

ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ

(контрольные работы)

Задание на контрольную работу по номеру студента в списке группы .

№ п.п.	ФИО	Номер зачетной кни- ги
1	Анциферов Алексей Александрович	162578
2	Аюржапов Цыдып Баирович	162570
3	Бардахаев Александр Николаевич	212933
4	Бронников Андрей Викторович	162537
5	Бурлак Алексей Алексеевич	162621
6	Волокитин Вячеслав Алексеевич	867242
7	Дружинин Иван Анатольевич	162579
8	Жуков Роман Евгеньевич	162581
9	Закурдаев Алексей Дмитриевич	357188
10	Зубов Владислав Анатольевич	162563
11	Исаев Александр Юрьевич	162870
12	Касьянов Вадим Владимирович	162433
13	Ковтанюк Сергей Валерьевич	162582
14	Косых Виктор Леонидович	162788
15	Кошелев Дмитрий Александрович	162707
16	Леухина Наталья Викторовна	162567
17	Лисов Вадим Александрович	162569
18	Макаров Андрей Владимирович	775633
19	Манутов Тамир Константинович	163050
20	Мацак Николай Владимирович	162648
21	Новопольцев Егор Андреевич	163018
22	Пастушенко Владимир Николаевич	585974
23	Писарев Евгений Владимирович	162638
24	Пичуев Василий Викторович	162652
25	Погодин Сергей Максимович	140362
26	Пьянников Алексей Владимирович	162572
27	Семенов Максим Александрович	162853
28	Сутормин Александр Сергеевич	162645
29	Тимашов Николай Михайлович	162573
30	Токмаков Вячеслав Павлович	162625

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА 1: РАСЧЕТ БУРОВЫХ МАШИН

Расчет заданий контрольной работы производится по методикам приведенным ниже.

Задание 1. Эксплуатационный расчет шахтных бурильных установок

Задание: Определить техническую скорость бурения, теоретическую, техническую и эксплуатационную сменную производительность шахтной бурильной установки. Расход материалов на бурение шпуров в смену.

№ вар.	Тип бурильной установки	Коэфф. крепости пород	Диаметр шпура D, мм	Глубина шпура L, м	Кол-во шпуров в забое, m
1.	Boomer T1L	20	41	2,0	32
2.	Boomer M1	18	41	2,0	42
3.	Boomer 282	16	41	2,0	52
4.	Boomer L2	14	41	2,0	62
5.	Boomer E3	12	41	2,0	72
6.	Boomer T1L	11	45	3,0	65
7.	Boomer M1	13	45	3,0	55
8.	Boomer 282	15	45	3,0	45
9.	Boomer L2	17	45	3,0	35
10.	Boomer E3	19	45	3,0	27
11.	Boomer T1L	12	56	2,5	64
12.	Boomer M1	10	56	2,5	58
13.	Boomer 282	16	56	2,5	44
14.	Boomer L2	14	56	2,5	36
15.	Boomer E3	16	56	2,5	32
16.	Boomer T1L	9	43	3,4	62
17.	Boomer M1	11	43	3,4	58
18.	Boomer 282	13	43	3,4	54
19.	Boomer L2	15	43	3,4	53
20.	Boomer E3	17	43	3,4	51
21.	Boomer T1L	19	41	2,8	48
22.	Boomer M1	8	41	2,8	46
23.	Boomer 282	10	41	2,8	44
24.	Boomer L2	14	41	2,8	42
25.	Boomer E3	16	41	2,8	40
26.	Boomer T1L	18	45	2,2	38
27.	Boomer M1	20	45	2,2	36
28.	Boomer 282	16	45	2,2	34
29.	Boomer L2	15	45	2,2	32
30.	Boomer E3	14	45	2,2	30

Расчет ударно-вращательного бурения гидроперфораторами с независимым вращением бура.

Начальная механическая скорость бурения (мм/с) (перевести после расчета в м/мин) — скорость бурения первого метра шпура ударно-вращательными установками

$$v_0 = \frac{50 \cdot A \cdot n}{d^2 \cdot f},$$

где A —энергия удара перфоратора, Дж;

n —частота ударов, Гц;

d —диаметр шпура, мм;

f —коэффициент крепости пород.

Теоретическая скорость бурения шпуров ударно-вращательной установкой (м/ч)

$$Q_m = \frac{60 \cdot v_n \left(1 - e^{-\alpha L}\right)}{\alpha \cdot L}.$$

Техническая скорость бурения (м/ч) шпуров

$$Q_{tex} = \frac{60 \cdot k_z \cdot k_o \cdot R}{\frac{\alpha \cdot L}{v_n \left(1 - e^{-\alpha L}\right)} + \frac{1}{v_{ox}} + \frac{T_3}{B} + \frac{T_n + T_{зб}}{L}},$$

где k_z —коэффициент готовности 0,9;

R —число бурильных машин на установке;

k_o —коэффициент одновременности, $k_o = 1; 0,8; 0,7$ при числе бурильных машин соответственно 1; 2; 3;

v_n —начальная механическая скорость бурения шпуров, м/мин;

v_{ox} —скорость обратного хода бурильной головки, 16 (12-24) м/мин;

T_3 —время замены резца (коронки), 2 мин;

B —стойкость резца (коронки) на одну заточку, м;

T_n —время наведения бурильной машины с одного шпура на другой, 1 мин;

$T_{зб}$ —время забуривания шпура (скважины), 2 мин;

L —глубина шпура, м.

Стойкость резца (коронки) на одну заточку, м;

$$B = \frac{1000}{q_{шт}};$$

где $q_{шт}$ —расход коронок на 1000м шпуров, кг (табл.1);

Здесь α —декремент затухания энергии силового импульса. Его величина зависит от глубины шпура или скважины, типа перфоратора.

Тип перфоратора URA-475 гидроперфоратор

Декремент затухания $\alpha \dots 0,03 \qquad 0,02$

Эксплуатационная производительность (м/смену) подсчитывается исходя из длительности смены, затрат времени на подготовительно-заключительные операции и простоев по организационным причинам:

$$Q_{\text{э}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{нз}} - T_{\text{он}}) \cdot k_{\text{э}} \cdot k_{\text{о}} \cdot R}{\frac{\alpha \cdot L}{v_{\text{н}}(1 - e^{-\alpha L})} + \frac{1}{v_{\text{ох}}} + \frac{T_{\text{з}}}{B} + \frac{T_{\text{н}} + (T_{\text{н}} + T_{\text{зб}})m}{m \cdot L}},$$

где $T_{\text{см}}$ —длительность смены, мин;

$T_{\text{нз}}$ —время на подготовительно-заключительные операции, 20...40 мин;

$T_{\text{он}}$ —время организационных простоев, 30 мин;

$T_{\text{н}}$ —время перегона установки, 20...30 мин;

m —число шпуров в забое.

Расход материалов на бурение шпуров в смену

Расход буровых штанг, кг $Q_{\text{шт}} = \frac{q_{\text{шт}} \cdot Q_{\text{э}}}{1000}$

Расход коронок, шт $N_{\text{кор}} = \frac{q_{\text{кор}} \cdot Q_{\text{э}}}{1000}$

где $q_{\text{шт}}$ - расход буровых штанг на 1000м шпуров, кг (табл.1);

$q_{\text{кор}}$ - расход коронок на 1000м шпуров, шт (табл.1)

.

Таблица 1. Расход коронок буровой стали для пород различной крепости на 1000 м шпуров при ударно-вращательном бурении.

Коэффициент крепости пород	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18	18-20
Число коронок при диаметре шпура:							
40мм	17	21	26	33	45	66	111
43мм	19	24	30	38	52	76	130
46мм	22	27	34	43	59	86	144
Масса буровых штанг, кг	30	45	65	90	135	165	330

Таблица 2. Техническая характеристика шахтных бурильных установок

Тип установки	Boomer T1L	Boomer M1	Boomer 282	Boomer L2	Boomer E3
Глубина бурения шпуров, м	4,015	6,14	4,625	6,14	6,14
Площадь обуриваем-	6-20	8-34	8-45	15-104	20-137

мого забоя, м ²					
Число бурильных машин	1	1	2	2	3
Тип бурильной головки	COP 1238	COP 1638	COP 1638	COP 1838ME	COP 1838ME
Тип ходовой части	Пневмокол.	Пневмокол.	Пневмокол.	Пневмокол.	Пневмокол.
Мощность электропривода, кВт	79	83	125	158	273
Дизельный двигатель, кВт	58	120	58	120	173
Основные размеры в транспортном положении, мм:					
длина	9651	13770	11830	14232	17402
ширина	1300	2245	1990	2550	2926
высота	2700/2985	3019/2307	3000/2300	3091/2375	3664
Масса, т	11,0	17,8	18,3	27,0	41,2

Таблица 3. Технические характеристики гидравлических перфораторов системы COPROD

Тип перфоратора	COP 1132	COP 1238	COP 1638	COP 1838ME	COP 2238
Ударная мощность, тах, кВт	11	15	16	18	22
Энергия удара, Дж	110	250	266	300	350
Частота ударов, Гц	100	60	60	60	73
Рабочее давление, тах, бар	210	250	266	300	340
Скорость вращения, об/мин	0-320/500	0-300	0-190/310	0-210	0-210/ 275/340/460
Рабочее давление вращателя, бар	225		210	210	150/175
Крутящий момент, тах, Н м	330/550	500	520/660	545/740	430/545/ 700/740
Масса (с хвостовиком), кг	75	151	170	170	170
Длина (без хвостовика), мм	735	1002	1008	1008	1008
Диаметр бурения, мм	33-51		38-76	38-76	41-76

Задание 2. Эксплуатационный расчет буровых станков с перфораторами.

