8
Экскавация

8.1. Одноковшовые экскаваторы

8.1.1. Одноковшовые карьерные экскаваторы

Одноковшовые экскаваторы используются на карьерах как основное добычное, вскрышное и отвальное оборудование.

Экскаваторы с ковшом вместимостью более 4 м^3 относятся к карьерным. В их типаже приняты следующие обозначения:

ЭКГ — экскаватор электрический, на гусеничном ходу. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах (табл. 8.1, рис. 8.1); Прямая карьерная лопата используется на мягких, плотных и разрыхленных (полускальных и скальных) породах, при погрузке пород в отвал и транспортные сосуды, установленные на уровне стояния экскаватора или на вышележащем уступе, а также при проходке траншей и на отвальных работах.

ЭШ — экскаватор шагающий. Цифры, стоящие до точки, — номинальная вместимость основного ковша в кубических метрах. Цифры, стоящие после точки, — длина стрелы в метрах (табл. 8.2, рис. 8.2). Драглайн применяется на легких, средней крепости или взорванных крепких породах, как с нижним, так и с верхним черпанием при бестранспортной системе разработки, при работе на отвалах, при переэкскавации горной массы, при погрузке в транспортные сосуды или бункер, при строительстве карьеров и проходке траншей.

ЭГ — экскаватор карьерный гидравлический, на гусеничном ходу, прямая лопата. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах (табл. 8.3, рис. 8.3, *а*).

ЭГО — экскаватор карьерный гидравлический, на гусеничном ходу, обратная лопата. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах (см. табл. 8.3, рис. 8.3, *б*). Обратная лопата применяется на тех же породах, что и прямая лопата, при черпании ниже уровня его стояния и погрузке в транспортный сосуд, расположенный на нижележащем уступе или на уровне стояния экскаватора и при проходке траншей.

Буквы А, И, М, С, добавленные к названию, обозначают модификации экскаваторов; Ус — экскаватор с удлиненным рабочим оборудованием для погрузки транспорта, расположенного на уровне стояния экскаватора; У — экскаватор с удлиненным рабочим оборудованием для верхней погрузки.

8.1.2. Одноковшовые строительные экскаваторы

Экскаваторы с ковшами вместимостью менее 4 м^3 относятся к строительным. Индекс названия экскаватора состоит из буквенной и цифровой частей. Буквенная: ЭО — экскаватор одноковшовый универсальный. Цифровая состоит из четырех цифр: первая — номер размерной группы, вторая — тип-номер ходового устройства, третья — исполнение рабочего оборудования, четвертая — порядковый номер модели. Буквы, добавленные к названию, означают модификацию модели.

Таблица 8.1.
Техническая характеристика карьерных экскаваторов-механических лопат

Показатели	АО "Ижорские заводы"							ГП "Крастяжмаш"			АО "УЗТМ"				Показатели
	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-5У	ЭКГ-8Ус	ЭКГ-15	ЭКГ-12Ус	ЭКГ-8У	ЭКГ-8,3	ЭКГ-12У	ЭКГ-17	ЭКГ-5А	ЭКГ-4Ус	ЭКГ-12	ЭКГ-20А	
Вместимость ковша, $м^3$															Вместимость ковша, $м^3$:
основного	8	10	5	8	15	12,5	8	8,3	12	17	5,2	4	12	20	основного
сменных	10	8, 12,5	8	12,5	—	—	—	Н.д.	Н.д.	Н.д.	3,2—7	3,2—4,6	10—6	16—30	сменных
Угол наклона стрелы, градус	47	45	45	45	45	45	45	50	45	45	45	45	45	45	Угол наклона стрелы, градус
Длина стрелы A, м	13,35	13,85	Н д	Н д	18	Н д	Н д	34	25,5	18	10,5	Н.д.	Н.д.	17	Длина стрелы A, м
Длина рукояти В, м	11,51	11,37	Н д	Н д	13,58	Н д	Н д	23,0	17,7	13,1	7,8	Н.д.	Н.д.	12,6	Длина рукояти B, м
Максимальный радиус черпания на уровне стояния $R_{чу}$, м	12,2	12,6	14,5	13,5	15,6	17,5	20,2	22,0	18	15,6	9,04	10,5	14,3	14,2	Максимальный радиус черпания на уровне стояния $R_{чу}$., м
Максимальный радиус черпания $R_ч^{max}$, м	18,2	18,4	23,7	19,8	22,6	28	34,0	35,0	28,6	22,6	14,5	15,5	21	23,4	Максимальный радиус черпания $R_ч^{max}$ м
Максимальный радиус разгрузки $R_р^{max}$, м	16,3	16,3	22,1	17,9	20,0	26,0	32,0	33,0	26,8	20	12,65	13,7	18,5	20,9	Максимальный радиус разгрузки $R_р^{max}$, м
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки, $H_р$, м	6,1	5,7	9,4	7,7	7,6	9,58	13,2	13,0	9,8	7,8	Н.д.	Н.д.	Н.д.	8	Высота разгрузкн при максимальном радиусе разгрузки, $H_р$, м
Максимальная высота черпания $H_ч^{max}$, м	12,5	13,5	22,2	17,6	16,4	22,0	30,0	30,0	22,6	15,6	10,3	13,25	15	17	Максимальная высота черпания $H_ч^{max}$ м
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, $R_р$, м	15,6	15,4	Н д	Н д	19,5	Н д	Н д	Н.д.	Н.д.	Н.д.	11,8	Н.д.	Н.д.	18,2	Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, $R_р$, м
Максимальная высота разгрузки $H_р^{max}$, м	9,2	8,6	17,5	12,5	10,0	15,8	24,5	26,0	16,4	10,0	6,7	9,2	10	11,5	Максимальная высота разгрузки $H_р^{max}$, м
Радиус вращения кузова $R_к$, м	7,62	7,78	7,78	7,78	10,02	10,02	10,02	Н.д.	Н.д.	Н.д.	5,25	5,6	9,0	10	Радиус вращения кузова $R_к$, м
Ширина кузова, м	6,512	6,512	6,512	6,512	8,04	8,04	8,04	Н.д.	Н.д.	Н.д.	5	Н.д.	Н.д.	10	Ширина кузова, м
Высота экскаватора без стрелы $H_к$, м	6,73	14,6	14,6	14,6	15,4	15,4	15,4	Н.д.	Н.д.	Н.д.	8,1	Н.д.	Н.д.	12,6	Высота экскаватора без стрелы $H_к$, м
Просвет под поворотной платформой, м	2,775	2,765	2,765	2,765	3,35	3,35	3,35	Н.д.	Н.д.	Н д.	1,85	Н.д.	Н.д.	3,3	Просвет под поворотной платформой, м
Высота пяты стрелы S, м	5,0	4,095	4,095	4,095	4,86	4,86	4,86	Н.д.	Н.д.	Н.д.	0,55	Н.д.	Н.д.	5,13	Высота пяты стрелы S, м
Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора T, м	2,4	2,4	2,4	2,4	3,2	3,2	3,2	Н.д.	Н.д.	Н.д.	2,25	Н.д.	Н.д.	3,3	Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора T, м

Продолжение табл. 8.1

Показатели	АО "Ижорские заводы"						
	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-5У	ЭКГ-8Ус	ЭКГ-15	ЭКГ-12Ус	ЭКГ-8У
Длина гусеничного хода *U*, м	7,95—8,23	7,95—8,23	7,95—8,23	7,95—8,23	12,85—13,08	12,85—13,08	12,85—13,08
Ширина гусеничного хода *V*, м	6,98	6,68—6,98	6,68—6,98	6,68—6,98	9,5	9,5	9,5
Ширина гусеничной цепи *C*, м	1,4	1,4	1,4	1,4	0,9	0,9	0,9
Рабочая скорость передвижения, км/ч	0,45	0,42	0,42	0,42	0,43	0,43	0,43
Уклон, преодолеваемый при передвижении, градус	12	12	12	12	12	12	12
Среднее удельное давление на грунт, МПа	0,199	0,216	0,211	0,225	0,206	0,216	0,216
Максимальное усилие на блоке ковша, кН	784	960	490	784	1470	1274	784
Скорость подъема ковша, м/с	0,94	0,95	Н д	Н д	1,1	Н д	Н д
Максимальное усилие напора, кН	363	490	Н д	Н д	615	Н д	Н д
Мощность сетевого двигателя, кВт	630	630	630	630	1250	1250	1250
Подводимое напряжение, В	6000/3000	6000	6000	6000	6000	6000	6000
Продолжительность цикла, с	26	26	30	28	28	32	35
Масса экскаватора с противовесом, т	370	395	386	405	672	695	710

ГП "Крастяжмаш"			АО "УЗТМ"				Показатели
ЭКГ-8,3	ЭКГ-12У	ЭКГ-17	ЭКГ-5А	ЭКГ-4Ус	ЭКГ-12	ЭКГ-20А	
Н д	Н д	Н д	6,06	6,06	11,48	10,86	Длина гусеничного хода *U*, м
Н д	Н д	Н д	5,24	Н д	Н д	9,6	Ширина гусеничного хода *V*, м
Н д	Н д	Н д	0,9	Н д	Н д	1,8	Ширина гусеничной цепи *C*, м
0,43	0,43	0,43	0,55	Н д	Н д	0,9	Рабочая скорость передвижения, км/ч
12	12	12	12	12	12	12	Уклон, преодолеваемый при передвижении, градус
0,21	0,21	0,21	0,21	0,181	0,245	0,31	Среднее удельное давление на грунт, МПа
Н д	Н д	Н д	490	490	1225	1764	Максимальное усилие на блоке ковша, кН
Н д	Н д	Н д	0,87	Н д	Н д	1,08	Скорость подъема ковша, м/с
Н д	Н д	Н д	194	Н д	Н д	720	Максимальное усилие напора, кН
31250	1250	1250	250	250	1250	2250	Мощность сетевого двигателя, кВт
6000	6000	6000	6000	3300, 6000	6000	6000	Подводимое напряжение, В
35	32	28	23	29	26	28	Продолжительность цикла, с
706	683	672	196	211	600	1040	Масса экскаватора с противовесом, т

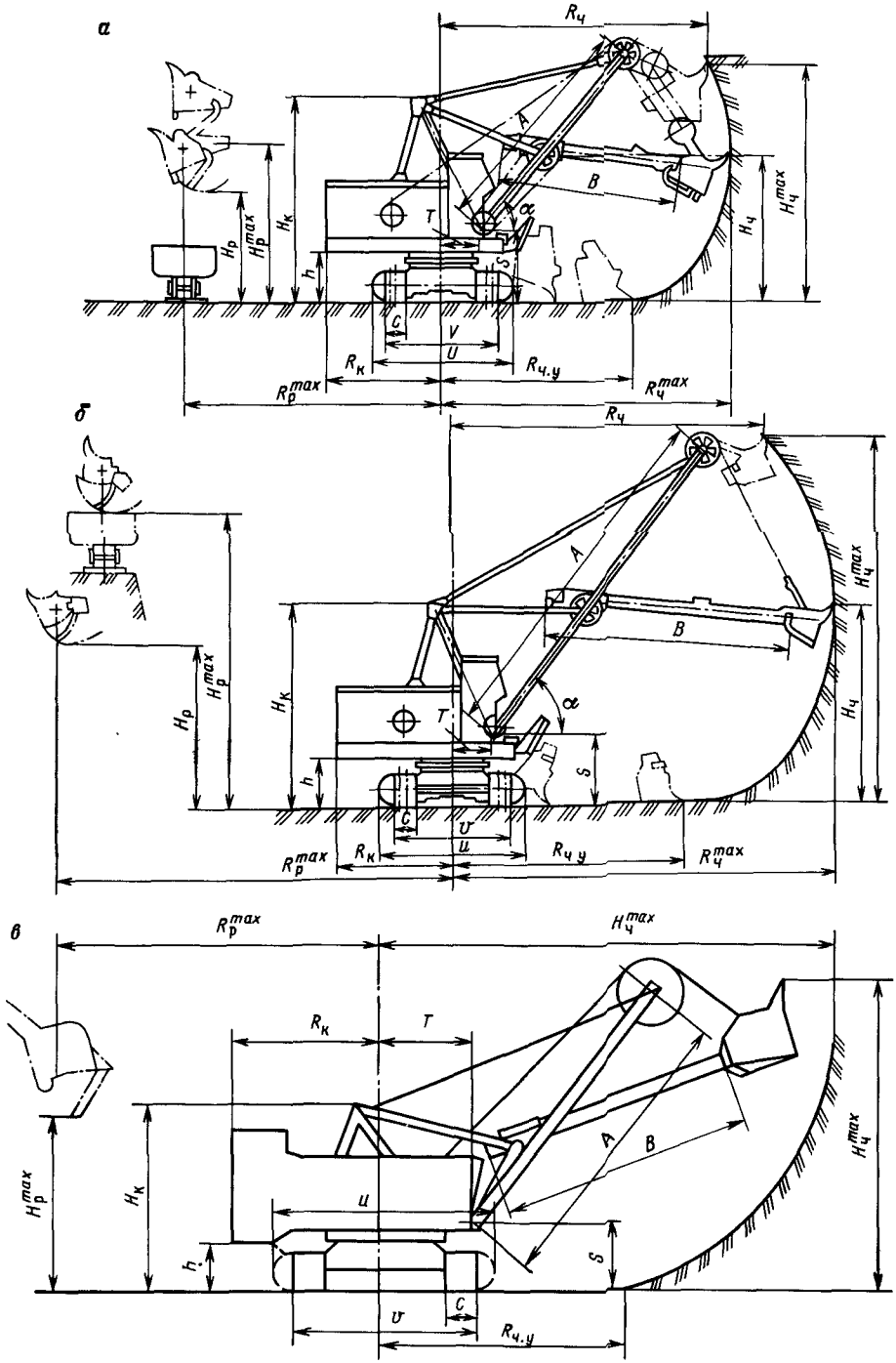


Рис. 8.1. Конструктивные схемы экскаваторов-механических лопат:
а — ЭКГ-8И и ЭКГ-6,3; *б* — ЭКГ-5У; *в* — ЭКГ-5А

Таблица 8.2.
Техническая характеристика шагающих экскаваторов-драглайнов

Показатели	АО "НКМЗ"						АО "УЗТМ"		
	ЭШ 6,5.45У	ЭШ 11.70	ЭШ 14.50	ЭШ 15.80	ЭШ 20.65	ЭШ 10.100	ЭШ 20.90	ЭШ 15.100	ЭШ 25.90
Вместимость ковша, $м^3$	5—7	11	14	15	20	10	20	15	25
Угол наклона стрелы, градус	25—35	30	35	30	34	30	32	32	34
Длина стрелы A, м	30—45	70	50	80	65	100	90	100	91
Максимальные:									
радиус разгрузки $R_р^{max}$, м	43,5	66,5	46,5	76,5	61	93,5	83	91,5	83,5
высота разгрузки $R_р^{max}$, м	19,5	27,5	20,5	32	27	42	38,5	45	39
радиус черпания $R_г^{max}$, м	43,5	66,5	46,5	76,5	61	93,5	83	91,5	83,5
глубина черпания $H_г^{max}$, м	22	35	21	40	32	50	42,5	42,5	42,5
Радиус вращения кузова, м	9,74	15,0	15,0	17,5	17,5	17,5	19,7	Н.д.	Н.д.
Ширина кузова, м	7,6	10,0	10,0	17,2	17,2	17,2	16,8	Н.д.	Н.д.
Просвет под поворотной платформой h, м	1,032	1,28	1,28	1,45	1,45	1,45	1,61	1,61	1,61
Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора T, м	3,4	4,99	4,99	6,28	6,28	6,28	5,8	Н.д.	Н.д.
Длина опорных башмаков, м	7	11	11	15	15	15	13	13	14
Ширина опорных башмаков, м	1,55	1,8	1,8	2,4	2,4	2,4	2,5	2,5	2,9
Диаметр базы, м	7,7	9,7	9,7	12,3	12,3	12,3	14,5	14,5	15,3
Допустимая нагрузка на конце стрелы, кН	167	279	279	421,4	509,6	284,2	617	461	755
Скорость передвижения, км/ч	0,48	0,2	0,2	0,72	0,72	0,72	0,08	Н.д.	Н.д.
Среднее удельное давление на грунт, МПа:									
при работе	0,059	0,097	0,08	0,098	0,089	0,098	0,105	0,105	0,103—0,081
при передвижении	0,108	0,166	0,135	0,148	0,133	0,148	0,24	Н.д.	Н.д.

Продолжение табл. 8.2

Показатели	АО "УЗТМ"								ГП "Крастяжмаш"
	ЭШ 20.100	ЭШ 15.110	ЭШ 40.100	ЭШ 30.110	ЭШ 25.120	ЭШ 65.100	ЭШ 40.130	ЭШ 100.125	ЭШ 40.85С
Вместимость ковша, $м^3$	20	15	40	30	25	65	40	100	40
Угол наклона стрелы, градус	34	34	32	32	32	32	32	35	32
Длина стрелы A, м	100	110	100	110	120	100	130	125	85
Максимальные									
радиус разгрузки H_p^{max}, м	91	99	94,8	103,3	117,7	97,6	123	118	82
высота разгрузки H_p^{max}, м	45	52	40	46,2	52,4	38,5	56	56	32
радиус черпания R_p^{max}, м	91	99	94,8	103,3	117,7	97,6	123	118	82
глубина черпания $H_ч^{max}$, м	46	50	47	53	57	46	60	52	40
Радиус вращения кузова, м	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	27,4	Н д	Н д	21,5
Ширина кузова, м	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	27,5
Просвет под поворотной платформой h, м	1,61	1,61	2,44	2,44	2,44	2,84	2,84	2,75	2,4
Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора T, м	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д
Длина опорных башмаков, м	14	14	17,2	17,2	17,2	18	18	22,5	Н д
Ширина опорных башмаков, м	2,9	2,9	3,96	3,96	3,96	3,9	3,9	4,47	Н д
Диаметр базы, м	15,3	15,3	18	18	18	23,5	23,5	27	18
Допустимая нагрузка на конце стрелы, кН	617	461	1225	931	882	2050	1225	2940	1225
Скорость передвижения, км/ч	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	0,1	Н д	0,075—0,09	0,06
Среднее удельное давление на грунт, МПа									
при работе	0,103—0,081	0,103—0,081	0,137—0,095	0,137—0,095	0,137—0,095	0,125	0,125	0,18	0,127
при передвижении	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	0,2	Н д	0,25	0,196

Продолжение табл. 8.2

Показатели	АО "НКМЗ"						АО "УЗТМ"		
	ЭШ 6,5.45У	ЭШ 11.70	ЭШ 14.50	ЭШ 15.80	ЭШ 20.65	ЭШ 10.100	ЭШ 20.90	ЭШ 15.100	ЭШ 25.90
Мощность сетевого двигателя, кВт	630	1460	1460	1600	1600	1600	2500	2500	2500/ 2250
Подводимое напряжение, В	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000/ 10000
Продолжительность цикла при средней глубине черпания с поворотом платформы на 135° в породах IV категории, с	39	52,5	39*	58	52	58	60**	Н.д.	Н.д.
Рабочая масса, т	305	767	620	1160	1070	1200	1740	1725	1900

Продолжение табл. 8.2

Показатели	АО "УЗТМ"						ГП "Крастяжмаш"		
	ЭШ 20.100	ЭШ 15.110	ЭШ 40.100	ЭШ 30.110	ЭШ 25.120	ЭШ 65.100	ЭШ 40.130	ЭШ 100.125	ЭШ 40.85С
Мощность сетевого двигателя, кВт	2500/ 2250	2500/ 2250	2×2250	2×2250	2×2250	4×2250	4×2250	4×3600	2×2250
Подводимое напряжение, В	6000/ 10000	6000/ 10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000
Продолжительность цикла при средней глубине черпания с поворотом платформы на 135° в породах IV категории, с	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	60**	Н.д.	Н.д.	60**
Рабочая масса, т	1900	1900	3320	3320	3320	5450	5450	10000	3100

