10	Т-220	9,8	0,8	2,8	0,10
16	Плотный суглинок	8	Т-130	8,8	0,9	3,2	0,08
17	Песок сухой	25	ДЭТ- 250	31,0	1,0	3,9	0,20
18	Песок влажный	18	Т-330	20,0	0,8	3,4	0,14
19	Суглинок	12	Т-220	10,2	0,7	3,0	0,10
20	Глина	8	Т-100 МГП	8,2	0,6	2,5	0,08

Скрепер находится в движении без буксования при условии, что сцепная сила больше тягового усилия трактора по развиваемой мощности и больше общего сопротивления передвижению,

$$T_{\text{сч.с.}} \geq T_{\text{т}} \geq \sum W_i$$

где $T_{\text{сч.б}}$ - сила тяги скрепера по сцеплению, Н;

$T_{\text{т}}$ – тяговые усилия развиваемое трактором, Н;

$\sum W_i$ - сумма сил сопротивлений, возникающих при резании и перемещении грунта, Н.

Сила тяги по сцеплению определяется по формуле

$$T_{сц.с} = G_{сц.с.} \cdot \varphi_{сц.}, \text{ Н,}$$

где $G_{сц.с.}$ - сцепной вес скрепера, Н;

$\varphi_{сц.}$ - коэффициент сцепления ходового оборудования трактора с грунтом.

Так как рассчитывается прицепной скрепер, то сцепной вес скрепера принимается равным весу базового трактора.

$$G_{сц.с.} = G_{тр.} = M_{тр.} \cdot g, \text{ Н,}$$

где $G_{тр.}$ – вес базового трактора, Н;

g - ускорение свободного падения, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$

$M_{тр.}$ - масса трактора, кг.

Массу базового трактора определяем из таблицей 1.2.

$$M_{тр.} = M_{о.б.} - M_{б.о.}$$

где $M_{о.б.}$ - общая масса бульдозера, кг

$M_{б.о.}$ - масса бульдозерного оборудования, кг

Тяговое усилие трактора определяется по формуле

$$T_T = 0,9 \cdot 1000 \cdot N_{дв.} \cdot \eta_{п.} / v_T, \text{ Н.}$$

где $N_{дв.}$ - мощность двигателя трактора, кВт;

$\eta_{п.}$ - к. п. д. передачи, принимается $\eta_{п.} = (0,75 - 0,85)$;

v_T - скорость движения трактора на рабочей передаче, м/с.

В процессе работы скрепера возникают следующие силы сопротивления

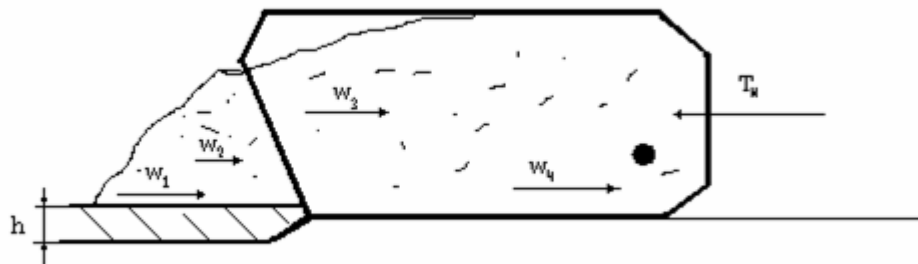


Рисунок 1. Расчётная схема.

$$\sum W_i = W_1 + W_2 + W_3 + W_4 + W_5,$$

где W_1 - сопротивление грунта резанию, Н;

W_2 - сопротивление волочению грунта перед ковшом, Н;

W_3 - сопротивление движению грунта вверх по ковшу, Н

W_4 - сопротивление движению грунта во внутрь ковша, Н

W_5 - сопротивление движению скрепера, Н.

Сопротивление грунта резанию определяется по формуле

$$W_1 = k_p \cdot B_k \cdot h, \text{ Н,}$$

где k_p - удельный коэффициент сопротивления грунта резанию, мПа, принимается из таблицы 2.

B_k - ширина ковша, м

h - глубина резания, м

Таблица 2 - Характеристика грунтов.

Тип грунта	Категория	Объёмная масса, кг/м ³ , γ_0	Коэффициент разрыхления, $k_{разр}$	Удельный коэфф. сопротивлений резанию, мПа, k_p
Песок сухой	1	1200-1600	1,05- 1,1	0,02- 0,04
Песок влажный	1	1400-1800	1,1- 1,2	0,05- 0,10
Супесь	2	1500-1800	1,15- 1,25	0,09- 0,18
Суглинок	2	1500-1800	1,2- 1,3	0,16- 0,25
Суглинок средний	2	1600-1900	1,25- 1,35	0,22- 0,28
Суглинок плотный	3	1600-1900	1,3- 1,4	0,28- 0,32
Глина	3	1700-2000	1,3- 1,4	0,30- 0,40

Глина тяжёлая	4	1900-2200	1,35- 1,45	0,35- 0,45
---------------	---	-----------	------------	------------

Соппротивление волочению грунта перед ковшом определяется по формуле

$$W_2 = \gamma_0 \cdot B_k \cdot h_c^2 \cdot \mu_1 k_o g, \text{ Н ,}$$

где γ_0 - объёмная масса грунта, кг/м³;

B_k - ширина ковша, м;

h_c - высота слоя грунта в ковше, м;

μ_1 - коэффициент трения грунта о грунт, принимают равным $\mu = 0,5-0,12$. Меньшее значение для влажных и глинистых грунтов;

k_o - коэффициент призмы волочения зависит от вместимости ковша q_k и типа грунта, принимается $k_o = (0,5 - 0,7)$.,
Большее значение для сыпучих грунтов.

Таблица 3. Значение высоты слоя грунта в ковше.

Вместимость, м ³ , q_k	3	6	10	15	25
Высота слоя, м, h_c	1,0 - 1,13	1,25 - 1,5	1,8 - 2,0	2,0 - 2,4	2,4 - 2,8

Соппротивление движению грунта вверх по ковшу определяется по формуле

$$W_3 = \gamma_0 \cdot B_k \cdot h_c h g, \text{ Н ,}$$

где h - глубина резания грунта, м.

Соппротивление движению грунта во внутрь ковша определяется по формуле

$$W_4 = \gamma_0 \cdot B_k \cdot h_c^2 x g, \text{ Н ,}$$

где x - коэффициент учитывающий влияние типа грунта на движение его во внутрь ковша, принимается $x = (0,24 - 0,5)$,
большее значение для песка.

Соппротивление движению скрепера определяется по формуле

$$W_4 = [(G_c + G_{гр.}) + G_T] \cdot (f + i), \text{ Н,}$$

где G_c - вес скрепера, Н;

$G_{гр.}$ - вес грунта в ковше, Н

Вес скрепера определяется

$$G_c = M_c \cdot g, \text{ Н,}$$

Вес грунта в ковше определяется

$$G_{гр.} = \gamma_0 \cdot q_k \cdot g, \text{ Н},$$

где q_k - вместимость ковша, м^3 .

Проверка условия движения скрепера без буксования

$$T_{сц.с} \geq T_T \geq \sum W_i$$

В случае не выполнения условия необходимо сделать обоснованные изменения в исходных данных и расчёт повторить. Также возможно применение дополнительного трактора-толкача при резании и наборе грунта, то есть условие движения скрепер будет иметь вид

$$T_{сц.с} + T_{сц.т.}^{тол.} \geq \sum W_i$$

где $T_{сц.т.}^{тол.}$ – дополнительная сила тяги по сцеплению, развиваемая трактором-толкачем.

Отсюда определим необходимую силу тяги по сцеплению со стороны трактора-толкача

$$T_{сц.т.}^{тол.} \geq \sum W_i - T_{сц.с}, \text{ Н}.$$

а затем, пользуясь формулой определения силы тяги по сцеплению, подбираем по массе трактор-толкача.

$$T_{сц.т.}^{тол.} \geq M_c^{тол.} \cdot g \cdot \phi_{сц.}, \text{ Н},$$

где $M_c^{тол.}$ - масса трактора-толкача, кг,

$$M_c^{тол.} = T_{сц.т.}^{тол.} / g \cdot \phi_{сц.}, \text{ кг},$$

подбирается трактор-толкатель по таблице 1.2.

Эксплуатационная часовая производительность прицепного скрепера определяется по формуле

$$P_c = 3600 \cdot q_k \cdot k_n \cdot k_{вр.} / T_{ц} \cdot k_{разр.}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где q_k - вместимость ковша скрепера, м^3 ;

k_n - коэффициент наполнения ковша, принимается $k_n = (0,8 - 1,2)$;

$k_{вр.}$ - коэффициент использования скрепера по времени, принимается $k_{вр.} = (0,75 - 0,80)$;

$k_{разр.}$ - коэффициент разрыхления грунта, принимается $k_{разр.} = (1,1 - 1,35)$

$T_{ц}$ – время цикла работы, с.

Время рабочего цикла работы скрепера определяется

$$T_{ц} = t_p + t_{тр.} + t_{разг.} + t_{х.х.} + t_{о.ц...}, \text{ с.}$$

где t_p - время резания грунта, с

$t_{тр}$ - время транспортировки грунта, с

$t_{разг.}$ - время разгрузки ковша, с

$t_{х.х.}$ - время холостого хода, с

$t_{о.ц}$ - время обслуживания цикла, с

Время резания грунта определяется по формуле

$$t_p = l_p / v_{p..}, \text{ с,}$$

где l_p - длина пути резания грунта до полного набора ковша набора грунта, м;

v_p - скорость скрепера при резании грунта, рекомендуется на первой или второй передаче трактора, или принимается $v_p = (3,5 - 6,0)$ м/с.

Длина пути резания и набора грунта определяется по формуле

$$l_p = q_k \cdot k_n / B_k h, \text{ м,}$$

Время транспортировки грунта определяется по формуле

$$t_{тр} = l_{тр..} / v_{тр...}, \text{ с,}$$

где $l_{тр}$ - дальность транспортировки грунта, принимается по таблице 2.1.

$v_{тр}$ - скорость при транспортировании грунта рекомендуется на третьей передаче трактора, или принимается $v_{тр} = (6,5 - 8)$ м/с.

Время разгрузки ковша определяется по формуле

$$t_{разг..} = l_{разг...} / v_{разг....}, \text{ с,}$$

где $l_{разг}$ - путь полной разгрузки ковша, м;

$v_{разг}$ - скорость при разгрузке ковша, м/с, рекомендуется на второй передаче трактора или принимается $v_{разг} = (4,5 - 8)$ м/с.

Путь разгрузки ковша определяется по формуле

$$l_{разг} = q_k \cdot k_n / B_k \cdot h_y, \text{ м,}$$

где h_y - толщина укладываемого слоя грунта, м, рекомендуется $h_y = (0,2 - 0,4)$ м.

Время холостого хода определяется по формуле

$$t_{х.х.} = l_{х.х..} / v_{х.х..}, \text{ с,}$$

где $l_{х.х.}$ - путь холостого хода, м, которой складывается из пути набора грунта, перемещения и разгрузки.

$$l_{х.х.} = l_p + l_{тр.} + l_{разг.}, \text{ м}$$

$v_{x.x}$ - скорость скрепера при холостом ходе, м/с, рекомендуется на пятой или шестой передачи трактора или принимается $v_{x.x} = (8 - 10)$ м/с

Время затрачиваемое на обслуживание цикла принимается равным $t_{o.ц.} = (40 - 60)$ с

Контрольные вопросы:

1. Перечислите основные параметры скреперов;
2. Назовите области применения и поясните технологию ведения работ;
3. Назовите основные факторы, влияющие на эффективность работы;
4. Перечислите основные марки машин;
5. Назовите основные правила эксплуатации.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 17

Тема: Расчет транспортных и отвальных работ

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

1. Последовательность выполнения расчетов.

В соответствии с выбранным видом транспорта принимают экскаваторный или бульдозерный способы отвалообразования. Обосновывают высоту и угол откоса отвального уступа.

Отвалообразование механическими лопатами.

Определяют возможное количество составов, подаваемых на отвальный тупик в течение смены, ед.

$$N_c = \frac{\lambda \cdot T_{cm}}{\frac{2 \cdot L_{o.t}}{V_o} + n_v \cdot t_p + r}, \quad (1)$$

где $\lambda = 0,85 \div 0,90$ – коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта; T_{cm} – продолжительность смены, час.; $L_{o.t}$ – длина отвального тупика, км; V_o – средняя скорость движения состава по отвальным путям (табл. 4.8), км/час; n_v – количество вагонов в составе, ед.; t_p – время разгрузки одного вагона, час; $r = 0,02$ – время на связь при движении по перегону, ч.

Длина тупика $L_{o.t}$ зависит от производительности отвального

экскаватора, вместимости породного состава, скорости движения и применяемых средств связи. С увеличением длины тупика уменьшается требуемая вместимость ковша отвального экскаватора, но вместе с тем снижается готовность отвального тупика к приему пород. На практике длина тупика изменяется от 0,6 до 2,5 км (иногда до 3,5 км). Рациональная длина отвальных тупиков при экскаваторах с вместимостью ковша $5 \div 10 \text{ м}^3$ составляет $1,5 \div 2,5 \text{ км}$.

Вычисляют сменную приемную способность тупика по транспортным возможностям, м^3

$$W_T = N_c \cdot n_B \cdot V_\phi, \quad (2)$$

где V_ϕ – фактическая вместимость кузова выбранного думпкара, м^3 .

Выбирают отвальный экскаватор, принимая его производительность равной приемной способности тупика W_T .

Рассчитывают шаг перемещения железнодорожного пути на отвале, м

$$c = 0,95 \cdot R_p^{\max} + \sqrt{\left(0,9 \cdot R_q^{\max}\right)^2 - \frac{l_6^2}{4}}, \quad (3)$$

где R_p^{\max} – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м; R_q^{\max} – максимальный радиус черпания экскаватора, м; l_6 – длина приемного бункера, равная полуторной длине вагона по осям автосцепки, м.

Находят приемную емкость отвального тупика между переукладками железнодорожного тупика, м^3

$$W_e = \frac{c \cdot H_o \cdot L_{o.T}}{K_{p.o}}, \quad (4)$$

где H_o – высота отвала, м; $K_{p.o}$ – коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале.

Определяют продолжительность работы отвального тупика между передвижками пути (цикл отвалообразования), смен

$$T_{\text{пер}} = W_e / W_T. \quad (5)$$

Выбирают способ перемещения железнодорожных путей на отвале (табл. 4.20) и необходимое оборудование (табл. 3.19).

Рассчитывают затраты времени на планировку трассы, смен

$$t_{\text{пл}} = \frac{1,1 \cdot L_{o.T} + 20}{P_{\text{пл}}}, \quad (6)$$

где $P_{\text{пл}}$ – сменная производительность оборудования при планировке трассы, м.

Находят затраты времени на освобождение рельсошпальной решетки от горной массы, смен

$$t_o = \frac{1,1 \cdot L_{o.T} + 20}{P_o \cdot N_{зв}}, \quad (7)$$

где P_o – норма выработки на освобождение пути от горной массы, м/чел.-см; $N_{зв}$ – состав звена, чел.

Вычисляют время необходимое для снятия пути и укладку его на новую трассу, смен

$$t_c = \frac{1,1 \cdot L_{o.T} + 20}{\Pi_{пер}}, \quad (8)$$

где $\Pi_{пер}$ – производительность оборудования, занятого на переукладке пути.