Задание: Определить техническую скорость бурения, теоретическую, техническую и эксплуатационную производительность шахтного бурового станка. Расход материалов, воды, сжатого воздуха на смену.

№ вар.	Тип бурового станка	Тип перфоратора	Коефф. крепости по род	Диаметр скважины D, мм	Глубина скважин L, м	Кол-во скважин в веере, m
1.	ПБУ-80М	ПК-75А	6	64	35	5
2.	SIMBA S7 D	COP1638	7	64	20	7
3.	SIMBA M3	COP1838ME	8	64	30	9
4.	SIMBA M6	COP 2550	9	64	30	11
5.	DL 311	HL510	10	51	30	13
6.	DL 421	HL710	11	64	30	6
7.	ПБУ-80М	ПК-75А	12	70	25	8
8.	SIMBA S7 D	COP1638	13	70	15	10
9.	SIMBA M3	COP1838ME	14	70	25	12
10.	SIMBA M6	COP 2550	15	70	25	14
11.	DL 311	HL710	16	70	25	15
12.	DL 421	HL1060	17	70	25	13
13.	ПБУ-80М	ПК-75А	15	76	10	11
14.	SIMBA S7 D	COP1638	16	89	20	9
15.	SIMBA M3	COP1838ME	17	89	20	6
16.	SIMBA M6	COP 2550	18	89	20	14
17.	DL 311	HL710	19	89	20	12
18.	DL 421	HL1560T	20	89	20	10

При ударно-вращательном бурении перфораторами с независимым вращением бура оптимальная частота вращения (c^{-1}) бурового инструмента

$$n_{op} = 145/d,$$

где d —диаметр скважины, мм.

Формула справедлива при $35 < d < 80$ мм.

Практика показывает, что пневматические бурильные головки ударно-вращательного действия целесообразно эксплуатировать на повышенном давлении сжатого воздуха (0,6—0,7 МПа). Увеличение давления на 0,1 МПа позволяет увеличить механическую скорость бурения на 20 %.

Начальная механическая скорость бурения (мм/с) (перевести после расчета в м/мин) — скорость бурения первого метра скважины ударно-вращательными установками

$$v_0 = \frac{50 \cdot A \cdot n}{d^2 \cdot f},$$

где A —энергия удара перфоратора, Дж;

n —частота ударов, Гц;
 d —диаметр скважины, мм;
 f —коэффициент крепости пород.

При бурении перфораторами глубоких взрывных скважин необходимо учитывать уменьшение скорости бурения с глубиной скважины и время на производство спуско-подъемных операций.

Механическая скорость бурения v (м/мин) перфоратором на глубине скважины L находится по формуле

$$v = v_0 \cdot e^{-\alpha L}$$

где v_0 - начальная механическая скорость бурения, м/мин;

α - показатель потери скорости бурения с глубиной скважины, идентичен декременту затухания энергии силового импульса;

L - глубина скважины на которой ведется бурение, м.

Перфораторы с независимым вращением и большой массой поршня имеют α наименьшие.

Тип перфоратора ПП54В ВВС-53 ПК60А ПК75А URA-475 гидроперфоратор

Декремент затухания α . 0,24 0,062 0,05 0,04 0,03 0,02

Средняя скорость бурения скважины на интервале 0 - L :

$$v_{cp} = \frac{v_0}{\alpha \cdot L} \cdot (1 - e^{-\alpha L}),$$

Время бурения скважины до глубины L

$$T_{\sigma} = \frac{L}{\frac{v_0}{\alpha \cdot L} \cdot (1 - e^{-\alpha L})},$$

Время бурения 1 м скважины до глубины L

$$t_{cp} = \frac{\alpha \cdot L}{v_0 \cdot (1 - e^{-\alpha L})}.$$

Бурение скважин мощными колонковыми перфораторами сопровождается производством вспомогательных операций, таких, как свинчивание и развинчивание бурового става, замена долота, забуривание скважины, установка податчика на новую скважину.

Теоретическая скорость бурения скважин буровым станком

$$Q_m = \frac{60 \cdot v_0 (1 - e^{-\alpha L}) \cdot R \cdot k_o}{\alpha \cdot L}.$$

Техническая скорость бурения (м/ч) скважин буровым станком

$$Q_{mex} = \frac{60 \cdot k_z \cdot k_o \cdot R}{\frac{\alpha \cdot L}{v_0(1 - e^{-\alpha L})} + \left(\frac{L}{B} + 1\right) \frac{t_n + t_p}{2 \cdot l} + \frac{T_z}{B} + \frac{T_{nn} + T_{зб}}{L}},$$

где k_z — коэффициент готовности 0,9;

R — число бурильных машин на установке;

k_o — коэффициент одновременности, $k_o = 1; 0,8; 0,7$ при числе бурильных машин соответственно 1; 2; 3;

v_0 — начальная механическая скорость бурения скважины, м/мин;

α — показатель потери скорости бурения с глубиной скважины, идентичен декременту затухания энергии силового импульса;

L — глубина скважины, м.

T_z — время замены долота, 4,2 мин;

B — стойкость долота на одну заточку (около 5 заточек на коронку), м;

t_n, t_p — время навинчивания или развинчивания одной штанги, 2 мин;

l — длина буровой штанги, м;

T_{nn} — время наведения бурильной машины с одной скважины на другую, 5...12 мин;

$T_{зб}$ — время забуривания скважины, 2 мин;

Коэффициент готовности

$$k_z = \frac{T}{T + T_g}$$

где T — наработка на отказ;

T_g — время восстановления отказа.

Эксплуатационная производительность (м/смену) бурения скважин буровым станком будет зависеть от времени на перегонку станка на новый веер и от простоев по организационным причинам

$$Q_3 = \frac{(T_{см} - T_{nz} - T_{он}) \cdot k_z \cdot k_o \cdot R}{\frac{\alpha \cdot L}{v_0(1 - e^{-\alpha L})} + \left(\frac{L}{B} + 1\right) \frac{t_n + t_p}{2 \cdot l} + \frac{T_z}{B} + \frac{T_n + (T_{nn} + T_{зб})m}{m \cdot L}},$$

где $T_{см}$ — длительность смены, мин;

T_{nz} — время на подготовительно-заключительные операции, 40 мин;

$T_{он}$ — время организационных простоев, 30 мин;

T_n — время перегона установки, 30...165 мин;

m — число скважин в веере.

Таблица 1. Расход бурового инструмента и материалов на 1000 м скважин.