* При угле поворота 60°.
** При угле поворота 120°, в грунтах I категории

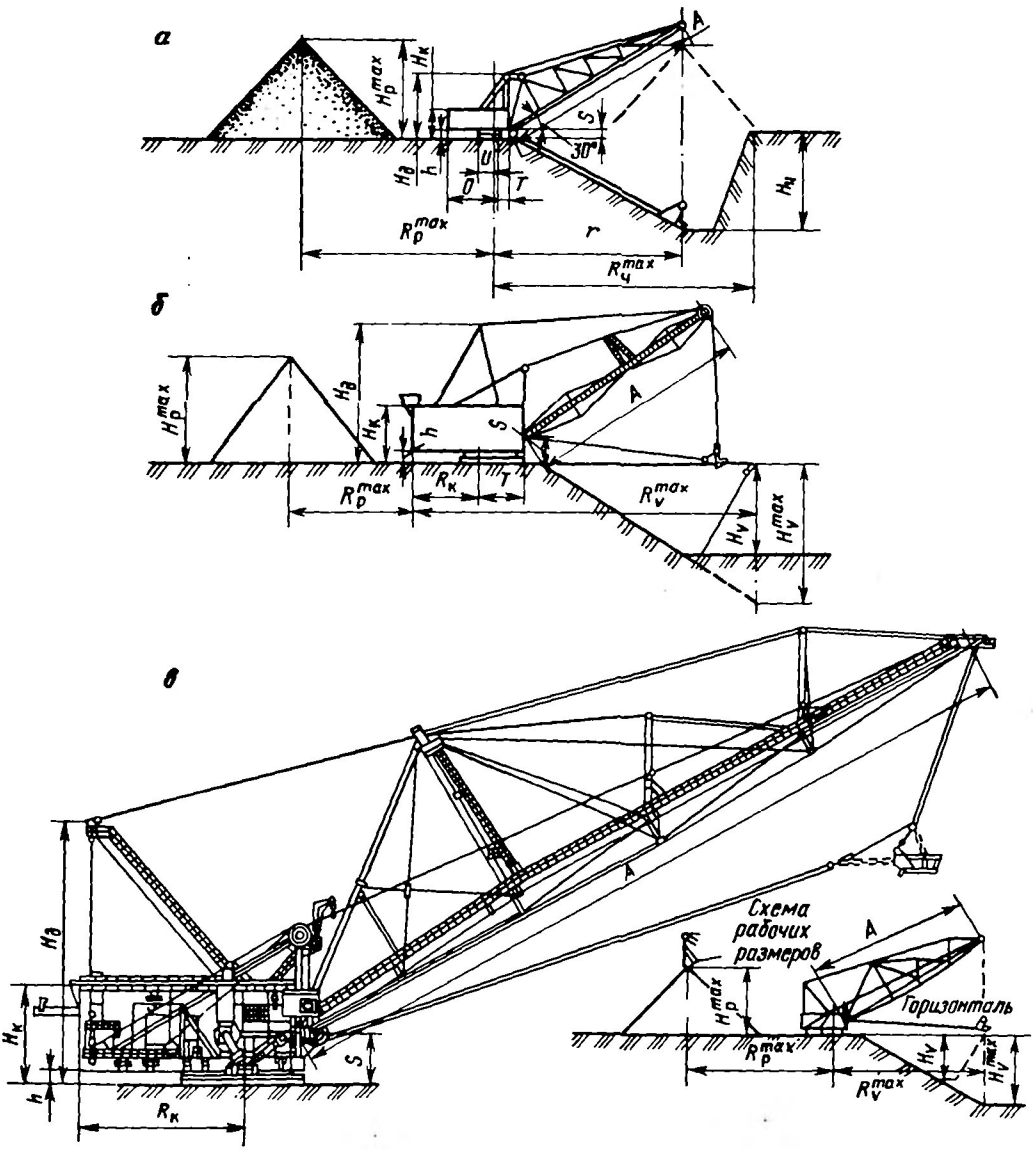


Рис. 8.2. Конструктивные схемы экскаваторов-шагающих драглайнов:
а — ЭШ11.70; *б* — ЭШ100.125; *в* — ЭШ40.100, ЭШ30.110, ЭШ25.120

Таблица 8.3.
Техническая характеристика экскаваторов гидравлических (АО "УЗТМ")

Показатели	ЭГ-6	ЭГО-4	ЭГ-10	ЭГО-6	ЭГ-15	ЭГО-8	ЭГ-20	ЭГО-14
Вместимость ковша, $м^3$:								
основного	6	4	10	6	15	8	20	14
для тяжелых пород	5	3	8	5	12	6	16	10
Радиус копания $R_{ч.}^{max}$, м	13	15,1	14	19	16	21,8	19	25
Радиус зачистки подошвы забоя $R_з$, м	12	14—15	12	Н.д.	14	Н.д.	19	Н.д.
Радиус хвостовой части, м	6,8	Н.д.	6,4	Н.д.	7,5	Н.д.	9	Н.д.
Глубина копания $H_к$, м	—	9	—	10	—	12	—	14
Высота копания $H_{ч.}^{max}$, м	13	11,2	14	15	16	16,7	18	18
Высота выгрузки H, м	8—9	7—8	11	10	13	12,5	14,8	14
Высота уступа при угле отработки 70°, м	Н.д.	—	12,6	—	14,6	—	17,4	—
Длина планируемого участка, м	4—5	—	5,6	—	7	—	8,4	—
База гусеничного хода, м	6	5,5	6	6	7	7	8	8
Колея гусеничного хода, м	5	4,5	5	5	5,5	5,5	6,5	6,5
Клиренс гусеничной тележки, м	0,63	0,63	0,72	0,72	0,945	0,945	1,2	1,1
Тяговое усилие гусениц, кН	1020	686	1470	1470	1862	1862	3332	3332
Скорость передвижения, км/ч	1,7	1,7	1,6	1,6	1,2	1,2	0,6—1	1,0
Среднее давление на грунт при передвижении, МПа	0,157	0,15	0,157	0,157	0,163	0,163	0,196	0,196
Мощность привода, кВт	660	250	660	660	910	910	1660	1660
Напряжение питающей сети, кВ	6	6	6	6	6	6	6	6
Усилие копания, кН	588	245—294	980	588	1274	784	1960	1176
Глубина копания при угле отработки откоса 40°, м	—	7	—	7,5	—	9	—	13,5
Преодолеваемый уклон, градус	12	12	12	12	12	12	12	12
Рабочее давление в гидросистеме, МПа	30	30	30	30	30	30	31,4	30
Суммарная подача насосов, л/мин	1440	1440	1680	1680	2520	2520	5040	5040
Продолжительность цикла, с	24	22	24	24	26	26	28	28
Расчетная производительность, млн $м^3$/год	2,1	1,5	3,4	2	4,7	2,5	5,85	3,5
Масса экскаватора, т	160	140	250	240	350	350	570	600

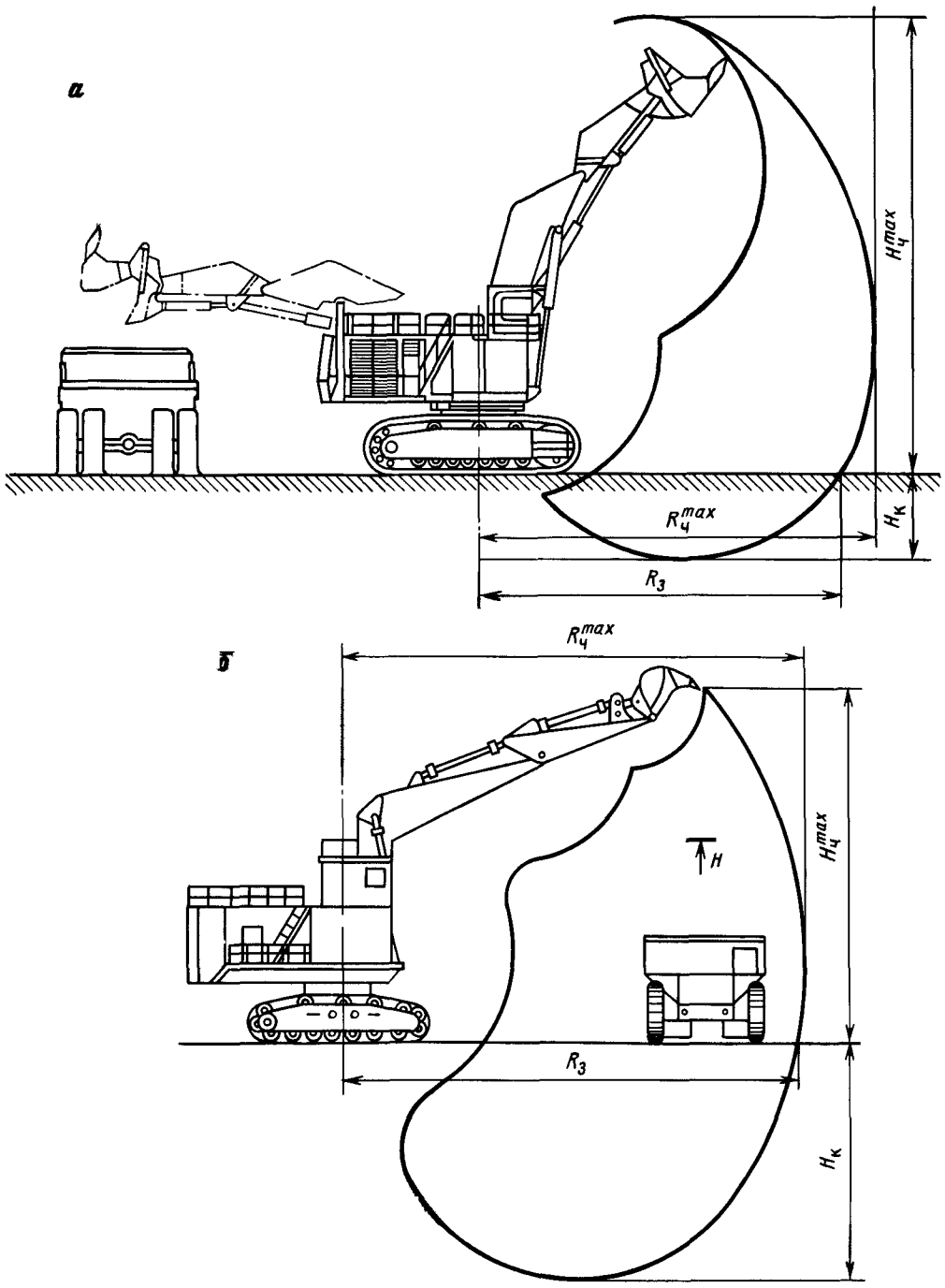


Рис. 8.3. Конструктивные схемы карьерных гидравлических экскаваторов:
а — прямых лопат; *б* — обратных лопат

Размерные группы экскаваторов следующие:

Размерная группа	1	2	3	4	5	6	7	8
Вместимость ковша экскаватора, м³	0,15—0,2	0,21—0,25	0,3—0,4	0,4—0,63	0,75—1,0	1,25—1,6	2,0—2,5	3,0—4,0

Индексация типов ходовых устройств экскаваторов производится по номерам:

1	Гусеничное (нормальное)
2	Гусеничное с увеличенным опорным контуром (болотное)
3	Пневмоколесное
4	Шасси грузового автомобиля
5	Специальное шасси автомобильного типа
6	Автомобильное или тракторное (навесная машина)
7	Прицепное

Исполнение рабочего оборудования строительных экскаваторов определяется также номерами:

1	Канатное
2	Жесткое
3	Телескопическое

Параметры основных типов строительных экскаваторов, которые применяются на карьерах, приведены в табл. 8.4—8.6.

8.1.3. Зарубежные одноковшовые экскаваторы

Экскаваторы, производящиеся за рубежом, имеют названия, определяемые фирмой-производителем. Номенклатура зарубежных экскаваторов чрезвычайно широка и некоторые параметры наиболее широко распространенных моделей приведены в табл. 8.7—8.10.

8.1.4. Производительность одноковшовых экскаваторов

Теоретическая производительность ($Q_{теор}$) — это объем породы, вырабатываемый при непрерывной работе экскаватора в единицу времени (обычно за 1 ч). При этом коэффициенты наполнения ковша $k_н$ и разрыхления породы $k_р$ приняты равными единице, угол поворота ковша на выгрузку — 90° для мехлопат и 135° — для драглайнов.

$$Q_{теор} = 3600Vt^{-1},$$

где V — вместимость ковша экскаватора, м³; t — время рабочего цикла, с.

Техническая производительность экскаватора ($Q_{тех}$) — это максимальная производительность для данного экскаватора при непрерывной экскавации пород с конкретными физико-механическими свойствами.

$$Q_{тех} = Q_{теор}k_э\frac{t_р}{t_р+t_п} = 3600\frac{V}{t}\frac{t_р}{t_р+t_п}k_э,$$

где $k_э$ — коэффициент экскавации, $k_э = k_н k_р^{-1}$; $t_р$ — время непрерывной работы на одном месте; $t_п$ — время передвижки экскаватора на другое место работы.

Эксплуатационная производительность экскаватора ($Q_э$) — это действительный объем пород, отрабатываемых за определенный период эксплуатации,

$$Q_э = Q_{тех}Tk_{ис},$$

где T — продолжительность смены, ч; $k_{ис}$ — коэффициент использования сменного времени экскаватора. При погрузке в железнодорожный транспорт $k_{ис} = 0{,}55 \div 0{,}8$, в автосамосвалы, на конвейер и в отвал $k_{ис} = 0{,}8 \div 0{,}9$.

Годовая производительность (м³/год) экскаватора $Q_г = Q_э T_г$, где $T_г$ — число рабочих смен в году.

В табл. 8.11—8.19 приведены расчетные коэффициенты, нормативы и параметры, необходимые для определения показателей работы одноковшовых экскаваторов при различных условиях эксплуатации.

Таблица 8 4

Техническая характеристика одноковшовых строительных канатных экскаваторов

Показатели	ЭО-3311Г	ЭО-3211Д	ЭО-3211Е	Э-652Б	ЭО-4111В	ЭО-4112	Э-10011Е; ЭО-5111ЕХЛ	ЭО-5111Б	ЭО-6112Б (Э-1252Б)	ЭО-7111 (Э-2503)	Э-2505БХЛ-2	Показатели
Мощность двигателя, кВт	37	37	44,4	55—60	55—60	55—60	80	103	110	160	220	Мощность двигателя, кВт
Наибольшая скорость передвижения, км/ч	16,9	2,9	3,2	3,1	3,1	2,4	2,0	2,0	1,5	1,23	1,23	Наибольшая скорость передвижеиия, км/ч
Экскаватор типа "обратная лопата"												
Вместимость основного ковша, $м^3$	0,4	0,45, 0,5	0,45, 0,5	0,65, 0,8	0,65, 0,8	0,8	1,0	1,0; 1,2	1,4	—	—	Вместимость основного ковша, $м^3$
Длина стрелы, мм	4900	5100	—	5500	5900	5500	6200	6200	7800	—	—	Длина стрелы, мм
Длина рукояти, мм	2300	2500	—	3020	3020	3020	4910	4910	3380	—	—	Длина рукояти, мм
Наибольшая глубина копания, м												Наибольшая глубина копания, м.
траншеи	4	5,02	5,2	5,8	6,9	6,9	6,9	6,9	7,3	—	—	траншеи
котлована	2,6	—	—	4,0	4,0	4,0	6,1	6,1	6,1	—	—	котлована
Наибольший радиус копания, м	5,9	8,2	8,6	9,2	10,16	10,16	10,5	10,5	11,5	—	—	Наибольший радиус копания, м
Наибольшая высота выгрузки, м	4,3	5,6	5,4	6,14	6,14	5,8	4,2	4,2	7,3	—	—	Наибольшая высота выгрузки, м
Наибольший радиус выгрузки, м	—	7,0	—	8,1	8,05	8,1	7,8	7,8	10,3	—	—	Наибольший радиус выгрузки, м
Экскаватор типа "прямая лопата"												
Вместимость ковша, $м^3$	0,4	—	—	0,65, 0,8	0,65, 0,8	0,65, 0,8	1,0	1,0; 1,2	1,25	2,5; 3,2	2,5; 3,2	Вместимость ковша, $м^3$
Длина стрелы, мм	4900	—	—	5500	5500	5500	6200	6200	6800	8600	8600	Длина стрелы, мм
Длина рукояти, мм	2300	—	—	4500	4500	4500	4910	4910	4900	6100	6100	Длина рукояти, мм
Угол наклона стрелы, градус	—	—	—	45	45	45	45	60	45	45	60	Угол наклона стрелы, градус
Наибольший радиус, м												Наибольший радиус, м:
копания	5,9	—	—	7,8	7,8	7,8	9,2	8,4	9,9	12,0	11,1	копания
выгрузки	5,4	—	—	7,2	7,2	7,2	8,3	7,4	8,9	10,8	9,7	выгрузки
Наибольшая высота, м												Наибольшая высота, м:
копания	6,2	—	—	7,9	7,9	7,9	6,5	8,2	7,8	9,0	10,0	копания
выгрузки	4,3	—	—	5,6	5,6	5,6	5,0	6,1	5,1	6,4	7,0	выгрузки
Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м	4,5	—	—	5,4	5,4	5,4	7,4	6,0	3,3	10,2	9,0	Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м
Высота выгрузки при наибольшем радиусе выгрузки, м	2,9	—	—	2,7	2,7	2,7	2,5	3,4	—	—	—	Высота выгрузки при наибольшем радиусе выгрузки, м
Глубина копания ниже уровня стояния, м	—	—	—	1,5	1,5	1,8	1,8	1,4	2,0	2,8	2,3	Глубина копания ниже уровня стояния, м

Продолжение табл. 8.4

Показатели	ЭО-3311Г	ЭО-3211Д	ЭО-3211Е	Э-652Б	ЭО-4111В	ЭО-4112
Радиус копания на уровне стояния, м	3,0	—	—	4,7	4,7	4,7
Экскаватор типа "драглайн"						
Вместимость ковша, $м^3$	0,4	0,4; 0,45; 0,5	0,45; 0,5	0,8	0,8	0,8
Длина стрелы, мм	10500	10500	10500	10000	10000	13000
Угол наклона стрелы, градус	30	30	45	30	45	30; 45
Наибольший радиус, м:						
копания	11,1	11,1	10,2	11,1	10,2	14,3; 13,2
выгрузки	10,0	10,0	8,3	10,0	8,3	10,4
Наибольшая глубина копания, м:						
при боковом проходе	5,3	5,3	3,8	4,4	3,8	6,6; 5,9
при концевом проходе	7,6	7,6	6,1	7,3	5,6	10,0; 7,8
Наибольшая высота выгрузки, м	3,83	3,83	6,3	—	5,5	8,0
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	12,4	12,73	12,9	21,2	23,02	24,1

Продолжение табл. 8.4

Показатели	Э-10011Е; ЭО-5111ЕХЛ	ЭО-5111Б	ЭО-6112Б (Э-1252Б)	ЭО-7111 (Э-2503)	Э-2505БХЛ-2
Радиус копания на уровне стояния, м	5,0	4,8	6,3	7,2	6,9
	Экскаватор типа "драглайн"				
Вместимость ковша, $м^3$	1,0	1,0	1,25	2,5; 3,0	1,25; 1,5
Длина стрелы, мм	12500	15000	12500	17500	25000
Угол наклона стрелы, градус	30; 45	30; 45	30; 45	30; 45	30; 45
Наибольший радиус, м:					
копания	13,5; 12,0	16,0; 14,0	14,3; 12,9	19,3; 17,5	27,4; 24,3
выгрузки	10,2	12,0	10,4	14,0	19,3
Наибольшая глубина копания, м:					
при боковом проходе	5,5; 4,4	7,8; 5,7	6,0; 5,1	9,3; 6,5	14,0; 12,5
при концевом проходе	9,4; 7,4	10,0; 9,2	9,5; 7,5	13; 10,2	20,5; 16,6
Наибольшая высота выгрузки, м	4,1; 6,6	5,3; 8,4	4,0; 6,5	6,9; 10,5	10,3; 15,9
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	33,7	33,5	41,5	94	100,2

Таблица 8.5.
Техническая характеристика одноковшовых строительных гидравлических экскаваторов на гусеничном ходу

Показатели	ЭО-3122	ЭО-3221	ЭО-4121А	ЭО-4121Б	ЭО-4124	ЭО-4125
Мощность двигателя, кВт	55	55	95,7	95,7	95,7	95,7
Наибольшая скорость передвижения, км/ч	3	3	2,5	2,5	2,5	2,5
Экскаватор типа "обратная лопата"						
Вместимость ковшей обратной лопаты, $м^3$	0,4; 0,5; 0,63; 0,8	0,4; 0,5; 0,63; 0,8	0,65; 1,25	0,65; 1,0; 1,25	0,65; 1,0; 1,25	1,25; 0,8; 1,0
Длина рукояти, мм	1885	1900	2990/2900	2990/2900	2990/2900	2990/2900
Наибольшая глубина копания, м	4,8	4,76	5,8/6,0	5,8/6,0	5,8/6,0	5,65/6,0
Наибольший радиус копания на уровне стояния, м	7,75	7,9	9,1/9,4	9,1/9,4	9,1/9,4	9,15/9,3
Наибольшая высота выгрузки, м	4,5	5,05	5,0/5,0	5,0/5,0	5,0/5,0	5,1/5,15
Наибольший радиус выгрузки, м	6,54	4,6	7,4/7,8	7,4/7,8	7,4/7,8	7,36/7,5
Экскаватор типа "прямая лопата"						
Вместимость ковша, $м^3$	0,63	—	1,0	1,0	1,0	1,0; 1,2
Наибольший радиус копания, м	6,8	—	7,1	7,1	7,1	7,65
Наибольшая высота, м:						
копания	7,3	—	7,3	7,3	7,3	8,2
выгрузки	4,1	—	5,0	5,0	5,0	5,95
Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м	4,62	—	4,6	4,3	4,3	3,8
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	14,5	13,8	23	23,5	24,5	25,6

Продолжение табл. 8.5

Показатели	ЭО-5122	ЭО-5122А	ЭО-5123	ЭО-5124	ЭО-6122А	ЭО-6123
Мощность двигателя, кВт	125	125	125	125	2×76	2×76
Наибольшая скорость передвижения, км/ч	2,4	2,4	2,4	2,4	1,5	1,5
Экскаватор типа "обратная лопата"						
Вместимость ковшей обратной лопаты, $м^3$	1,25; 1,6	1,25; 1,6	1,25; 2,0	1,25; 2,0	1,6; 2,5	1,6; 2,5
Длина рукояти, мм	2300	2300	2300	2300	—	—
Наибольшая глубина копания, м	6,21	6,21	6,21	6,21	7,2	7,2
Наибольший радиус копания на уровне стояния, м	9,75	9,75	9,75	9,75	11,5	11,5
Наибольшая высота выгрузки, м	5,31	5,31	5,31	5,31	5,8	5,8
Наибольший радиус выгрузки, м	6,3	6,3	6,3	6,3	7,6	7,6
Экскаватор типа "прямая лопата"						
Вместимость ковша, $м^3$	1,6; 2,0	1,6; 2,0	1,6, 2,0	1,6; 2,0	2,5, 3,2	2,5; 3,2
Наибольший радиус копания, м	8,93	8,93	8,93	8,93	10,2	10,2
Наибольшая высота, м:						
копания	9,65	9,65	9,65	9,65	10,7	10,7
выгрузки	5,1	5,1	5,1	5,1	5,95	5,95
Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м	4,62	4,62	4,62	4,62	5,7	5,7
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	35,8	35,8	36,4	39	56,2	62

Примечание. Над чертой — данные для экскаватора с составной стрелой, под чертой — с моноблочной стрелой.