Определяют время необходимое для разборки стрелочных переводов, смен

$$t_{p.c} = \frac{n_{пер}}{\Pi_{p.c} \cdot N_{зв}}, \quad (9)$$

где $n_{пер}$ – количество стрелочных переводов на отвале (принимать $n_{пер} = 2$); $\Pi_{p.c}$ – норма выработки на разборку стрелочных переводов, 1/чел.-смен.

Находят затраты времени на переукладку стрелочного перевода со сборкой на месте укладки, смен

$$t_{y.c} = \frac{n_{пер}}{\Pi_{y.c}}, \quad (10)$$

где $\Pi_{y.c}$ – производительность механизма, занятого на переукладке стрелочного перевода, ед./смену.

Рассчитывают время, затрачиваемое на соединение стыков, смен

$$t_{ст} = \frac{2 \cdot (1,1 \cdot L_{o.T} + 20)}{12,5 \cdot \Pi_c \cdot N_{зв}}, \quad (11)$$

где Π_c – норма выработки на соединение стыков четырьмя болтами, ед./чел.-смен.

Вычисляют затраты времени на послеукладочный ремонт пути, смен

$$t_{п.р} = \frac{1,1 \cdot L_{o.T} + 20}{\Pi_{п.р} \cdot N_{зв}}, \quad (12)$$

где $\Pi_{п.р}$ – норма выработки на послеукладочный ремонт пути с высотой подъема пути 0,3 м, м/чел.-смен.

Определяют общие затраты времени на перемещение отвального тупика, смен

$$t_{пер} = t_{шт} + t_o + t_c + t_{p.c} + t_{y.c} + t_{ст} + t_{п.р}. \quad (13)$$

Вычисляют необходимое число отвальных тупиков

$$n_{o.T} = \frac{1,1 \cdot A_B \cdot K_{рез}}{W_T \cdot N_p \cdot n_{см} \cdot \gamma} \cdot \left(1 + \frac{t_{пер}}{T_{пер}} \right), \quad (14)$$

где A_B – годовая производительность карьера по вскрыше, т; $K_{рез} = 1,25 \div 1,4$ – коэффициент, учитывающий резервные тупики; N_p – количество рабочих дней карьера в течение года; $n_{см}$ – количество рабочих смен за сутки; γ – плотность пород, т/м³.

Устанавливают инвентарный парк отвальных экскаваторов, ед.

$$N_{э.о} = (1,05 \div 1,1) \cdot n_{о.т} . \quad (15)$$

Найти высоту, м, верхнего подступа

$$h_1 = h_4 + h_3 , \quad (16)$$

где $h_3 \approx 0,05 H_o$ – превышение вновь отсыпаемого отвального уступа над старым, м; h_4 – высота отвального забоя (составляет половину максимальной высоты черпания экскаватора, м).

Бульдозерное отвалообразование при автомобильном транспорте.

Определяют удельную приемную способность отвала, м³/м

$$W_o = \frac{V_{\phi} \cdot \lambda}{b} , \quad (17)$$

где $\lambda = 1,5$ – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова; b – ширина кузова выбранного автосамосвала, м.

Выбирают бульдозер для производства отвальных работ. На карьерах с годовым объемом вскрышных работ менее 1 млн. м³ следует использовать бульдозеры марки Д-492А, Д-493А. При годовом объеме вскрышных работ более 5 млн. м³ – Д-385А, Д-572, Д-701, а в остальных случаях – Д-275А, Д-512А.

С учетом индивидуального задания обосновывают схему разгрузки породы, используя следующие рекомендации.

В эксплуатационный период отвалообразование производят двумя способами: *периферийным* или *площадным*.

В первом случае породу разгружают прямо под откос или в непосредственной близости от него, а затем бульдозерами перемещают к верхней бровке отвала. Во втором случае породу разгружают на всей площади отвала, затем ее планируют бульдозерами и укатывают катками, после чего отсыпают следующий слой породы и т.д.; расстояние перемещения породы бульдозерами при этом составляет 5 ÷ 15 м. Обычно экономичнее периферийное отвалообразование вследствие меньших объемов планирования и дорожных работ. Площадной способ применяют при складировании малоустойчивых пород.

На отвале целесообразно выделять несколько участков и поочередно вести их отсыпку и планировку.

Найти длину отвального участка, м, по условиям планировки

$$L_{о.п} = Q_6 / W_o , \quad (18)$$

где Q_6 – сменная производительность бульдозера при заданном расстоянии перемещения, м³.

Определяют количество разгружающихся на отвале автосамосвалов, ед./час

$$N_o = \frac{A_B K_{пер}}{N_p n_{см} V_{\phi} T_{см}} , \quad (19)$$

где A_B – годовой объем вскрышных работ, m^3 ; N_p – число рабочих дней карьера в течение года; n_{cm} – число рабочих смен в течение суток; T_{cm} – продолжительность смены, ч; $K_{нер}$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше (по данным И.И. Русского $K_{нер}$ 1,25-1,5).

Рассчитывают число одновременно разгружающихся автосамосвалов, ед.:

$$N_{a.o} = N_o \frac{t_{p.m}}{60}, \quad (20)$$

где $t_{p.m}$ – продолжительность разгрузки маневрирования автосамосвала на отвале, мин.

$$t_{p.m} = t_p + t_{пер} + \frac{(3-4)R}{V}, \quad (21)$$

здесь t_p – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин; $t_{пер} = 0,09-0,16$ – продолжительность переключения передачи, мин; $R = 8-9$ – радиус поворота при маневрировании, м; $V = 60-120$ – скорость движения автосамосвала при маневрировании, м/мин.

Вычисляют длину фронта разгрузки, м:

$$L_p = N_{a.o} l_{п}, \quad (22)$$

где $l_{п} = 30-40$ – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, м.

Определяют число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе, ед.:

$$N_{y.p} = \frac{L_p}{L_y}, \quad (23)$$

где $L_y = 60-80$ – длина разгрузочного участка, м.

Вычисляют общее число отвальных участков, ед.:

$$N_y = N_{y.p} + N_{o.п} + N_{y.рез}, \quad (24)$$

где $N_{o.п}$ – число участков, находящихся в планировке, ед.; $N_{y.рез}$ – число резервных участков, ед.

Обычно $N_{o.п} = N_{y.p}$, а $N_{y.рез} = (0,5-1,0)N_{y.p}$.

Определяют общую длину отвального фронта, м

$$L_o = L_y N_y. \quad (25)$$

Рассчитывают сменный объем бульдозерных работ на отвале, m^3

$$П_б = П_{к.с} K_{зав}, \quad (26)$$

где $П_{к.с}$ – сменный объем породы, поступающей на отвал, m^3 ; $K_{зав}$ –

коэффициент заваленности.

$$П_{к.с} = \frac{A_B K_{нер}}{N_p n_{см}} \cdot \quad (27)$$

Значения $K_{зав}$ принимают из следующих соображений: при площадном способе отвалообразования $K_{зав} = 1$, при периферийном $K_{зав} = 0,3-0,6$ (меньшее значение соответствует отсыпке отвалов на устойчивом основании).

Находят инвентарный парк отвальных бульдозеров, ед.

$$N_{б.о} = K_{инв} \cdot W_б / Q_б, \quad (28)$$

где $K_{инв} = 1,4$ – коэффициент, учитывающий количество бульдозеров, находящихся в ремонте и резерве.

Устанавливают высоту ограничительного породного вала у верхней бровки и угол наклона рабочей площадки.

В соответствии с требованиями Единых правил безопасности площадки бульдозерных отвалов должны иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3 град., направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов.

По всему фронту в зоне разгрузки должна быть породная отсыпка (предохранительный вал) высотой не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, применяемого в данных условиях. Внутренняя бровка предохранительного вала должна располагаться вне призмы возможного обрушения яруса отвала.

Запрещается наезжать на ограничительный вал при разгрузке.

Вычерчивают схему бульдозерного отвала.

2. Исходные данные

Таблица 1

Индивидуальные задания

Вариант	Породы в основании отвала	Расстояние перемещения породы бульдозером м	Вариант	Породы в основании отвала	Расстояние перемещения породы бульдозером
1	Устойчивые	3	14	Устойчивые	4
2	Неустойчивые	3	15	Неустойчивые	2
3	Устойчивые	10	16	Устойчивые	13
4	Неустойчивые	2	17	Устойчивые	2
5	Неустойчивые	12	18	Неустойчивые	3
6	Устойчивые	15	19	Устойчивые	10
7	Устойчивые	5	20	Неустойчивые	4
8	Неустойчивые	7	21	Неустойчивые	11
9	Устойчивые	11	22	Устойчивые	12
10	Неустойчивые	4	23	Устойчивые	5
11	Неустойчивые	10	24	Неустойчивые	3

12	Устойчивые	12	25	Неустойчивые	13
13	Устойчивые	2	26	Устойчивые	14

Контрольные вопросы:

1. Складом называют насыпь:
 - А. некондиционного сырья.
 - Б. полезного ископаемого.
 - В. всего выше перечисленного.
2. Заключительный производственный процесс открытых горных работ:
 - А. отвалообразование и складирование.
 - Б. перемещение карьерных грузов.
 - В. подготовка горных пород к выемке.
 - Г. выемка и погрузка.
3. Породный отвал должен:
 - А. иметь достаточную вместимость.
 - Б. находиться на минимальном расстоянии от места погрузки породы.
 - В. располагаться на безугольных площадях.
 - Г. не препятствовать развитию горных работ в карьере.
 - Д. формироваться с учётом безопасности и экологии.
 - Е. А, Б, В, Г, Д
4. Отвальные работы включают в себя следующие виды работ:
 - А. выгрузка породы.
 - Б. планировка отвала.
 - В. дорожно-планировочные работы.
 - Г. хранение породы.
 - Д. А, Б, В.
 - Е. Всё выше перечисленное.
5. При использовании бульдозерного отвалообразовани производительность средств механизации выше:
 - А. при периферийном образовании отвала.
 - Б. при послойном образовании отвала.
6. Приёмная способность отвала при использовании мехлопаты на 1 метр длины тупика достигает:
 - А. 100 м³
 - Б. 350 м³
 - В. 500 м³
 - Г. 1000 м³
7. При отвалообразовании мехлопатами с использованием железнодорожного транспорта вместимость приёмного породного бункера составляет:
 - А. 100 – 200 м³
 - Б. 200 – 300 м³
 - В. 300 – 500 м³
 - Г. 500 – 1000 м³

8. На сколько производительность экскаватора на отвале должна быть больше, чем производительность забойного экскаватора?
- А. Минимум на 10%
 - Б. Минимум на 20%
 - В. Минимум на 30%
 - Г. Минимум на 40%
 - Д. Максимум на 50%
9. У какой горной породы величина осадки в отвале самая большая?
- А. Скальная порода.
 - Б. Суглинки.
 - В. Песок и гравий.
10. От чего зависит деформационное состояние отвала?
- А. От высоты и ширины насыпной части.
 - Б. От гранулометрического состава горных пород.
 - В. От физико-механических свойств горных пород.
 - Г. Всего выше перечисленного.
11. Приёмная способность отвала при использовании драглайнов на 1 метр длины тупика достигает:
- А. 2000 м³
 - Б. 4000 м³
 - В. 6000 м³
 - Г. 8000 м³
12. Какой тип деформации нагорных отвалов имеет тенденцию к затуханию?
- А. Уплотнение.
 - Б. Оползание.
 - В. Сдвигание.
13. Какой высоты должен быть сформирован предохранительный вал в зоне разгрузки автосамосвалов на отвале?
- А. 0,5 метра.
 - Б. Не менее 1 метра.
 - В. Не менее половины диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъёмности, применяемого в данных условиях.
 - Г. Не менее 2 метров.
14. Работа бульдозера на отвале должна производиться:
- А. под углом не менее 45 градусов к верхней бровке откоса площадки.
 - Б. параллельно верхней бровке откоса площадки.
 - В. перпендикулярно верхней бровке откоса площадки.
15. Расстояние между стоящими на разгрузке и проезжающими транспортными средствами должно быть не менее:
- А. 3 метров.
 - Б. 5 метров.
 - В. 8 метров.
 - Г. 10 метров.

16. Внешний рельс разгрузочного пути должен иметь превышение по отношению к внутреннему:
- А. на 50 – 100 мм.
 - Б. на 80 – 120 мм.
 - В. на 100 – 150 мм.
 - Г. на 120 – 180 мм.
17. Что не определяется проектом на ведение внутренних и внешних отвалов?
- А. Местоположение.
 - Б. Количество используемой техники.
 - В. Порядок формирования и эксплуатации.
 - Г. Параметры отвалов.
 - Д. Всё выше перечисленное определяется проектом.
18. Высота породных отвалов и отвальных ярусов, углы откоса и призмы обрушения, скорость подвижения отвальных работ устанавливаются проектом в зависимости от:
- А. физико-механических свойств пород отвала и его основания.
 - Б. способов отвалообразования.
 - В. климатических условий и гидрогеологии.
 - Г. рельефа местности.
 - Д. Всего выше перечисленного.
19. На отвалах, оборудованных одноковшовыми экскаваторами в месте разгрузки думпкаров расстояние от оси железнодорожного пути до верхней бровки для нормальной колеи должно составлять:
- А. не менее 1600 мм.
 - Б. не менее 1800 мм.
 - В. не менее 2000 мм.
 - Г. не менее 2200 мм.
20. Разрешается ли складирование снега в породный отвал?
- А. Разрешается.
 - Б. Разрешается в особых случаях, при наличии соответствующих мероприятий.
 - В. Запрещается.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 18

Тема: Технологические расчеты выемки пород одноковшовыми экскаваторами. Разработка паспорта забоя.

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Обычно различают паспортную (теоретическую), техническую, эффективную (забойную) и эксплуатационную производительность одноковшовых экскаваторов.

Паспортная (теоретическая) производительность соответствует выемке породы, у которой показатель трудности экскавации равен паспортному. Это часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в паспортных условиях разработки.

Для мехлопат такими условиями являются: высота забоя соответствует высоте напорного вала, угол поворота экскаватора под разгрузку в плане равен 90 град, а разгрузка осуществляется в отвал.

Техническая – наибольшая возможная часовая производительность выемочной машины при ее непрерывной работе в конкретных горнотехнических условиях.

Эффективная производительность по В.В. Ржевскому является фактической часовой производительностью выемочной машины при ее непрерывной работе в конкретных горнотехнических условиях. Она учитывает изменение продолжительности основных и вспомогательных операций из-за неоднородности экскавируемых пород, изменения параметров забоя, степени автоматизации управления машиной, а также потери экскавируемой породы и транспортное обслуживание выемочной машины. К сожалению, расчетные формулы для ее определения не вполне удачны из-за отсутствия информации по ряду показателей. Поэтому в настоящем пособии отдельный расчет ее не предусмотрен, а соответствующие коэффициенты учтены при расчете эксплуатационной производительности.

Эксплуатационная производительность (сменная, годовая) соответствует работе в конкретных горнотехнических условиях с учетом неизбежных перерывов в работе. При расчете сменной (суточной) производительности учитывают внутрисменные (внутрисуточные) перерывы, а при расчете месячной (годовой) – целосменные (целосуточные) простои. По эксплуатационной производительности определяют необходимый парк машин.

В настоящем учебном пособии подробно изложена методика расчета производительности мехлопат.

Производительность драглайнов рассчитывают по аналогичным формулам, но фактическая продолжительность цикла на 20-30% больше чем у мехлопат из-за отсутствия напорного механизма и наличия дополнительной операции, связанной с необходимостью подъема ковша при выводе его из забоя. Сравнительные коэффициенты производительности мехлопат и драглайнов приведены в табл. 3.8.