Коэффициент крепости пород	10-12	12-14	14-16
Крестовые коронки, шт:			
диаметром 56мм	10	17	22
диаметром 65мм	14	21	28
Буровые штанги (длина 1000 мм) шт:			
диаметром 32 мм	9	23	46
диаметром 38 мм	7	26	38
Соединительные муфты, шт	18	36	46
Хвостовики, шт	1	2	4
Сжатого воздуха, м ³	80000	100000	128000
Вода, м ³	50	60	70

Таблица 2. Техническая характеристика буровых станков с пневмоперфораторами

Тип станка (установки)	Буровые станки			Колонковые установки	
	ПБУ-80М БУ-80СА	СБ-1П	СБУ-55/85	КБУ-50М БУ-50Н	КБУ-80 БУ-80Н
Диаметр скважин, мм	65...80	50...85	5,...85	52 и 65	65 и 75
Глубина бурения скважин, м	40	25	25	25	30
Число бурильных машин	1	1	2	1	1
Тип перфоратора	ПК-75А	ПК-75А	ПК-75А	ПК-60А	ПК-75А
Тип податчика	Винтовой	Пневматич.	Винтовой	Винтовой	Винтовой
Диаметр буровых штанг, мм	38	32	38	25	38
Длина буровых штанг, мм	1220	1200	1000	1220	1220
Размеры выработки, м	2,8×2,8	2,8×2,8	2,5×2,5	2,5×2,5	2,5×2,5
Скорость передвижения, км/ч	1	5	2	-	-
Давление в воздушной системе, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Давление в гидросистеме, МПа	6	6,5	6,5	8...12	8...12
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	15	15	30	12	13
Расход воды, л/мин	25	25	40	20	25
Основные размеры, мм:					
длина	3100	3100	3380		
ширина	1860	1450	1350		
Высота в рабочем положении	2600	2600	2250		
Высота в транспортном положении	2000	1900	1500	-	-
Масса, кг	4000	3870	3200	430	570

Таблица 3. Технические характеристики колонковых перфораторов

Тип перфоратора	ПК60А	ПК75А
Масса, кг	60	75
Длина, мм	600	700
Диаметр поршня, мм	110	125
Ход поршня, мм	40	55
Расход воздуха, м ³ /мин	9,1	13
Частота ударов, с ⁻¹	45	37
Энергия удара, Дж	95	176
Мощность, кВт	5,25	8,1
Крутящий момент, Н м	160	255
Диаметр коронки, мм	40-65	45-85
Максимальная глубина бурения, м	25	50
Диаметр воздушного шланга, мм	32	38
Диаметр водяного шланга, мм	18	18
Осевое усилие подачи, Н	8000	10000

Таблица 4. Техническая характеристика буровых станков с гидроперфораторами

Тип станка (установки)	Буровые станки				
	SIMBA S7 D	SIMBA M3	SIMBA M6	DL 311	DL 421
Диаметр скважин, мм	51...89	51...89	51...89	64-89	64-102
Глубина бурения скважин, м	20	51	51	38	54
Число бурильных машин	1	1	1	1	1
Тип перфоратора	COP1638, COP1838ME	COP 1838ME, COP 2550	COP 1838ME, COP 2550	HL510 HL710	HL710 HL1060 HL1560T
Тип податчика	BMH 6804	BMH 214	BMH 214	LF704	LF1604
Диаметр буровых штанг, мм				38-45	
Длина буровых штанг, мм	1220 (1525)		1220 (1525; 1830)	1035	
Размеры выработки, м	5,17×5,87	4,91×7,44	5,65×8,52	3,0×3,0	3,24×3,24
Скорость передвижения, км/ч	12	15	15	12	15
Установленная мощность двигателей, кВт	55	120	120	73	80, 102, 119
Основные размеры, мм:					
длина	9470	10500	10500	11415	11250
ширина	2000	2380	2210	1990	3045
Высота в рабочем положении	28000	2965	2945	2970	2675
Высота в транспортном положении	2100	2875	3200	2670	3050
Масса, кг	11800	17000	20900	15500	22000

Таблица 5. Технические характеристики гидравлических перфораторов системы COPROD

Тип перфоратора	COP 1132	COP 1238 ME	COP 1638	COP 1838ME	COP 2550
Ударная мощность тах, кВт	11	15	16	18	25
Энергия удара, Дж	110	240	267	330	570
Частота ударов, Гц	100	60	60	60	42-55
Рабочее давление, тах, бар	210	250	266	300	340
Скорость вращения, об/мин	0-320/500	0-300	0-190/310	0-210	0-140
Рабочее давление вращения, бар	225		210	210	210
Крутящий момент, тах, Н м	330/550	500	520/660	545/740	1380
Масса (с хвостовиком), кг	75	151	170	170	
Длина (без хвостовика), мм	735	1002	1008	1008	
Диаметр бурения, мм	33-51	33-89	38-76	38-76	76-115

Таблица 6. Технические характеристики гидравлических перфораторов системы HLX

Тип перфоратора	HLX5	HL510	HL710	HL1060	HL1560T
Ударная мощность тах, кВт	20	16	19,5	25	33
Энергия удара, Дж	330	267	350	417	500
Частота ударов, Гц	67	59	45-52	33-38	30-40
Рабочее давление, тах, бар	120-220	120-175	100-190	90-160	90-200
Скорость вращения, об/мин		0-250	0-180		
Рабочее давление вращения, бар	175	175	200	160	200
Крутящий момент, тах, Н м	400	470-750	1335	2115-2540	1710-2330
Масса (с хвостовиком), кг	210	130	245	470	470-490
Длина (без хвостовика), мм			1035		
Диаметр бурения, мм	43-64	43-51	64-115	89-152	89-152

Задание 3. Эксплуатационный расчет буровых станков с погружными пневмоударниками

Задание: Определить начальную скорость бурения, теоретическую, техническую и эксплуатационную производительность бурового станка с пневмоударником. Расход материалов, воды, сжатого воздуха на бурение скважи.

№ вар.	Тип станка	Тип пневмоударника	Коэфф. крепости пород	Глубина скважины L, м	Кол-во скважин, т
1.	НКР-100МА	ПП-105-2.4	14	35	10
2.	НКР-100МБА	ПП-105-2.4	14	70	8
3.	НКР-100МПА	ПП-105-2.4	14	35	6
4.	НКР-100МПБА	ПП-105-2.4	14	70	4
5.	НКР-100МА	ПП-105-2.2	16	40	11
6.	НКР-100МБА	ПП-105-2.2	16	75	9
7.	НКР-100МПА	ПП-105-2.2	16	40	7
8.	НКР-100МПБА	ПП-105-2.2	16	75	5
9.	НКР-100МА	ПП-105-2.4	9	43	14
10.	НКР-100МБА	ПП-105-2.4	9	67	12
11.	НКР-100МПА	ПП-105-2.4	9	33	10
12.	НКР-100МПБА	ПП-105-2.4	9	71	8
13.	НКР-100МА	ПП-105-2.2	11	31	15
14.	НКР-100МБА	ПП-105-2.2	11	73	13
15.	НКР-100МПА	ПП-105-2.2	11	27	11
16.	НКР-100МПБА	ПП-105-2.2	11	57	9
17.	НКР-100МА	ПП-105-2.4	6	15	4
18.	НКР-100МБА	ПП-105-2.4	6	50	6
19.	НКР-100МПА	ПП-105-2.4	6	15	8
20.	НКР-100МПБА	ПП-105-2.4	6	50	10
21.	НКР-100МА	ПП-105-2.2	8	20	5
22.	НКР-100МБА	ПП-105-2.2	8	55	7
23.	НКР-100МПА	ПП-105-2.2	8	20	9
24.	НКР-100МПБА	ПП-105-2.2	8	55	11
25.	НКР-100МА	ПП-105-2.4	10	25	4
26.	НКР-100МБА	ПП-105-2.4	10	60	8
27.	НКР-100МПА	ПП-105-2.4	10	25	10
28.	НКР-100МПБА	ПП-105-2.4	10	60	4
29.	НКР-100МА	ПП-105-2.2	12	30	6
30.	НКР-100МБА	ПП-105-2.2	12	65	7
31.	НКР-100МПА	ПП-105-2.2	12	30	9
32.	НКР-100МПБА	ПП-105-2.2	12	65	11

Производительность буровых станков с погружными пневмоударниками определяется механической скоростью бурения бурильной машины, затратами времени на спуско-подъемные операции, стойкостью долота, числом скважин, временем, затрачиваемым на перестановку станка.

Начальную механическую скорость бурения скважин с пневмоударниками (мм/с)
(после расчета перевести м/мин) можно определить по формуле

$$v_0 = \frac{80 \cdot A \cdot n}{d^2 \cdot f},$$

где A – энергия удара, Дж;
 n – частота ударов, с⁻¹;
 d – диаметр долота, мм;
 f – коэффициент крепости пород.

Механическая скорость бурения пневмоударниками на заданной глубине скважины
 L , м/мин

$$v = v_0 - \beta \cdot L.$$

где β – коэффициент падения скорости бурения с глубиной скважины; $\beta=0.0004$ мин⁻¹;
 L – глубина скважины, м.