Таблица 8.6.
Техническая характеристика одноковшовых строительных гидравлических экскаваторов на пневмоколесном ходу

Показатели	ЭО-3322Б1	ЭО-3322В	ЭО-3322Д	ЭО-3323А	ЭО-3333	ЭО-4321	ЭО-4321А	ЭО-4322
Мощность двигателя, кВт	55	55	55	55 или 73	55	59	59 или 73	73
Наибольшая скорость передвижения, км/ч	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5
Экскаватор типа "обратная лопата"								
Вместимость ковшей обратной лопаты, $м^3$	0,5	0,4; 0,5	0,5	0,4; 0,5, 0,63, 0,8	0,63	0,5	0,63	1,0
Длина рукояти, мм	2580	2580	2580	2885	—	2930	3150	3150
Наибольшая глубина копания, м	4,2	4,2	4,2	4,62	4,8	5,5	6,0	5,85
Наибольший радиус копания на уровне стояния, м	7,6	7,6	7,6	7,9	8,5	8,95	9,3	9,0
Наибольшая высота выгрузки, м	4,8	4,8	4,8	6,3	4,0	5,6	5,7	5,5
Наибольший радиус выгрузки, м	6,6	6,6	6,6	6,7	—	7,16	7,16	7,16
Экскаватор типа "прямая лопата"								
Вместимость ковша, $м^3$	—	—	—	0,63	—	0,8	1,0	1,2
Наибольший радиус копания, м	—	—	—	6,8	—	7,45	7,54	8,0
Наибольшая высота, м								
копания	—	—	—	7,6	—	7,9	7,9	7,9
выгрузки	—	—	—	4,2	—	5,67	4,7	4,8
Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м	—	—	—	—	—	4,9	4,9	4,9
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	14,5	14,0	12,5	13,8	15,0	19,8	20,0	20,4

Таблица 8.7.
Техническая характеристика карьерных экскаваторов (мехлопат) США

Фирма, тип	Вместимость ковша, м³	Максимальная высота выгрузки, м	Высота выгрузки на максимальном радиусе, м	Радиус выгрузки на максимальной высоте, м	Максимальный радиус выгрузки, м	Максимальная высота черпания, м	Полная ширина машины, м	Мощность двигателя, кВт				Рабочая масса, т	Фирма, тип
								подъема	поворота	напора	хода		
"Бюсайрус-Ири"													"Бюсайрус-Ири"
195-BII	13,0	7,06	5,61	14,28	14,48	12,5	7,42	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	386,8	195-BII
290-BII	16,72	8,86	6,81	16,92	17,22	14,15	9,07	854	416	208	272	542	290-BII
295-BII	22,8	8,91	6,86	17,3	17,6	14,86	10,57	1116	544	272	401	732,5	295-BII
395-BII	32,68	9,6	7,39	20,12	20,42	16,15	12,7	1103	485	287	787	963,0	395-BII
495-B	40,28	9,45	7,24	20,12	20,42	16,15	12,7	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	1066,8	495-B
"Харнишфегер" (P&H)													"Харнишфегер" (P&H)
1900AL	10,64	9,75	5,79	15,24	16,15	14,63	8,05	533	239	184	272	378,7	1900AL
2100BL	13,68	9,65	5,0	16,91	17,53	14,43	8,33	618	463	239	342	485,8	2100BL
2100BLE	15,2	9,65	5,0	16,91	17,53	14,73	8,94	952	500	382	500	494,4	2100BLE
2300XPA	20,52	9,91	5,46	17,47	18,7	15,39	10,87	1339	735	360	1107	704,0	2300XPA
2800XPA	34,96	10,46	6,04	18,59	19,5	16,36	10,87	1795	1129	490	997	946,6	2800XPA
4100	42,56	10,44	7,49	19,4	20,02	16,94	11,84	2037	1225	593	1055	1077,3	4100
5700XP	53,2	13,26	6,5	23,34	25,48	20,73	14,81	3742	2336	936	1333	1768,5	5700XP
"Марион—Дрессер"													"Марион—Дрессер"
151-M	7,6	6,78	5,03	12,65	13,26	10,74	5,28	368	130	64,7	331	213,6	151-M
182-M	9,88	8,08	5,49	14,35	14,88	13,03	6,22	680	278	139	412	330,7	182-M
191-M	12,92	8,66	6,73	16,08	16,46	14,86	7,11	855	416	272	544	499,8	191-M
192-MII	15,2	8,66	6,73	16,08	16,46	14,86	7,11	1116	416	272	544	499,8	192-MII
201-M	20,52	9,52	6,86	17,12	17,63	15,95	7,67	1116	544	416	544	664,5	201-M
204-M	25,84	13,31	7,77	10,67	16,76	15,24	8,43	1116	544	684	544	703,0	204-M
301-M	41,04	10,06	7,09	19,84	19,84	17,5	10,16	1389	802	544	684	1043,2	301-M

Таблица 8.8.
Техническая характеристика зарубежных шагающих драглайнов

Фирма (страна), тип	Вместимость ковша, м³	Длина стрелы, м	Масса, т
"Растон Бюсайрус" (Великобритания)			
380W(&B-E)	7,6—13,8	43—70	437
480W(&B-E)	13,8	53	728
1260W(&B-E)	30,6	72	1524
680W	11,5—23,0	58	Н.д.
"Бюсайрус-Ири" (США)			
800-W	20,6	59	1084
1300-W	33,6	79	1800
1350-W	28,3—34,4	86,9—99,1	2600—2693
1360-W	35,1—40,5	86,9—99,1	2752—2823
1370-W	39,0—49,7	82,4—97,6	2765—2932
1500-W	53,5	87	Н.д.
1570-W	43,6—61,6	86,5—105,2	3210—3307
1770	72,6	98,0	4492
2450-W	68,8	95	Н.д.
2570-W	68,8—87,9	102,2—109,8	5669—5687
3270-W	95,5—134,5	100,6—122,0	7782—7898
4250-W	168,2	94,6	11914
"Марион" (США)			
7400	6,84—10,64	48,8—71,6	594—578
7450	6,9—12,3	49—73	450—590
7500	7,6—15,2	55—73	715—792
7620	15,2—26,6	61—91,4	1270
7820	20—25	69—91	1778
7920	30,4—45,6	68,6—99,1	Н.д
8000	34,2—49,4	76,2—99,1	2495
8020	31—46	69—99,1	2585
8050	38—53,2	76,2—99,1	2786—2944
8200	45,6—57,0	76,2—99,1	3510—3556
8400	46,5—60,8	83,8—106,7	3413
8500	42—73	91—114	3924
8750	57—92	91—114	6087
8850	83,6—106,4	83,8—106,7	Н.д
8950	76—138	91—122	7711

Продолжение табл. 8.8

Фирма (страна), тип	Вместимость ковша, м³	Длина стрелы, м	Масса, т
"Пэйдж Инжиниринг Ко" (США)			
728D	9,2—10,7	45,3—51,3	458
728DE	9,2—10,7	45,3—51,3	460
728E	9,2—10,7	45,3—51,3	460
732D	8,4—14,5	53,4—71,7	689
732E	10,7—15,3	53,4—65,6	743
736E	13,8—16,8	67,1—76,2	1062
738	18,3	61	Н.д.
740E	16,0—24,5	65,6—79,3	1306
752	27,5—36,7	65,6—74,7	1646
752LR	19,1—32,1	77,8—96,1	1755
757	31,3—47,4	78,2—102,7	2938
840	29,1	88	1594
857	38	78	Н.д.
762	41	91	Н.д.
862	52	91	Н.д.
"Рэнсомс энд Рэпайр" (Великобритания)			
W700	7,6—13,0	44,8—61,0	349—446
W800	10,7—15,3	54,9—82,4	711—770
W1300	18,3—26,7	61,3—91,5	1273—1313
W2000	27,5—34,4	74,7—95,8	1570—1744
W3000	42,8—53,5	90,5—105,5	2983—3159
W1000	9,9—20	61—91	1096
W1700	19,9—29,8	80—90	1698

Таблица 8.9.
Техническая характеристика мощных карьерных гидравлических экскаваторов, выпускаемых за рубежом

Фирма (страна), тип		Вместимость ковша, м³	Мощность двигателя, кВт	Усилие напора, кН	Рабочая масса, т
"Демаг" (ФРГ)	H85	5,7	339	409	85
	H95	6,5	365	Н д.	93
	H121	7,6	527	480	115
	H135	10,3	588	588	133
	H185	12,2	772	716	190
	H285	15,2	1340	1094	299
	H485	24	1570	1761	544
"Харнишфегер" P&H (США)	1550SD	11,4	809	827	205
"Хитачи" (Япония)	EX700	3,6	304	441	70
	EX1000	5	377	510	94
	EX1800	10,3	677	716	175
	EX3500	22	1221	930	328
"Кобелко" (Япония)	K975	10,6	588	598	132
"Либхерр" (ФРГ)	R964	2—5	255	Н д	53,4—55,6
	R974	3,6—6,5	321	Н д	66—71
	R984	5—9	431	Н д.	91—94
	R992	5,7—9,5	575	598	138—144
	R994	9—18	728	801	208
"Оренштейн Коппель" (O&K) (ФРГ)	RH30D	4,56	294	400	70
	RH40D	6	370	500	90
	RH75C	8	429	598	122
	RH90C	10	647	745	138
	RH120C	13	860	902	213
	RH200	23,56	1567	1361	400

Таблица 8.10.
Техническая характеристика строительных гидравлических экскаваторов, выпускаемых за рубежом

Фирма (страна), тип		Вместимость ковша, м³	Мощность двигателя, кВт	Рабочая масса, т
"Либхерр" (ФРГ)	A310*	0,14—0,46	49	10,1—10,7
	R310	0,14—0,46	49	10,6—11,4
	A900*	0,14—0,8	59	13,8—15,2
	R900	0,14—0,8	59	16,0—17,7
	A902*	0,15—1,05	74	16,5—18,2
	R902	0,15—1,05	74	17,8-19,7
	A912*	0,3—1,4	90	17,8—20,4
	R912	0,3—1,4	90	18,7—22,0
	A922*	0,3—1,4	100	19,6—22,7
	R922	0,3—1,4	100	23,4—24,5
	A932*	0,3—2,0	120	23,7—27,1
	R932	0,3—2,0	120	25,6—26,8
	R942	0,6—2,5	150	31,1—33,3
	R954	1,85—2,5	210	43,1—45,2
"Катерпиллер" (США)	E70B	0,14—0,34	41	6,9
	E110B	0,22—0,63	59	11,6
	E120B	0,22—0,71	63	12,8
	E140B	0,29—0,75	66	13,97
	211B LC	0,34—0,85	78	16,6
	213B LC	0,45—0,98	82	18,61
	206B FT*	0,28—0,79	78	13,5
	212B FT*	0,28—0,79	82	14,75
	214B FT*	0,95—0,98	82	18,36
	224B*	0,35—1,2	101	21,39
	320	0,74—1,4	96	19,12
	E240C	0,58—1,44	110	23,0
	325	0,82—1,6	125	25,52
	231D	1,2—2,0	149	34,3
	330	0,7—2,1	166	32,13
	235D	1,0—2,3	186	46,27
	E450	1,15—2,35	206	46,0
	E650	1,8—3,0	280	62,0
	245D	1,9—3,0	287	68,42

* Экскаваторы на пневмоколесном ходу

Таблица 8.11.
Коэффициенты разрыхления горной массы, наполнения ковша экскаватора и экскавации (по ЕНВ 1989 г.)

Категория пород по трудности экскавации	Расчетная плотность породы в массиве, кг/м³	Коэффициенты				
		разрыхления горной массы $k_р$	наполнения ковша экскаватора $k_н$		экскавации $k_э$	
			Прямая лопата	Драглайн	Прямая лопата	Драглайн
I	1600	1,15	1,05	1,00	0,91	0,87
II	1800	1,25	1,05	1,00	0,84	0,80
III	2000	1,35	0,95	0,90	0,70	0,67
IV	2500	1,50	0,90	0,85	0,60	0,57
V	3500	1,60	0,90	—	0,56	—

Таблица 8.12.
Коэффициент разрыхления скальных пород при экскавационных работах для экскаваторов с ковшом вместимостью 5—12,5 м³

Содержание (%) фракций, мм							Коэффициент разрыхления	
0—200	200—400	400—600	600—800	800—1000	1000—1200	1200—1400	в ковше экскаватора	в транспортном сосуде
65	17	10	6	2	0	0	1,38	1,27
60	14	6	14	1	2	3	1,44	1,28
55	14	5	8	8	2	8	1,49	1,30
60	5	11	4	4	6	10	1,53	1,40
38	15	3	6	16	6	16	1,63	1,41
40	10	11	5	19	2	13	1,66	1,44
35	11	6	12	9	12	15	1,71	1,46
30	9	11	8	12	9	21	1,79	1,45
19	11	11	6	17	11	25	1,93	1,50
14	7	4	15	14	17	29	1,98	1,60

Таблица 8.13.
Коэффициент разрыхления скальных пород при экскавационных работах для экскаваторов с ковшом вместимостью более 12,5 м³

Содержание (%) фракций, мм							Коэффициент разрыхления	
0—250	250—500	500—750	750—1000	1000—1250	1250—1500	1500—1800	в ковше экскаватора	в транспортном сосуде*
65	17	10	6	2	0	0	1,27—1,38	1,25—1,27
60	14	6	14	1	2	3	1,28—1,44	1,25—1,28
50	14	5	8	8	2	8	1,33—1,49	1,28—1,30
60	5	11	4	4	6	10	1,42—1,53	1,33—1,40
38	15	3	8	16	6	16	1,48—1,63	1,33—1,41
40	10	11	5	19	2	13	1,52—1,66	1,35—1,44
35	11	6	12	9	12	15	1,54—1,71	1,35—1,46
30	9	11	8	12	9	21	1,59—1,79	1,35—1,45
19	11	11	6	17	11	25	1,72—1,93	1,42—1,50
14	7	4	15	14	17	29	1,76—1,98	1,50—1,60

* Меньшие значения относятся к ковшам вместимостью более 20 м³ и транспортным сосудам грузоподъемностью более 100 т.

Таблица 8.14.

Нормативы нахождения в ремонте оборудования (по данным Гипроруды)

Оборудование			Периодичность ремонтов в машино-часах номинального времени — над чертой. Продолжительность ремонтов (текущие — в часах, капитальные — в сутках) — под чертой				Количество ремонтов за цикл — над чертой. Трудоемкость одного ремонта в человеко-часах — под чертой				Простой за цикл, сут
Наименование	Тип	Масса, т	Т1	Т2	Т3	Кр	Т1	Т2	Т3	Кр	
Экскаватор одноковшовый, гусеничный	ЭО-6112Б	40,6/ /41,6	720/ /24	4320/ /48	8640/ /96	28800/ /20	33/139	3/410	3/524	1/2160	71
То же	ЭО-7111, ЭО-7111С	94	720/ /36	4320/ /72	8640/ /120	28800/ /25	33/182	3/610	3/747	1/3160	98,5
“	ЭКГ-5	248	720/ /36	4320/ /72	8640/ /120	28800/ /26	33/334	3/1045	3/1272	1/5120	103,5
“	ЭКГ-8И	341	720/ /48	4320/ /120	8640/ /216	43200/ /30	50/370	5/1100	4/1800	1/7320	191
“	ЭКГ-12,5	656	720/ /60	5480/ /144	12960/ /240	43200/ /36	53/700	6/2032	3/2620	1/10610	234,5
“	ЭКГ-20	1300	720/ /68	6480/ /192	12960/ /288	43200/ /40	53/ /1145	3/3370	3/4140	1/16800	262
Экскаватор шагающий	ЭШ 10.60А	559	720/ /72	4320/ /144	8640/ /240	43200/ /40	50/880	5/2600	4/6400	1/23400	260
То же	ЭШ 10.70А	685	720/ /72	4320/ /144	8640/ /240	43200/ /42	50/900	5/2650	4/6500	1/25000	260
“	ЭШ 15.90А	1610	720/ /96	6480/ /168	12960/ /312	43200/ /50	53/ /1100	3/2900	3/8800	1/28000	322
“	ЭШ 25.100	2600	720/ /120	6480/ /192	12960/ /360	43200/ /60	53/ /1200	3/3600	3/10800	1/32400	394

Таблица 8.15.
Производительность мехлопат за 8-часовую смену при работе на колесный транспорт (по данным Гипроруды)

Вместимость ковша экскаватора-мехлопаты, м³	Производительность мехлопат в целике, м3/смену		
	Группа пород по СНиПу		
	I Мягкие и плотные породы, разрабатываемые без предварительного рыхления	II Плотные и полускальные породы, некоторые из них требуют предварительного рыхления взрыванием	III Скальные породы, разработка которых возможна только после сплошного рыхления взрыванием
2,5	1250	1000	850
5,0	2400	1750	1500
6,3	3000	2200	1850
8,0	3400	2600	2200
12,5	5000	3900	3300

Примечания. 1 При применении АСУ сменную производительность мехлопат следует увеличивать до 10 % 2 Сменную пронзводительность мехлопат при работе на глинистых вязких породах необходимо уменьшать на 15 % 3 При использовании мехлопат с верхней погрузкой сменную производительность следует уменьшать на 30 % 4 При проходке траншей с лобовой погрузкой сменную производительность мехлопат необходимо снижать на 15 % при использовании автомобильного транспорта и на 30 % — железнодорожного 5 При работе на внутрикарьерных перегрузочных складах сменную производительность мех лопат увеличивают на 30 %

Таблица 8.16.
Нормы выработки на экскавацию (переэкскавацию) горной массы экскаваторами типа "прямая лопата" при бестранспортной системе разработки (в выработанное пространство и отвал), м³ горной массы в целике (по ЕНВ 1989 г.)

Вместимость ковша, м³	Категория пород по трудности экскавации				
	I	II	III	IV	V
	Нормальное рабочее оборудование				
6,0	4839	4170	3316	2706	2413
6,3	5078	4244	3260	2635	2372
8,0	6390	5447	4304	3528	3199
12,5	9320	7806	6027	4882	4410
	Удлиненное рабочее оборудование				
4,0	3306	2803	2175	1776	—
6,0	3321	2859	2227	1805	—
6,3	3650	3087	2374	1926	—
8,0	4339	3729	2900	2348	—
15,0	7293	6111	4747	3884	—

Таблица 8.17.
Число рабочих смен экскаваторов по районам (по нормативам Гипроруды)

Вместимость стандартного ковша экскаватора, м³	Непрерывная рабочая неделя при работе в три смены			Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в две смены		
	Северные	Средние	Южные	Северные	Средние	Южные
Мехлопата						
До 2,5	780	820	835	465	480	490
2,5—5	765	800	820	460	475	485
8	745	780	795	455	470	475
12,5	740	770	785	450	465	470
Драглайн						
5—6	765	800	820	460	475	485
8,5—10	720	750	770	440	460	465
15	705	730	735	520	540	545
25	655	680	685	505	520	525

Продолжение табл. 8.17

Вместимость стандартного ковша экскаватора, м³	Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в три смены			Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе в две смены		
	Северные	Средние	Южные	Северные	Средние	Южные
	Мехлопата					
До 2,5	665	695	710	380	395	405
2,5—5	650	680	700	375	390	395
8	640	665	680	—	—	—
12,5	630	665	670	—	—	—
	Драглайн					
5—6	650	680	700	375	390	395
8,5—10	610	640	650	—	—	—
15	730	755	765	—	—	—
25	690	715	725	—	—	—

Примечание. Число полных рабочих смен в году определено для условия производства ремонта экскаваторов ремонтными средствами рудника. В случае производства централизованного ремонта экскаваторов на специальной ремонтной базе следует применять коэффициент 1,1.