Рабочий парк экскаваторов определяют как частное от деления годовой производительности по вскрыше (добыче) на эксплуатационную

производительность вскрышного (добычного) экскаватора. Списочный парк выемочного оборудования обычно устанавливают с резервом 10-15%.

Методика расчета производительности одноковшовых экскаваторов на угольных разрезах приведена в литературе, на карьерах нерудных строительных материалов – в нормах технологического проектирования [18].

Последовательность выполнения работы

В соответствии с расчетным значением коэффициента разрыхления находят относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород

$$P_{\text{э.р}} = 0,022 \cdot \left[\gamma \cdot d_{\text{ср}} + 0,1 \cdot \sigma_{\text{сдв}} + \frac{10 \cdot (\gamma \cdot d_{\text{ср}} + 0,1 \cdot \sigma_{\text{сдв}})}{(K_p)^9} \right], \quad (1)$$

где $d_{\text{ср}}$ – средний размер куска взорванной горной массы в развале, см; γ – плотность пород, т/м³; $\sigma_{\text{сдв}}$ – временное сопротивление пород сдвигу, кгс/см²; K_p – коэффициент разрыхления.

Классифицируют породу по экскавируемости для среднего оптимального размера куска, используя табл. 3.1.

Вычисляют действительный показатель трудности экскавации

$$P_{\text{э.ф}} = K_v \cdot K_{\text{тр}} \cdot P_{\text{э.р}}, \quad (2)$$

где K_v и $K_{\text{тр}}$ – эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно конкретный вид выемочного оборудования (табл. 3.2) и его типоразмер (табл. 3.3).

По табл. 3.3 принимают паспортную продолжительность рабочего цикла ($T_{\text{ц.п}}$, с.) для выбранной модели экскаватора и вычисляют его паспортную производительность, м³/ч

$$Q_{\text{п}} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц.п}}}, \quad (3)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³.

Определяют продолжительность черпания мехлопаты в конкретных условиях, с

$$t_{\text{ч.ф}} = \frac{P_{\text{э.ф}}}{P_{\text{э.п}}} t_{\text{ч.п}} K_p, \quad (4)$$

где $P_{\text{э.п}}$ – паспортный показатель трудности экскавации; $t_{\text{ч.п}}$ – паспортное время черпания, с.

Рассчитывают продолжительность поворотных операций, с:

$$t_{\text{п.ф}} = t_{\text{п.п}} \cdot \frac{\beta_{\text{ф}}}{\beta_{\text{п}}}, \quad (5)$$

где $t_{\text{п.п}}$ – паспортная продолжительность поворотных операций; $\beta_{\text{ф}}$ – фактический угол поворота под разгрузку ($\beta_{\text{ф}} = 120-135$ град.); $\beta_{\text{п}}$ – паспортный угол поворота, град.

Вычисляют минимальную продолжительность рабочего цикла принятого экскаватора, с:

$$T_{ц.ф} = t_{ч.ф} + t_{п.ф} + t_{р.ф}, \quad (6)$$

где $t_{р.ф}$ – фактическое время разгрузки ковша, зависящее от свойств пород, с.

Для среднего размера куска породы с развале подбирают (табл. 3.4 и 3.5) значения коэффициентов разрыхления породы в ковше ($K_{р.к}$) и наполнения ковша ($K_{н.к}$).

Определяют техническую производительность экскаватора, принимая коэффициент влияния технологии выемки ($K_{т.в}$) по табл. 3.6, м³/час

$$Q_{тех} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_{н.к}}{T_{ц.ф} \cdot K_{р.к}} \cdot K_{т.в}. \quad (7)$$

Определяют сменную эксплуатационную производительность экскаватора, м³

$$Q_{э} = Q_{тех} K_{пот} K_y T_{см} K_{кл} K_{и.р}, \quad (8)$$

где – $K_{пот} = 0,9$ – коэффициент потерь; K_y – коэффициент управления (для одноковшовых экскаваторов $K_y = 0,85$); $T_{см}$ – продолжительность смены (п.1.2), ч; $K_{кл}$ – коэффициент влияния климатических условий (табл. 3.7) – (принимается для заданной климатической зоны по согласованию с преподавателем); $K_{и.р}$ – коэффициент использования выемочной машины на основной работе.

$$K_{и.р} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{о.л} - T_{всп} - T_{в}}{T_{см}} \cdot K_{тр}, \quad (9)$$

где $T_{п.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций (обычно $T_{п.з} = 3,5$ мин при работе с автотранспортом, и 4,5 мин – с железнодорожным), мин.; $T_{о.л}$ – время на отдых и личные надобности (10 мин), мин.; $T_{всп}$ – время выполнения вспомогательных операций, мин.; $T_{в}$ – часть затрат времени на взрывные работы (для учебных расчетов $T_{всп} + T_{в} = 7-10$ при автомобильном транспорте и 20-30 мин – при конвейерном, при железнодорожном транспорте вспомогательные операции стремятся совмещать с обменом поездов), мин.; $K_{тр}$ – при колесном транспорте соответствует коэффициенту обеспеченности забоя порожняком.

По данным Ю.И. Анистратова [10] при работе экскаватора в отвал $K_{и.р} = 0,85-0,9$, при погрузке на конвейер $K_{и.р} = 0,75-0,85$, в случае использования автомобильного транспорта – $K_{и.р} = 0,65-0,75$, при погрузке в железнодорожные вагоны – $K_{и.р} = 0,5-0,6$.

Если известны затраты времени на погрузку и обмен транспортных средств, то

$$K_{тр} = \frac{t_{п}}{t_{п} + t_{о}}, \quad (10)$$

где – $t_{п}$ – время погрузки автосамосвала или локомотивосостава, мин; $t_{о}$ – время обмена транспортных средств, зависящее от схемы подачи автосамосвалов под погрузку или схемы путевого развития на уступе [1].

Вычисляют годовую производительность экскаватора, м³:

$$Q_{год} = Q_{см} N_{р.с}, \quad (11)$$

где – $N_{p.c}$ – число рабочих смен экскаватора в течение года с учетом целосменных простоев и ППР.

Рассчитывают рабочий парк экскаваторов, ед:

$$N_{p.э} = \frac{A}{Q_{год}}, \quad (12)$$

где – A – производительность карьера по добыче (вскрыше, горной массе), $m^3/год$.

Оформляют отчет о занятии и сдают его преподавателю на проверку.

Изучают контрольные вопросы и задания, готовятся и защищают отчет.

Контрольные вопросы:

1. Перечислите виды производительности выемочных машин.
2. Что понимают под паспортной производительностью выемочных машин?
3. Чем отличается техническая производительность от паспортной?
4. Какие факторы влияют на техническую производительность мехлопат?
5. Перечислите составные части цикла мехлопат.
6. Почему продолжительность цикла у драглайнов больше чем у мехлопат?
7. Чем отличается эксплуатационная производительность от технической?
8. Какие факторы нужно дополнительно учитывать при расчете сменной эксплуатационной производительности в отличие от технической?
9. Что понимают под эффективной (забойной) производительностью выемочных машин?
10. Из каких соображений устанавливают коэффициент влияния транспорта ($K_{тр}$)?
11. Какие перерывы в работе дополнительно учитывают при расчете годовой эксплуатационной производительности по сравнению с ее сменной величиной?
12. Какие факторы влияют на число рабочих смен одноковшовых экскаваторов в течение года?
13. Перечислите слагаемые цикла работы колесных скреперов?
14. Укажите факторы, влияющие на техническую производительность колесных скреперов?
15. Сформулируйте, что понимают под заходкой одноковшового экскаватора.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 19

Тема: Технологические расчеты отвалообразования при железнодорожном транспорте

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

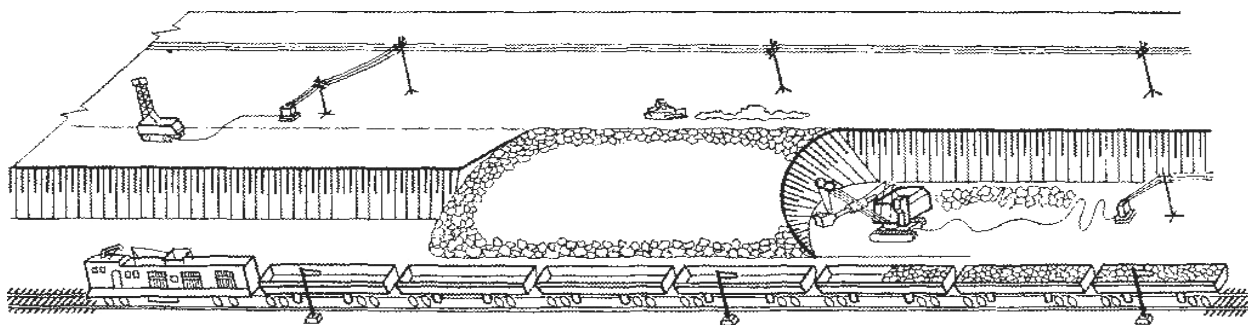
Контрольные вопросы:

Порядок выполнения работы

Технология работы карьерного железнодорожного транспорта

Железнодорожный транспорт получил большое распространение на карьерах России и за рубежом. Он используется как при мощных грузопотоках, так и при незначительных. Глубина разработки с применением железнодорожного транспорта достигает 250 м, а в отдельных случаях и более. Расстояние внутрикарьерного транспортирования составляет 2 – 5 км, а с учетом поверхности достигает 12 – 15 км и более.

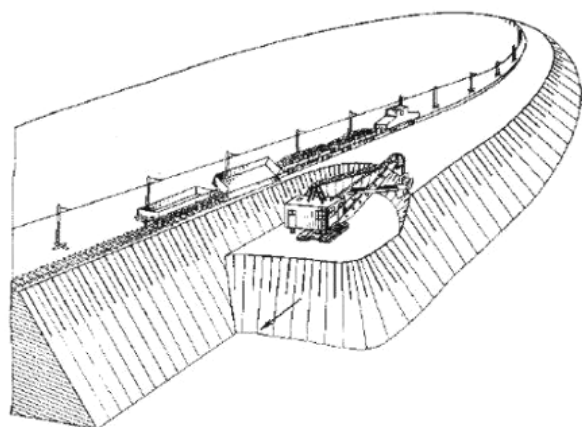
Принцип работы железнодорожного транспорта заключается в перемещении горной массы в вагонах к месту разгрузки локомотивами. Порожние составы со станций направляются в забой под погрузку к экскаватору, который к моменту подхода порожняка должен закончить грузить состав.



Ввиду того, что на карьере в работе находится много экскаваторов, информация о состоянии погрузки составов централизована. Она накапливается у диспетчера через радиосвязь. Диспетчер по своему опыту или с помощью ЭВМ определяет время, необходимое для окончания погрузки состава у каждого экскаватора, и время движения к нему порожнего состава. Исходя из минимума простоев экскаваторов и подвижного состава он определяет маршрут порожняка.

При движении груженого состава из карьера локомотив находится в голове поезда, при подаче порожнего состава в забой – в конце поезда.

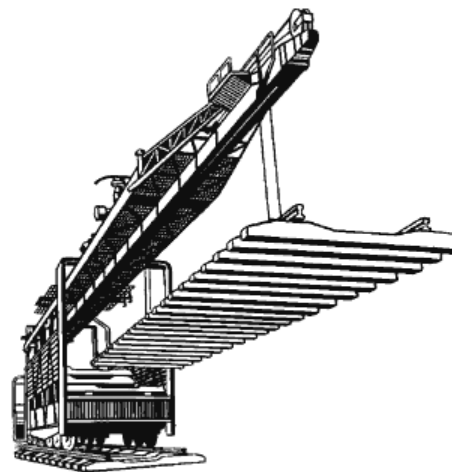
Погрузку начинают с



последнего вагона периодической передвижкой состава по сигналу машиниста экскаватора. Разгрузка на отвале начинается с первого вагона поезда.

После отработки заходки на горизонте или заполнения полосы на отвале железнодорожные пути передвигаются. Передвижка пути при разработке скальных пород является многооперационным и трудоемким процессом. Он выполняется в зависимости от механизации с разборкой пути или без нее.

Процесс передвижки пути с разборкой заключается в планировке трассы, разборке звеньев пути и последовательном их перемещении железнодорожным краном на новую трассу, перемещении опор канатной сети, соединении звеньев, рихтовке по оси пути и выравнивании пути в горизонтальной плоскости, подштопке и устранении повреждений крепления рельсов к шпалам, которые происходят при отрыве шпальной клетки от земляного полотна, особенно в зимнее время.



Достоинствами железнодорожного транспорта являются высокая надежность, возможность перевозить практически любые насыпные грузы, малая зависимость его эффективности от климатических условий, возможность достижения высокой производительности за счет пропуска большого числа поездов и увеличения массы поезда до 1500 – 2000 т, относительно низкие удельные затраты на транспортирование, большой срок службы оборудования, возможность использования любых типов энергии и локомотивов, незначительное негативное воздействие на окружающую среду.

Недостатками железнодорожного транспорта, ограничивающими область его применения, являются большая протяженность фронта работ (не менее 300 – 500 м), значительные радиусы поворота (не менее 80 – 100 м), незначительные подъемы (40 – 60‰), значительные затраты на перемещение рельсошпальной решетки и контактной сети, малая механизация вспомогательных работ, большие капитальные затраты и др..

Средствами железнодорожного транспорта являются рельсовые пути и подвижной состав.

Эксплуатационный расчет карьерного железнодорожного транспорта

Целью эксплуатационного расчета является определение рабочего и инвентарного парков локомотивов и вагонов.

Эксплуатационный расчет предусматривает:

1. определение времени рейса и производительности одного локомотивосостава;
2. расчет локомотивного и вагонного парков;
3. определение пропускной и провозной способности карьерных железнодорожных перегонов.

После выполнения эксплуатационного расчета производится построение графика движения поездов.

Производительность железнодорожного транспорта зависит от емкости состава и скорости движения поезда. Вместимость состава, в свою очередь, зависит от сцепного веса локомотива и сложности трассы, выражающейся в сопротивлении движению, и состояния пути.

Техническая производительность локомотивосостава (т/ч):

$$Q_t = G n N_{p.ч.}, \quad (1)$$

где G – грузоподъемность вагона, т; n – число вагонов в поезде; $N_{p.ч.}$ – число рейсов в час.

Количество рейсов в час зависит от продолжительности рейса (ч):

$$t_p = (t_{zp} + t_{nop}) + t_n + t_o + t_p, \quad (2)$$

где t_{zp} – время движения груженого поезда, ч; t_{nop} – время движения порожнего поезда, ч; t_n – время погрузки локомотивосостава, ч; t_o – продолжительность обмена поездов у экскаватора, ч; t_p – время разгрузки поезда, ч.

Сменная эксплуатационная производительность локомотивосостава (т/смену) учитывает длительность смены T и коэффициент использования сменного времени K_u :

$$Q_{см} = Q_t T K_u. \quad (3)$$

По нормам технологического проектирования горнорудных предприятий с открытым способом разработки коэффициент использования железнодорожного транспорта в течение смены принимается $K_u = 0,9$.

Годовая эксплуатационная производительность локомотивосоставов (т/год) определяется исходя из сменной производительности и числа рабочих смен в год:

$$Q_{год} = Q_{см} n N_{год}, \quad (4)$$

где n – число смен в сутки; $N_{год}$ – число рабочих дней в году.

Необходимое для работы число локомотивосоставов:

$$N_c = k_p (N_p / N_p'), \quad (5)$$

где k_p – коэффициент резерва локомотивов; N_p – сменное число рейсов всех локомотивосоставов, рейсов/смену; N_p' – сменное число рейсов одного локомотивосостава, рейсов/смену.