Средняя скорость бурения скважин до их глубины L , м/мин

$$v_{cp} = v_0 - \frac{\beta \cdot L}{2}.$$

Время бурения скважины, мин

$$T_{\sigma} = \frac{L}{v_0 - \frac{\beta \cdot L}{2}}.$$

Время бурения 1 м скважины, мин/м

$$t_{cp} = \frac{1}{v_0 - \frac{\beta \cdot L}{2}}.$$

Теоретическая производительность станка (м/ч)

$$Q_m = 60 \cdot \left(v_0 - \frac{\beta \cdot L}{2} \right).$$

Техническая производительность, м/ч

$$Q_{tex} = \frac{60 \cdot K_2}{\frac{1}{v_0 - \beta \cdot L / 2} + \left(\frac{L}{B} + 1 \right) \frac{t_n + t_p}{2 \cdot l} + \frac{T_3}{B} + \frac{T_{nn} + T_{зб}}{L}},$$

где K_2 – коэфф. готовности станка 0.9;
 β – коэффициент падения скорости бурения с глубиной скважины; $\beta=0.0004$ мин⁻¹;
 v_0 – начальная механическая скорость бурения скважины, м/мин;
 L – глубина скважины, м.
 t_n – время навинчивания одной штанги, (0,5...1) 2 мин;

t_P - время развинчивания одной штанги, (0,9...1,6) 2 мин;

l – длина буровой штанги, м;

T_3 - время замены долота, (1..5) 16 мин;

B – стойкость долота на одну заточку, м;

T_{nn} - время наведения станка на скважину, (2...6) 10...30 мин;

$T_{зб}$ - время забуривания скважины, (0,5...1,5) 3 мин.

Эксплуатационная производительность станка

$$Q_{\text{Э}} = \frac{(T_{см} - T_{нз} - T_{он}) \cdot K_{\text{э}}}{\frac{1}{v_0 - \beta L / 2} + \left(\frac{L}{B} + 1 \right) \frac{t_H + t_P}{2 \cdot l} + \frac{T_3}{B} + \frac{T_n + (T_{nn} + T_{зб})m}{m \cdot L}}$$

где $T_{см}$ - время длительность смены, мин;

$T_{нз}$ - время на подготовительно-заключительные операции, (10..25) 20...30 мин;

$T_{он}$ - время организационных простоев, (30) 10 мин;

T_n - время перемещения станка с одного веера (скважины при параллельном их расположении) на другой, 20..110 мин,

m - число скважин в веере.

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА 2:

РАСЧЕТ РУДНИЧНОГО ТРАНСПОРТА

Расчет заданий контрольной работы производится по методикам, приведенным ниже или более полно с примерами в учебном пособии Медведев В.В. Подземный транспорт рудников, - Чита: ЗабГУ, 2013. – 220 с.

Задание на контрольную работу по номеру студента в списке группы.

Задание 1. Эксплуатационный расчет локомотивного транспорта

Рассчитать число вагонеток в составе, скорости движения составов на отдельных участках пути, потребное количество вагонеток и электровозов, пропускную способность электровозного транспорта.

№	Тип электровоза	Тип вагонетки	Грузопоток участка Q, т/см	Длина участка пути L, м	Насыпная плотность руды, т /м ³
1.	7КР-1У	ВГ-2,0	460	1050	1,8
2.	К-10	ВГ-2,2	830	2520	2,0
3.	К-14	ВГ-9А	1620	2650	1,6
4.	2КТ-28	ВГ-4,5А	2100	2840	2,4
5.	5АРВ-2М	ВГ-1,2	540	3100	1,6
6.	АРП-7	ВГ-2,0	480	1600	2,2
7.	АРП-10	ВГ-2,2	620	4800	2,1
8.	АРП-14	ВГ-4,5А	1200	2400	2,0
9.	К-10	ВГ-2,2	840	2640	1,9
10.	КТ-14	ВГ-4,5А	1400	3200	1,8
11.	7КР-1У	ВГ-1.2	320	1560	1,7
12.	7КР-1У	ВГ-2.0	680	1330	2,0
13.	К-10	ВГ-2.0	620	1420	2,1
14.	КТ-14	ВГ-4.5А	840	2150	2,3
15.	АРП-7	ВГ-1.2	450	1860	1,9
16.	АРП-10	ВГ-2.0	960	2320	2,1
17.	АРП-14	ВГ-2.2	1050	2460	2,2
18.	АРП-28	ВГ-4,5А	1120	2800	2,3
19.	7КР-1У	ВГ-2,2	530	2400	2,1
20.	К-10	ВГ-2,0	550	1430	2,2
21.	7КР-1У	ВГ-2,2	420	850	1,8
22.	К-10	ВГ-2,2	350	1740	2,0
23.	К-14	ВГ-4,5А	410	1600	1,6
24.	2КТ-28	ВГ-4,5А	850	1620	2,4
25.	5АРВ-2М	ВГ-1,2	240	1150	1,6
26.	АРП-7	ВГ-2,0	280	680	2,2
27.	АРП-10	ВГ-2,2	620	1650	2,1
28.	АРП-14	ВГ-4,5А	750	1420	2,0
29.	К-10	ВГ-2,2	610	1300	1,9
30.	КТ-14	ВГ-4,5А	630	1280	1,8

Эксплуатационный расчет локомотивного транспорта

В общем виде расчет параметров электровозной откатки в зависимости от размера грузопотока, протяженности и назначения горной выработки сводится к определению величины состава поезда и числа вагонеток (секций) в составе; числа и производительности электровозов, числа аккумуляторных батарей и зарядных столов (при откатке аккумуляторными электровозами); параметров зарядной и тяговой подстанций (выбирается тип оборудования и определяется его мощность); параметров контактной сети (для контактных электровозов); расхода электроэнергии на электровозную откатку.

Исходными данными для проектирования являются: план и профиль пути всех откаточных выработок, включая околоствольный двор и места погрузки или составления поездов; число, производительность и местонахождение погрузочных пунктов; сменный грузопоток от добычных и подготовительных участков; способ организации откатки. При проектировании средний уклон откаточных путей принимают обычно равным $i=3...5\text{ ‰}$, в сторону околоствольного двора.

Средневзвешенное значение уклона $i_{св}$, находят по формуле

$$i_{св} = \frac{i_1 L_1 + i_2 L_2 + \dots + i_n L_n}{L_1 + L_2 + \dots + L_n}$$

где i_1, i_2, i_n - спрямленный уклон каждого из маршрутов, ‰;

L_1, L_2, L_n - длина откатки каждого из маршрутов, м

Средневзвешенная длина откатки $L_{св}$, м, определяется из выражения

$$L_{св} = \frac{A_1 L_1 + A_2 L_2 + \dots + A_n L_n}{A_1 + A_2 + \dots + A_n},$$

где A_1, A_2, A_n - грузопоток на каждом из маршрутов, т/смену.

Сменная производительность откатки A , т/смену, принимается равной сумме всех грузопотоков

$$A = A_1 + A_2 + \dots + A_n.$$

Допустимую массу поезда G , т, определяют по условию трогания состава с места и по условию сцепления колес электровоза с рельсами при движении с установившейся скоростью, принимая наименьшее из полученных значений. Масса поезда G определяется через вес поезда Q , с которым она связана соотношением $G=Q/g$ (где $g=9,81\text{ м/с}^2$ – ускорение свободного падения).

В общем виде вес поезда Q , кН, по условию трогания состава с места вычисляется по формуле

$$Q_{z(n)} = P \cdot g \cdot \left(\frac{1000 \cdot \psi}{\omega_{z(n)} + \omega_{кр} \pm i_c + 110 \cdot a_{min}} - 1 \right), \quad (1.4)$$

где P - масса электровоза, т;

ψ - коэффициент сцепления колес с рельсами, принимается по табл. 1;

$\omega_{z(n)}$ – основное удельное сопротивление движению груженых (порожных) вагонов, Н/кН, принимается по табл.2.;

$\omega_{кр}$ – дополнительное удельное сопротивление вагонетки от движения в кривой, $\omega_{кр}=70/R$ (где R – радиус закругления) или принимается равным 1,5...2,5 Н/кН;

i_c – спрямленный откаточный уклон (знак «-» ставится при спуске, знак «+» ставится при подъеме), ‰;

a_{min} – минимальное ускорение поезда при трогании с места 0,03...0,05 м/с².

Таблица 1. Значения расчетных коэффициентов сцепления ψ при движении

Характеристика пути	Без подсыпки песка	С подсыпкой песка
Чистые сухие рельсы	0,17-0,18	0,18-0,24
Влажные практически чистые рельсы: на рудниках на угольных шахтах	0,12-0,17 0,09-0,13	0,17-0,20
Мокрые, покрытые грязью рельсы: на рудниках на угольных шахтах	0,09-0,12 0,07-0,08	0,12-0,16

Таблица 2. Значение удельного основного сопротивления движению шахтных вагонок, Н/кН

Вместимость вагонетки, м ³	Груженных, ω_z			Порожных ω_n
	при плотности транспортируемого материала $\gamma, \text{т/м}^3$			
	1,6	1,8	2,5	
До 1,6	9	8	7	11
До 2,5	8	7	6	10
До 4,5	7	6	5	8
До 9,5	6	5	4	6

Допустимый вес поезда принимается по минимальным значениям, полученным по вышеприведенным формулам.