Таблица 8.18.
Нормы выработки на экскавацию (переэкскавацию) горной массы экскаваторами типа "драглайн" при бестранспортной системе разработки (в выработанное пространство и отвал), м³ горной массы в целике (по данным Гипроруды)

Вместимость ковша, м³	Экскаватор	Категория пород по трудности экскавации			
		I	II	III	IV
Глубина черпания до 25 м					
5	ЭШ5 40	2870	2424	1821	—
6	ЭШ6 60	3141	2709	2102	1632
8	ЭШ8 60	4073	3506	3273	2157
10	ЭШ10 60	4982	4349	3420	2673
10	ЭШ10 70	4838	4216	3337	2626
10	ЭШ10 75	4766	4117	3198	2555
14	ЭШ14 75	6642	5773	4515	3604
20	ЭШ20 75	6894	5930	4624	3691
15	ЭШ15 90	6838	5930	4667	3752
15	ЭШ15 90а	7116	6237	5009	4006
25	ЭШ25 100	10280	9042	7160	5740
80	ЭШ80 100	30322	26830	21148	17055
90	ЭШ90 100	33790	29888	23544	18976
100	ЭШ100 100	36472	32551	25885	20850

Продолжение табл. 8.18

Вместимость ковша, м³	Экскаватор	Категория пород по трудности экскавации			
		I	II	III	IV
Глубина черпания более 25 м					
6	ЭШ6 60	2860	1647	1921	1519
8	ЭШ8 60	3697	3214	3009	2006
10	ЭШ10 60	4549	3984	3142	2484
10	ЭШ10 70	4477	3918	3114	2460
10	ЭШ10 75	4405	3818	3003	2389
14	ЭШ14 75	6122	5344	4236	3365
20	ЭШ20 75	6375	5521	4338	3448
15	ЭШ15 90	6338	5521	4367	3497
15	ЭШ15 90а	6671	5930	4709	3825
25	ЭШ25 100	9654	8549	6678	5447
80	ЭШ80 100	28892	25252	20047	16118
90	ЭШ90 100	31860	28112	22305	18132
100	ЭШ100 100	34327	30578	24508	19913

Таблица 8.19.
Примерное число рабочих дней в году работы экскаваторов

Экскаватор	Среднее годовое число дней в ремонте	Число праздничных и выходных дней	Число рабочих дней в году по районам		
			северным	средним	южным
ЭКГ 8И	43	61	246	249	258
ЭКГ 12,5, ЭШ10 70 АУ, ЭШ11 70У	53	61	241	244	246
ЭШ14 75 ЭШ20 90, ЭШ15 100	58	9	287	290	292
ЭШ25 120А	71	9	274	277	279
ЭШ40 130, ЭШ100 125	77	9	268	271	273

Производительность драглайнов в 8-часовую смену при работе в навал (по данным Гипроруды):

в рыхлых породах

Вместимость ковша драглайна, м^3	5, 6, 10, 15, 25
Производительность драглайна в целике, м^3/смену	1850, 2200, 3100, 3800, 6150

в скальных породах

Вместимость ковша драглайна, м^3	10,15
Производительность драглайна в целике, м^3/смену	2100, 3100

Примечания. 1 Производительность драглайнов при работе на глинистых вязких породах следует уменьшать на 15 % 2 При погрузке рыхлых пород на конвейерный или железнодорожный транспорт сменную производительность драглайна следует уменьшать на 10 %, при погрузке в автотранспорт — на 15 %

8.1.5. Фактические показатели работы одноковшовых экскаваторов

В табл. 8.20, 8.21 приведены показатели работы одноковшовых экскаваторов на горнодобывающих предприятиях различных отраслей.

8.2. Многоковшовые экскаваторы

8.2.1. Основные положения.

Принципиальное различие одно- и многоковшовых экскаваторов состоит в том, что рабочие операции одноковшовых экскаваторов, такие как экскавация и перемещение горной массы, разделены во времени и выполняются одним рабочим органом (ковшом), а многоковшовых экскаваторов — различными механизмами (многоковшовым рабочим органом и конвейерами) и совмещены во времени. Совмещение рабочих операций во времени при одинаковой мощности экскавации обеспечивает увеличение в несколько раз производительности многоковшовых экскаваторов по сравнению с одноковшовыми. Достигнутая роторными экскаваторами эффективная производительность 10000—15000 м^3/ч практически невозможна для одноковшовых экскаваторов

В мировой практике открытых горных работ наибольшее распространение в настоящее время получили роторные экскаваторы, отличающиеся от цепных возможностью реализации больших усилий копания и высот уступов, большими значениями КПД, значительно меньшим износом элементов рабочего оборудования, большой универсальностью. Целесообразная область применения цепных экс-

Таблица 8.20.

Показатели работы экскаваторов на горнорудных предприятиях (1989 г.)

Горнорудное предприятие	Вместимость ковша среднесписочного экскаватора, м³	Производительность среднесписочного экскаватора, годовая, тыс. м³			Производительность среднесписочного экскаватора, годовая на 1 м³ ковша, тыс. м³			Коэффициент использования календарного фонда времени			Коэффициент готовности экскаваторов			Горнорудное предприятие
		в забоях	на отвалах	на перегрузках	в забоях	на отвалах	на перегрузках	в забоях	на отвалах	на перегрузках	в забоях	на отвалах	на перегрузках	
ГОК	**Железорудные**													**ГОК**
Костомукшский	8,1	1087	1292	1552	135	161	208	0,69	—	0,84	0,8	—	0,91	Костомукшский
Оленегорский	6,3	1035	1462	1106	154	183	189	0,62	0,61	0,60	0,87	0,83	0,88	Оленегорский
Ковдорский	8,0	1211	—	—	152	—	—	0,67	—	—	0,84	—	—	Ковдорский
Михайловский	8,3	1114	1351	1455	128	178	173	0,55	0,48	0,60	0,84	0,85	0,88	Михайловский
Стойленский	7,5	1058	1649	—	145	206	—	0,74	0,68	—	0,85	0,87	—	Стойленский
Лебединский	7,8	951	1379	1465	121	204	183	0,57	0,45	0,63	0,77	0,96	0,90	Лебединский
Качканарский	8,0	875	1248	942	109	156	118	0,48	0,65	0,54	0,87	0,90	0,90	Качканарский
Соколовско-Сарбайский	7,3	1284	2186	2205	176	274	280	0,53	0,69	0,65	0,85	0,92	0,91	Соколовско-Сарбайский
Лисаковский	7,4	1048	—	798	146	—	99,8	0,51	—	0,38	0,90	—	0,87	Лисаковский
Качарский	8,6	1411	2266	2032	156	285	201	0,32	0,53	0,62	0,86	0,89	0,93	Качарский
Коршуновский	7,4	1119	1853	2091	156	232	261	0,65	0,67	0,74	0,88	0,88	0,92	Коршуновский
Северный	8,1	1394	1664	1906	170	227	219	0,76	0,76	0,81	0,85	0,92	0,91	Северный
Центральный	7,2	922	929	1491	126	136	194	0,66	0,56	0,68	0,89	0,90	0,94	Центральный
Новокриворожский	7,9	1191	1217	1194	150	168	143	0,67	0,67	0,67	0,90	0,91	0,92	Новокриворожский
Южный	7,5	779	633	—	105	90	—	—	—	—	0,90	0,90	—	Южный
Ингулецкий	8,1	1113	1240	1664	139	155	182	0,65	0,53	0,62	0,79	0,64	0,75	Ингулецкий
Полтавский	7,8	1103	1644	1280	135	256	156	0,55	0,58	0,60	0,80	0,83	0,77	Полтавский
	Марганец, хром и нерудные материалы							**Марганец, хром и нерудные материалы**						
Орджоникидзевский	6,9	1527	—	—	222	—	—	—	—	—	—	—	—	Орджоникидзевский
Донской	7,8	1506	—	—	193	—	—	0,57	—	—	0,80	—	—	Донской
Горное управление комбината "Магнезит"	5,2	708	690	655	131	142	130	0,56	0,62	0,49	—	—	—	Горное управление комбината "Магнезит"
Комсомольское РУ	5,0	798	—	—	159	—	—	—	—	—	—	—	—	Комсомольское РУ
Комбинат "Ураласбест"	8,1	2626	5860	—	338	619	—	0,60	0,76	—	—	—	—	**Комбинат** "Ураласбест"
	Цветные металлы							**Цветные металлы**						
Восточно-казахстанский меднохимический	5,9	1127	216	—	191	37	—	0,53	—	—	0,72	—	—	Восточно-казахстанский меднохимический
Алмалыкский горно-металлургический	7,5	1164	1215	1003	149,5	151,9	125,3	0,70	0,56	0,72	—	—	—	Алмалыкский горно-металлургический
Башкирский медно-серный	4,91	502,8	—	—	102,4	—	—	0,60	—	—	—	—	—	Башкирский медно-серный
Сорский молибденовый	7,4	1430	—	—	193	—	—	0,42	—	—	—	—	—	Сорский молибденовый
Тырныаузский вольфрамо-молибденовый	8,1	730	—	—	90,4	—	—	0,62	—	—	0,67	—	—	Тырныаузский вольфрамо-молибденовый
Зангезурский медно-молибденовый	6,5	801	—	—	120,9	—	—	0,49	—	—	—	—	—	Зангезурский медно-молибденовый
Жирекенский ГОК	8,0	865	—	—	108	—	—	0,60	—	—	—	—	—	Жирекенский ГОК
Ачинский глиноземный	6,3	825	—	—	157	—	—	0,64	—	—	—	—	—	Ачинский глиноземный

Таблица 8.21.
Годовая производительность (тыс. м^3) одноковшовых экскаваторов на угольных разрезах

Объединение	ЭКГ-4У; ЭКГ-5	ЭКГ-8И; ЭКГ-10	ЭКГ-12,5; ЭКГ-15	ЭШ4.40; ЭШ5.45	ЭШ6.60; ЭШ8.60	ЭШ10.60; ЭШ10.70а	ЭШ15.90б	ЭШ10.75 ;ЭШ14.65 ;ЭШ14.75
Башкируголь	1404	1372	—	—	—	1469	—	—
Вахрушевуголь	1347	1672	—	—	—	2461	—	2154
Востсибуголь	646	1540	—	—	1329	2424	3239	2621
Дальвостуголь	624	—	—	—	—	2829	3962	3094
Красноярскуголь	580	1756	2358	610	1632	1694	2036	—
Кемеровоуголь	819	1297	1567	—	—	1964	2753	—
Приморскуголь	954	1499	—	—	—	2572	3392	—
Тулауголь	108	—	—	926	2215	2601	2658	3241
Челябинскуголь	1279	1083	—	330	—	1487	—	—
Якутуголь	550	1342	—	564	—	—	—	—
Александрияуголь	690	—	—	1072	1069	2477	506	—
Экибастузуголь	506	1523	2514	—	—	—	—	—
Средазуголь	841	1719	—	—	1305	2099	—	—

каваторов связана с технологическими схемами, при которых осуществляется отработка уступов нижним черпанием при невысокой крепости разрабатываемых пород.

8.2.2. Роторные экскаваторы

8.2.2.1. Развитие, область применения, принципиальные конструктивные схемы

Карьерные роторные экскаваторы начали широко применяться в 1935—1936 гг. на открытых горных работах в Германии. Лидирующая роль Германии в области производства и использования роторных экскаваторов сохранилась до настоящего времени.

В 50-е — 60-е годы производство и использование роторных экскаваторов были развернуты в странах Восточной Европы (Чехословакия, Югославия, Польша) и особенно в Советском Союзе. Создание роторных экскаваторов было организовано на Ново-Краматорском и Донецком машиностроительных заводах (Украина).

Используя немецкий опыт создания роторных экскаваторов, на этих заводах были созданы оригинальные образцы роторных экскаваторов, приспособленные к специфическим горно-геологическим и климатическим условиям отечественных угольных и рудных месторождений (повышенные усилия копания, возможность работы при отрицательных температурах, низкой несущей способности грунтового основания, повышенной липкости пород).

В настоящее время производство роторных экскаваторов сосредоточено главным образом на Ново-Краматорском, Донецком и Азовском машиностроительных заводах (Украина), фирмах ("Крупп"),

"ЛМГ", "Оренштейн Коппель", "Такраф" (ФРГ), "Витковицкий концерн" (Чехия).

Выпускаемые этими заводами и фирмами роторные экскаваторы находят достаточно широкое применение на всех континентах земного шара при производстве вскрышных и добычных работ (главным образом, угля). На открытых горных работах СНГ роторные экскаваторы широко применяются на угольных разрезах Сибири (Канско-Ачинский и Иркутский бассейны), Казахстана (Экибастузский бассейн), Украины (Днепровский буроугольный бассейн), на марганцевых карьерах Украины, железорудных карьерах Курской магнитной аномалии, карьерах Казахстана и Узбекистана. Доля добычи угля роторными экскаваторами достигла на угольных разрезах СНГ почти 50 % общего объема.

Многообразие горно-геологических и климатических условий, большой диапазон производительности обусловили значительную вариацию рабочих параметров и принципиальных конструктивных схем выпускаемых роторных экскаваторов. Производительность экскаваторов колеблется от 200 до 19000 м^3/ч по разрыхленной горной массе, высота отрабатываемых уступов — от 6 до 50 м и масса экскаваторов — от 50 до 13000 т.

В отечественной практике принята следующая градация карьерных роторных экскаваторов по их номинальной теоретической производительности (м^3/ч):

Малые	До 630
Средние	630—2500
Ьольшие	2500—5000
Мощные	5000—10000
Сверхмощные	Свыше 10000

По принципиальным компоновочным схемам большинство выпускаемых роторных экскаваторов выполняется с невыдвижнои стрелои, что существенно упрощает ее конструкцию. Каждая новая стружка образуется перемещением машины.

Преобладающий тип ходового оборудования роторных экскаваторов — гусеничный: двухгусеничный и трехопорный многогусеничный. Первый тип ходового оборудования характерен для машин массой до 1000—1200 т, второй тип — для более тяжелых машин.

Оригинальный тип ходового оборудования (шагающе-рельсовый) создан на Ново-Краматорском машиностроительном заводе применительно к экскаваторам массой более 2—3 тыс. т. Применение шагающе-рельсового ходового оборудования в сравнении с многогусеничным обеспечивает значительное повышение маневренности машины, уменьшение максимальных удельных давлений на грунт в 1,5—2,5 раза.

Большинство современных роторных экскаваторов оборудуются безкамерными роторными колесами с гравитационной боковой разгрузкой ковшей. Донецким машиностроительным заводом созданы роторные экскаваторы среднего класса с центробежной торцовой разгрузкой.

Принадлежность к гравитационному или центробежному типу разгрузки оценивается относительной частотой вращения ротора

$$k_V = \omega_{p\max}/\omega_{p\,кр}$$

где $\omega_{p\max}$ — максимальная конструктивная частота вращения ротора, с$^{-1}$, $\omega_{p\,кр}$ — критическая частота вращения ротора, при которой центробежная сила, действующая на частицу материала на радиусе роторного колеса R_p, равна ее весу ($m\omega^2 R_p = mg$), с$^{-1}$

Значения коэффициента k_V для различных способов разгрузки приведены ниже.

Гравитационная разгрузка	0,4—0,5
Центробежная разгрузка	1,35—1,45

За счет повышенной частоты вращения центробежного ротора могут быть уменьшены абсолютные значения расчетного усилия копания, масса рабочего оборудования и увеличен вылет оси ротора. В то же время применение центробежного

ротора повышает на 10—20 % энергоемкость процесса экскавации, увеличивает износ режущих элементов, приводит к переизмельчению материала и повышенному пылевыделению. Роторные экскаваторы с центробежным ротором применимы только для малоувлажненных, невязких и нелипких материалов (главным образом, для экскавации углей). По конструкции разгрузочного устройства различают три основных типа роторных экскаваторов:

1. С разгрузочной консолью, расположенной на поворотной платформе экскаватора и имеющей ось поворота, совпадающую с осью поворота верхней части экскаватора (рис. 8.4, 8.5);

2. С разгрузочной консолью, расположенной на нижней раме экскаватора (рис. 8.6);

3. С отдельно расположенным разгрузочным устройством, связанным с экскаватором телескопическим соединительным

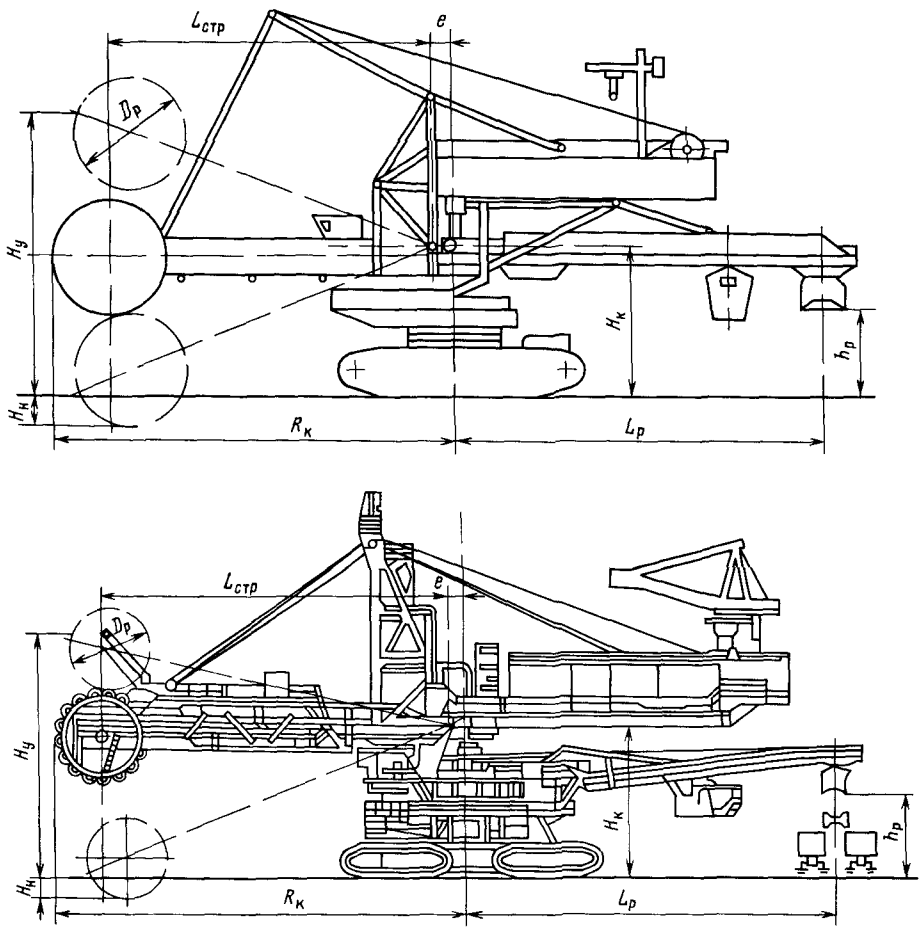


Рис. 8.4. Принципиальная конструктивная схема роторных экскаваторов Донецкого машиностроительного завода

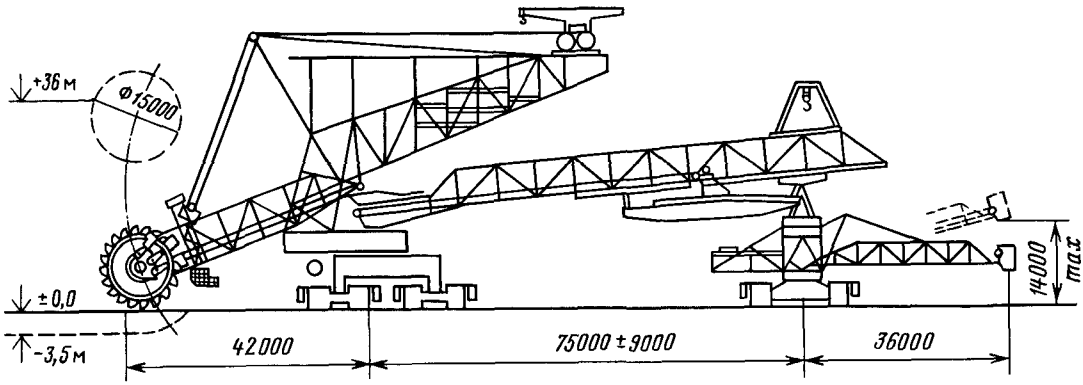
Рис. 8.5. Конструктивная схема роторного экскаватора ЭРП-2500 завода "Азовмаш"

мостом (рис. 8.7). Применение того или иного типа конструктивного исполнения разгрузочного устройства экскаватора зависит от его массы, линейных параметров и технологического назначения.

Первый тип экскаватора применяется в основном для машин малой и средней производительности, второй тип — для машин большой производительности и мощных, третий тип — для машин большой производительности, мощных и сверхмощных.

Роторные экскаваторы с разгрузочной консолью имеют меньшую массу, требуют меньшую ширину рабочих площадок, более маневренны. Машины с отдельно расположенным разгрузочным устройством и соединительным мостом позволяют отрабатывать на один транспортный горизонт суммарную высоту уступа, превышающую номинальную высоту черпания самого роторного экскаватора.