Сменное число рейсов всех локомотивосоставов (рейсов/смену):

$$N_p = k_{np} (W / G n), \quad (6)$$

где k_{np} – коэффициент неравномерности работы железнодорожного транспорта в течении смены; W – сменный грузооборот карьера, т/смену.

Необходимое число вагонов:

$$N_s = (k_p' W) / (N_c G), \quad (7)$$

где k_p' – коэффициент резерва вагонов.

Контрольные вопросы:

1. Расскажите о достоинствах и недостатках способа отвалообразования при железнодорожном транспорте.

2. Перечислите способы производства отвальных работ при железнодорожном транспорте.
3. Чем отличается приемная емкость отвала от его приемной способности?
4. Укажите, в каких условиях целесообразно применять железнодорожный способ отвалообразования.
5. Выделите факторы, изменяя которые можно увеличить пропускную способность отвального тупика.
6. Поясните, из каких соображений устанавливают продолжительность работы отвального тупика между двумя передвижками пути.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 20

Тема: Технологические схемы и расчеты транспортирования конвейерами

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Целью расчета является определение параметров ленточно-канатного конвейера в зависимости от заданных условий эксплуатации.

Исходные данные: годовая производительность карьера; параметры, характеризующие режим работы предприятия; расстояние транспортирования груза; физико-механические свойства транспортируемых грузов; условия работы карьера.

Особенности конструкции. Современные ленточно-канатные конвейеры имеют производительность 600- 3000 т/ч. По сравнению с ленточными конвейерами область их применения ограничивается наибольшей шириной ленты 1400 мм и допустимой скоростью до 3,5 м/с, максимальным размером куска до 300 мм, углом наклона до 14° . Основное достоинство этих конвейеров- высокая экономическая эффективность работы при транспортировании груза на большие расстояния (до 14- 16 км в одном ставе). Основная отличительная особенность- использование отдельных тягового и грузонесущего органов (рис. 1).

Тяговым органом служат два параллельных замкнутых каната, приводящихся в движение шкивами приводного устройства. В ленточно-

канатных конвейерах используют стальные канаты односторонней свивки с линейным касанием проволок. Диаметр канатов принимают от 32 до 50 мм.

Грузонесущая лента специальной конструкции (рис. 1 б) снабжается одной или двумя тканевыми прокладками и имеет по краям продольные утолщения с клиновидными канавками. Для придания ленте поперечной жесткости внутри нее через 60-100 мм завулканизированы стальные стержни (рессоры) прямоугольного или квадратного поперечного сечения. Продольными канавками лента ложится на тяговые канаты и движется вместе с ними. Из рис. 1, б видно, что утолщения, которыми лента ложится на канаты грузовой ветви, могут располагаться ближе к продольной оси ленты, что позволяет принимать ленту большей ширины. На современных ленточно-канатных конвейерах используют ленты шириной 760-1400 мм.

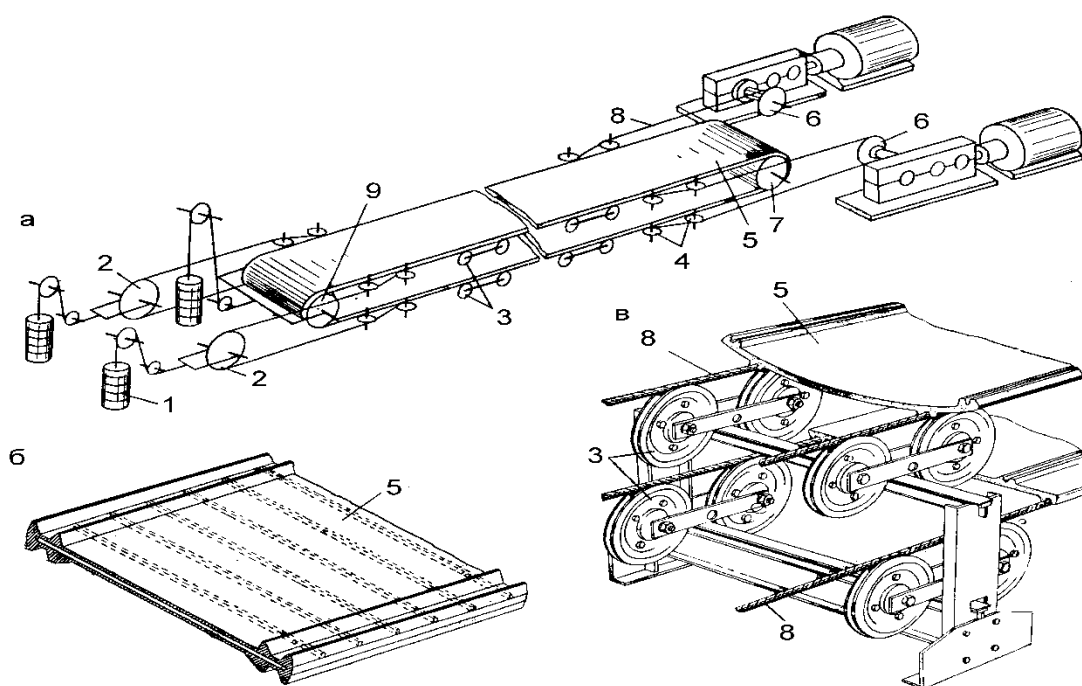


Рис. 1. Принципиальная схема (а), конструкция ленты (б) и конструкция средней части (в) ленточно-канатного конвейера: 1- натяжной груз; 2- натяжные шкивы тяговых канатов; 3 и 4- соответственно поддерживающие и отклоняющие ролики; 5- специальная конвейерная лента; 6- приводные шкивы; 7- разгрузочный барабан; 8- тяговые канаты; 9- натяжной барабан.

Тяговые канаты поддерживаются роликами, установленными на балансирах, вследствие чего уменьшаются перегибы канатов при движении. Для снижения износа канатов ролики футеруют специальными пластмассами.

Роликоопоры устанавливаются на вертикальных стойках через определенные интервалы. В головной и хвостовой частях конвейера лента огибает разгрузочный и натяжной барабаны. При подходе к барабанам тяговые канаты выводятся из-под ленты или подводятся под нее при помощи системы отклоняющих роликов (см. рис. 1, а).

Натяжение канатов и ленты осуществляется натяжными устройствами грузового или лебедочного типа, конструкция которых аналогична устройствам, используемым в обычных ленточных конвейерах.

Приводное устройство состоит из двух шкивов с отдельными приводами. Каждый шкив приводится во вращение от электродвигателя через редуктор

Особенности расчета. Коэффициент C_0 зависит от угла откоса насыпного груза, который на ленточно-канатном конвейере может быть несколько большим, чем на ленточном, в связи с меньшими деформациями ленты при прохождении ее на канатах по опорным блокам. Значение C_0 зависит от прогиба рессор, образующих лоток значительно меньшей глубины, чем лента ленточного конвейера на трехроликовой опоре. Рекомендуется принимать $C_0=250-300$.

Распределенные сопротивления движению груза определяются по формулам:

на грузовой ветви

$$W_{ГР} = (q + q_{Л} + 2q_{К}) \cdot L \cdot (\omega_{ГР} \cdot \cos \beta \pm \sin \beta) + q'_P \cdot L \cdot \omega_{ГР}, H, \quad (1)$$

на порожняковой ветви

$$W_{ПОР} = (q_{Л} + 2q_{К}) \cdot L \cdot (\omega_{ПОР} \cdot \cos \beta \pm \sin \beta) + q''_P \cdot L \cdot \omega_{ПОР}, H, \quad (2)$$

где: $q, q_{Л}, q_{К}, q'_P, q''_P$ - линейные силы тяжести, соответственно груза, ленты, каната, роликов- шкивов на грузовой и порожняковой ветвях, Н/м: в расчетах рекомендуется принимать $q_{Л} = 150-500$ Н/м (при $B = 800-1400$ мм); $q_{К} = 20-30$ Н/м; $\omega_{ГР} = 0,013-0,027$; $\omega_{ПОР} = 0,016-0,032$ - коэффициенты сопротивления движению груза, соответственно на грузовой и порожняковой ветвях.

Коэффициент K' , зависит от угла обхвата α , принимается в пределах 1,03-1,05.

Коэффициент сцепления каната с нефутерованным шкивом принимается равным $\mu = 0,12-0,18$; с футеровкой - $\mu = 0,4$.

Минимальное натяжение каждого из канатов на грузовой ветви:

$$S_{MIN} = (6 \div 4)(q + q_{Л} + 2q_{К}) \cdot l'_P, H, \quad (3)$$

где: $l'_P=5-8м$ - расстояние между роликами- шкивами.

Пример расчета. Выполнить расчет ленточно-канатного конвейера по следующим исходным данным:

- годовая производительность карьера $A= 3$ млн. т.;
- коэффициент неравномерности работы карьера $K_{Н.Р.}= 1,1$;
- число рабочих дней в году $n_{РАБ}= 300$;
- число смен в сутки $n_{СМ}= 3$;
- продолжительность смены $T_{СМ}= 8ч$;
- насыпная плотность груза $\gamma= 1,5$ т/м³;
- максимальный размер куска $a_{МАХ}= 150$ мм;
- угол наклона конвейера $\beta= 2^0$;
- направления транспортирования груза- вверх;
- расстояние транспортирования груза $L= 300$ м;
- условия работы конвейера- хорошие, работа без загрязнений;
- состояние атмосферы- сухая.

1. Определяем часовая продолжительность конвейера:

$$Q_P = \frac{A \cdot K_{Н.Р.}}{n_{РАБ} \cdot n_{СМ} \cdot T_{СМ}} = \frac{3 \cdot 10^6 \cdot 1,1}{300 \cdot 3 \cdot 8} = 458T.$$

Принимаем конвейер КЛК- 500 со следующими параметрами:

- производительность $Q= 500$ т/ч;
- ширина ленты $B= 1200$ мм;
- скорость $U = 2м/с$.

2. Осуществляем проверку соответствия ширины ленты принятого конвейера заданной производительности:

$$B_p = 1,1 \left(\sqrt{\frac{Q}{C_O \cdot U \cdot K_\beta \cdot \gamma}} + 0,05 \right) = 1,1 \left(\sqrt{\frac{500}{250 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 1,5}} + 0,05 \right) = 0,86м$$

Условие $B_p \leq B$ выполняется

Проверяем ширину ленты по крупности куска

$$B \geq (2,3-2,5)a_{\max};$$

$$B \geq 2,5 \cdot 150 \geq 375 \text{ мм.}$$

Условие выполняется.

3. Определяем распределенные сопротивления движению ленты:
на грузовой ветви

$$W_{ГР} = (q + q_{Л} + 2q_{К}) \cdot L \cdot (\omega_{ГР} \cdot \cos \beta \pm \sin \beta) + q'_P \cdot L \cdot \omega_{ГР} =$$

$$= (681 + 250 + 2 \cdot 25) \cdot 3000(0,02 \cdot 0,999 + 0,035) + 39 \cdot 3000 \cdot 0,02 = 164205H,$$

где:

$$q = \frac{Q \cdot g}{3,6 \cdot U} = \frac{500 \cdot 9,81}{3,6 \cdot 2} = 681H / м;$$

$$q_{Л} = 250H / м; \quad q_{К} = 25H / м;$$

$$q'_P = \frac{M'_P \cdot g}{l'_P} = \frac{20 \cdot 9,81}{5} = 39H / м;$$

$$q''_P = \frac{M''_P \cdot g}{l''_P} = \frac{18 \cdot 9,81}{15} = 12H / м;$$

$$l''_P = (2 - 4)l'_P = 3 \cdot 5 = 15м;$$

на порожняковой ветви

$$W_{ПОР} = (q_{Л} + 2q_{К}) \cdot L \cdot (\omega_{ПОР} \cdot \cos \beta \pm \sin \beta) + q''_P \cdot L \cdot \omega_{ПОР} =$$

$$= (250 + 2 \cdot 25) \cdot 3000(0,025 \cdot 0,999 - 0,035) + 12 \cdot 3000 \cdot 0,025 = -8100H.$$

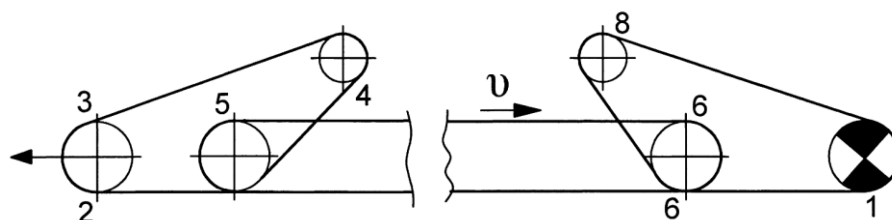


Рис. 3. Расчетная схема конвейера (к примеру расчета)

4. Производим расчет сил натяжения в характерных точках изгиба каната (расстановку точек начинаем с точки сбега каната с приводного шкива, рис. 3):

$$S_1 = S_{СБ};$$

$$S_2 = S_1 + W_{ПОР} = S_{СБ} - 8100;$$

$$S_3 = K' \cdot S_2 = 1,04(S_{СБ} - 8100) = 1,04S_{СБ} - 8424;$$

$$S_4 = K' \cdot S_3 = 1,05(1,04S_{СБ} - 8424) = 1,09S_{СБ} - 8845;$$

$$S_5 = K' \cdot S_4 = 1,05(1,09S_{СБ} - 8845) = 1,14S_{СБ} - 9287;$$

$$S_6 = S_5 + W_{ГР} = 1,14S_{СБ} - 9287 + 164205 = 1,20S_{СБ} + 154918;$$

$$S_7 = K' \cdot S_6 = 1,05(1,14S_{СБ} + 154918) = 1,20S_{СБ} + 162664;$$

$$S_8 = S_{HB} = K' \cdot S_7 = 1.05(1.2S_{CB} + 162664) = 1.26S_{CB} + 170797$$

Потребный угол обхвата $\alpha=360^0$, коэффициент сцепления принимаем равный 0,4. Тяговый фактор привода составляет

$$e^{\mu \cdot \alpha} = 2,72^{0,4 \cdot 2 \cdot 3,14} = 12,2.$$

Для определения S_{HB} и S_{CB} составим систему уравнений

$$\begin{cases} S_{HB} = 1,26S_{CB} + 170797, H; \\ S_{HB} = 12,2S_{CB}, H. \end{cases}$$

В результате получаем

$$S_{CB} = 15612H; S_2 = 7512H; S_3 = 7813H; S_4 = 8203H; \\ S_5 = 8613H; S_6 = 172818H; S_7 = 181460H; S_{HB} = 190466H.$$

Для нормальной работы конвейера должны выполняться два условия:

$$1) S_{HB} \leq S_{CB} \cdot e^{\mu \cdot \alpha};$$

$$190466 \leq 15612 \cdot 12,2$$

$$190466 = 190466$$

$$2) S_{min} = (6 \div 4)(q + q_L + 2q_K) \cdot l_P \leq S_5, H,$$

где: $S_5 = 8613 H$ - наименьшее натяжение каната на грузовой ветви:

$$S_{min} = 4(681 + 250 + 2 \cdot 25) \cdot 5 = 19620 H,$$

$$19620 > 8613,$$

Условие не выполняется, поэтому осуществляем пересчет сил натяжения каната, приравнивая $S_5 = S_{min}$.