Число вагонок в составе:

- порожнем $z_n = Q_{n \min} / (q_0 \cdot g)$;
- груженом $z_r = Q_{r \min} / ((q + q_0)g)$,

где $Q_{n \min}$, $Q_{г \min}$ – минимальное значение веса соответственно порожнего и груженого составов, кН;

q_0 – масса вагонетки, т;

q – масса груза $q = k_3 \cdot V \cdot \rho$, т;

k_3 – коэффициент заполнения вагонетки (для проектируемых шахт $k_3 = 1$);

V – вместимость вагонетки, м³;

ρ – плотность транспортируемого груза, т/м³.

Число вагонеток в груженом и порожнем составах принимают одинаковым, округляя z_n и $z_{г}$ до ближайшего меньшего целого числа.

Предварительно выбранную массу поезда проверяют по условиям нагрева тяговых двигателей и обеспечению тормозного пути.

Критерием проверки массы поезда по нагреву тяговых двигателей является величина эффективного тока $I_{эф}$, А, значение которого, обеспечивающее нормальную работу тяговых двигателей, не должно превышать значение длительного тока $I_{дл}$, А, т.е. $I_{эф} \leq I_{дл}$.

Длительный ток находится от величины часового тока $I_{chl} = (0,4-0,45) I_{ч}$, значение часового тока берется из технической характеристики электровоза или находится по электромеханической характеристике тягового электродвигателя от часовой скорости $v_{ч}$.

Средний эквивалентный (эффективный) ток $I_{эф}$, А, определяется по следующей формуле

$$I_{эф} = \alpha \sqrt{\frac{I_c^2 t_c + I_n^2 t_n}{T}},$$

где α – коэффициент, учитывающий дополнительный нагрев двигателей при выполнении маневров (1,15...1,3 для контактных электровозов; 1,05...1,15 для аккумуляторных);

I_c , I_n – токи двигателя соответственно при движении с груженым и порожним составами, А;

t_c , t_n – время движения соответственно груженого и порожнего составов, мин:
 $t_c = 60L/v_c$ и $t_n = 60L/v_n$;

v_c , v_n – скорости движения соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, км/ч;

T – время рейса, мин.

Время рейса, мин, определяется по формуле

$$T = t_c + t_n + \theta_1 + \theta_2 + \theta_3,$$

где θ_1 – продолжительность нахождения электровоза (время маневров) в околоствольном дворе за цикл (15 мин – для вагонеток с глухим кузовом; 10 мин – с донной разгрузкой);

θ_2 – продолжительность нахождения электровоза в пункте погрузки (10 мин для вагонеток с глухим кузовом и донной разгрузкой);

θ_3 – продолжительность дополнительных остановок в местах пересечения транспортных магистралей, 5...10 мин.

Время загрузки состава при замене вагонеток локомотивом, мин

$$\theta_2 = t_{\text{ног}} \cdot Z_{\Gamma},$$

где $t_{\text{заг}}$ – время загрузки одной вагонетки, мин (табл. 3).

Таблица 3. *Продолжительность маневровых операций*

Вместимость кузова вагонетки, м ³	Время загрузки одной вагонетки под люком, мин	Время разгрузки в опрокидывателе, мин	
		одной вагонетки	двух вагонеток
0,7-0,8	1,0	0,5	0,67
1,2	1,25	0,5	0,67
2,2	1,5	0,58	0,75
4,5	2,0	0,67	0,83
9,5	3,0	0,83	-

Необходимые для расчета эффективного тока, значения токов двигателя с груженым и порожним составами I_z , I_n , определяют по электромеханическим характеристикам тяговых двигателей по силе тяги в грузовом и порожняковом направлениях F_z и F_n , приходящейся на один двигатель.

Таблица 4. *Величина длительного тока*

Тип электровоза	Часовой ток, А	Длительный ток, А	Тип двигателя
К4	50	22	ДТН12/7
7КРМ1	145	62	ДТН 33
К10	145	62	ДТН 33
К14М	204	85	ДТН 45
28КР2М	204	85	ДТН 45
А5,5	116	50	ДРТ 10
АРП7 (АРВ7)	116	50	ДРТ10
АМ8Д (2АМ8Д)	113	50	ДРТ13М
АРП10Г	113	50	ДРТ13М
АРП14	150	65	ДРТ23,5
2В8	150	65	ДРТ23,5

Скорости движения соответственно груженого и порожнего составов v_z , v_n , км/ч, определяют по электромеханическим характеристикам тяговых двигателей как $v=f(I)$.

Сила тяги в грузовом и порожняковом направлениях F_z и F_n , Н, локомотива определяется по формулам:

$$F_z = (Pg + Q_z)(\omega_z - i_c),$$

$$F_n = (Pg + Q_n)(\omega_n + i_c),$$

Если $I_{эф} > I_{дл}$, необходимо уменьшить число вагонеток в составе и произвести проверочный расчет.

Проверка массы поезда по условию обеспечения тормозного пути производится в зависимости от допустимой скорости движения $v_{доп}$, км/ч.

Допустимая скорость движения $v_{доп}$, км/ч, груженого состава на преобладающем уклоне определяется по формуле

$$v_{доп \cdot z(n)} = \sqrt{0,24 \cdot l_m (b_{m \cdot z(n)} + \omega_{z(n)} + \omega_{кр} \pm i_c)},$$

где l_m – тормозной путь, по ПБ при перевозке грузов $l_m = 40$ м, при перевозке людей $l_m = 20$ м;

b_m – удельная тормозная сила, Н/кН.

Удельная тормозная сила b_m , Н/кН, определяется по формуле:

$$b_{m \cdot z(n)} = \frac{1000Pg\psi + B_m}{Pg + Q_{z(n)}},$$

где B_m – дополнительная тормозная сила электромагнитных рельсовых тормозов (если они установлены) $B_m = 1000P_m f_m$, Н;

где P_m – сила прижатия электромагнитных тормозов к рельсам (60 кН на 1 м ползьев), кН;

f_m – коэффициент трения колодки тормоза о рельс (0,15...0,24 по ДГИ).

Если скорость начала торможения больше допустимой скорости движения $v_{доп} < v_n$, то для движения состава принимают полученную допустимую скорость, устанавливая ограничительные знаки по маршруту движения.

Из полученных значений прицепного веса поезда по условиям трогания, сцепления колес электровоза с рельсами при равномерном движении, нагрева двигателя и торможения выбирают наименьшее значение.

При наличии разминок производят проверку числа вагонеток в составе по условию размещения длины состава на минимальной длине разминок горной выработки.

Расчет инвентарного числа электровозов в целом по шахте (горизонту) сводится к определению числа рабочих электровозов N_p , в зависимости от производительности погрузочного пункта и длины откатки по соответствующему маршруту и к суммированию полученных результатов. Если электровозы не закреплены за погрузочными пунктами, то суммируют дробные значения, которые затем округляют до целого числа.

Число рабочих электровозов на участке

$$N_p = n_n / n,$$

где n_n – полное число рейсов в смену, $n_n = n_z + n_l$;

n_z – число рейсов для вывоза груза;

n_l – число рейсов для перевозки людей;

n – число возможных рейсов одного электровоза в течение одной смены, $n = 60(T_{см} - 0,5)/T$;

$T_{см}$ – продолжительность смены, ч.

Число рейсов для вывоза груза определяют по формуле

$$n_z = \frac{k_n A}{zq},$$

где k_n – коэффициент неравномерности выдачи груза (1,5 – при отсутствии аккумулярующих ёмкостей; 1,25 – при наличии аккумулярующих ёмкостей).

Инвентарное число электровозов

$$N_u = N_p + N_{рез},$$

где N_p – число резервных электровозов, принимают: $N_{рез} = 1$ при $N_p \leq 6$; $N_{рез} = 2$ при $N_p = 7-12$; $N_{рез} = 4$ при $N_p \geq 13$.

Расчет показателей производительности электровозной откатки сводится к определению средней сменной производительности одного рабочего и инвентарного электровоза.