Оригинальная компоновка роторного экскаватора (так называемый роторный



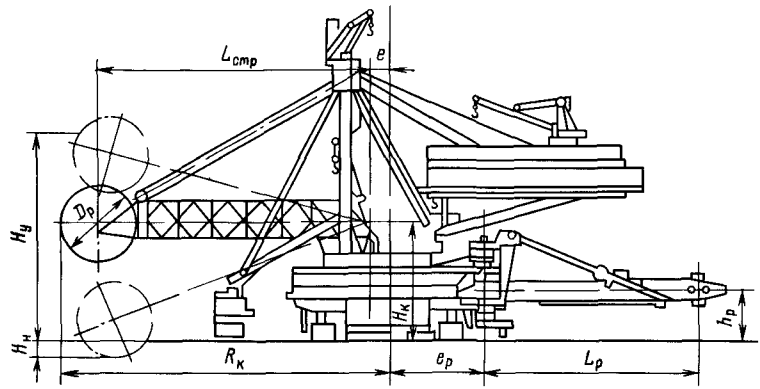


Рис. 8.6. Принципиальная конструктивная схема роторных экскаваторов Ново-Краматорского машиностроительного завода

Рис. 8.7. Конструктивная схема роторного экскаватора SRs(к)4000 36/3.5+VR с отдельно стоящим разгрузочным устройством

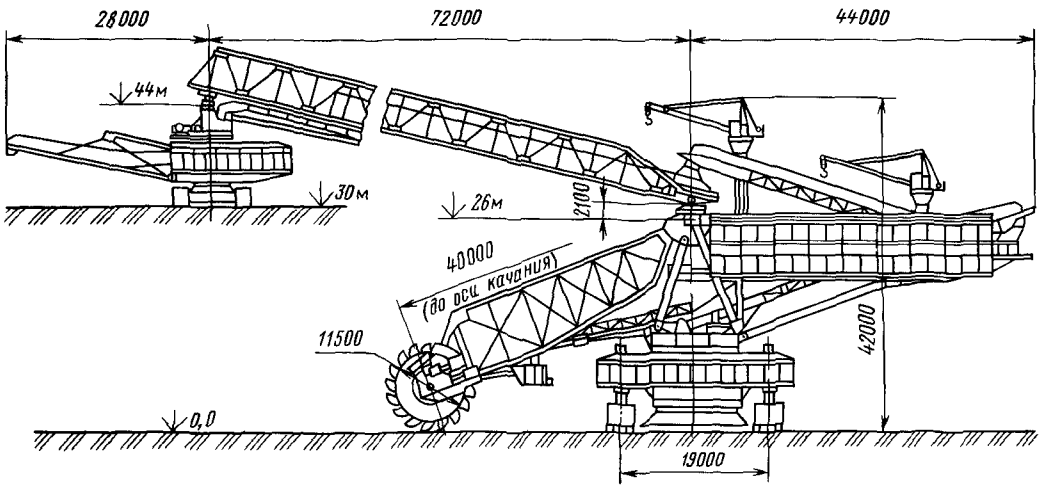


Рис. 8.8. Конструктивная схема роторного экскаватора *ЭРП-5250В* с верхней погрузкой

экскаватор с верхней погрузкой) разработана Ново-Краматорским машиностроительным заводом (см. рис. 8.8 и табл. 8.23). Экскаватор обеспечивает погрузку горной массы на транспортные средства (конвейеры), расположенные на кровле разрабатываемого уступа, выполняя функции экскаватора с нижним черпанием.

Большинство роторных экскаваторов оборудуются нерегулируемым приводом роторного колеса. На отдельных машинах, работающих в сложных горно-геологических условиях, для оптимизации производительности экскаватора находит применение привод постоянного тока, обеспечивающий возможность регулирования частоты вращения ротора. Оригинальная система такого регулирования была создана немецкой фирмой "Сименс" для мощного роторного экскаватора, работающего на одном из угольных разрезов фирмы "Рейнбраун". Эта система предусматривает применение двигателей переменного тока с короткозамкнутым ротором, питаемых от частотных преобразователей. Такая система по сравнению с традиционной системой постоянного тока обладает существенной простотой и рядом эксплуатационных преимуществ, позволяющих использовать данный экскаватор при разработке наклонных пластов с геологическими нарушениями и неравномерным профилем границы уголь—порода, а также пластов небольшой мощности и месторождений, содержащих твердые включения.

Техническая характеристика отечественных и зарубежных роторных экскаваторов приведена в табл. 8.22—8.25.

8.2.3. Цепные экскаваторы

Многоковшовые цепные экскаваторы применяются для производства вскрышных и добычных работ при разработке мягких горных пород. Наиболее благоприятная область их применения — разработка песчано-глинистых пород, а также бурых углей с удельным сопротивлением копанию до 0,6—0,7 МПа. Цепные экскаваторы, применяемые на горнодобывающих предприятиях, имеют теоретическую производительность от 300—400 до 6000 $м^3$/ч, массу — от 200—300 до 5000 т.

На горнодобывающих предприятиях стран СНГ (главным образом, в Европейской части) в настоящее время работает около 40 цепных экскаваторов различных типов теоретической производительностью 400—2000 $м^3$/ч. Техническая харак-

Таблица 8.22.
Техническая характеристика роторных экскаваторов Донецкого машиностроительного завода (см. рис. 8.4)

Показатели	ЭРГВ-630	ЭР-1250	ЭР-1250Д	ЭР-1250-ОЦ	ЭРП-1250	ЭРП-1600	ЭРП-1600-Ц
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$							
максимальная (по пропускной способности рабочего органа и конвейеров) Q_1	1300	1700	1700	2100	2500	3150	3150
расчетная при заданной удельной силе копания (паспортная) Q_2	630	1350	1000	1250	1250	1650	1650
Расчетная производительность по массе транспортируемого материала, т/ч, $Q_м$	1500	2300	2300	2300	3200	3800	3800
Удельная сила копания, МПа							
заданная k_{F2}	2,0	1,0	1,4	1,6	1,8	1,4	1,4
при максимальной производительности k_{F1}	1,0	0,7	0,7	0,9	0,9	0,7	0,7
Установленная мощность привода ротора $P_р$, кВт	300	320	320	500	500	500	500
Тип рабочего органа	ЦРО	ГРО	ГРО	ЦРО	ГРО	ГРО	ЦРО
Диаметр ротора $D_р$, м	3,2	6,5	6,5	4,0	6,5	7,2	4,0
Число ковшей (промежуточных кромок) на роторе $Z_к(Z_п)$	8	9	9(9)	10	10(10)	11(11)	10
Частота ссыпок (частота чередования режущих поясов) $n_с$, $мин^{-1}$	272	76,5	76,5(153)	280	85(170)	89(178)	299
Частота вращения ротора $\omega_р$, $с^{-1}$	3,56	0,89	0,89	2,93	0,89	0,85	3,13
Расчетная вместимость ковша $V_к$, л	125	415	385	190	440	800	190
Расчетная высота уступа $H_у$, м	10,0	17,0	16,0	17,0	16,0	18,0	20,5
Глубина нижнего черпания $H_н$, м	0,5	1,5	1,5	1,0	1,0	1,6	2,0
Длина стрелы ротора $L_{стр}$, м	14	20,0	20,0	24,0	20,0	21,1	30,4
Высота оси качания стрелы ротора $H_к$, м	5,3	8,5	8,5	8,5	9,0	9,0	9,0
Эксцентриситет оси качания стрелы ротора e, м	1,05	1,25	1,25	1,25	1,30	1,30	1,30
Угол подхода роторного колеса к забою (угол размещения оборудования в горизонтальной плоскости) γ_0, градус	47	53	53	48	50	40	48

Продолжение табл. 8.22

Показатели	ЭРГВ-630	ЭР-1250	ЭР-1250Д	ЭР-1250-ОЦ	ЭРП-1250	ЭРП-1600	ЭРП-1600-Ц
Максимальный радиус копания $R_к$, м	16,8	24,5	24,5	27,5	24,5	26,0	33,9
Угол наклона стрелы ротора, градус:							
при отработке верхнего слоя β_1	17°30'	22	19	19	17°30'	22	21
при отработке нижнего слоя (нижнее черпание) β_2	17°30'	20	20	18°30'	20	20	17
при отработке слоя на уровне стояния экскаватора β_3	15°30'	15°30'	15°30'	15°30'	17	15	13°30'
Минимальный угол откоса уступа при номинальной высоте уступа α_{2min}, градус	65	60	60	65	63	65	65
Расчетная ширина заходки $B_{зах}$, м	20,0	27,0	24,0	28,5	26,0	27,0	34,0
Длина разгрузочной консоли $L_р$, м	16,0	22,6	22,6	22,6	23,4	24,1	24,1
Вылет оси поворота разгрузочной консоли $l_р$, м	0	0	0	0	0	0	0
Высота разгрузки, м:							
минимальная $h_{р\ min}$	3,6	5,0	3,3	3,3	3,5	2,0	2,0
максимальная $h_{р\ max}$	5,7	8,5	6,5	6,5	6,5	8,0	8,0
Тип ходового оборудования	Двухгусеничный						
Скорость передвижения $v_х$, м/ч	355	315	315	375	300	330	330
Среднее давление на грунт $P_с$, МПа	0,13	0,13	0,13	0,13	0,15	0,15	0,15
Допустимый уклон рабочей площадки, градус:							
результирующий ψ_1	3	3	3	3	3	3	3
продольный ψ_2	7	5	5	5	5	3	3
поперечный ψ_3	3	3	3	3	3	3	3
Рабочий диапазон температур $t_с$, °С	—40—+35	—40—+35	—40—+35	—40—+35	—40—+35	—40—+35	—40—+35
Присоединительная мощность оборудования $P_{пр}$, кВ·А	730	860	860	1063	1360	1360	1360
Подводимое напряжение U, В	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000
Масса экскаватора $G_м$, т	305	700	700	700	1050	1090	1065

Таблица 8.23.
Техническая характеристика роторных экскаваторов Ново-Краматорского и Азовского машиностроительных заводов (см. рис. 8.5, 8.6, 8.8)

Показатели	Азовмаш	НКМЗ	
	ЭРП-2500	ЭРШР-5000	ЭРШРД-5000
Назначение экскаватора	Добычной	Вскрышной	Добычной
Теоретнческая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$			
максимальная по пропускной способности рабочего органа и конвейеров Q_1	2500	5000	5000
расчетная прн заданной удельной силе копання (паспортная) Q_2	2500	5000	5000
Расчетная производительность по массе транспортируемого матернала $Q_м$, т/ч	3600	6750	6750
Удельная сила копания, МПа			
заданная k_{F2}	1,47	0,82	1,46
при максимальной производительности k_{F1}	1,47	0,82	1,46
Установленная мощность привода ротора $P_р$, кВт	860	1150	1720
Диаметр ротора $D_р$, м	8,0	16,0	13,0
Чнсло ковшей $Z_к$	18	10	16
Частота ссыпок $n_с$, мнн ^{1}	80—130	36—52	56—80
Частота вращення ротора $\omega_р$, с ^{1}	0,46—0,75	0,38—0,54	0,37—0,52
Расчетная суммарная вместимость ковша и подковшового пространства $V_к$, л	560	2300	1500
Расчетная высота уступа $H_у$, м	21,4	40,0	40,0
Глубнна ннжнего черпання $H_н$, м	1,0	7,0	3,0
Длнна стрелы ротора $L_{стр}$, м	27,0	63,3	57,0
Высота осн качания стрелы ротора $H_к$, м	11,75	20,5	20,5
Эксцентриснтет оси качания стрелы ротора e, м	1,75	2,4	2,4
Угол подхода роторного колеса к забою (угол размещения оборудования в горнзонтальной плоскости) γ_0, градус	48	30	53

Продолжение табл. 8.23

Показатели	Азовмаш	НКМЗ	
	ЭРП-2500	ЭРШР-5000	ЭРШРД-5000
Максимальный радиус копания $R_к$, м	32,75	73,7	65,9
Угол наклона стрелы ротора, градус:			
при отработке верхнего слоя β_1	17,9	15,4	17,9
при отработке нижнего слоя (нижнее черпание) β_2	18,9	18,0	17,3
при отработке слоя на уровне стояния экскаватора β_3	16,7	11,4	14,2
Минимальный угол откоса уступа при номинальной высоте уступа $\alpha_{2\,min}$, градус	65	40	69
Расчетная ширина закодки $B_{зах}$, м	35	70	90
Длина разгрузочной консоли $L_р$, м	28,4	45	45
Вылет оси поворота разгрузочной консоли $l_р$, м	0	14	14
Высота разгрузки, м:			
минимальная $h_{р\,min}$	4,15	3,5	-5,0
максимальная $h_{р\,max}$	7,35	13,0	20,0
Тип ходового оборудования	Трехопорное многогусеничное	Шагающе-рельсовое	
Скорость передвижения v_x, м/ч	300	110	110
Среднее давление на грунт, МПа:			
при работе $P_{сл}$	0,125	0,13	0,14
при передвижении $P_{сб}$	—	0,18	0,20
Допустимый уклон рабочей площадки, градус			
продольный ρ_1	5	5	5
поперечный ρ_2	3	3	3
результирующий ρ_3	3	2,5	2,5
Рабочий диапазон температур $t_с$, °С	От +40 до -40	От +35 до -15	От +40 до -40
Присоединительная мощность оборудования $P_{пр}$, кВ А	4040	6400	10700
Подводимое напряжение U, В	6000	10000	10000
Масса экскаватора $G_м$, т	1860	4250	4700

* Тип рабочего органа ГРО.

Продолжение табл. 8.23

Показатели	НКМЗ—Азовмаш		НКМЗ		
	ЭРП-5250 (ЭРП-5250Вс)	ЭР-5250	ЭР-7000	ЭРП-6500	ЭРП-5250В, с верхней погрузкой
Назначение экскаватора*	Добычной (вскрышной)	Вскрышной	Вскрышной		Добычной
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$:					
максимальная по пропускной способности рабочего органа и конвейеров Q_1	5250	7600	7600	8000	5250
расчетная при заданной удельной силе копания (паспортная) Q_2	5250	5250	5250	6500	5250
Расчетная производительность по массе транспортируемого материала $Q_м$, т/ч	7100	10000	10000	12000	5000
Удельная сила копания, МПа:					
заданная k_{F2}	1,75(1,61)	0,65	0,87	1,51	1,75
при максимальной производительности k_{F1}	1,75(1,61)	0,40	0,54	1,20	1,75
Установленная мощность привода ротора $P_р$, кВт	2000	1000	1260	2500	2000
Диаметр ротора $D_р$, м	11,5	16,0	16,5	13,5	11,5
Число ковшей $Z_к$	22	16	16	20	22
Частота ссыпок $n_с$, $мин^{-1}$	110—143 (50—143)	66—80	27—78	90—113	110—143
Частота вращения ротора $\omega_р$, $с^{-1}$	0,52—0,68 (0,24—0,68)	0,43—0,52	0,18—0,51	0,47—0,59	0,52—0,68
Расчетная суммарная вместимость ковша и подковшового пространства $V_к$, л	900	2000	2500	2200	900
Расчетная высота уступа $H_у$, м	30,0	33,0	37,0	40,0	30,0
Глубина нижнего черпания $H_н$, м	2,1	2,6	2,0	4,0	2,1
Длина стрелы ротора $L_{стр}$, м	40,0	42,5	42,7	56,0	40,0
Высота оси качания стрелы ротора $H_к$, м	16,0	16,0	19,5	20,8	26,0
Эксцентриситет оси качания стрелы ротора e, м	2,4	2,4	2,4	2,4	1,75
Угол подхода роторного колеса к забою (угол размещения оборудования в горизонтальной плоскости) j_0, градус	43	32	32	40	43

Продолжение табл. 8.23

Показатели	НКМЗ—Азовмаш		НКМЗ		
	ЭРП-5250 (ЭРП-5250Вс)	ЭР-5250	ЭР-7000	ЭРП-6500	ЭРП-5250В, с верхней погрузкой
Максимальный радиус копания $R_к$, м	48,1	52,9	53,35	65,15	51,0
Угол наклона стрелы ротора, градус:					
при отработке верхнего слоя β_1	17,6	19,6	20,2	17,6	
при отработке нижнего слоя (нижнее черпание) β_2	18,0	14,4	18,0	18,9	
при отработке слоя на уровне стояния экскаватора β_3	14,8	10,8	15,2	14,5	
Минимальный угол откоса уступа при номинальной высоте уступа $\alpha_{2\,min}$, градус	55	44	47	55	70
Расчетная ширина заходки $B_{зах}$, м	60	60	55	75	60
Длина разгрузочной консоли $L_р$, м	30	30	30	50	72—28
Вылет оси поворота разгрузочной консоли $l_р$, м	14	14	14	13	0
Высота разгрузки, м:					
минимальная $h_{р\,min}$	1,0	0,7	1,1	1,25	7,0
максимальная $h_{р\,max}$	12,5	13,1	12,5	17,0	12,3
Тип ходового оборудования	Шагающе-рельсовое				
Скорость передвижения $v_х$, м/ч	120	100	100	110	100
Среднее давление на грунт, МПа:					
при работе $P_{сл}$	0,14	0,14	0,14	0,17	0,17
при передвижении $P_{сб}$	0,23	0,24	0,25	0,29	0,27
Допустимый уклон рабочей площадки, градус:					
продольный ρ_1	5	5	5	5	4
поперечный ρ_2	3	3	3	3	4
результирующий ρ_3	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Рабочий диапазон температур $t_с$, °С	От+40 до - 40	От +35 до - 40	От +35 до -25	От +40 до -40	От +40 до -40
Присоединительная мощность оборудования $P_{пр}$, кВ·А	7850	4600	5050	8800	8900
Подводимое напряжение U, В	10000	10000	6000	10000	10000
Масса экскаватора $G_м$, т	4100	3760	4365	5500	6100

Таблица 8.24.
Техническая характеристика роторных экскаваторов фирмы "Крупп" (ФРГ)

Показатели	SchRs-$\frac{700}{1}\cdot 16$	SchRs-$\frac{750}{5}\cdot 28$	SchRs-$\frac{1760}{5}\cdot 32$	SchRs-$\frac{3700}{2,5}\cdot 30$	SchRs-$\frac{3700}{12-18}\cdot 50$	SchRs-$\frac{6600}{9-17}\cdot 51$
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$	3000	4230	6100	11100	11100	19000
Установленная мощность привода ротора, кВт	600	900	1260	2100	2100	3360
Удельная сила копания, МПа	0,79	0,81	0,76	0,60	0,60	0,50
Диаметр ротора, м	7,7	10,5	12,25	17,5	17,5	21,6
Расчетная высота уступа, м	16,0	28,0	32,0	30,0	50,0	51,0
Глубина нижнего черпания, м	1,0	5,0	5,0	2,5	12—18	9—17
Длина роторной стрелы, м	16,0	36,0	42,5	36,0	70,5	70,5
Длина разгрузочной консоли, м	25,0	15,0	20,0	16,0	16,0	18,5
Длина соединительного конвейерного моста, м	—	60	60	94	94	103
Ширина конвейерных лент, м	1,4	1,8	2,0	2,6	2,6	3,2
Среднее давление на грунт, МПа	0,11	0,8	0,12	0,14	0,14	0,17
Масса экскаватора, т	555	2130	3090	5325	7615	13420

Таблица 8.25.
Техническая характеристика роторных экскаваторов фирмы "ТАКРАФ" (ФРГ)

Показатели	Обычное исполнение							Морозостойкое исполнение		
	SRs-400.14/1,0	SRs-1000.26/4,0	SRs-1300.24/2,5	SRs-2000.28/3,0	SRs-2000.33/6,0 +VR*	SRs-4000.36/2,5 +VR*	SRs-6300.50/15,0 +VR*	SRsk-1000.19/1,5	SRsk-2000.28/3,0	SRsk-4000.36/3,5 +VR*
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$	2300 2800	2400 3000	3500	3800 4800	6000	10880	10500 14000	3000 3800	3600 4500	6650 5200
Установленная мощность привода ротора, кВт	500	315	400	1260	1000	1890	1890	800	1260	1890
Удельная сила копания, МПа	0,90 0,72	0,47 0,35	0,36	1,33 1,02	0,61	0,61	0,51 0,33	1,11 0,86	1,58 1,15	1,05 1,40
Диаметр ротора, м	7,5	9,0	8,4	11,0	12,0	17,0	17,0	9,0	11,0	15,0
Число ковшей	12	20	14	18	20	22	18	18	33	22
Расчетная высота уступа, м	14,0	26,0	24,0	28,0	33,0	36,0	50,0	19,0	28,0	36,0

Продолжение табл. 8.25

Показатели	Обычное исполнение							Морозостойкое исполнение		
	SRs-400.14/1,0	SRs-1000.26/4,0	SRs-1300.24/2,5	SRs-2000.28/3,0	SRs-2000.33/6,0 +VR*	SRs-4000.36/2,5 +VR*	SRs-6300.50/15,0 +VR*	SRsk-1000.19//1,5	SRsk-2000.28//3,0	SRsk-4000.36//3,5 +VR*
Глубина нижнего черпания, м	1,0	4,0	2,5	3,0	6,0	2,5	15,0	1,5	3,0	3,5
Вылет оси ротора, м	14,5	35,0	33,5	37,0	44,0	38,5	77,5	22,0	37,0	42,0
Вылет оси разгрузочного желоба от оси экскаватора, м	22,5	30,0	41,0	13,5+ +30,0= =43,5	80,5+ +29,0= =109,5	100+18= =118	114,5+ +42,5= =157	30	13,5+ +27,0= =40,5	84+36= =120
Ширина конвейерных лент, м	1,4	1,4	1,6	1,8	2,0	2,5	2,5	1,6	1,8	2,25
Среднее давление на грунт, МПа	0,11	0,10	0,12	0,12	0,11	0,14	0,14	0,12	0,15	0,12
Масса экскаватора, 470	470	1200	1684	2300	2850	5200	9000	1100	2350	5700

* Экскаватор с отдельно стоящим разгрузочным устройством

Таблица 8.26.
Техническая характеристика основных типов цепных экскаваторов, используемых на горных предприятиях стран СНГ

Показатели	Es-400	Es-400	ERs-710	ERs-1120	Po-800
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$	900	900	1400	1920/2200	1250
Высота копания, м	9	20	17,5	20—24	22
Глубина копания, м	6—8	17,5	16	17,5—22	23,5
Тип ходового оборудования	Рельсовый		Гусеничный		Рельсовый
Мощность привода ковшовой цепи, кВт	200	400	400	2×710	2×500
Скорость ковшовой цепи, м/с	1,0	1,1	1,1	1,35/1,56	1,02
Вместимость ковша, $м^3$	0,4	0,4	0,71	1,12	0,95
Частота ссыпок, $мин^{-1}$	37,5	36,7	33,0	28,5/33,0	21,8
Общая установленная мощность, кВт	450	700	960	2200	1320
Масса, т	435	800	1000	2300	1100

теристика основных типов этих машин приведена в табл. 8.26.