Тогда

$$S_{CB} = 25211H; S_2 = 17111H; S_3 = 17796H; S_4 = 18686H; \\ S_5 = 19620H; S_6 = 183825H; S_7 = 193016H; S_{HB} = 307580H.$$

5. Определяем тяговое усилие по формуле

$$W_O = S_{HB} - S_{CB} + 0,03(S_{HB} + S_{CB}) = 307580 - \\ - 25211 + 0,03(307580 + 25211) = 290840H.$$

6. Мощность привода составит

$$N_{дв} = \frac{W_O \cdot U}{1000 \cdot \eta} = \frac{290840 \cdot 2}{1000 \cdot 0,92} = 633кВт.$$

7. Находим сила натяжного устройства

$$S_{H.V} = S_2 + S_3 = 17111 + 17796 = 34907H.$$

Число прокладок в ленте устанавливается по полученному в расчете значению $S_{нб}$ в зависимости от разрывной прочности выбираемой ленты.

Контрольные вопросы:

1. Назначение конвейеров.
2. Где применяются ленточные конвейеры?
3. Какие существуют разновидности ленточных конвейеров?
4. От чего зависит тяговое усилие ленточного конвейера?
5. От чего зависит коэффициент трения между соприкасающимися поверхностями ленты и барабана?
6. Какие имеются возможные пути увеличения тяговой способности и производительности ленточных конвейеров?
7. Где применяются роликовые конвейеры?
8. Какие существуют разновидности роликовых конвейеров?
9. От чего зависит производительность роликового конвейера?
10. Где используются винтовые конвейеры?
11. От чего зависит производительность винтового конвейера?

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 21

Тема: Выбор параметров конвейеров и определение их производительности

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Целью расчета является выбор типа конвейера для заданных условий транспортирования материала, установление прочностных характеристик конвейерной ленты.

Исходные данные: годовая производительность карьера; параметры, характеризующие режим работы предприятия; расстояние транспортирования груза; физико-механические свойства транспортируемых грузов; условия работы конвейера.

Расчет ленточного конвейера включает:

- 1) предварительный выбор типа конвейера;
- 2) проверку принятой ширины ленты конвейера;

- 3) вычисление распределенных сопротивлений движению ленты;
- 4) определение сосредоточенных сопротивлений движению ленты;
- 5) расчет натяжений конвейерной ленты и тягового усилия;
- 6) определение мощности привода
- 7) установление силы натяжного устройства;
- 8) определение прочностных характеристик ленты.

Предварительный выбор типа конвейера. В горнорудных отраслях промышленности ленточными конвейерами транспортируют различные сыпучие грузы с размером наибольших кусков до 350-450мм.

Производительность конвейеров достигает 5000-6000 т/ч. Ширина ленты может варьироваться от 500 до 2000мм, а скорость движения v составляет 2,50-3,15 м/с и более.

Ленточный конвейер условно можно разбить на три основные части: головную, среднюю и хвостовую. Загрузка конвейера производится загрузочным устройством (или несколькими устройствами), расположенным в хвостовой части конвейера. Головная часть конвейера (при головном приводе) состоит из разгрузочного устройства и фрикционного привода. В зависимости от расположения загрузочного и разгрузочного устройств, а также других условий трасса конвейера в вертикальной плоскости может быть: прямолинейной горизонтальной, наклонной (подъем, спуск) или ломаной, состоящей из прямолинейных участков, соединенных криволинейными выпуклыми участками. Угол наклона конвейера (участка) на подъем (спуск) β зависит от свойств груза и условий транспортирования. Для лент с гладкой поверхностью на подъем угол β может достигать 18-20°. Трасса конвейеров в плане прямолинейная.

В большинстве случаев схема трассы и расположение основного оборудования конвейера (привода и натяжного устройства) диктуются компоновочным решением, т.е. взаимным расположением технологического оборудования проектируемого объекта (цеха, фабрики, комбината). При выборе этих данных необходимо строго соблюдать нормативные рекомендации, а также учитывать опыт проектирования и эксплуатации. Отклонение при проектировании конвейеров от норм в конечном итоге ухудшает работоспособность конвейера, а также его обслуживание и ремонт.

Трасса конвейера по возможности должна быть прямолинейной или с минимальным числом перегибов, а длина и высота подъема должна обеспечиваться соответствующим оборудованием, т.е. тяговой способностью привода и прочностью ленты.

Наилучшее месторасположение привода конвейера, работающего на подъем, в головной части. В этом случае максимальное натяжение ленты на приводном барабане будет меньше, чем на головном барабане для такого же конвейера при промежуточном приводе. Промежуточный двухбарабанный привод имеет недостаток - один из приводных барабанов огибается стороной лен-

ты, соприкасающейся с грузом, что резко снижает фрикционные возможности барабана. В этом отношении многобарабанные приводы, располагаемые в головной части конвейеров, предпочтительней, так как приводные барабаны соприкасаются только с чистой стороной ленты.

Для конвейеров, работающих на спуск в генераторном режиме привод целесообразно устанавливать в хвостовой части. Для конвейеров большой протяженности в ряде случаев, кроме головного привода, устанавливают привод в хвостовой части.

Натяжные устройства, как правило, расположены в хвостовой части конвейера. Если из-за компоновочных решений загрузочного устройства (ограничение места для хода тележечного натяжного устройства) применяется вертикальное натяжное устройство, что по многим причинам нежелательно (дополнительные барабаны и перегибы ленты, повышенная просыпь и др.), то устанавливать его следует в зоне меньших натяжений ленты, т.е. как можно ближе к приводу. У конвейеров большой длины с резинотканевой лентой, у которых ход натяжного барабана может достигать десятков метров, натяжное устройство может быть расположено около привода, т.е. один из оборотных барабанов привода используется в качестве натяжного. Возможны два варианта схемы установки натяжного устройства наклонного конвейера: с расположением натяжного устройства под углом и с горизонтальным расположением. Второй вариант исключает заглубление натяжного устройства, что удешевляет строительные работы и улучшает компоновку перегрузочного устройства, но вместе с тем появляются дополнительные изгибы трассы и необходима установка двух отклоняющих барабанов.

Для нормальной работы ленточных конвейеров и увеличения срока службы ленты и ее центровки большое значение имеет правильный способ загрузки и разгрузки конвейеров, что должно учитываться проектировщиками при разработке схемы трассы конвейерных линий, компоновок технологического оборудования цехов и фабрик.

Загрузочные и разгрузочные устройства разрабатываются проектировщиками применительно к конкретным условиям: высоте перепада груза при перегрузке, углу подхода потока груза к загруженному конвейеру, характеристике груза, атмосферным условиям и др. Загрузка ленточного конвейера может осуществляться другим конвейером или питателем, дозатором, самотеком из бункера или из технологического оборудования и др. Загрузочное устройство должно: обеспечивать равномерное поступление груза на ленту в количестве, обеспечивающем нормальное заполнение ленты, т.е. без перегрузки ленты и образования просыпи; разрабатываться с использованием способа, обеспечивающего наименьшие механические воздействия груза на ленту и само устройство (форма лотка, футеровка, рудный карман и др.); исключать боковые смещения ленты при ее загрузке; предусматривать для крупнокусковых абразивных грузов подгрозачивание их с целью уменьшения воздействия кусков груза на ленту;

учитывать возможности амортизирующих роlikоопор конвейера или других средств, уменьшающих удары кусков груза по ленте.

Выбор типа конвейера производится по его расчетной часовой производительности Q_P , м³:

$$Q_P = \frac{A \cdot K_{н.р}}{n_{РАБ} \cdot n_{СМ} \cdot T_{СМ}}, \quad (1)$$

где: A - годовая производительность карьера, м³; $K_{н.р}$ = 1,15-1,25- коэффициент неравномерности работы карьера; $n_{РАБ}$ - число рабочих дней в году; $n_{СМ}$ - количество смен в сутки; $T_{СМ}$ - продолжительность смены, ч.

По расчетной производительности Q_P и исходным данным ориентировочно выбирается тип конвейера (табл. 1)

Таблица 1

Технические характеристики ленточных конвейеров

Конвейер	Ширина ленты, мм	Скорость движения ленты, м/с	Производительность, м ³ /ч	Мощность привода, кВт	Максимальная длина става, м
КЛЗ-800-2М	1 200	1,85-4,6	1 750	2x250	800
КЛЗ-500-2М				2x250	500
КЛЗ-400-2М				250	400
КЛЗ-250-2М				250	250
КЛМ-800-2М	1 200	1,85-4,6	1 750	2x250	800
КЛМ-500-2М				2x250	500
КЛМ-400-2М				250	400
КЛМ-250-2М				250	250
КЛМ (Н)-400-2М				2x250	400
КЛМ (Н)-400-2М				2x250	250
КЛО-750-2М	1 200	1,85-4,6	1 750	2x250	750
КЛО-500-2М				2x250	500
КЛО-400-2М				250	400
КЛО-250-2М				25	250
КЛП-250/100-2М	1 200	3,1-4,6	1 750	250	265
КЛЗ-600	1 000	2,34	600 т/ч	132	500
КЛШ-800	1 200	2,58	500 т/ч	150	800
КМЗ	1 800	4,35	4 500	1050	600
КМП					500
КМО					500
С160.125	1 600	1,6	1 600	320	600-1 000
		2,0	2 000	400	
		2,5	2 500	300	
		3,0	3 150	630	
С160.160	1 600	1,6	1 600	400	800-1 000
		2,0	2 000	500	

		2,5 3,15	2 500 3 150	630 800	
C200.160	2 000	1,6 2,0 2,5 3,0	2 500 3 200 4 000 4 960	630 800 1 000 1 250	700-1 200
C200.200 (однобарабанный привод)	2 000	1,6 2,0 2,5 3,15	2 560 3 200 4 000 4 960	630 800 1 000 1 250	800-1 400
C200.200 (двухбарабанный привод)	2 000	1,6 2,0 2,5 3,15	2 560 3 200 4 000 4 960	950 1 200 1 500 1 880	800-1 600

Проверка принятой ширины ленты конвейера. Проверка включает в себя два этапа. Сначала производится проверка соответствия принятой ширины ленты заданной производительности

$$B_p = 1,1 \left(\sqrt{\frac{Q}{C_o \cdot v \cdot K_\beta}} + 0,05 \right) \leq B, \text{ м}, \quad (2)$$

где: B_p , B - соответственно, расчетная и принятая по технической характеристики ширина ленты, м; Q - техническая производительность конвейера, принятая по технической характеристике ($Q \geq Q_p$), м³/ч; C_o - коэффициент формы сечения груза на ленте (табл. 2); v - скорость движения ленты, м/с; K_β - коэффициент, учитывающий снижение высоты насыпки груза при применении наклонных конвейеров:

Угол наклона конвейера β , град	0	12	14	18
Коэффициент K_β	1	0,98	0,96	0,92

Если условие (78) не выполняется, то необходимо выбрать другой тип конвейера.

Таблица 2

Значения коэффициента C_o

Угол откоса насыпного груза на ленте φ , град	При угле наклона боковых роликов β' , град			
	20	30	35	45
15 ⁰	470	550	580	625
20 ⁰	550	625	650	690

Затем ширина ленты проверяется по крупности куска:

$$B \geq (2,3 - 2,5) \cdot a_{MAX}, \text{ мм}, \quad (3)$$

где: a_{MAX} - размер максимального куска, мм.

Определение распределенных сопротивлений движению ленты.

Распределенное сопротивление движению ленты на грузовой ветви конвейера определяется по формуле:

$$W_{ГР} = (q + q_{Л} + q_{Р}') \omega_{ГР} \cdot L \cdot \cos \beta \pm (q + q_{Л}) L \cdot \sin \beta, Н, \quad (4)$$

где: q , $q_{Л}$, $q_{Р}'$ - линейные силы тяжести, соответственно, груза, ленты и роlikоопор грузовой ветви конвейера, Н/м:

$$q = \frac{Q \cdot g \cdot \gamma}{3,6 \cdot U}; \quad (5)$$

$$q_{Л} = M_{Л} \cdot B \cdot g; \quad (6)$$

$M_{Л}$ - масса 1м² конвейерной ленты, кг/м² (табл. 3.3, 3.4);

$$q_{Р}' = \frac{M_{Р}' \cdot g}{l_{Р}'}; \quad (7)$$

$M_{Р}'$ - масса вращающихся частей роlikоопоры грузовой ветви конвейера, кг (табл. 5); $l_{Р}'$ - расстояние между роlikоопорами грузовой ветви конвейера, м (табл. 6); $\omega_{ГР}$ - коэффициент сопротивления движению ленты на грузовой ветви конвейера (табл. 7); L - расстояние транспор-тирования, м; β - угол наклона конвейера, градус.

Таблица 3

Характеристика резиновых лент

Тип ленты	Прочность, Н/мм	Диаметр и шаг тросов, мм	масса, кг/м ²
РТЛ-1500	1 500	6,2/15	28
РТЛ-2500	2 500	7,6/14	37
РТЛ-3150	3 150	8,6/15	43
РТЛ-4000	4 000	8,0/15	48
РТЛ-5000	5 000	10,5/17	55
РТЛ-6000	6 000	11,5/18	65

Таблица 4

Характеристика резиноканевых лент

Тип ленты	Прочность ленты, Н/мм	Число прокладок, шт	масса, кг/м ²
1	2	3	4
БКНЛ-65	55	3-10	8,7-17,6
БКНЛ-100	100	3-8	10-19
БКНЛ-150	150	3-8	13,4-25,5
ЛХ-120	120	3-12	12,4-28
ТА-100	100	3-8	11-17,7
ТА-150	150	3-8	11,4-18,6
ТА-300	300	4-10	13,3-20,7
ТЛ-150	150	3-8	10,4-20,2
ТЛ-200	200	3-8	11,8-21

ТЛК-150	150	3-8	11,4-20,2
ТЛК-200	200	3-8	11,8-21
ТК-300	300	4-10	14,2-26,4
ТК-400	400	4-8	16-26,4
МЛ-200	200	-	16,5-25,3
МЛ-300	300	-	16,5-25,3
МК-300	300	-	16,5-25,3
МК-600	600	-	16,5-25,3

Таблица 5

Характеристики роlikоопор

Ширина ленты, мм	Трехроlikовая опора				Однороlikовая опора	
	в нормальном исполнении		в тяжелом исполнении		диаметр ролика, мм	масса, кг
	диаметр ролика, мм	масса, кг	диаметр ролика, мм	масса, кг		
800	127	22	159	45	127	19
1 000	127	25	159	50	127	21,5
1 200	127	29	159	57	127	26
1 400	159	50	194	108	159	40
1 600	-	60	194	116	-	-
1 800	-	82	194	122	159	47
2 000	-	-	219	190	-	-

Таблица 6

Значения V_p

Насыпная плотность груза, т/м ³	Расстояние между роlikоопорами м при ширине ленты, мм			
	800	1 000-1 200	1 400-1 600	1 800-2 000
<1	1,4	1,3	1,2	1,1
1-2	1,3	1,2	1,1	1,0
>2	1,2	1,1	1,0	0,9

Таблица 7

Значения коэффициентов сопротивления движению ленты

Тип установок	Состояние конвейера	Условия работы	$\omega_{гр}$	$\omega_{пор}$
Стационарные мощные	Очень хорошее	Без загрязнений	0,018-0,024	0,025-0,035
Стационарные	Хорошее	Небольшие загрязнения ленты или абразивная пыль	0,022-0,026	0,025-0,035
Полустационарные	Хорошее	Сильное загрязнение ленты	0,024-0,032	0,030-0,040
Передвижные	Удовлетворительное	Обильное загрязнение и запыленность атмосферы	0,030-0,040	0,035-0,045

Знак «+» ставится при перемещении груза вверх, знак «-»- при перемещении груза вниз.