Сменная производительность (т·км) одного рабочего локомотива

$$A_p = LA / N_p.$$

Сменная производительность (т·км) одного инвентарного локомотива

$$A_u = LA / N_u.$$

Необходимое число вагонеточного парка определяют путем расстановки составов по рабочим местам, исходя из условий: на каждый рабочий электровоз принимается по одному составу, на каждый погрузочный пункт – по одному обменному (находящемуся под погрузкой) составу плюс число составов, предусмотренных в качестве аккумулярующей емкости.

Таблица А 1. Технические характеристики контактных электровозов

Параметры	ЗКРА-600	К4	7КРМ1	К10	К14М	14КР2М	28КР2М
Масса, т	3,3	4	7,9	10	14	14	28
Колея, мм	600	600; 750; 900	600; 750; 900	600; 750; 900	750; 900	750	750; 900
Сила тяги max, Н	10000	12000	18000	19000	27000	27000	54000
Скорость при часовом режиме, км/ч	8,1	6,8	12,2	11,7	10,8	11,5	11,5
Сила тока при часовом режиме, А	50×2	50×2	145×2	145×2	204×2	204×2	204×4
Число приводов	2	2	2	2	2	2	4
Суммарная мощность при часовом режиме, кВт	2×12,0	2×12,0	2×33	2×33	2×45	2×45	4×45
Тяговый двигатель	ДТН 12/7	ДТН 12	ДТН33	ДТН33	ДТН45	ДТН45	ДТН45
Основные размеры электровоза, мм:							
длина по буферам	3015	3000	4200	4520	4700	4800	10200
длина по автосцепке	-	3300	4600	4920	51000	-	-
ширина по выступающим частям:							
при колее 600мм	960	1200	1050	1050	-	-	-
при колее 750 и 900 мм	-	1350	1350	1350	1350	1350	1350
высота по кабине	1500	1515	1500	1650	1650	1650	1650
Рабочая высота по токосяемнику от головки рельсов, мм:							
максимальная	2300	2300	2400	2300	2300	2300	2300
минимальная	1600	1600	1600	1800	1800	1800	1800
Завод-изготовитель	Кыштым- ский МЗ	Алексан- дровск. МЗ	Алексан- дровск. МЗ	Алексан- дровск. МЗ	Алексан- дровск. МЗ	Алексан- дровск. МЗ	Алексан- дровск. МЗ

Таблица А 2. Технические характеристики аккумуляторных электровозов

Параметры	А5,5	АРП7	АРВ7	АМ8Д	В8	АРП10Г	АРП14	2В8
Масса, т	5	7	7	8,05/8,7	8	10,45/10,8	14	16
Колея, мм	600/ 750; 900	600/ 750; 900	600/ 750; 900	600/ 750; 900	600/750: 900	600/900	900	600/ 750: 900
Тяговое усилие при часо- вом режиме, кН	9,0/9,5	9,5 / 10,0	9,5	12,1/12,2	11,5	26,0/29,2	18,0	23,0
Скорость при часовом режиме, км/ч	7,2/8,1	7,5 / 8,5	7,5	5,7/6,8	7,0	7,2/7,9	9,0	7,0
Число приводов	2	2	2	2	2	2	2	4
Суммарная часовая мощ- ность двигателей, кВт	2×10	2×10	2×10	21/26	2×12	26/29,2	47	4×12
Тяговый двигатель	ДРТ10	ДРТ10	ДРТ10	ДРТ13М	ДРТ13М	ДРТ13М	ДРТ23,5	ДРТ13М
Основные размеры, мм: длина по буферам	3800	4200	4200	4550	4550	5515	5860	4550
ширина:								
при колее 600мм	1050	1050	1050	1055	1050	1060	-	1050
при колее 750, 900мм	1350	1350	1350	1355	1350	1360	1360	1350
высота	1330	1450	1450	1415	1470	1510	1750	1470
Исполнение:	РП	РП	РВ	РП	РВ	РП	РП	РВ
Тип аккумуляторной ба- тареи	85ТНЖШ4 0095ТНЖ Ш400	90ТНЖШ5 5 102ТНЖШ5 50	88ТНК400	96ТНЖШ500 112ТНЖШ50 0	106ТНК40 0	112ТНЖШ5 00 126ТНЖШ5 50	161ТНЖШ5 50	106ТНК400
Завод-изготовитель	Ясног.МЗ	ЯсногМЗ	ЯсногМЗ	Дружк.МЗ	Ясног.МЗ	Дружк.МЗ	Дружк.МЗ	Ясног.МЗ

Примечание. В числителе показаны значения для колеи 600 мм, в знаменателе - для колеи 750, 900 мм.

Таблица А 3. Технические характеристики грузовых вагонеток для рудных шахт

Параметры	Модели вагонеток						
	ВГ-1,0	ВГ-1,2	ВГ-2,0	ВГ-2,2	ВГ-3,3	ВГ-4,5	ВГ-9А
Вместимость кузова, м ³	1,0	1,2	2,0	2,2	3,3	4,5	9
Грузоподъемность, т	2,5	3,0	5	5,5	6,0	13,5	25
Основные размеры, мм:							
длина	1500	1850	3070	2985	3400	4050	7850
ширина	850	836/986	1250	882/1032	1350	1350	1350
высота	1300	1300	1200	1300	1460	1550	1550
Жесткая база, мм	500	600	1000	1000	1100	1250	4000
Диаметр колеса по кругу катания, мм	300	350	400	400	400	400	400
Колея, мм	600	600/750	750; 900	600/750	900	750/900	750; 900
Высота от сцепки до головки рельса, мм	320	320	365	365	365	365	365
Масса, кг	521	892/933	1510	1350/1408	1567	3440/3510	9100
Тип сцепки	Звеньевая	Звеньевая	Звеньевая	Автоматическая звеньевая	Звеньевая	Автоматическая звеньевая	Автоматическая звеньевая
Завод-изготовитель	Дарасунский МЗ	Александровский МЗ		Александровский МЗ	Александровский МЗ	Александровский МЗ	МЗ Звезда

Задание 2. Транспортирование горной массы самоходными погрузочно-транспортными машинами

Задание: Произвести тяговый и эксплуатационный расчет самоходной погрузочно-транспортной машины.

№ п/п	Тип ПТМ	Сменная производительность, Q т/см	Насыпная плотность руды γ , т/м ³	Характеристика транспортных выработок			
				Погрузочный заезд или очистное пространство		Транспортный щитрек	
				Длина выработки, L, м	Уклон пути i, ‰	Длина выработки, L, м	Уклон пути i, ‰
1.	ПТМ: LH 201E	85	2.2	40	8	60	3
2.	ПТМ: ПД-5А	95	2.1	65	8	40	3
3.	ПТМ: LH 203E	105	2.0	50	8	210	3
4.	ПТМ: ST- 14	165	1.9	75	8	320	3
5.	ПТМ: LH 209L	215	1.8	60	8	360	3
6.	ПТМ: ПД-2Э	125	1.7	50	8	120	4
7.	ПТМ: ST1520	145	1.8	70	8	230	4
8.	ПТМ: EST2D	225	1.9	80	8	320	4
9.	ПТМ: ST1030	315	2.0	100	8	450	4
10.	ПТМ: LH 514E	445	2.1	120	8	380	4
11.	ПТМ: LH 306E	75	2.2	20	0	80	4
12.	ПТМ: ST3,5D	135	2.2	30	0	70	4
13.	ПТМ: ПД-8В	205	2.1	80	0	160	4
14.	ПТМ: LH517	265	2.0	85	0	130	4
15.	ПТМ: ST7LP	325	1.9	100	0	150	4
16.	ПТМ: LH 201E	265	1.7	30	3	170	5
17.	ПТМ: ПД-2Э	375	1.6	40	3	270	5
18.	ПТМ: LH 203E	415	1.5	12	3	310	5
19.	ПТМ: ST- 14	120	2,3	20	3	180	5
20.	ПТМ: LH 209L	165	2,5	25	3	2500	5
21.	ПТМ: LH 201E	125	2.2	10	5	120	3
22.	ПТМ: ПД-5А	190	2.1	15	5	85	3
23.	ПТМ: LH 203E	160	2.0	20	5	120	3
24.	ПТМ: ST- 14	210	1.9	25	5	210	3
25.	ПТМ: LH 209L	320	1.8	40	5	250	3
26.	ПТМ: ПД-2Э	150	1.7	60	12	80	4
27.	ПТМ: ST1520	320	1.8	40	12	150	4
28.	ПТМ: EST2D	305	1.9	30	12	130	4
29.	ПТМ: ST1030	230	2.0	10	12	250	4
30.	ПТМ: LH 514E	280	2.1	20	12	210	4

Эксплуатационный расчет транспортирования груза самоходными машинами

Эксплуатационный расчет транспортирования груза самоходными транспортными машинами заключается в определении эксплуатационной производительности транспорт-

ной машины, продолжительности рейса, числа рейсов машины за смену и числа рабочих машин.