В угольной промышленности наибольшее применение цепные экскаваторы нашли на буроугольных разрезах Днепровского бассейна, в железорудной промышленности — на Лебединском карьере КМА и Камыш-Бурунском комбинате, при добыче руд цветных металлов и горно-химического сырья — на Верхнеднепровском горно-металлургическом и Подмосковном горно-химическом комбинатах.

Характерная особенность конструкции цепных экскаваторов — тип ходового оборудования (рельсовый или гусеничный, рис. 8.9 и 8.10), который определяет и способ отработки забоя: фронтальный — при рельсовом ходовом оборудовании и блочный — при гусеничном. Возможна отработка забоя и комбинацией этих способов. Цепными экскаваторами забой может отрабатываться как верхним, так и нижним черпанием.

Процесс экскавации осуществляется за счет сочетания двух движений: ковшовой цепи вдоль направления ковшовой рамы и ковшовой рамы в горизонтальной плоскости. Движение ковшовой рамы обеспечивается перемещением самого экскаватора (при фронтальном способе отработки забоя) либо поворотом верхней части экскаватора (при блочном способе отработки забоя).

Основным изготовителем и потребителем карьерных цепных экскаваторов является Германия. Техническая характеристика цепных экскаваторов, выпущенных фирмой "ТАКРАФ", приведена в табл. 8.27. Отдельные типы цепных экскаваторов изготавливались в Чехословакии.

Таблица 8.27.

Техническая характеристика цепных экскаваторов фирмы "ТАКРАФ" (Германия)

Показатели	ERs-710	ERs-1120	Es-3150	Es-3750
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$	1400	1920/2200	5070	6030
Высота копания, м	17.5	20—24	24—30	28—34
Глубина копания, м	16,0	17,5—22	23—27	27—31
Тип ходового оборудования	Гусеничный		Рельсовый	
Вылет разгрузочной консоли, м	40	45	—	—
Мощность привода ковшовой цепи, кВт	400	2×710	2×2000	2×2000
Скорость ковшовой цепи, м/с	1,1	1,35/1,56	1,61	1,61
Частота ссыпок, $мин^{-1}$	33,0	28,5/33,0	27	27
Вместимость ковша, $м^3$	0,71	1,12	3,15	3,75
Масса, т	1000	2300	4500	4800

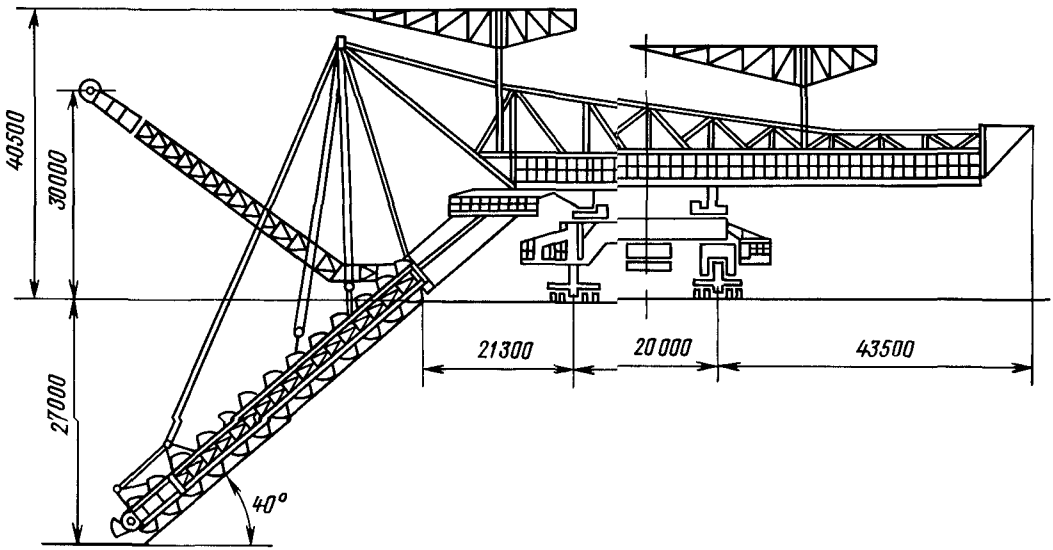


Рис. 8.9. Конструктивная схема цепного экскаватора ES3150 на рельсовом ходу

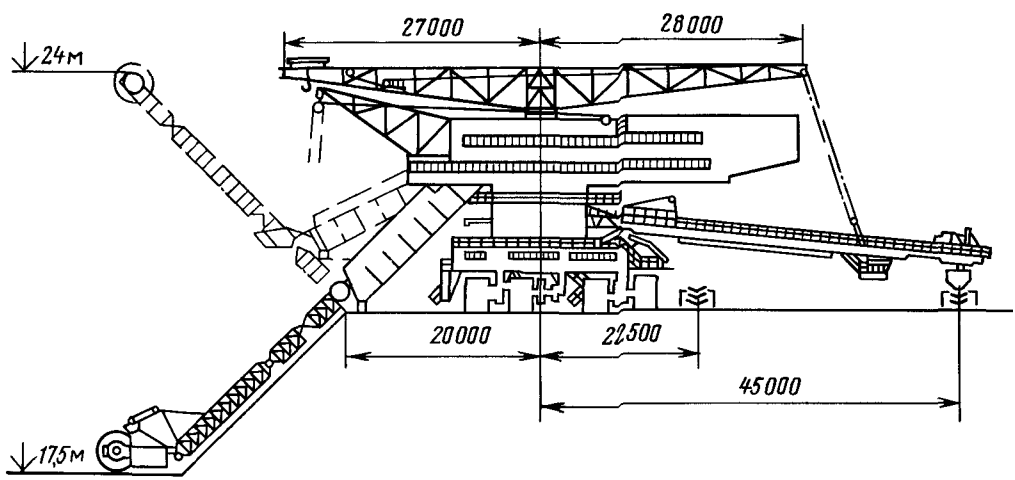


Рис. 8.10. Конструктивная схема цепного экскаватора ERs1120 на гусеничном ходу

8.2.4. Производительность многоковшовых экскаваторов

Различают теоретическую, техническую, забойную и эксплуатационную производительность многоковшовых экскаваторов.

Теоретическая производительность $Q_{теор}$ — наибольшее расчетное значение производительности экскаватора по пропускной способности его транспортирующих органов (ковшей и конвейеров).

Принято выражать теоретическую производительность (м^3/ч) экскаватора, как его часовую объемную производительность по разрыхленной массе,

$$Q_{теор} = V_0 s 60,$$

где V_0 — номинальная (расчетная) вместимость ковша, м^3; s — частота ссыпок, мин$^{-1}$.

Под номинальной (расчетной) вместимостью ковша принимается либо геометрическая вместимость самого ковша, либо часть суммарной вместимости ковша и подковшового пространства (для роторных экскаваторов).

$$V_0 = (0{,}65 \div 0{,}70)\ (V_к + V_п),$$

где $V_к$ и $V_п$ — геометрическая вместимость соответственно ковша и подковшового пространства.

Расчетная пропускная способность конвейеров экскаватора должна превышать теоретическую производительность не менее, чем на 15—20 %.

Техническая производительность $Q_{тех}$ — максимально возможная производительность для данного экскаватора при непрерывной экскавации пород с конкретными физико-механическими свойствами.

$$Q_{тех} = \frac{Q_{теор}}{k_р} \eta_F,$$

где $k_р$ — коэффициент разрыхления; $\eta_F \le 1{,}0$ — коэффициент влияния физико-механических свойств разрабатываемых пород.

Это влияние может проявляться либо в повышении липкости (влажности) разрабатываемых пород, либо в повышении удельной силы копания k_F. В первом случае коэффициент определяется опытным путем, во втором — либо опытным, либо по зависимости:

$$\eta_F = \frac{k_{F_0} + 6{,}7 \cdot 10^{-3} \gamma_0 D_р}{k_{F_t} + 6{,}710^{-3} \gamma_t \cdot D_р},$$

где k_{F0} и k_{F_t} — удельная сила копания соответственно паспортная (расчетная) и для конкретной разрабатываемой породы, МПа; γ_o и γ_t — плотность соответственно расчетной и разрабатываемой горной массы, т/м^3; $D_р$ — диаметр ротора, м.

При этом значение k_{F_t} не должно превышать оговоренного технической характеристикой экскаватора максимально допустимого значения $k_{F max}$.

Забойная производительность $Q_з$ (в зарубежной практике эффективная производительность) — расчетная (фактическая) производительность экскаватора при принятой схеме отработки конкретного забоя. Цикл работы многоковшовых экскаваторов определяется временем отработки блока, в течение которого выполняются все рабочие и вспомогательные операции. Забойная производительность экскаватора (м^3/ч) определяется объемом блока V_6 и временем его отработки.

Время отработки блока t_6 включает время непосредственной экскавации $t_э$ при отработке блока с соответствующей этому блоку технической производительностью и расчетное время выполнения вспомогательных технологических операций при отработке блока $t_{вс}$: остановка и реверсирование механизма поворота в конце каждой стружки, переходы от стружки к стружке, от слоя к слою, от одного блока к другому. Отношение

$$k_з = \frac{t_э}{t_э + t_{вс}}$$

называется коэффициентом забоя, который учитывает потери времени на выпол-

нение вспомогательных технологических операций при отработке конкретного забоя.

При паспортных значениях параметров забоев и производительности для роторных экскаваторов обычного исполнения

$$k_з = 0{,}70 \div 0{,}80.$$

Расчетная величина забойной производительности

$$Q_з = Q_{тех} k_з k_{упр} k_п,$$

где $k_{упр}$ — коэффициент качества управления экскаватором; $k_п$ — коэффициент потерь (просыпей) экскавируемого материала.

Коэффициент качества управления характеризует изменение фактической производительности экскавации из-за увеличения по сравнению с расчетной длительности вспомогательных технологических операций при отработке блока. При расчетах принимают: для роторных экскаваторов $k_{упр} = 0{,}92 \div 0{,}96$, для цепных $k_{упр} = 0{,}93 \div 0{,}98$.

Большие значения следует относить к более крупным экскаваторам.

Коэффициент потерь экскавируемого материала $k_п$ учитывает снижение производительности экскаватора при отработке забоя вследствие потерь экскавируемого материала из-за просыпей и необходимости их подборки на подошве забоя.

В нормальных условиях работы коэффициент имеет следующие значения.

Роторный экскаватор:	
с гравитационным рабочим органом без промежуточных режущих кромок	0,97
с гравитационным рабочим органом с промежуточными режущими кромками	0,93
с центробежным рабочим органом	0,90
Цепной экскаватор	1,00

Эксплуатационная производительность $Q_э$ — суммарный объем горных работ, выполненный экскаватором (комплексом) за определенный календарный отрезок времени (сутки, месяц, год).

В методическом плане в качестве исходной выделяют *суточную* производительность.

$$Q_{сут} = Q_з k_{г.к} k_{ис} k_{кл} k_{тр} t_{сут}, \qquad (8.1)$$

где $k_{г.к}$ — коэффициент готовности комплекса оборудования, состояние которого определяет возможность работы экскавационной машины.

Коэффициент готовности — вероятность того, что оборудование будет находиться в работоспособном состоянии в произвольный момент времени, кроме планируемых периодов, в течение которых применение оборудования по назначению не предусматривается. Для наиболее распространенной системы последовательной установки машин комплекса, когда неисправность одной из машин приводит к остановке всего комплекса:

$$k_{г.к} = \frac{1}{\sum_{i=1} \frac{1}{k_{г_i}} - (n_м - 1)},$$

где $k_п$ — коэффициент готовности i-й машины; $n_м$ — число машин в комплексе.

Отдельные типы машин характеризуются следующими значениями коэффициента готовности.

Роторные экскаваторы	0,90—0,95
Цепные экскаваторы	0,85—0,90
Отвалообразователи и перегружатели	0,95—0,97
Ленточные конвейеры (на один став):	
передвижные	0,97—0,98
стационарные	0,98—0,99

Примечание. Меньшие значения коэффициента относятся к более крупным типоразмерам машин. При использовании многоковшовых экскаваторов с железнодорожным транспортом такую систему условно рассматривают как последовательное соединение двух элементов (экскаватор—железнодорожный транспорт), принимая для железнодорожного транспорта $k_г = 0{,}86$ при расположении в забое одного и $k_г = 0{,}92$ при расположении в забое двух железнодорожных путей.

$k_{ис}$ — коэффициент использования времени суток, учитывающий плановые простои экскаватора в связи со сменой бригад, для технического обслуживания оборудования, а также затраты времени на отдых и личные надобности обслуживающего персонала.

В каждом конкретном случае нормативы плановых остановок в течение суток определяются местными условиями. Усредненно принимают $k_{ис} = 0{,}85 \div 0{,}87$.

$k_{кл}$ — коэффициент влияния климата, учитывающий характер и степень влияния климатических условий на работу экскаватора в различные периоды года.

Значения коэффициента влияния климата следует принимать по данным табл. 8.28.

Таблица 8.28.
Коэффициент влияния климата

Климатическая зона	Месяцы года											
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Южная	0,88 / 0,92	0,88 / 0,92	0,92 / 0,96	0,96 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	0,97 / 1,0	0,94 / 0,97	0,92 / 0,94
Средняя	0,85 / 0,90	0,85 / 0,90	0,89 / 0,92	0,92 / 0,96	0,97 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	0,94 / 1,0	0,91 / 0,96	0,89 / 0,92
Северная	0,80 / 0,85	0,80 / 0,85	0,85 / 0,90	0,90 / 0,95	0,95 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	0,95 / 1,0	0,90 / 0,95	0,85 / 0,90	0,80 / 0,85

Примечание. Над чертой — при использовании экскаваторов на вскрышных работах, под чертой — при использовании экскаваторов на добычных работах.

Расположение районов месторождений по климатическим зонам приведено ниже.

Климатическая зона	Южная	Средняя	Северная
Район расположения месторождения	Украина, Средняя Азия	Европейская часть России, Южный Урал	Сибирь, Дальний Восток, Северный Урал, Северо-Восток Казахстана

$k_{тр}$ — коэффициент обеспечения транспортом, характеризующий степень обеспеченности работы экскаватора наличием транспортных средств.

$$k_{тр} = \frac{t_п}{t_п + t_о},$$

где $t_п$ и $t_о$ — время соответственно погрузки и обмена транспортного средства.

При использовании в качестве транспортных средств железнодорожного или автомобильного транспорта время обмена зависит от общей организации экскавационных и транспортных работ на предприятии, количества транспортных единиц в работе.

При работе экскаватора в комплексе с конвейерным транспортом $k_{тр} = 1{,}0$.

За длительный календарный отрезок времени эксплуатационная производительность определяется из выражения

$$Q_э = Q_{сут} T_р k_{вр},$$

где $T_р$ — расчетное число рабочих суток за рассматриваемый календарный отрезок времени; $k_{вр}$ — коэффициент врезки.

Расчетное число рабочих суток

$$T_р = T_к - T_{п.т} - T_{п.о},$$

где $T_к$ — продолжительность рассматриваемого календарного отрезка времени, сут; $T_{п.т}$ и $T_{п.о}$ — плановые остановки соответственно технологические и организационные, сут.

Плановые технологические остановки

$$T_{п.т} = (T_{пер} + T_{хх}) m_{пер}, \quad (8.2)$$

где $T_{пер} = 3 \div 5$ сут — затраты времени на одну передвижку транспортных коммуникаций в забое и на отвале, вызывающие остановку всего комплекса; $T_{хх}$ — затраты времени на холостой перегон оборудования в процессе одного перехода от заходки к заходке, усредненно $T_{хх} = L_{хх}/(12v_{хх})$; $L_{хх}$ — суммарная длина холостых перегонов, м; $v_{хх}$ — расчетная скорость передвижения машины, м/ч; $m_{пер}$ — количество переходов от заходки к заходке в течение рассматриваемого календарного отрезка времени.

При совмещении операций передвижки транспортных коммуникаций с холостым перегоном оборудования в формулу (8.2) вводится продолжительность наиболее длительной из этих двух операций.

Время передвижки транспортных коммуникаций определяется факторами, свойственными конкретному объекту (шаг передвижки, длина передвигаемых коммуникаций, тип и количество применяемого для передвижки оборудования, сменность работ по передвижке и т.д.).

Плановые организационные остановки

$$T_{п.о} = T_{рем} + T_{кл} + T_{пр},$$

где $T_{рем}$ и $T_{кл}$ — простои экскаватора (комплекса) в течение рассматриваемого календарного отрезка времени соответственно в ремонтах всех видов и по климатическим условиям, сут; $T_{пр}$ — количество нерабочих (выходных и праздничных) дней в течение рассматриваемого календарного отрезка времени, сут.

Согласно Положению о планово-предупредительном ремонте оборудования открытых горных работ на предприятиях угольной промышленности ремонтный цикл предусматривает:

$$РЦ = Т — Т — С — Т — Т — К,$$

где $Т$, $С$ и $К$ — соответственно текущий, средний и капитальный ремонты.

Обычно продолжительность ремонтного цикла $T_{р.ц}$ составляет 6 лет.

Помимо указанных ППР предусматривается ежемесячное техническое обслуживание оборудования продолжительностью $T_м$, сут.

В целях стабилизации годовой производительности оборудования, особенно машин, ППР которых выполняются непосредственно в забое, рекомендуются рассосредоточенные годовые ремонты, примерно равной ежегодной продолжительностью, в течении которых выполняются совмещенно-рассосредоточенные объемы всех трех видов ППР. Продолжительность рассосредоточенного ремонта

$$T_{р.р} = \frac{4T_т + T_с + T_к}{T_{р.ц}},$$

где $T_т$, $T_с$, $T_к$ — продолжительность соответственно текущего, среднего и капитального ремонтов, сут.

Рекомендуемые в угольной промышленности продолжительности каждого вида ремонта, усредненные для основных (по производительности) типов роторных экскаваторов, приведены в табл. 8.29.

С учетом сказанного годовая продолжительность всех видов ремонтов при круглогодовой работе

$$T^г_{рем} = T_{р.р} + (12 — \frac{T_{р.р}}{30} — 1)\, T_м.$$

При сезонной работе все виды ремонтов, кроме ежемесячных ТО, целесообразно выполнять в период остановки оборудования. Тогда продолжительность ремонтов за рабочий сезон

$$T^с_{рем} = (n_с — 1)\, T_м,$$

где $n_с$ — продолжительность рабочего сезона, мес.

Сезонная работа оборудования применяется главным образом при использовании вскрышных комплексов для разработки и транспортирования относительно обводнен-

Таблица 8.29.
Рекомендуемая продолжительность ремонтов роторных экскаваторов на угольных разрезах

Градация экскаваторов по производительности	Теоретическая производительность, м³/ч	Вид ремонта, сут				Рассосредоточенный ремонт, сут
		капитальный	средний	текущий	ежемесячное ТО	
Малые	≤630	40	26	14	2	20
Средние	630—2500	70	45	30	3	40
Большие	2500—5000	90	55	40	4	50
Мощные	5000—10000	110	80	45	5	60

ных вскрышных пород, склонных к глубокому промерзанию и намерзанию на элементы рабочего оборудования экскаватора и конвейеров. Простои экскаватора (комплекса) по климатическим условиям зависят от территориального расположения предприятия и могут приниматься:

Климатическая зона	Южная	Средняя	Северная
Продолжительность простоев по климатическим условиям, сут			
круглогодичная работа	4	7	10
сезонная работа	2	4	5

Изложенная методика определения производительности многоковшовых экскаваторов основана на предположении о детерминированности значений всех факторов ее определяющих. Фактически они являются в основном случайными.

В качестве исходной величины, характеризующей вероятностный характер функционирования оборудования, рекомендуется принимать суточную производительность одного экскаватора (комплекса).

Обработка достаточно представительного объема статистического материала показала, что случайная величина суточной производительности подчинена нормальному закону распределения.