Распределенное сопротивление движению ленты на порожняковой ветви конвейера определяется по формуле:

$$W_{\text{ПОР}} = (q_{\text{Л}} + q_{\text{Р}}'') \omega_{\text{ПОР}} \cdot L \cdot \cos \beta \pm q_{\text{Л}} \cdot L \cdot \sin \beta, \text{Н}, \quad (8)$$

где: $q_{\text{Р}}''$ - линейная сила тяжести роlikоопор порожняковой ветви конвейера, Н/м;

$$q_{\text{Р}}'' = \frac{M_{\text{Р}}'' \cdot g}{l_{\text{Р}}''}; \quad (9)$$

$M_{\text{Р}}''$ - масса вращающихся частей роlikоопоры порожняковой ветви конвейера, кг (см. табл. 3.5); $l_{\text{Р}}''$ - расстояние между роlikоопорами порожняковой ветви конвейера, м:

$$l_{\text{Р}}'' = (2 - 4)l_{\text{Р}}'; \quad (10)$$

$\omega_{\text{ПОР}}$ - коэффициент сопротивления движению ленты на порожняковой ветви конвейера (табл. 7).

Знак «-» ставится при движении ленты на порожняковой ветви вниз, знак «+»- вверх.

Определение сосредоточенных сопротивлений движению ленты конвейера. Сопротивление при огибании лентой барабана $W_{\text{Б}}$, Н, складывается из сопротивлений вследствие трения в цапфах вала барабана и жесткости ленты. При этом натяжение ленты в последующей точке S_{i+1} (набегающая на барабан ветвь ленты) больше, чем в предыдущей точке S_i (сбегающая с барабана ветвь ленты) в K' раз,

$$S_{i+1} = K' \cdot S_i, \text{Н}, \quad (11)$$

где: K' - коэффициент увеличения натяжения, зависящий от угла обхвата лентой барабана:

α , градус	>180	90-180	<90
K'	1,03-1,04	1,02-1,03	1,01-1,02

Тогда

$$W_{\text{Б}} = S_i(K' - 1), \text{Н}. \quad (12)$$

Сопротивление на загрузочном устройстве рассчитывают по формуле:

$$W_3 = \frac{q \cdot v^2}{g}, \text{Н}. \quad (13)$$

Сопротивление на разгрузочном устройстве (плужковый сбрасыватель) вычисляют по формуле

$$W_p = 2,7 \cdot q \cdot B, H \quad (14)$$

Определение натяжений конвейерной ленты и тягового усилия

На расчетной схеме конвейера (рис. 1) в характерных местах изгиба ленты расставляют точки, начиная с точки сбега ленты с приводного барабана (при двухбарабанном приводе- с последнего).

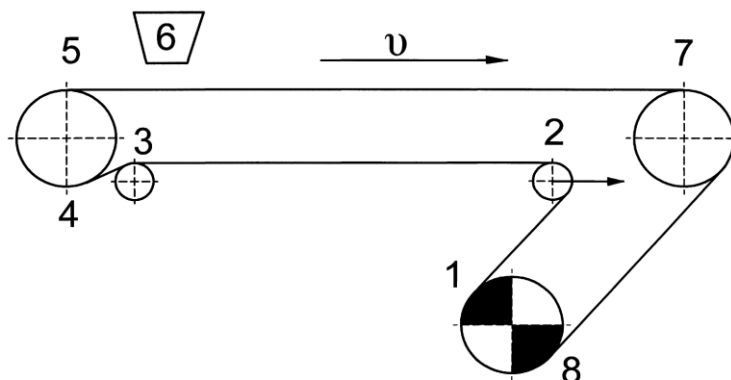


Рис. 1. Расчетная схема конвейера

Силы натяжения в характерных точках ленты конвейера определяется методом обхода по замкнутому контуру, учитывая, что между расставленными точками действуют определенные ранее распределенные и сосредоточенные сопротивления.

$$\begin{aligned}
 S_1 &= S_{CB}; \\
 S_2 &= K_1' \cdot S_{CB}; \\
 S_3 &= S_2 + W_{ПОР} = K_1' \cdot S_{CB} + W_{ПОР}; \\
 S_4 &= K_2' \cdot S_3 = K_1' \cdot K_2' \cdot S_{CB} + K_2' \cdot W_{ПОР}; \\
 S_5 &= K_3' \cdot S_4 = K_1' \cdot K_2' \cdot K_3' \cdot S_{CB} + K_2' \cdot K_3' \cdot W_{ПОР}; \\
 S_6 &= S_5 + W_3 = K_1' \cdot K_2' \cdot K_3' \cdot S_{CB} + K_2' \cdot K_3' \cdot W_{ПОР} + W_3; \\
 S_7 &= S_6 + W_{ГР} = K_1' \cdot K_2' \cdot K_3' \cdot S_{CB} + K_2' \cdot K_3' \cdot W_{ПОР} + W_3 + W_{ГР}; \\
 S_8 &= S_{НБ} = K_4' \cdot S_7 = K_1' \cdot K_2' \cdot K_3' \cdot K_4' \cdot S_{CB} + \\
 &+ K_2' \cdot K_3' \cdot K_4' \cdot W_{ПОР} + K_4' \cdot W_3 + K_4' \cdot W_{ГР},
 \end{aligned} \quad (15)$$

где: K_1', K_2', K_3', K_4' - коэффициенты увеличения натяжения, зависящие от угла обхвата (для данной схемы $K_1' = 1,02; K_2' = 1,01; K_3' = 1,03; K_4' = 1,02$).

Значения тягового фактора

Материал барабана	Состояние атмосферы	μ	$e^{\mu\alpha}$ при углах обхвата в градусах и радианах								
			180	210	240	300	360	400	420	450	480
			3,14	3,66	4,19	5,24	6,28	7,0	7,33	7,85	8,38
Чугунный или стальной	Очень влажная	0,10	1,35	1,44	1,52	1,69	1,87	2,02	2,08	2,19	2,32
С деревянной или резиновой футеровкой	Очень влажная	0,15	1,60	1,73	1,87	2,19	2,57	2,87	3,00	3,25	3,51
Чугунный или стальной	Влажная	0,20	1,87	2,08	2,31	2,85	3,51	4,04	4,33	4,34	5,34
С деревянной или резиновой футеровкой	Влажная	0,25	2,18	2,49	2,85	3,70	4,81	5,75	6,25	7,05	8,17
Чугунный или стальной	Сухая	0,3	2,57	3,0	3,51	4,81	6,59	8,17	9,02	10,5	12,35
С шевронной резиновой футеровкой	Влажная	0,3	2,57	3,0	3,51	4,81	6,59	8,17	9,02	10,5	12,35
С гладкой резиновой футеровкой	Сухая	0,35	3,0	3,61	4,33	6,27	9,0	11,62	13,01	15,6	18,78
С шевронной резиновой футеровкой	Сухая	0,40	3,51	4,33	5,34	8,12	12,35	16,41	18,77	23,0	28,56

Преобразовав уравнение и воспользовавшись формулой Эйлера, получаем систему уравнений, решив которую, определим значение сил натяжения ленты во всех точках:

$$\begin{cases} S_{НБ} = 1,08 \cdot S_{СБ} + (1,06 \cdot W_{ПОР} + 1,02 \cdot W_3 + 1,02 \cdot W_{ГР}) \\ S_{НБ} = S_{СБ} \cdot e^{\mu\alpha}, \end{cases} \quad (16)$$

где: $e^{\mu\alpha}$ - тяговый фактор привода (табл. 8); μ - коэффициент сцепления ленты с приводным барабаном; α - угол обхвата лентой приводного барабана, рад.

Для обеспечения нормальной работы конвейера должны выполняться два условия:

- 1) лента не должна пробуксовывать на приводных барабанах

$$S_{НБ} \leq S_{СБ} \cdot e^{\mu\alpha}, H; \quad (17)$$

2) лента не должна провисать чрезмерно на грузовой ветви

$$S_{\min} = (5 \div 10)(q + q_{л})l'_p \leq Si, H, \quad (18)$$

где: Si - наименьшее натяжение на грузовой ветви конвейера, Н.

Если второе условие не выполняется, то натяжение ленты должно быть соответственно увеличено (при этом пересчет начинают от точки наименьшего натяжения на грузовой ветви).

Тяговое усилие определяется по формуле

$$W_0 = S_{НН} - S_{СС} + 0,03(S_{НБ} + S_{СБ}), H. \quad (19)$$

Определение мощности привода. Мощность на валу двигателя определяется по формуле:

$$N_{дв} = \frac{W_0 \cdot V}{1000 \cdot \eta}, \quad (20)$$

где: $\eta = (0,92-0,96)$ - КПД двигателя.

При двухбарабанном приводе общую мощность необходимо распределить между приводными барабанами, которые работают не в одинаковом режиме. Мощность двигателя пропорциональна величине тягового усилия, поэтому нужно вначале определить величину тягового усилия, приходящуюся на каждый барабан:

$$W_{01} = S_{НБ} \frac{e^{\mu\alpha_1} - 1}{e^{\mu\alpha_1}}, H; \quad (21)$$

где: α_1 - угол обхвата лентой 1-го барабана, рад.

$$W_{02} = W_0 - W_{01}, H, \quad (22)$$

Подставляя значения тягового усилия из рассчитанного по формулам в выражение , получим значения мощности двигателей на приводных барабанах конвейера.

Определение силы натяжного устройства. Она складывается из суммы сил натяжения в набегающей на натяжной барабан и сбегаящей с натяжного барабана ветвях ленты.

Для нашей расчетной схемы, приводится на рис. 1, составит

$$S_{Н.л} = S_1 + S_2, кН. \quad (23)$$

Определение прочностных характеристик ленты. Потребная прочность на разрыв резиноканевой ленты определяется сопротивлением разрыву одной прокладки δ_p (Н/мм) и числом прокладок

$$i = \frac{S_{\max} \cdot K_3}{\delta_p \cdot B}, \quad (25)$$

где: S_{max} - наибольшее натяжение в ленте, Н; K_z - коэффициент запаса прочности (при $\beta \leq 10^0$ $K_z = 8-9$, при $\beta > 10^0$ $K_z = 9-10$); B - ширина ленты, мм.

Подбор резиновой ленты необходимой прочности выполняется по ее сопротивлению разрыву

$$\delta_p = \frac{S_{max} \cdot K_z}{B}, \text{ Н / мм}, \quad (25)$$

где: $K_z = 8-8,5$ при $\beta \leq 10^0$ и $K_z = 9-10$ при $\beta > 10^0$;

Пример расчета. Выполнить расчет ленточного конвейера по следующим исходным данным:

годовая производительность карьера $A = 10 \text{ млн. м}^3$;

коэффициент неравномерности работы карьера $K_{н.р.} = 1,2$;

число рабочих дней в году $n_{РАБ} = 300$;

число смен с сутки $n_{СМ} = 3$;

продолжительность смены $T_{СМ} = 8 \text{ час}$;

насыпная плотность груза $\gamma = 2 \text{ т/м}^3$;

угол естественного откоса груза на ленте $\varphi = 20^0$;

максимальный размер куска $a_{МАХ} = 250 \text{ мм}$;

угол наклона конвейера $\beta = 2^0$;

направление транспортирования груза- вверх;

угол наклона боковых роликов $\beta' = 45^0$;

расстояние транспортирования груза $L = 800 \text{ м}$;

условия работы конвейера- хорошие, без загрязнений;

состояние атмосферы- сухая.

1. Часовая производительность конвейера определяется по формуле:

$$Q_p = \frac{A \cdot K_{н.р.}}{n_{РАБ} \cdot n_{СМ} \cdot T_{СМ}} = \frac{10 \cdot 10^6 \cdot 1,2}{300 \cdot 3 \cdot 8} = 1700 \text{ м}^3.$$

2. По табл. 3.1 и исходным данным предварительно выбираем конвейер КЛМ-800-2М со следующими техническими характеристиками:

производительность $Q = 1750 \text{ т/ч}$;

ширина ленты $B = 1200 \text{ мм}$;

скорость движения ленты $v = 2,5 \text{ м/с}$.

Производим проверку соответствия ширины ленты принятого конвейера заданной производительности:

$$B_p = 1,1 \left(\sqrt{\frac{Q}{C_o \cdot v \cdot K_\beta}} + 0,05 \right) = 1,1 \left(\sqrt{\frac{1750}{690 \cdot 2,5 \cdot 1}} + 0,05 \right) = 1,16 \text{ м},$$

где: $C_o = 690$ (табл. 3.2).

Условие $B_p \leq B$ выполняется.

Проверяем ширину ленты по крупности куска:

$$B \geq (2,3 - 2,5)a_{MAX};$$

$$B \geq 2,5 \cdot 250 > 625 \text{ мм.}$$

Условие выполняется.

4. Определяем распределенные сопротивления движению ленты:

на грузовой ветви

$$\begin{aligned} W_{ГР} &= (q + q_{Л} + q'_{Р}) \cdot \omega_{ГР} \cdot L \cdot \cos \beta + (q + q_{Л}) \cdot L \cdot \sin \beta = \\ &= (3815 + 647 + 237) \cdot 0,021 \cdot 800 \cdot 0,99 + (3815 + 647) \cdot 800 \cdot 0,035 = 203800 \text{ Н,} \end{aligned}$$

где:

$$q = \frac{Q \cdot g \cdot \gamma}{3,6 \cdot U} = \frac{1750 \cdot 9,81 \cdot 2}{3,6 \cdot 2,5} = 3815 \text{ Н / м;}$$

$$q_{Л} = M_{Л} \cdot B \cdot g = 55 \cdot 1,2 \cdot 9,81 = 647 \text{ Н / м,}$$

$M_{Л} = 55 \text{ кг / м}^2$ (табл. 3.3)- масса 1 м^2 ленты (выбираем резинотросовую ленту РТЛ-5000);

$$q'_{Р} = \frac{M'_{Р} \cdot g}{l'_{Р}} = \frac{29 \cdot 9,81}{1,2} = 237 \text{ Н / м,}$$

$M'_{Р} = 29 \text{ кг}$ - масса вращающихся частей роlikоопоры грузовой ветви конвейера (принимаем трехроlikовую опору в нормальном исполнении), (табл. 3.5); $\omega_{ГР} = 0,021$ (табл. 3.7);

на порожняковой ветви

$$\begin{aligned} W_{ПОР} &= (q_{Л} + q''_{Р}) \omega_{ПОР} \cdot L \cdot \cos \beta - q_{Л} \cdot L \cdot \sin \beta = \\ &= (647 + 71) \cdot 0,03 \cdot 800 \cdot 0,999 - 647 \cdot 800 \cdot 0,035 = -901 \text{ Н,} \end{aligned}$$

где:

$$q''_{Р} = \frac{M''_{Р} \cdot g}{l''_{Р}} = \frac{26 \cdot 9,81}{3,6} = 71 \text{ Н / м,}$$

$M''_{Р} = 26 \text{ кг}$ - масса вращающихся частей роlikоопоры порожняковой ветви конвейера (принимаем однороlikовую опору), (табл. 5);

$$l''_{Р} = (2 - 4) \cdot l'_{Р} = 3 \cdot 1,2 = 3,6 \text{ м.} \quad \omega_{ПОР} = 0,03 \text{ (табл. 7)}$$

5. Рассчитываем сосредоточенное сопротивление на загрузочном устройстве:

$$W_3 = \frac{q \cdot U^2}{g} = \frac{3815 \cdot 2,5^2}{9,81} = 2431 \text{ Н.}$$