Эксплуатационная производительность погрузочно-транспортной машины, т/смену

$$Q_9 = \frac{60Vk_3(T_{см} - t_{пер})\gamma}{t_p},$$

где V – вместимость грузонесущего органа (кузова или ковша), м³;

$T_{см}$ – длительность смены, ч;

$t_{пер}$ – время перерывов в работе транспортной установки, включающее технологические перерывы в работе забоя (взрывание, проветривание и др.), при работе самоходных машин $t_{пер} = 0,7 \dots 0,8$ ч.

k_3 – коэффициент заполнения грузонесущей емкости ($k_3 = 0,75$ – коэффициент заполнения ковша для крепких руд, $k_3 = 0,95$ – коэффициент заполнения кузова);

t_p – продолжительность одного рейса, мин.

Продолжительность рейса, мин

$$t_p = t_n + t_{\partial в} + t_{раз} + t_{разм},$$

где t_n – время погрузки машины, которое определяется вместимостью кузова, мин;

$t_{\partial в}$ – время соответственно загрузки, движения, мин;

$t_{раз}$ – время разгрузки, мин.

$t_{разм}$ – время ожидания на разминке, 1...3 мин.

Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом, мин

$$t_n = \xi t_{ц} K_{ман} / 60,$$

где $t_{ц}$ – время цикла черпания грузонесущим ковшом, $t_{ц} = 50$ с.

Время движения машины, мин

$$t_{\partial в} = 60L \left(\frac{1}{v_{зр}} + \frac{1}{v_{пор}} \right) k_{\partial в},$$

где L – длина транспортирования, км;

$v_{зр}$, $v_{пор}$ – скорость движения соответственно груженной и порожней машины, км/ч;

$k_{\partial в}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины, $k_{\partial в} = 1,25 \dots 1,3$.

Время разгрузки машины $t_{раз}$ принимается равным с учетом маневров у рудоспуска $t_{раз} = 0,5 \dots 0,7$ мин (30...40с).

Необходимое число машин для работы на участке

$$N_{р.м} = k_n Q_{см} / Q_9,$$

где k_n – коэффициент неравномерности поступления полезного ископаемого;

$Q_{см}$ – сменная производительность участка по горной массе, т/смену;

$Q_э$ – эксплуатационная производительность самоходной транспортной машины, т/смену.

Инвентарное количество машин

$$N_{инв} = k_{инв} N_{р.м},$$

где $k_{инв}$ – коэффициент инвентарности парка, $k_{инв} = 1,3 \div 1,4$.

Таблица А 1. Технические характеристики дизельных погрузочно-транспортных машин компании Sandvic

Параметры	LH201 (Microscop 100)	LH202 (TJC 65D)	LH203 (TORO 151)	LH307 (TORO 6)	LH410 (TORO 7)	LH514 (TORO 9)	LH517 (TORO 010)	LH621 (TORO 11)	LH205L (EJC 155LP)	LH208L (EJC 777)	LH209L (EJC 400LP)
Грузоподъемность, т	1,0	2,945	3,5	6,7	10,0	14,0	17,2	21,0	5,0	7,71	9,6
Вместимость ковша, м³:											
основного	0,54	1,2	1,5	3,0	4,0	5,4	7,0	8,0	1,8	2.3-2.87	4.2-4.6
сменного	-	1,0-1,5	1,4-1,8	2,7-3,7	4,0-5,4	4,6-7,0	6,5-8,6	8,0-10,7	-		
Основные размеры, мм											
длина	4650	5486	6970	8631	9680	10870	11120	11993	7960	8688	9240
ширина	1055	1448	1480	2230	2550	2950	3000	3100	2310	2642	3260
высота (по кабине)	2045	2134	1840	2200	2395	2540	2750	2950	1600	1600	1690
Наибольшая высота при разгрузке ковша, мм	2320	-	3790	4900	5380	5750	6520	7,02	-	-	-
Двигатель	Deutz F3L-912W	Deutz F5L-912W	Deutz BF6L-914	Mercedes Benz OM 906 LA	Mercedes OM 926 LA	Detroit S60 DDEC IV	Detroit diesel S60 DDEC CIV	Detroit diesel S60 DDEC IV	Deutz BF4M2012C	Deutz BF6M2012C	MERCEDES OM906LA
Мощность привода, кВт	33	51	71,5	150	220	243	298	354	93	140	170
Максимальная скорость движения, км/ч	9,0	20,0	24,0	26,0	27,0	26,0	27,0	25,5	-	-	-
Масса, т	3,65	6,76	8,7	19,6	26,2	38,1	44,0	56,8	24,3	17,77	9,6

Таблица А 2. Технические характеристики электрических погрузочно-транспортных машин компании Sandvic

Параметры	LH201E (Microcoop 100E)	LH202E (EJC 65E)	LH203E (TO- RO 151E)	LH306E (EJC 145E)	LH409E (TORO 400E)	LH514E (TORO 1400E)	LH625E (TORO 2500E)
Грузоподъемность, т	1,0	2,948	3,5	6,6	9,6	14,0	25,0
Вместимость ковша,м³:							
основного	0,54	1,2	1,5	3,0	3,8	5,4	10,0
сменного	-	1,0-1,5	1,3-1,75	2,7-3,1	3,8-4,6	4,6-7,0	8,0-10,7
Основные размеры, мм							
длина	4850	5842	6995	8407	9736	10950	14011
ширина	1055	1448	1480	2159	2525	2880	3900
высота (по кабине)	2045	2134	1840	2235	2320	2550	3161
Наибольшая высота при разгрузке ковша, мм	2320	-	3500	4390	5270	5760	7,37
Двигатель	Three-phase, asynchronous, squirrelcage	AC induction type, 3 phase	VEM	AC induc- tion type TEAO, 3 phase	VEM KPER 315 S4	VEM K11R 315 MX4	Siemens 1 LA8 317 1000 V / 50
Мощность привода, кВт	30	37	55	94	110	160	315
Мах скорость движения, км/ч	8,0	10,0	10,3	6,4	12,0	18,9	16,0
Масса, т	3,85	7,13	9,4	17,24	24,5	38,5	77,5

Таблица А 3. Технические характеристики погрузочно-транспортных машин компании Atlas Copco

Параметры	ST-2D	ST-3,5D	ST-7LP	ST-7	ST-1030	ST-1030LP	ST-14	ST-1520	ST-1520LP	EST-2D	EST-3,5D
Грузоподъемность, т	3,6	6,0	6,8	6,8	10,0	10,0	14,0	15,0	15,0	3,6	6,0
Вместимость ковша, м ³	1,9	3,1	3,4	3,1	5,0	5,0	6,4	7,5	7,5	1,9	3,1
Основные размеры, мм											
длина	6645	8458	8470	8620	9745	9890	10850	11320	11320	6880	8849
ширина	1555	3038	1920	1920	2260	2260	2640	2648	2648	1515	1905
высота (по кабине)	2085	2247	1390	2160	2355	1840	2550	2650	2301	2085	2118
Наибольшая высота при разгрузке ковша, мм	3733	3984	3920	4710	5060	4750	5930	6000	6000	3732	3936
Двигатель	Дизель- ный: Deutz F6L- 912W	Ди- зель- ный: Deutz F8L- 413FW	Ди- зель- ный: Cummi ns QSB6,7 EPA	Ди- зель- ный: Cummi ns QSB6,7 EPA	Ди- зель- ный: Cummi ns QSL9	Ди- зель- ный: Cummi ns QSL9	Ди- зель- ный: Cummi ns QSM11	Дизель- ный: Cummins QSX15	Дизель- ный: Cummi ns QSX15	Элек- триче- ский 3- фазный 50 или 60Гц	Элек- триче- ский 3- фазный 50 или 60Гц
Мощность привода, кВт	63	136	144	144	86	186	250	298	298	56	74,6
Скорость движения											
уклон 15°, км/ч	4,5	1,86	5,8	5,8	4,7	4,7	4,4	4,7	4,7	1,86	2,07
Масса, т	12,32	17,1	19,1	19,3	26,3	26,3	38,0	41,3	41,3	13,0	17,9

Задание 3. Эксплуатационный и тяговый расчет скреперной установки

Задание: По заданной производительности определить объем скрепера и выбрать по тяговому усилию скреперную установку, проверить прочность выбранного каната на разрывное усилие.