При заданной вероятности p или степени риска $\alpha = 1-p$ суммарное значение эксплуатационной производительности группы машин (комплексов) будет не ниже значения:

$$Q_{\text{э сумmin}} = \sum_{i=1}^{n_м} Q_{\text{сут ср}i} t_{\text{р}i} - k_\alpha k_V \sqrt{\sum_{i=1}^{n_м} Q_{\text{сут ср}i} t_{\text{р}i}},$$

где $Q_{\text{сут ср}i}$ — среднее (расчетное) значение суточной производительности i-й машины [см. формулу (8.1)], м³/сут; $t_{\text{р}i}$ — расчетное число суток работы i-й машины за рассматриваемый календарный отрезок времени [см. формулу (8.1)], сут; k_α — квантиль, соответствующий принятой степени риска; k_V — коэффициент вариации величины суточной производительности, рекомендуется принимать $k_V = 0{,}33$.

Значения квантиля k_α в зависимости от степени риска α приведены ниже.

Степень риска α, %	50	20	10	5	2	1
Квантиль k_α	0,00	0,84	1,28	1,64	2,00	2,33

Рекомендуется принимать следующие значения степени риска (%)

Добычное оборудование	2
Вскрышное оборудование	5

Таблица 8.30.
Возможное снижение эксплуатационной производительности (%) участка по сравнению с ее средним расчетным значением

Календарный отрезок времени	Число машин					
	1	2	4	6	8	10
1 сут	66,0	46,8	33,0	26,9	23,3	20,9
5 сут	29,5	20,9	14,8	12,0	10,4	9,3
1 мес (25 сут)	13,2	9,3	6,6	5,4	4,7	4,2
1 год (250 сут)	4,2	3,0	2,1	1,7	1,5	1,3

С учетом рекомендуемых исходных величин в качестве примера в табл. 8.30 приведены значения возможного снижения эксплуатационной производительности добычного участка для различного числа одинаковых машин и различных календарных отрезков времени.

Приведенные цифры иллюстрируют то положение, что усредненная оценка эксплуатационной производительности оборудования, допустимая при использовании на одном предприятии (участке) относительно большого числа машин, может привести к серьезным ошибкам при ее использовании применительно к предприятиям, оснащенным ограниченным числом машин, и календарным отрезкам времени, меньшим календарного года (время остановки части оборудования на ППР, времени отработки одной заходки и др.).

8.2.5. Соотношение параметров забоя и линейных параметров роторных экскаваторов

Основные понятия и условные обозначения приведены на рис. 8.11.

Высота уступа H_y — высота отрабатываемого уступа, замеренная от уровня стояния роторного экскаватора. Паспортное значение высоты уступа — H_0.

Глубина нижнего черпания $H_н$ — глубина отрабатываемого уступа, замеренная от уровня стояния роторного экскаватора.

Высота слоя h — часть высоты уступа, отрабатываемая за один проход роторного колеса при работе вертикальными стружками. При нормальных условиях эксплуатации

$$h = (1{,}0 \div 1{,}35)R_р.$$

Высота верхнего слоя обозначается $h_в$.

Угол откоса забоя α_1 — угол наклона к горизонту касательной, проведенной к окружностям, образованным роторным колесом при отработке верхнего и нижнего слоев, замеренный в плоскости продольной оси экскаватора по ходу его движения в забое.

Угол откоса уступа α_2 — угол наклона к горизонту касательной, проведенной к эллипсам (окружностям), образованным роторным колесом при отработке верхнего и нижнего слоев, замеренный в плоскости поперечной оси экскаватора перпендикулярно к ходу его движения в забое.

С достаточной для практических целей степенью точности в целях упрощения расчетных математических выкладок за угол откоса уступа принимают угол наклона прямой α_2, соединяющей точки образующей роторного колеса (эллипса или окружности) на уровне его центров при отработке верхнего и нижнего слоев.

Угол поворота экскаватора в сторону уступа δ — угол поворота верхней части экскаватора в сторону уступа, замеренный от продольной оси движения экскаватора: при отработке верхнего слоя — $\delta_в$, при отработке нижнего слоя — $\delta_н$.

Угол поворота экскаватора в сторону свободного пространства ε — угол поворота верхней части экскаватора, замеренный от продольной оси движения экскаватора в сторону свободного пространства при отработке нижнего слоя.

Ширина заходки $B_{зах}$ — размер по ширине уступа, отрабатываемого за один проход роторного экскаватора вдоль фронта работ.

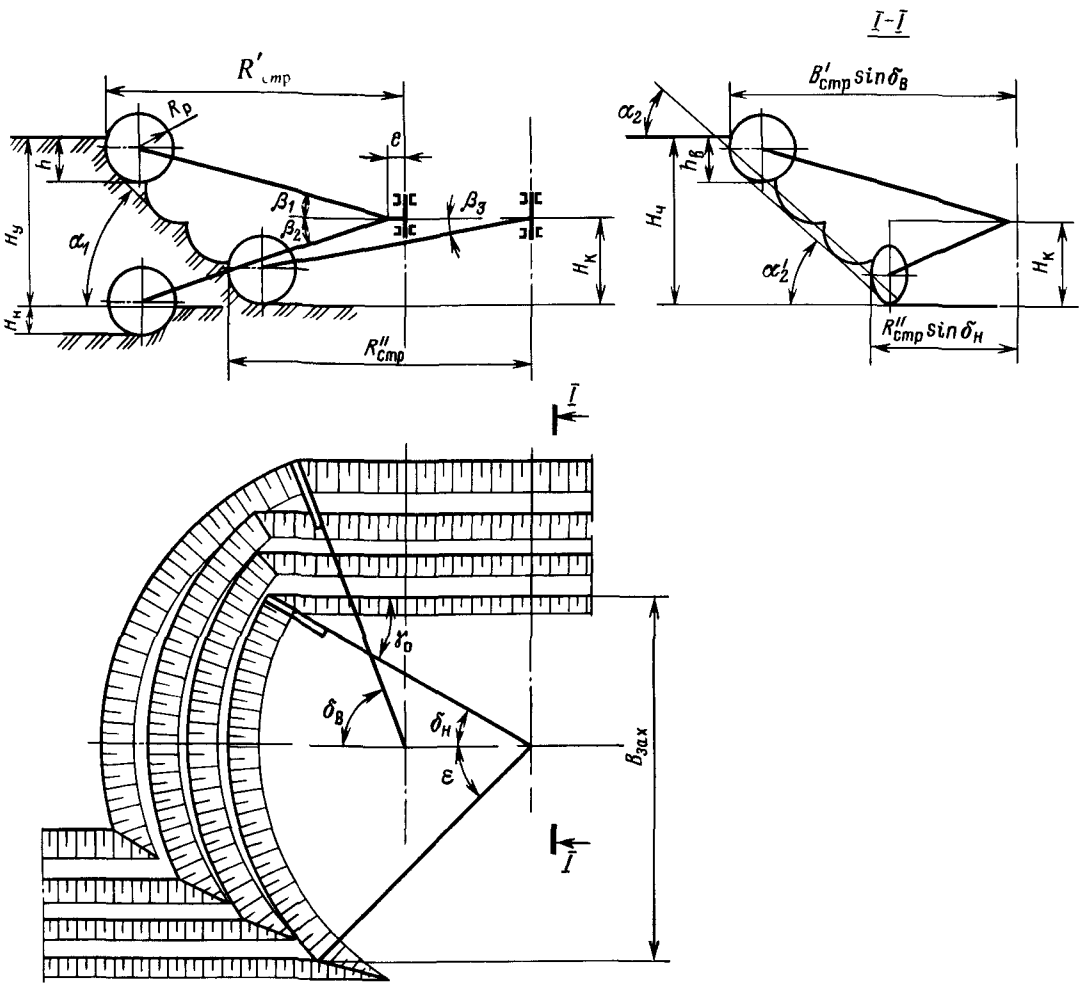


Рис. 8.11. Схема отработки забоя роторным экскаватором

Диаметр (радиус) роторного колеса $D_р$ ($R_р$), замеренный по кромкам ковшей.

Длина стрелы ротора $L_{стр}$, замеренная от оси ее качания до центра роторного колеса.

Высота оси качания стрелы ротора $H_к$, замеренная от уровня стояния экскаватора.

Эксцентриситет оси качания стрелы ротора e — расстояние по горизонтали от оси поворота машины до точки качания стрелы ротора.

Угол подхода роторного колеса к забою (угол размещения оборудования) $\gamma_о$ — конструктивный параметр экскаватора, определяемый углом в плане между линией, соединяющей ось поворота верхней части экскаватора с кромкой ковша роторного колеса, и линией, соединяющий эту точку кромки ковша с наиболее выступающей частью конструкции на оголовке стрелы ротора.

Угол наклона стрелы ротора β — угол наклона к горизонту оси стрелы ротора, соединяющей точку качания стрелы ротора и центр роторного колеса: при отработке верхнего слоя — β_1; при отработке нижнего слоя (нижнее черпание) — β_2; при отработке слоя на уровне стояния экскаватора — β_3.

Соотношения параметров забоя и линейных параметров экскаваторов:

угол откоса уступа

$$\operatorname{tg}\alpha_2 = \frac{H_у - h_в}{\sin\delta_в\sqrt{L_{стр}^2 - (H_у - H_к - h_в + R_р)^2} - L_{стр}\cos\beta_3\sin\delta_н + (R_р + e)(\sin\delta_в - \sin\delta_н)}.$$

Ограничения параметров:

$$\delta_н \geq \gamma_0;\ H_у \leq H_0.$$

При работе горизонтальными стружками $h_в = 1{,}35R_р$.

Наименьшее значение угла откоса уступа обеспечивается при $\delta_в = 90°$; $\delta_н = \gamma_0$; $h_в = 1{,}35R_р$.

Ширина заходки

$$B_{зах} = R_{стр}'' (\sin\delta_н + \sin\varepsilon)$$

или $B_{зах} = (R_р + e + L_{стр}\sin\beta_3)(\sin\delta_н + \sin\varepsilon)$.

Наибольшая возможная ширина заходки при заданных $H_у$ и α_2 и $\delta_в = 90°$

$$B_{зах.max} = L_{стр}(\cos\beta_1 + \cos\beta_3\sin\varepsilon) + (R_р + e)(1 + \sin\varepsilon) - \frac{H_у - h_в}{\operatorname{tg}\alpha_2}.$$

В зависимости от свойств разрабатываемых пород угол поворота экскаватора в сторону свободного пространства ε не должен превышать 30—45°.

8.2.6. Силовые параметры роторных экскаваторов

Взаимодействие рабочего органа роторных экскаваторов с горным массивом и развиваемые при этом усилия копания зависят от большого числа факторов, связанных со свойствами горного массива, формой и геометрическими размерами срезаемых стружек, конструктивными особенностями режущих элементов ковшей, динамическими характеристиками систем приводов рабочего органа и конструктивных элементов экскаватора и т.д.

Имеющиеся математические зависимости, определяющие текущие значения усилий копания, недостаточно обоснованы, и не могут быть рекомендованы к практическому применению.

Наибольшее распространение в отечественной и в последнее время зарубежной практике получила условная зависимость, предполагающая пропорциональность усилия копания площади сечения срезаемой стружки:

$$F_к = K_F F_{стр},$$

где K_F — удельная сила копания; $F_{стр} = tb$ — площадь стружки в сечении, перпендикулярном к траектории вращения роторного колеса.

Значение усилия копания в этой зависимости следует рассматривать не как текущее, а как суммарную величину этого усилия на всех ковшах, находящихся во взаимодействии с массивом, усредненную на отрезке времени продолжительностью не менее одного оборота ротора.

Суммарное окружное усилие (кН) копания

$$F_к = \frac{K_F Q_{пл}}{0{,}188 D_р n_р},$$

где K_F — удельная сила копания, МПа; $Q_{пл}$ — расчетная производительность экскаватора по плотной массе, м³/ч; $n_р$ — частота вращения ротора, мин⁻¹; $D_р$ — диаметр ротора, м.

Возможные предельные (пиковые) значения суммарного окружного усилия копания могут учитываться коэффициентом вариации (коэффициентом динамичности) этого усилия, зависящего от указанных конструктивных особенностей роторного экскаватора и свойств разрабатываемого горного массива. Для роторных экскаваторов, работающих в условиях крепких пород, коэффициент может достигать значений 1,5—2,0.

Мощность (кВт), необходимая на копание, при заданной производительности экскаватора в плотной массе

$$P_к = \frac{K_F Q_{пл}}{3{,}67}.$$

Структура данной формулы показывает, что удельную силу копания можно рассматривать как величину удельной энергоемкости процесса копания, отнесенную к единице объема экскавируемого материала.

Мощность, необходимая на подъем экскавируемого материала,

$$P_п = \frac{0{,}67 \cdot 10^{-2} Q_{пл} \gamma_{пл} D_р}{3{,}67},$$

где $\gamma_{пл}$ — плотность экскавируемого материала, т/м³.

Суммарная мощность привода ротора

$$P_р = \frac{P_к + P_п}{\eta_р},$$

где $\eta_р = 0{,}9$ — КПД привода ротора.

При известной установленной мощности привода ротора и заданной производительности роторного экскаватора расчетное значение удельной силы (МПа) копания

$$K_F = \frac{3{,}3 P_р}{Q_{пл}} - 0{,}67 \cdot 10^{-2} \gamma_{пл} D_р.$$

Разрабатываемые роторными экскаваторами породы принято делить на три категории:

Слабые	$K_F < 0{,}7$
Средней крепости	$K_F = 0{,}7 \div 1{,}4$
Повышенной крепости	$K_F = 1{,}4 \div 2{,}1$

Классификация пород по этому признаку приведена в табл. 8.31.

В соответствии с принятой классификацией в отечественной практике различают роторные экскаваторы с нормальной (тип ЭР), повышенной (тип ЭРП) и высокой (тип ЭРВ) удельными силами копания.

Возможность использования роторных экскаваторов при разработке тех или иных горных пород определяется помимо расчетной удельной силы копания динамической характеристикой роторного экскаватора. В результате для экскаваторов традиционного конструктивного исполнения с повышенной удельной силой копания по условиям динамической устойчивости могут быть реализованы значения K_F до 0,9—1,1 МПа, что соответствует средневзвешенной крепости пород по отрабатываемому слою $f_{ср} = 1{,}85 \div 2{,}20$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова (временное сопротивление одноосному сжатию $\sigma_{сж} = 18 \div 22$ МПа).

Расширение возможного предела использования роторных экскаваторов мо-

Таблица 8.31.
Сопротивление пород копанию при их разработке роторными экскаваторами

Группа пород	Порода	Месторождение	Удельная сила копания K_F, МПа
Слабые	Пески, супеси, суглинки, глины песчаные, каолинитовые, углистые, глинистые песчаники, алевролиты, аргиллиты и известняки слабые, мергели, глинистые сланцы. Бурые угли слабые и средней крепости	Четвертичные отложения всех месторождений СНГ. Коренные породы Кумертауского, Мугунского, Харанорского, Орловского, Кушмурунского и Днепровского месторождений. Марганцевые карьеры Украины	До 0,7
Средней крепости	Глинистые песчаники, алевролиты и аргиллиты средней крепости, мергели Бурые угли крепкие, угли бурые с промерзшим слоем	Ангренское, Борлинское, Харанорское, Лучегорское, Тигнинское месторождения. Канско-Ачинский бассейн, КМА Бурые угли всех месторождений СНГ	0,7—1,4
Повышенной крепости	Глинистые песчаники, алевролиты и аргиллиты крепкие Каменные угли	Экибастузский бассейн (до глубины 50 м), Майкюбенское, Борлинское, Шубаркольское месторождения Каменные угли всех месторождений	1,4—2,1

жет быть обеспечено соответствующей буровзрывной подготовкой горного массива или предварительной обработкой горной массы водными растворами поверхностно-активных веществ (ПАВ).

Для роторных экскаваторов с высокими удельными усилиями копания требуется принятие специальных конструктивных мер, обеспечивающих повышение их динамической устойчивости в процессе копания. Радикальное решение этого вопроса достигается гидрофикацией приводов ротора и поворота (или одного из этих приводов).

8.2.7. Опыт применения роторных экскаваторов

Область эффективного применения роторных экскаваторов ограничивается в настоящее время следующими факторами.

По физико-механическим свойствам разрабатываемых горных пород. *Нижняя граница* области рационального применения роторных экскаваторов определяется обводненностью горного массива, склонностью горных пород к налипанию и намерзанию, их тиксотропностью и другими аналогичными факторами. Существующие способы и средства борьбы с налипанием и намерзанием горной массы не в состоянии полностью нейтрализовать негативное влияние перечисленных факторов. Поэтому при разработке слабых вскрышных пород, особенно четвертичных (см. табл. 8.31), рекомендуется их сезонная работа с остановкой на зимний (осенне-весенний) период.

Верхняя граница области применения роторных экскаваторов ограничивается крепостью разрабатываемых горных пород. Предельные значения крепости пород, разрабатываемых экскаваторами традиционного конструктивного исполнения с повышенным усилием копания, находятся в интервале $f = 1{,}8 \div 2{,}2$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова ($\sigma_{сж} = 18 \div 22$ МПа), для экскаваторов с высокими удельными усилиями копания и при при-

нятии соответствующих конструктивных мер — до $f = 3$ ($\sigma_{сж} = 30$ МПа).

Применение буровзрывной подготовки горного массива обычно приводит к повышению кусковатости горной массы, что требует при экскавации угля или использовании конвейерного транспорта установки на экскаваторе специальных дробильных установок, обеспечивающих кусковатость материала в пределах 300—400 мм.

По климатическим условиям. В зависимости от условий эксплуатации используются роторные экскаваторы в нормальном исполнении с рабочим диапазоном температур окружающего воздуха от +35 ÷+ 40°С до −20 ÷ -25°С и в морозостойком исполнении, обеспечивающим работу экскаватора в диапазоне температур ±40°С. Этот тип экскаваторов сохраняет работоспособность при понижении температур до -50 ÷ - 55°С.

По производительности. Нижняя граница целесообразного применения роторных экскаваторов по производительности определяется его технологическим назначением и видом транспорта горных пород. У добычных роторных экскаваторов эта граница составляет 500—600 м^3/ч при использовании автомобильного и ж.-д. транспорта. При работе добычных и вскрышных роторных экскаваторов с конвейерным транспортом нижняя граница целесообразного применения таких комплексов оценивается 3500—4000 м^3/ч.

По назначению роторные экскаваторы разделяются на добычные и вскрышные.

Добычные роторные экскаваторы производительностью 500—5000 м^3/ч применяются главным образом на угольных месторождениях. Их применение обеспечивает регламентированную для энергетических углей крупность (до 300 мм), сокращает или устраняет буровзрывные работы, улучшает дозированную загрузку ж.-д. вагонов.

На основании опыта эксплуатации рекомендуются следующие сочетания добычных роторных экскаваторов с различными видами транспорта:

Роторные экскаваторы производительностью до 1500 м^3/ч ..... Ж.д. и автомобильный транспорт

То же производительностью 1500—3500 м^3/ч ..... Ж.-д. транспорт

То же производительностью 3500—5000 м^3/ч ..... Конвейерный транспорт

Вскрышные роторные экскаваторы находят широкое применение главным образом при экскавации мягких вскрышных пород в сочетании с конвейерным транспортом. На вскрышных работах роторные экскаваторы используются как при транспортной, так и при транспортно-отвальной системе разработки.

Применяемые в странах СНГ при транспортно-отвальной системе разработки комплексы оборудования производительностью 5000—7000 м^3/ч имеют в своем составе отвалообразователь с вылетом отвальной консоли 190 м.

Роторные экскаваторы и комплексы нашли применение при производстве вскрышных работ на карьерах Никополь-Марганецкого бассейна, Курской магнитной аномалии, угольных разрезах Днепровского буроугольного и Канско-Ачинского бассейнов и при производстве добычных работ на разрезах Экибастузского, Канско-Ачинского и Иркутского бассейнов.

В табл. 8.32 и 8.33 приведены наиболее характерные данные об использовании роторных экскаваторов (комплексов) при производстве вскрышных и добычных работ.

Приведенные в табл. 8.32 показатели работы вскрышных роторных комплексов на марганцевых карьерах Орджоникидзовского ГОКа наиболее представительны для месторождений южной климатической зоны. Опыт использования комплексов с роторными экскаваторами на вскрышных работах в условиях Сибири и Дальнего Востока (северная климатическая зона) показал, что при существующем конструктивном исполнении рабочих и транспортирующих органов машин (роторное колесо, ковши, конвейерные ленты, места перегрузок, очистные уст-

Таблица 8.32.

Производительность вскрышных роторных экскаваторов (комплексов) на марганцевых карьерах Орджоникидзевского горно-обогатительного комбината за 1991 г.