6. Производим расчет сил натяжения в характерных точках изгиба ленты (расстановку точек начинаем с точки сбегания ленты с последнего по ходу ее движения приводного барабана, рис. 2):

$$S_1 = S_{CB};$$

$$S_2 = K' \cdot S_{CB} = 1,02 \cdot S_{CB};$$

$$S_3 = S_2 + W_{ПОР} = 1,02 \cdot S_{CB} - 901;$$

$$S_4 = K' \cdot S_3 = 1,01 \cdot 1,02 \cdot S_{CB} - 1,01 \cdot 901 = 1,03 \cdot S_{CB} - 910;$$

$$S_5 = K' \cdot S_4 = 1,03 \cdot 1,03 \cdot S_{CB} - 1,03 \cdot 910 = 1,06 \cdot S_{CB} - 937;$$

$$S_6 = S_5 + W_3 = 1,06 \cdot S_{CB} - 937 + 2431 = 1,06 \cdot S_{CB} + 1494;$$

$$S_7 = S_6 + W_{ГР} = 1,06 \cdot S_{CB} + 1494 + 203800 = 1,06 \cdot S_{CB} + 205294;$$

$$S_8 = S_{HB} = K' \cdot S_7 = 1,02 \cdot 1,06 \cdot S_{CB} + 1,02 \cdot 205294 = 1,08 \cdot S_{CB} + 209400;$$

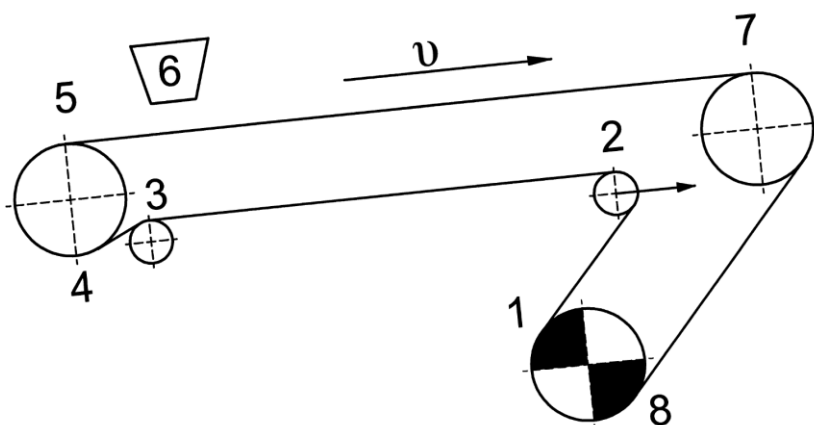


Рис. 2. Расчетная схема конвейера

При двухбарабанном приводе (угол обхвата $\alpha = 360^\circ$), сухом состоянии атмосферы, шевронной резиновой футеровке приводного барабана определяем тяговый фактор привода (табл. 8):

$$e^{\mu\alpha} = 12,35.$$

Для определения S_{HB} и S_{CB} составим систему уравнений

$$\begin{cases} S_{HB} = 1,08 \cdot S_{CB} + 209400, H \\ S_{HB} = 12,35 \cdot S_{CB}, H \end{cases}$$

В результате получаем $S_{HB} = 229467H$; $S_{CB} = 18580H$.

Определяем силы натяжения ленты в остальных точках:

$$S_2 = 18952H; S_3 = 18051H; S_4 = 18231H; S_5 = 18778H;$$

$$S_6 = 21209H; S_7 = 225009H.$$

Для нормальной работы конвейера должны выполняться два условия:

$$1) S_{HB} \leq S_{CB} \cdot e^{\mu\alpha};$$

$$229467 \leq 18580 \cdot 12,35;$$

$$229467 = 229467;$$

$$2) S_{\min} = (5 \div 10)(q + q_{\text{л}}) \cdot l'_p \leq S_5, H,$$

где: S_5 - наименьшее натяжение ленты на грузовой ветви для нашего конвейера, Н.

$$S_{\min} = 5 \cdot (3815 + 647) \cdot 1,2 = 26772H.$$

$$26772 > 18778,$$

условие не выполняется, поэтому осуществляем пересчет сил натяжения ленты, приравнивая $S_5 = S_{\min}$. Тогда

$$\begin{aligned} S_{CB} &= 26113H; & S_5 &= 26772H; \\ S_2 &= 26636H; & S_6 &= 29203H; \\ S_3 &= 25735H; & S_7 &= 233003H; \\ S_4 &= 25992H; & S_{HB} &= 237663H. \end{aligned}$$

7. Определяем тяговое усилие по формуле

$$\begin{aligned} W_o &= S_{HB} - S_{CB} + 0,03(S_{HB} + S_{CB}) = \\ &= 237663 - 26113 + 0,03(237663 + 26113) = 219463H. \end{aligned}$$

8. Мощность привода составит

$$N_{ДВ} = \frac{W_o \cdot U}{1000 \cdot \eta} = \frac{219463 \cdot 2,5}{1000 \cdot 0,92} = 596 \text{ кВт}.$$

Разделим полученную мощность между приводными барабанами

$$N_{ДВ1} = \frac{W_o \cdot U}{1000 \cdot \eta} = \frac{182775 \cdot 2,5}{1000 \cdot 0,92} = 497 \text{ кВт},$$

где: $W_{o1} = S_{HB} \frac{e^{\mu\alpha_1} - 1}{e^{\mu\alpha_1}} = 237663 \frac{4,33 - 1}{4,33} = 182775H$; $e^{\mu\alpha_1} = 4,33$ - тяговый фактор для $\alpha_1 = 210^\circ$ (табл. 3.8);

$$N_{ДВ2} = N_{ДВ} - N_{ДВ1} = 596 - 497 = 99 \text{ кВт}.$$

9. Сила натяжного устройства:

$$S_{H,Y} = S_1 + S_2 = 26113 + 26636 = 52749H.$$

10. Сопротивление разрыву конвейерной ленты:

$$\delta_p = \frac{S_{\max} \cdot K_3}{B} = \frac{237663 \cdot 8}{1200} = 1584H / \text{мм}.$$

Такая прочность обеспечивается выбранной лентой РТЛ-5000.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 22

Тема: Расчет водопроводной линии и подбор насоса.

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Основные параметры, характеризующие работы насоса: напор, подача, КПД и др., тесно связаны с кинематическими показателями движения жидкости через рабочие органы насоса.

К рабочему колесу центробежного насоса жидкость подводится в осевом направлении. Попав в каналы рабочего колеса (пространство между лопастями), частицы жидкости совершают сложное движение. Вращательное движение частиц вместе с рабочим колесом характеризуется вектором окружной (переносной) скорости U , направленным по касательной к окружности вращения. Перемещение частиц относительно колеса характеризуется вектором относительной скорости W , направленным по касательной к поверхности лопасти. Абсолютная скорость V движения частиц равна геометрической сумме векторов окружной и относительной скоростей.

На рисунке 1 построены треугольники скоростей на входе и на выходе из рабочего колеса, приведены геометрические размеры колеса и кинематические показатели движения жидкости: D_0 – диаметр входного отверстия колеса; D_1, D_2 – диаметры входа и выхода; b_1, b_2 – ширина лопасти на входе и на выходе; U_1, U_2 – окружные скорости на входе и на выходе; W_1, W_2 – относительные скорости на входе и на выходе; V_1, V_2 – абсолютные скорости на входе и на выходе; α_1, α_2 – углы между абсолютной и окружной скоростями на входе и на выходе; β_1, β_2 – углы между относительной скоростью и продолжением окружной скорости на входе и на выходе; S – толщина лопасти; V_r – проекция абсолютной скорости на направление радиуса; V_u – проекция абсолютной скорости на направление окружной скорости.

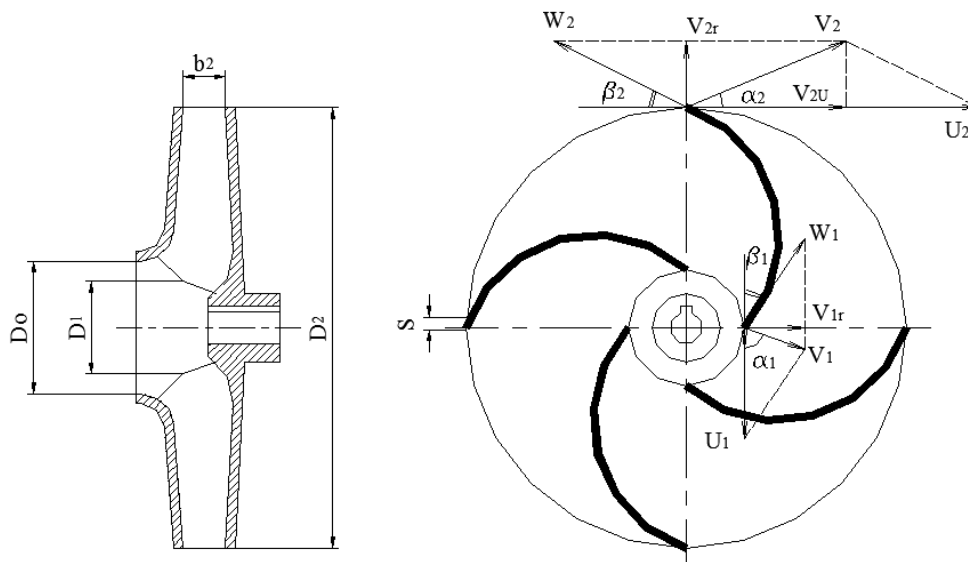


Рисунок 1 – Схема движения жидкости в рабочем колесе центробежного насоса

Треугольники скоростей могут быть построены независимо от рабочего колеса, но при этом необходимо соблюдать следующую условность: за направление радиуса принимается вертикаль, за направление окружной скорости – горизонталь (рисунок 2).

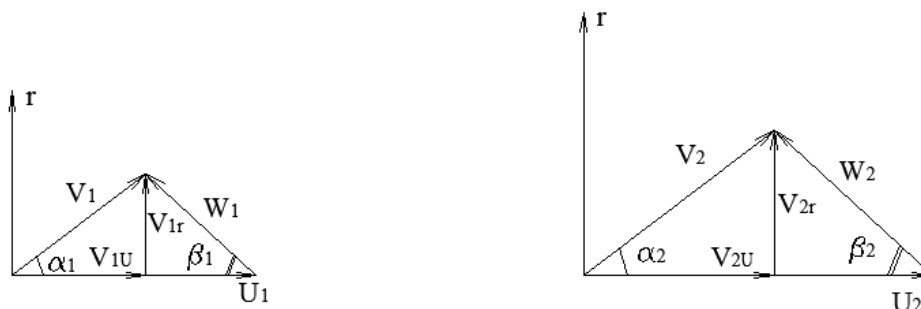


Рисунок 2 – Треугольники скоростей на входе и на выходе из рабочего колеса

Теоретический напор насоса зависит от кинематических параметров и может быть определен по уравнению Эйлера (основному уравнению лопастного насоса):

$$H_m = \frac{U_2 V_2 \cos \alpha_2 - U_1 V_1 \cos \alpha_1}{g} \quad (1)$$

Порядок выполнения работы

1. Выполнить эскиз рабочего колеса.
2. Определить размеры рабочего колеса. Измерить:
 - диаметры на входе и на выходе D_1, D_2 ;
 - ширину канала на выходе b_2 ;
 - толщину лопасти на выходе S ;
 - число лопастей Z ;

- углы между относительной скоростью и продолжением окружной скорости на входе и на выходе β_1, β_2 .

Результаты измерений занести в таблицу 1.

Таблица 1 – Таблица измерений

D_1 , мм	D_2 , мм	b_2 , мм	S , мм	Z	$\beta_1, ^\circ$	$\beta_2, ^\circ$

3. Вычислить окружную скорость на входе и на выходе из рабочего колеса по формуле:

$$U = \frac{\pi \cdot D \cdot n}{60}, \quad (2)$$

где D – диаметр окружности, на которой определяется скорость;

n – частота вращения рабочего колеса, об/мин (задается преподавателем).

4. Построить треугольники скоростей на входе и на выходе из рабочего колеса (в масштабе). Углы между абсолютными и окружными скоростями на входе и на выходе α_1, α_2 задаются преподавателем.

5. Определить величины относительных и абсолютных скоростей на входе и на выходе измерением и по формулам:

$$V = U \left(\frac{1}{\cos \alpha + \frac{\sin \alpha}{\operatorname{tg} \beta}} \right) \quad (3)$$

$$W = V \frac{\sin \alpha}{\sin \beta} \quad (4)$$

Результаты занести в таблицу 2.

Таблица 2 – Результаты вычислений

Скорости	U , м/с	W , м/с	V , м/с
На входе			
На выходе			

6. Вычислить теоретический напор по уравнению Эйлера (ф. 1).

7. Определить теоретическую подачу по формуле:

$$Q_m = F_2 \cdot V_{r2}, \quad (5)$$

где V_{r2} – радиальная составляющая абсолютной скорости на выходе, определяемая по формуле:

$$V_{r2} = V_2 \cdot \sin \alpha_2, \quad (6)$$

F_2 – площадь живого сечения потока на выходе, которая определяется по формуле:

$$F_2 = \pi \cdot D_2 \cdot b_2 \cdot \psi, \quad (7)$$

Стеснение потока учитывается коэффициентом:

$$\psi = \frac{\pi D_2 b_2 - z b_2 S}{\pi D_2 b_2} \quad (8)$$

Контрольные вопросы:

1. Перечислить виды движения, в которых участвуют частицы жидкости при движении через рабочее колесо центробежного насоса.
2. Дать определение напору насоса.
3. Записать формулу для определения теоретического напора.
4. Перечислить способы увеличения теоретического напора насоса.
5. Начертить треугольник скоростей для условия радиального входа.
6. Перечислить виды лопастей центробежных насосов.
7. Записать формулу для определения теоретической подачи.
8. Объяснить, почему в практике насосостроения чаще всего используются рабочие колеса с лопатками, загнутыми назад.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

Практическое занятие № 23

Тема: Расчет производительности скрепера.

Цель: систематизировать и обобщить учебный материал по теме, закрепить умения и навыки, приобретенные в процессе изучения материала.

Оборудование: раздаточный материал

Методические указания: изучить теоретический материал

Ход выполнения: выполнить задания

Порядок выполнения работы

Варианты исходных данных приведены в таблице 1.

Таблица 1. Исходные данные

Вариант	Тип грунта	Вместимость ковша, q_k , м ³	Базовый трактор	Масса скрепера M_c , т	Дальность транспортировки $L_{тр}$, км	Ширина ковша, B_k , м	Глубина резания, h , м
1	Глина	7	Т-100 МПП	7,7	0,5	2,6	0,08
2	Плотный суглинок	3	Т-74	4,5	0,6	1,4	0,06
3	Суглинок	4,5	Т-4 АП	5,1	0,7	1,6	0,07
4	Супесь	10	Т-100 М	10,2	0,8	3,1	0,01
5	Песок влажный	15	Т-180	15,5	0,6	3,3	0,12
6	Песок сухой	10	Т-100 М	10,2	0,7	3,0	0,10
7	Супесь	25	Т-500	30,0	0,8	3,8	0,20
8	Суглинок	20	Т-220	22,0	0,7	3,4	0,15
9	Глина	9	Т-130	8,9	0,6	2,8	0,08
10	Плотный суглинок	10	Т-130	10,5	0,5	3,0	0,10
11	Суглинок	5	ДТ-75	4,9	0,4	1,7	0,06
12	Супесь	12	Т-130	9,2	0,6	3,2	0,11
13	Песок влажный	15	ДЭТ-250	18,6	0,5	3,2	0,10
14	Песок сухой	20	Т-330	22,0	0,7	3,5	0,15
15	Глина	10	Т-220	9,8	0,8	2,8	0,10
16	Плотный суглинок	8	Т-130	8,8	0,9	3,2	0,08
17	Песок сухой	25	ДЭТ-250	31,0	1,0	3,9	0,20

18	Песок влажный	18	T-330	20,0	0,8	3,4	0,14
19	Суглинок	12	T-220	10,2	0,7	3,0	0,10
20	Глина	8	T-100 МГП	8,2	0,6	2,5	0,08

Скрепер находится в движении без буксования при условии, что сцепная сила больше тягового усилия трактора по развиваемой мощности и больше общего сопротивления передвижению,

$$T_{\text{сч.с.}} \geq T_{\text{т}} \geq \sum W_i$$

где $T_{\text{сч.б}}$ - сила тяги скрепера по сцеплению, Н;
 $T_{\text{т}}$ – тяговые усилия развиваемое трактором, Н;
 $\sum W_i$ - сумма сил сопротивлений, возникающих при резании и перемещении грунта, Н.