№ п/п	Сменная производительность забоя, $Q_{см}$ т/см	Плотность руды в разрыхленном состоянии γ , т/м ³	Длина скреперования, L м	Угол наклона выработки, β град.	Направление транспортирования	Крупность горной массы, a мм	Коэф. загрузки установки в смену, k_u
1.	90	2.3	30	3	Спуск	300	0.6
2.	150	2.2	35	3	Спуск	350	0.55
3.	230	2.1	40	3	Спуск	400	0.5
4.	380	2.0	45	3	Спуск	450	0.45
5.	510	1.9	50	3	Спуск	500	0.6
6.	75	1.8	40	5	Подъем	250	0.6
7.	130	1.9	45	5	Подъем	300	0.55
8.	210	2.0	50	5	Подъем	350	0.5
9.	320	2.1	55	5	Подъем	400	0.45
10.	540	2.2	60	5	Подъем	450	0.4
11.	60	1.8	25	10	Спуск	350	0.6
12.	160	1.9	30	10	Спуск	400	0.55
13.	280	2.0	35	10	Спуск	450	0.5
14.	420	2.1	40	10	Спуск	500	0.45
15.	560	2.2	45	10	Спуск	550	0.6
16.	105	1.7	30	5	Подъем	250	0.6
17.	160	1.9	35	5	Подъем	300	0.55
18.	250	2.1	40	5	Подъем	350	0.5
19.	340	2.3	45	5	Подъем	400	0.45
20.	480	2.5	50	5	Подъем	450	0.4
21.	75	2.3	20	8	Спуск	300	0.6
22.	130	2.2	25	8	Спуск	350	0.55
23.	210	2.1	30	8	Спуск	400	0.5
24.	260	2.0	35	8	Спуск	450	0.45
25.	340	1.9	40	8	Спуск	500	0.6
26.	125	1.8	30	2	Подъем	250	0.6
27.	180	1.9	35	2	Подъем	300	0.55
28.	210	2.0	40	2	Подъем	350	0.5
29.	320	2.1	45	2	Подъем	400	0.45
30.	440	2.2	50	2	Подъем	450	0.4

Если задана сменная производительность доставки, то объем скрепера, м³, находится из формулы

$$V_c = \frac{Q_{экс} \left[L \left(\frac{1}{v_{гр}} + \frac{1}{v_{пор}} \right) + t \right]}{3600 k_3 k_u \eta_{см}}. \quad (3.2)$$

По полученному объему скрепера и характеристике горной массы выбирают тип скрепера, его массу и вместимость по табл. 1.

Таблица 1. *Параметры скреперов для подземных работ*

Скре- пер	Расчетная вмести- мость, м ³	Основные размеры, мм, не более			Масса, кг, не более	
		ширина	длина	высота	легкие	тяжелые
СГ	0,1	710	950	400	85	160
	0,16	860	1250	500	160	265
	0,25	950	1400	560	265	400
	0,4	1120	1700	670	400	560
	0,6	1250	2000	800	560	800
	1,0	1500	2360	900	800	1180
	1,6	1700	2650	1060	1180	1600
	2,5	1900	3000	1250	1600	2120
	4,0	2260	3550	1500	2120	3000
СЯ	0,16	700	800	360	85	160
	0,25	850	950	400	160	265
	0,4	950	1120	450	265	400
	0,6	1120	1400	500	400	560
	1,0	1250	1700	560	560	800
	1,6	1500	2000	630	800	1180
	2,5	1700	2560	710	1180	1600
	4,0	1900	3000	800	1600	2120

Примечание. Скреперы изготавливаются легких моделей для доставки горной массы насыпной плотностью до 2 т/м³ и тяжелых моделей для горной массы с насыпной плотностью более 2 т/м³.

Эксплуатационная производительность скреперной установки, т/смену, при погрузке горной массы в вагонетки локомотивной откатки или скипы канатной откатки

$$Q_{\text{экс}} = \frac{3600 V_{\text{в}} z t_{\text{см}} k_u}{t_n + t_c},$$

где $V_{\text{в}}$ – вместимость вагонетки или скипа, м³;

z – число вагонеток в составе;

t_n – время погрузки одной вагонетки или скипа, с;

t_c – время, затрачиваемое на смену состава или скипа, с.

Время погрузки одной вагонетки, с, находится из выражения

$$t_n = \frac{V_{\text{в}}}{V_c k_3} \left[L \left(\frac{1}{v_{\text{зп}}} + \frac{1}{v_{\text{нор}}} \right) + t_1 \right],$$

где t_1 – время затрачиваемое на загрузку и разгрузку скрепера, $t_1 = 15 \dots 25$ с.

Производительность скреперного грузчика или скреперной установки, подающей горную массу на конвейер, рассчитывается по формуле так же как и для очистного забоя.

Тяговый расчет скреперной лебедки

Сопротивление (Н) перемещению груженого скрепера

$$W_{\text{ср}} = W_1 + W_2 + W_3 + W_4 ,$$

где W_1, W_2, W_3, W_4 - сопротивление перемещению соответственно горной массы, скрепера, канатов по почве выработки и от подтормаживания барабана, Н.

Сопротивление (Н) при перемещении горной массы скрепером

$$W_1 = 1000 V_c \gamma k_3 (f_1 \cos \beta \pm \sin \beta) g ,$$

где f_1 - коэффициент трения горной массы по почве, $f_1 = 0,6 \dots 0,8$;

β - угол наклона выработки (знак “+” – вверх, “-” – вниз).

Сопротивление (Н) при перемещении скрепера по почве

$$W_2 = G_0 (f_2 \cos \beta \pm \sin \beta) g ,$$

где G_0 - масса скрепера, кг;

f_2 - коэффициент трения скрепера по почве, $f_2 = 0,4 \dots 0,55$.

Сопротивление (Н) при перемещении каната по почве

$$W_3 = 2L q f_2 g ,$$

где q - масса 1 м каната, кг/м.

Сопротивление (Н) от натяжения хвостового каната лебедки $W_4 = 1000 \dots 3000 \text{ Н}$.

Сила тяги (Н) каната при перемещении груженого скрепера

$$F_{\text{ср}} = W_1 + W_2 + W_3 + W_4.$$

Сила тяги (Н) каната при перемещении порожнего скрепера

$$F_n = W_2 + W_3 + W_4.$$

Мощность двигателя лебедки (кВт) при движении груженого скрепера

$$N = k_{\text{уст}} F_{\text{ср}} v_{\text{ср}} / (1000 \eta) ,$$

где $k_{\text{уст}}$ – коэффициент запаса мощности, $k_{\text{уст}} = 1,15 \dots 1,2$;

η - КПД трансмиссии лебедки, $\eta = 0,75 \dots 0,85$.

Запас прочности каната составляет

$$m = S_p / F_{\text{ср}} \geq 3 \dots 4 ,$$

где S_p – разрывное усилие каната, находится по каталожным данным соответственно диаметру каната скреперной установки.

Таблица. Технические характеристики скреперных подземных лебедок АО «Кыштымское машиностроительное объединение»

Параметры	10ЛС2СМА	17ЛС2СМА	30ЛС2СМА	30ЛС2ПМА	30ЛС3СМА	55ЛС2СМА	55ЛС5ПМА	55ЛС3СМСА	110ЛС2СМА	110ЛС2ПМА	110ЛС3СМА
Мощность электродвигателя, кВт	11	18,5	30	30	30	55	55	55	110	110	110
Среднее тяговое усилие на рабочем канате, кН	10	16	28	28	28	45	45	45	80	80	80
Средняя скорость каната рабочего, м/с	1,25	1,26	1,3	1,3	1,3	1,46	1,46	1,46	1,5	1,5	1,5
холостого, м/с	1,7	1,74	1,77	1,77	1,77	2,0	2,0	2,0	2,1	2,1	2,1
Число барабанов	2	2	2	2	3	2	2	3	2	2	3
Диаметр каната, мм	12	14	15	15	15	19,5	19,5	19,5	23	23	23
Разрывное усилие каната, кН	73,1	92,2	127	127	127	173	173	173	224	224	224
Масса 1 м каната, кг	0,57	0,73	0,95	0,95	0,95	1,2	1,2	1,2	1,8	1,8	1,8
Канатоемкость, м	45	60	90	90	90	100	100	100	125	125	125
Основные размеры, мм:											
длина	1350	1550	1938	1540	2400	2320	1990	2865	2800	2240	3480
ширина	570	650	806	1220	860	995	1380	1205	1202	1630	1550
высота	561	632	770	839	770	924	895	925	1221	1221	1221
Масса, кг	508	760	1320	1450	1810	2260	2220	2960	4320	4660	5470