Сила тяги по сцеплению определяется по формуле

$$T_{\text{сч.с.}} = G_{\text{сч.с.}} \cdot \varphi_{\text{сч.}}, \text{ Н,}$$

где $G_{\text{сч.с.}}$ - сцепной вес скрепера, Н;
 $\varphi_{\text{сч}}$ - коэффициент сцепления ходового оборудования трактора с грунтом.

Так как рассчитывается прицепной скрепер, то сцепной вес скрепера принимается равным весу базового трактора.

$$G_{\text{сч.с.}} = G_{\text{тр.}} = M_{\text{тр.}} \cdot g, \text{ Н,}$$

где $G_{\text{тр}}$ – вес базового трактора, Н;
 g - ускорение свободного падения, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$
 $M_{\text{тр}}$ - масса трактора, кг.

Массу базового трактора определяем из таблицей 1.2.

$$M_{\text{тр}} = M_{\text{о.б.}} - M_{\text{б.о.}}$$

где $M_{\text{о.б}}$ - общая масса бульдозера, кг
 $M_{\text{б.о.}}$ - масса бульдозерного оборудования, кг

Тяговое усилие трактора определяется по формуле

$$T_{\text{т}} = 0,9 \cdot 1000 \cdot N_{\text{дв.}} \cdot \eta_{\text{п.}} / v_{\text{т.}}, \text{ Н.}$$

где $N_{\text{дв}}$ - мощность двигателя трактора, кВт;

$\eta_{п}$ - к. п. д. передачи, принимается $\eta_{п} = (0,75 - 0,85)$;
 $v_{т}$ - скорость движения трактора на рабочей передаче, м/с.

В процессе работы скрепера возникают следующие силы сопротивления

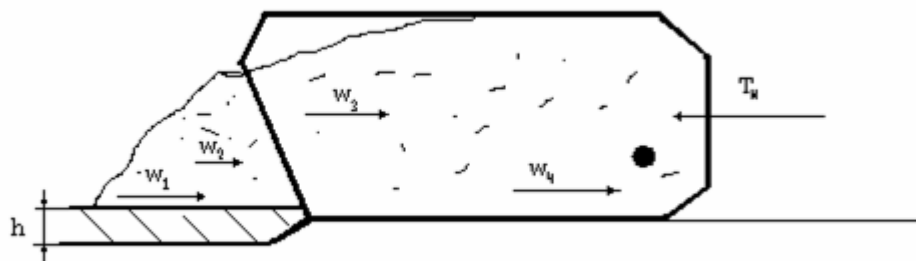


Рисунок 1. Расчётная схема.

$$\sum W_i = W_1 + W_2 + W_3 + W_4 + W_5,$$

где W_1 - сопротивление грунта резанию, Н;
 W_2 - сопротивление волочению грунта перед ковшем, Н;
 W_3 - сопротивление движению грунта вверх по ковшу, Н
 W_4 - сопротивление движению грунта во внутрь ковша, Н
 W_5 - сопротивление движению скрепера, Н.

Сопротивление грунта резанию определяется по формуле

$$W_1 = k_p \cdot B_k \cdot h, \text{ Н,}$$

где k_p - удельный коэффициент сопротивления грунта резанию, мПа, принимается из таблицы 2.

B_k - ширина ковша, м

h - глубина резания, м

Таблица 2 - Характеристика грунтов.

Тип грунта	Категория	Объёмная масса, кг/м ³ , γ_0	Коэффициент разрыхления, $k_{разр}$	Удельный коэфф. сопротивлений резанию, мПа, k_p
Песок сухой	1	1200-1600	1,05- 1,1	0,02- 0,04
Песок влажный	1	1400-1800	1,1- 1,2	0,05- 0,10
Супесь	2	1500-1800	1,15- 1,25	0,09- 0,18
Суглинок	2	1500-1800	1,2- 1,3	0,16- 0,25

Суглинок средний	2	1600-1900	1,25- 1,35	0,22- 0,28
Суглинок плотный	3	1600-1900	1,3- 1,4	0,28- 0,32
Глина	3	1700-2000	1,3- 1,4	0,30- 0,40
Глина тяжёлая	4	1900-2200	1,35- 1,45	0,35- 0,45

Сопротивление волочению грунта перед ковшом определяется по формуле

$$W_2 = \gamma_0 \cdot V_k \cdot h_c^2 \cdot \mu_1 k_o g, \text{ Н},$$

где γ_0 - объёмная масса грунта, кг/м³;

V_k ширина ковша, м;

h_c - высота слоя грунта в ковше, м;

μ_1 - коэффициент трения грунта о грунт, принимают равным $\mu = 0,5-0,12$. Меньшее значение для влажных и глинистых грунтов;

k_o - коэффициент призмы волочения зависит от вместимости ковша q_k и типа грунта, принимается $k_o = (0,5 - 0,7)$.,
Большее значение для сыпучих грунтов.

Таблица 3. Значение высоты слоя грунта в ковше.

Вместимость, м ³ , q_k	3	6	10	15	25
Высота слоя, м, h_c	1,0 - 1,13	1,25 - 1,5	1,8 - 2,0	2,0 - 2,4	2,4 - 2,8

Сопротивление движению грунта вверх по ковшу определяется по формуле

$$W_3 = \gamma_0 \cdot V_k \cdot h_c h g, \text{ Н},$$

где h - глубина резания грунта, м.

Сопротивление движению грунта во внутрь ковша определяется по формуле

$$W_4 = \gamma_0 \cdot V_k \cdot h_c^2 x g, \text{ Н},$$

где x - коэффициент учитывающий влияние типа грунта на движение его во внутрь ковша, принимается $x = (0,24 - 0,5)$,
большее значение для песка.

Сопротивление движению скрепера определяется по формуле

$$W_4 = [(G_c + G_{гр.}) + G_T] \cdot (f + i), \text{ Н,}$$

где G_c - вес скрепера, Н;

$G_{гр.}$ - вес грунта в ковше, Н

Вес скрепера определяется

$$G_c = M_c \cdot g, \text{ Н,}$$

Вес грунта в ковше определяется

$$G_{гр.} = \gamma_0 \cdot q_k \cdot g, \text{ Н,}$$

где q_k - вместимость ковша, м^3 .

Проверка условия движения скрепера без буксования

$$T_{сц.с} \geq T_T \geq \sum W_i$$

В случае не выполнения условия необходимо сделать обоснованные изменения в исходных данных и расчёт повторить. Также возможно применение дополнительного трактора-толкача при резании и наборе грунта, то есть условие движения скрепер будет иметь вид

$$T_{сц.с} + T_{сц.т.}^{тол.} \geq \sum W_i$$

где $T_{сц.т.}^{тол.}$ – дополнительная сила тяги по сцеплению, развиваемая трактором-толкачем.

Отсюда определим необходимую силу тяги по сцеплению со стороны трактора-толкача

$$T_{сц.т.}^{тол.} \geq \sum W_i - T_{сц.с}, \text{ Н.}$$

а затем, пользуясь формулой определения силы тяги по сцеплению, подбираем по массе трактор-толкача.

$$T_{сц.т.}^{тол.} \geq M_c^{тол.} \cdot g \cdot \phi_{сц.}, \text{ Н,}$$

где $M_c^{тол.}$ - масса трактора-толкача, кг,

$$M_c^{тол.} = T_{сц.т.}^{тол.} / g \cdot \phi_{сц.}, \text{ кг,}$$

подбирается трактор-толкатель по таблице 1.2.

Эксплуатационная часовая производительность прицепного скрепера определяется по формуле

$$\Pi_{с.} = 3600 \cdot q_k k_n k_{вр.} / T_{ц} k_{разр.}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где q_k - вместимость ковша скрепера, м^3 ;

k_n - коэффициент наполнения ковша, принимается $k_n = (0,8 - 1,2)$;

$k_{вр.}$ - коэффициент использования скрепера по времени, принимается $k_{вр.} = (0,75 - 0,80)$;

$k_{\text{разр.}}$ - коэффициент разрыхления грунта, принимается
 $k_{\text{разр.}} = (1,1 - 1,35)$

$T_{\text{ц}}$ – время цикла работы, с.

Время рабочего цикла работы скрепера определяется

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{р.}} + t_{\text{тр.}} + t_{\text{разг.}} + t_{\text{х.х.}} + t_{\text{о.ц...}}, \text{с.}$$

где $t_{\text{р}}$ - время резания грунта, с

$t_{\text{тр}}$ - время транспортировки грунта, с

$t_{\text{разг.}}$ - время разгрузки ковша, с

$t_{\text{х.х}}$ - время холостого хода, с

$t_{\text{о.ц}}$ - время обслуживания цикла, с

Время резания грунта определяется по формуле

$$t_{\text{р.}} = l_{\text{р.}} / v_{\text{р.}}, \text{ с,}$$

где $l_{\text{р}}$ - длина пути резания грунта до полного набора ковша
набора грунта, м;

$v_{\text{р}}$ - скорость скрепера при резании грунта, рекомендуется
на первой или второй передаче трактора , или принимается $v_{\text{р}} = (3,5$
 $- 6,0)$ м/с.

Длина пути резания и набора грунта определяется по
формуле

$$l_{\text{р}} = q_{\text{к}} \cdot k_{\text{н}} / B_{\text{к}} h, \text{ м,}$$

Время транспортировки грунта определяется по
формуле

$$t_{\text{р}} = l_{\text{тр.}} / v_{\text{тр...}}, \text{ с,}$$

где $l_{\text{тр}}$ - дальность транспортировки грунта, принимается по
таблице 2.1.

$v_{\text{тр}}$ - скорость при транспортировании грунта
рекомендуется на третьей передаче трактора , или принимается
 $v_{\text{тр}} = (6,5 - 8)$ м/с.

Время разгрузки ковша определяется по формуле

$$t_{\text{разг.}} = l_{\text{разг...}} / v_{\text{разг...}}, \text{ с,}$$

где $l_{\text{разг}}$ - путь полной разгрузки ковша, м;

$v_{\text{разг}}$ - скорость при разгрузки ковша, м/с, рекомендуется
на второй передаче трактора или принимается $v_{\text{разг}} = (4,5 - 8)$ м/с.

Путь разгрузки ковша определяется по формуле

$$l_{\text{разг}} = q_{\text{к}} \cdot k_{\text{н}} / B_{\text{к}} \cdot h_{\text{у}}, \text{ м,}$$

где $h_{\text{у}}$ - толщина укладываемого слоя грунта, м,
рекомендуется $h_{\text{у}} = (0,2 - 0,4)$ м.

Время холостого хода определяется по формуле

$$t_{x.x.} = l_{x.x.} / v_{x.x.}, \text{ с,}$$

где $l_{x.x.}$ - путь холостого хода, м, который складывается из пути набора грунта, перемещения и разгрузки.

$$l_{x.x.} = l_p + l_{тр.} + l_{разг.}, \text{ м}$$

$v_{x.x.}$ - скорость скрепера при холостом ходе, м/с, рекомендуется на пятой или шестой передачи трактора или принимается $v_{x.x.} = (8 - 10)$ м/с

Время затрачиваемое на обслуживание цикла принимается равным $t_{o.ц.} = (40 - 60)$ с

Контрольные вопросы:

1. Перечислите основные параметры скреперов;
2. Назовите области применения и поясните технологию ведения работ;
3. Назовите основные факторы, влияющие на эффективность работы;
4. Перечислите основные марки машин;
5. Назовите основные правила эксплуатации.

Форма отчета: конспект с выполненными заданиями.

4. ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ

4.1. Основные электронные издания:

О-1. Бахаева, С. П. Маркшейдерские работы при открытой разработке полезных ископаемых : учебное пособие / С. П. Бахаева. — Кемерово : КузГТУ имени Т.Ф. Горбачева, 2020. — 212 с. — ISBN 978-5-00137-120-5. — Текст : электронный // Лань : электронно-библиотечная система. — URL: <https://e.lanbook.com/book/133861> (дата обращения: 07.02.2024). — Режим доступа: для авториз. пользователей.

О-2. Боровков, Ю. А. Основы горного дела / Ю. А. Боровков, В. П. Дробаденко, Д. Н. Ребриков. — 2-е изд., стер. — Санкт-Петербург : Лань, 2023. — 508 с. — ISBN 978-5-507-47240-6. — Текст : электронный // Лань : электронно-библиотечная система. — URL: <https://e.lanbook.com/book/346430> (дата обращения: 07.02.2024). — Режим доступа: для авториз. пользователей.

О-3. Демченко, И. И. Буровые станки для открытых горных работ : учебное пособие / И. И. Демченко, А. О. Муленкова. — 2-е изд., испр. и доп. — Красноярск : СФУ, 2020. — 120 с. — ISBN 978-5-7638-4250-0. — Текст : электронный // Лань : электронно-библиотечная система. — URL: <https://e.lanbook.com/book/181587> (дата обращения: 08.02.2024). — Режим доступа: для авториз. пользователей.

О-4. Курехин, Е. В. Процессы открытых горных работ : учебное пособие / Е. В. Курехин, С. И. Протасов. — Кемерово : КузГТУ имени Т.Ф. Горбачева, 2023. — 170 с. — ISBN 978-5-00137-371-1. — Текст : электронный // Лань : электронно-библиотечная система. — URL: <https://e.lanbook.com/book/352553> (дата обращения: 07.02.2024). — Режим доступа: для авториз. пользователей.

О-5. Менумеров, Р. М. Электробезопасность : учебное пособие для спо / Р. М. Менумеров. — 2-е изд., стер. — Санкт-Петербург : Лань, 2021. — 196 с. — ISBN 978-5-8114-8191-0. — Текст : электронный // Лань : электронно-библиотечная система. — URL: <https://e.lanbook.com/book/173112> (дата обращения: 07.02.2024). — Режим доступа: для авториз. пользователей.

4.2. Дополнительные источники:

Д-1. Городниченко, В.И. Основы горного дела: Учебник для вузов. – М.: Издательство «Горная книга», Издательство Московского государственного университета, 2008. – 464 с.

Д-2. Шемякин, С.А. Ведение открытых горных работ на основе совершенствования выемки пород / С.А. Шемякин, С.Н. Иванченко, Ю.А. Мамаев. – М.: Издательство «Горная книга», 2008. – 315 с.: ил.

Д-3. Борщ-Компониец, В.И., Маркшейдерское дело: Учеб. для техникумов / В.И. Борщ-Компониец, А.М. Навитний, Г.М. Кныш. – 3-е изд., перераб. И доп. – М.: Недра, 1992. – 447 с.: ил.

**ЛИСТ ИЗМЕНЕНИЙ И ДОПОЛНЕНИЙ, ВНЕСЕННЫХ В
МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

№ изменения, дата внесения, № страницы с изменением	
Было	Стало
Основание:	
Подпись лица, внесшего изменения	