Карьер	Система разработки	Роторный экскаватор*	Расчетная техническая производительность экскаватора по плотной массе, м³/ч	Фактическая годовая производительность комплекса, тыс. м³	Среднегодовой коэффициент использования оборудования по производительности $k_{и.п}$
Шевченковский	Транспортно-отвальная	ЭРГ-1600	3350	8350	0,31
	Транспортная с конвейерами	ЭРГ-1600	3350	6964	0,27
Запорожский	Транспортно-отвальная	SchRs-1500	3750	8895	0,26
	Транспортная с конвейерами	ЭРГ-1600	3350	7041	0,26
Северный	Транспортно-отвальная	SRs-2400	4900	10888	0,26
	Транспортная с конвейерами	SPs-2400	4900	8414	0,22
Чкаловский № 1	Транспортно-отвальная	ЭРШР-1600	3750	10045	0,33
	Транспортная с конвейерами	ЭРШР-1600	3750	8510	0,27
Чкаловский № 2	Транспортно-отвальная	ЭРШР-1600	3750	9021	0,30
	Транспортная с конвейерами	SRs-2400	4900	10919	0,28

Примечания. 1 Марки роторных экскаваторов соответствуют их обозначению на момент поставки. Эти экскаваторы являются прототипами машин, выпускаемых в настоящее время (см. табл. 8.23, 8.25) ЭРГ-1600 и ЭРШР-1600 — ЭРШР-5000, SRs-2400. 2. $k_{и.п}$ — отношение фактической выработки оборудования к технической (паспортной) производительности за данный календарный отрезок времени.

Таблица 8.33.

Производительность добычных роторных экскаваторов на угольных разрезах

Экскаватор	Вид транспорта	Расчетная техническая производительность по плотной массе, м³/ч	Среднегодовая производительность списочного экскаватора и коэффициент использования оборудования по производительности			
			ПО Экибастузуголь		ПО Красноярскуголь	
			$Q_{ф.к}$, тыс. м³	$k_{и.п}$	$Q_{ф.к}$, тыс. м³	$k_{и.п}$
ЭР-1250	Железнодорожный	900	1300	0,16	1400	0,18
ЭРП-2500	"	1750	2000	0,13	4000	0,26
ЭРШРД-5000	"	3500	3850	0,12	4800	0,16
SRs(K)-2000	"	3200	2800	0,10	—	—
SRs(K)-2000	Конвейерный	3200	3650	0,13	—	—

ройства и др.) и разработке четвертичных отложений, представленных глинистыми обводненными породами, не удается достигнуть достаточно высоких показателей использования роторных экскаваторов и комплексов.

Так, на угольном разрезе "Широкий" (Дальний Восток) при применении вскрышного комплекса в составе роторного экскаватора ЭР-1250 (расчетная техническая производительность 1150 м^3/ч в плотной массе), ленточных конвейеров и отвалообразователя для разработки передового уступа, содержащего глинистые породы, среднегодовая за 5 лет производительность комплекса составила 1200 тыс. м^3 при максимально достигнутом значении 1528 тыс. м^3, что соответствует годовым значениям соответственно $k_{и\,п} = 0{,}12$ и $k_{и\,п} = 0{,}15$. Сезонность работы комплекса составила 6 мес. Устойчивая работа комплекса обеспечивается в течение мая—сентября при среднемесячном значении $k_{и\,п} = 0{,}25$. Аналогичная картина наблюдается при использовании вскрышного комплекса с экскаватором ЭРП-5250Вс теоретической производительностью 5250 м^3/ч на разрезе Березовский Канско-Ачинского бассейна, разрабатывающего четвертичные отложения, представленные главным образом обводненными суглинками и глинами.

Использование вскрышных роторных экскаваторов в условиях северной зоны существенно улучшается при разработке малообводненных пород, не склонных к сильному налипанию и намерзанию. Так, на разрезе Назаровский Канско-Ачинского бассейна при использовании роторного экскаватора SRs(K)-4000 теоретической производительностью 6700 м^3/ч для разработки аргиллитов, алевролитов и слабых песчаников достаточно эффективная работа обеспечивается в течение 9 мес в году. Среднемесячная производительность этого экскаватора, работающего по транспортно-отвальной системе с длинностреловым отвалообразователем, составила в 1991—1993 гг. около 900 тыс. м^3, максимально достигнутая — 1200 тыс. м^3, что соответствует месячному значению соответственно $k_{и\,п} = 0{,}25$ и $k_{и\,п} = 0{,}33$.

По имеющимся данным годовые значения коэффициентов использования оборудования по технической производительности для вскрышных роторных экскаваторов, работающих в Германии (транспортные системы с ленточными конвейерами), составляют 0,35—0,45.

Добычные роторные экскаваторы в основном используются в северной климатической зоне (Северный Казахстан, Сибирь, Дальний Восток). Работающие там экскаваторы приспособлены к суровым климатическим условиям северной зоны и практически их производительность не снижается в зимний период времени. Низкие значения коэффициентов их использования по производительности (см. табл. 8.33), особенно машин с повышенной единичной мощностью, связаны главным образом с объективно необходимыми перерывами в их работе при применении железнодорожного транспорта. При использовании таких экскаваторов с конвейерным транспортом (разрез Восточный Экибастузского бассейна, разрез Березовский Канско-Ачинского бассейна) их производительность и степень использования увеличиваются в пределах возможностей отгрузки и сбыта угля (см. табл. 8.32).

8.2.8. Экскавационное оборудование непрерывного действия фрезерного типа

Развитие экскавационной техники для открытых горных работ характеризуется появлением новых выемочно-погрузочных машин нетрадиционного конструктивного исполнения и технологического использования. Этот новый тип машин получил на Западе название "Серфис Майнер" (СМ). В странах СНГ их называют машинами фрезерного типа.

Процесс экскавации этих машин осуществляется за счет вращения широкозахватного рабочего органа роторного или шнекового типа и непрерывного горизон-

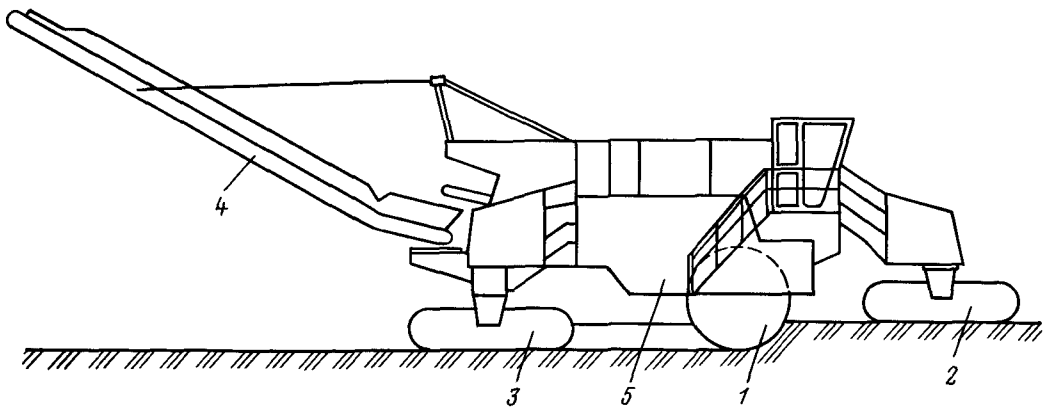


Рис. 8.12. Принципиальная конструктивная схема экскавационной машины типа СМ фирмы "Виртген":

1 — рабочий орган; *2* и *3* — соответственно передняя и задняя ходовая тележка; *4* — поворотная разгрузочная консоль; *5* — рама машины

тального перемещения всей машины. Транспортирование в пределах машины и погрузка в средства транспорта экскавируемой горной массы осуществляются ленточными конвейерами и совмещаются во времени с процессом экскавации. По характеру работы машины этого типа относятся к машинам непрерывного действия.

Рабочий орган машин закреплен непосредственно на раме машины. Отсутствие традиционных для роторных экскаваторов поворота верхнего строения и стрелы ротора позволяет существенно снизить влияние усилий копания на конструктивные элементы машины, уменьшить ее габариты и массу, расширить диапазон разрабатываемых горных пород по крепости.

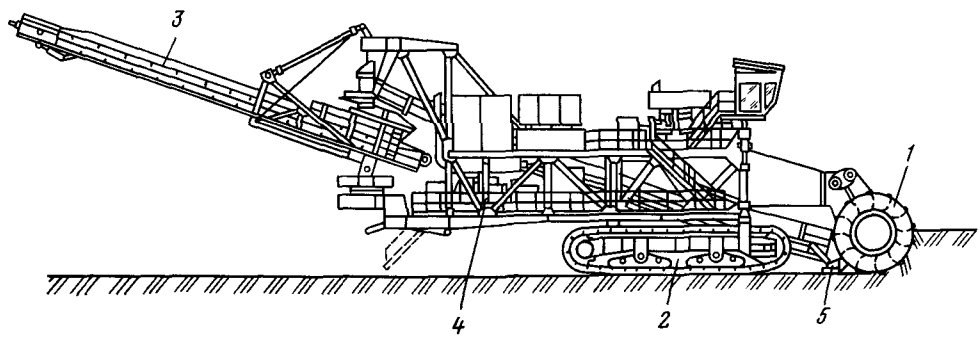


Рис. 8.13. Принципиальная конструктивная схема экскавационной машины типа СМ фирмы "Крупп Фордертехник" (KCM):

1 — рабочий орган; *2* — ходовая тележка; *3* — поворотная разгрузочная консоль; *4* — рама машины; *5* — опорный башмак

Таблица 8.34.
Техническая характеристика машин типа "Серфис Майнер"

Показатели	Машины фирмы "Виртген"			
	2600SM	3000SM	3500SM	4200SM
Теоретическая производительность по разрыхленной горной массе, $м^3/ч$	560	1000	1500	2100
Расчетная техническая производительность по плотной массе, $м^3/ч$	390	720	1050	1500
Ширина захвата (полосы), м	2,6	3,0	3,5	4,2
Диаметр рабочего органа, м	0,95	1,27	1,40	2,1
Наибольшая высота отрабатываемого слоя, м	0,25	0,40	0,47	0,60
Мощность привода рабочего органа, кВт	280	280	450	550
Удельная энерговооруженность (при расчетной производительности), кВт ч/$м^3$	0,72	0,39	0,43	0,37
Скорость хода при расчетиой производительности, м/мин	10,0	10,0	10,0	10,0
Масса машины, т	65	60	129	155

Как правило, такая техника обеспечивает возможность отработки горного массива средней крепости (до $f = 7 \div 8$) без предварительной буровзрывной подготовки. Конструктивно-технологические особенности фрезерных машин предопределяют послойную отработку уступов по высоте и полосовую отработку в каждом слое.

Созданием нового типа оборудования в настоящее время занимаются главным образом две немецкие фирмы: "Крупп Фордертехник и "Виртген".

Конструктивное исполнение машин фирмы "Виртген" (рис. 8.12) характеризуется центральным расположением рабочего органа под рамой машины. Ходовое оборудование машины включает в себя две гусеничные тележки, расположенные спереди и сзади рабочего органа. Такая конструкция предопределяет возможность изменения направления движения машины по определенному радиусу (невозможность разворота машины на месте). Машины приспособлены в основном к отработке сложноструктурных залежей горизонтального и слабонаклонного залегания при относительно небольших значениях мощностей отдельных пластов и породных пропластков. Их целесообразно использовать в сочетании с автотранспортом при относительно невысоких объемах горных работ.

Конструктивное исполнение машин "Крупп Фордертехник" (тип КСМ — Крупп Серфис Майнер, рис. 8.13), отличающееся консольным расположением рабочего органа и двухгусеничным ходовым оборудованием, более универсально, хорошо приспосабливается к различным горнотехническим условиям, и наиболее эффективно может применяться для производства вскрышных работ при относительно больших объемах горных работ, обладая также возможностью селективной разработки слоистоструктурных залежей.

Послойно-полосовой способ отработки уступов при применении машин фрезерного типа может осуществляться либо перемещением непосредственно за маши-

Продолжение табл. 8.34

Показатели	Машины фирмы "Крупп Фордертехник"		Машина совместного Германо-Российского производства
	КСМ-2000	КСМ-4000	КСМ-2000К
Теоретическая производительность по разрыхленной горной массе, $м^3/ч$	2000	4000	2000
Расчетная техническая производительность по плотной массе, $м^3/ч$	1400	2800	1400
Ширина захвата (полосы), м	5,6	7,1	6,0
Диаметр рабочего органа, м	3,55	3,85	4,5
Наибольшая высота отрабатываемого слоя, м	2,50	2,75	3,00
Мощность привода рабочего органа, кВт	370	740	1100
Удельная энерговооруженность (при расчетной производительности), $кВт \cdot ч/м^3$	0,26	0,26	0,79
Скорость хода при расчетной производительности, м/мин	1,7	2,4	1,3
Масса машины, т	190	380	400

ной автосамосвалов, либо введением в состав горнотранспортного оборудования дополнительного звена (перегружателя), осуществляющего связь между непрерывно перемещающейся экскавационной машиной и, например, линией ленточных конвейеров.

Основные технические данные выпускаемых и перспективных машин типа СМ приведены в табл. 8.34.

Параметры машины КСМ-2000К разработаны фирмой "Крупп Фордертехник" и Институтом горного дела им. А.А. Скочинского применительно к условиям отработки угольных месторождений Кузбасса, Восточной Сибири и других аналогичных регионов.

Для определения эксплуатационной производительности машины фрезерного типа может быть использована методика определения производительности многоковшовых экскаваторов (разд. 8.2.4.). При этом для определения коэффициента забоя $k_з$ за расчетный цикл работы машины следует принимать отработку одной полосы по всему фронту работ, переход от одной полосы к другой (выезд машины на площадку разворота, разворот машины, врезка в новую полосу или время холостого перехода).

Рассчитанная по этой методике годовая производительность машины КСМ-2000К при номинальных параметрах забоя и расчетной технической производительности 1400 $м^3/ч$ составляет 4,4 млн $м^3$ при автомобильном и 5,0 млн $м^3$ при конвейерном транспорте.

8.3. Колесные погрузчики

8.3.1. Конструктивные и технологические особенности

Одноковшовый погрузчик представляет собой самоходную мобильную и маневренную погрузочно-транспортную машину, оборудованную навесным рабочим органом — ковшом, шарнирно-закрепленным на конце стрелы и разгружающимся

вперед (отсюда название "фронтальный" погрузчик).

Колесные фронтальные одноковшовые карьерные погрузчики изготовляются в Беларуси (МПА "Амкодор"), США (фирмы "Катерпиллер", "Кларк Эквипмент", "Интернейшнл Харвестер", "Ле-Турно", "Паккар-Дарт" и др.), Японии (фирма "Комацу", "Кавасаки"), Италии (фирма "Фиат-Аллис") и других странах (табл. 8.35, 8.36).

Кинематические и конструктивные схемы рабочих органов погрузчиков принципиально отличаются от схем рабочих органов экскаваторов типа "прямая лопата". Благодаря достаточно высокому напорному усилию при горизонтальном внедрении ковша, развиваемому за счет сцепного веса погрузчика; оснащению погрузчика поворотным ковшом совковой формы; достижению наиболее рациональной траектории рабочего органа и эффективного процесса черпания разрыхленных горных пород, а также установке погрузчика на колесный ход обеспечивается возможность создания мощных колесных погрузчиков, масса которых в 5—8 раз меньше. В связи сэтим современные карьерные погрузчики успешно конкурируют с карьерными экскаваторами с ковшом вместимостью до 12 м^3. Это также обусловлено следующими преимуществами колесных погрузчиков:

высокой скоростью передвижения, что дает возможность одному погрузчику обслуживать несколько забоев (горизонтов) одного или нескольких близко расположенных карьеров;

небольшими габаритами и большой маневренностью, позволяющими использовать погрузчики в стесненных условиях;

незначительной зависимостью производительности погрузчика от высоты забоя, что создает благоприятные условия для применения их при разработке невысоких развалов взорванных горных пород и уступов;

универсальностью применения в связи с возможностью качественной зачистки подошвы забоя, подъездных автодорог, уборки негабаритов, а также с использованием комплектов сменного рабочего оборудования — бульдозерных отвалов, челюстных захватов, двухчелюстных ковшей и др.

Наиболее широкое распространение на карьерах в последние 15—20 лет получили большегрузные колесные карьерные погрузчики. Из сотен зарубежных погрузчиков, применяемых на карьерах стран СНГ, свыше 80 % — погрузчики с ковшом вместимостью 7,65—9,2 м^3 и менее 20 % — 4,6 м^3.

В отечественной и зарубежной практике открытых горных работ преобладающее распространение получили наиболее простые по конструкции и надежные в работе неповоротные большегрузные колесные фронтальные карьерные погрузчики с передней разгрузкой ковша.

Специальные базовые машины погрузчиков компонуются, как правило, по четырехколесной схеме со всеми ведущими колесами. Преимущественно изготавливаются погрузчики с двухсекционной шарнирно-сочлененной рамой.

Использование в зарубежной практике бескамерных шин низкого давления (245—451 кПа) обеспечивает снижение массы погрузчиков, повышение надежности и долговечности ходовой части, особенно при работе с переувлажненными грунтами и с большим содержанием абразивной мелкой крошки, повышение рабочих и транспортных скоростей движения погрузчиков.

Несмотря на рост грузоподъемности и мощности вновь создаваемых и модернизированных большегрузных погрузчиков (см. табл. 8.36), они практически не утрачивают своих маневровых и мобильных качеств.

Современные карьерные погрузчики предназначены для нормальной работы в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью до 91—170 т. Помимо моделей со стандартной стрелой крупнейшие фирмы выпускают погрузчики с удлиненной стрелой, обеспечивающей возможность нормальной работы с автосамосвалами грузоподъемностью до 154—350 т. При

Таблица 8.35.
Техническая характеристика колесных фронтальных погрузчиков, выпускаемых в Беларуси и Японии

Показатели	МПА "АМКОДОР" Беларусь		"КОМАЦУ" Япония			
	ТО-27-2	ТО-21-1	WA-500-1	WA-600-1	WA-700-1*	WA-800-2*
Номинальная грузоподъемность, т	7,3	15	—	—	—	17,1
Вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	4,3	9,3	4,0	5,4	8,5	10,5
Вместимость ковша геометрическая, $м^3$	3,65	7,65	—	—	—	6,7—8
Диапазон сменных ковшей, $м^3$	—	—	4,0—4,4	5,7—11,0	8,5—9,2	6,7—10,5
Ширина режущей кромки ковша, мм	3150	4170	—	—	—	5040
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	3900	4200	3275	3775	4380	5715
Вынос ковша по лезвию режущей кромки при полном подъеме и разгрузке под углом 45°, мм	1200	1850	1320	1640	1910	2110
Мощность двигателя, кВт:						
максимальная	246	588,3	—	—	—	—
на маховике	—	404,5	217,0	309,0	478,0	588,0
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие), кН	240	402,5	264,8	445,8	516,9	676,8
Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах, км/ч:						
при движении вперед	5,8—34,8	5,3; 11; 21,2	34,2	32,9	30,0	7,0; 12,3; 27,8
при движении назад	—	7,0; 13,4; 23,5	—	—	—	7,1; 12,3; 20,5
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:						
длина	—	12380	—	—	—	13885
высота (по кабине)	—	5010	3895	4255	4790	5005
ширина	—	4170	—	—	—	5040
Наименьший радиус поворота, м	7,5	9,8	7,18	8,21	9,59	10,99
Объем топливного бака, л	—	875	—	—	—	1440
Тип трансмиссии	Гидромеханическая					
Масса погрузчика, т	27,0	74,0	27,54	40,77	65,93	89,60

* Применяются на карьерах стран СНГ.

Таблица 8.36.
Техническая характеристика колесных фронтальных погрузчиков, выпускаемых в США

Показатели	"Катерпиллер"			"Дарт"
	988*	988B	992C	D600B*
Номинальная грузоподъемность, т	8,2	9,6	13,6** 17,0	20,4**) 16,3
Вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	4,6	5,4—6,3 5,0	9,9—10,4 9,17	11,5 9,2
Вместимость ковша геометрическая, $м^3$	—	4,5—5,2 4,15—4,2	8,3—8,7 7,5	—
Диапазон сменных ковшей, $м^3$	—	5,0—6,3	9,2—10,4	—
Ширина режущей кромки ковша, мм	3270	3645	4750—4786 4750	4724
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	3250	4180	4170—4484 5111	4520 4724
Вынос ковша по лезвию режущей кромки, мм				
при полном подъеме и разгрузке ковша под углом 45°	—	1687—2150 1760—2181	2073—2312 2085	—
при подъеме на 2130 мм и разгрузке под углом 45°	—	2471—2774 2844—3124	3168—3359 3779	—
Мощность двигателя, кВт				
максимальная	—	306,0	548	—
на маховике	239,0	280	515	588,3
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие) ковша, кН	175,4	333—462 371—461	645,3	529,2
Наибольшая скорость машины соответственно на I—IV передачах, км/ч				
при движении вперед	6,4, 14,5, 35,6	6,4, 11,5, 20,4, 36,2	6,9, 12,1, 20,9	5,8, 11,3, 19,3, 35,4
при движении назад	6,4, 14,5, 35,6	7,4, 13,2, 23,3, 41,4	7,5, 13,3, 22,7	5,8, 11,3, 19,3, 35,4
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм				
длина	8534	10021—10729 10478—11126	13570	12850
высота (по кабине)	3700	7323—7391	5483	5590
ширина	3213	3553	4495	4470
Наименьший радиус поворота, м	7,85	7,87	9,74 10,8	9,45
Объем топливного бака, л	—	620	1136	—
Тип трансмиссии	Гидромеханическая			
Масса погрузчика эксплуатационная, т	30,8	42,4—43,4 42,9—43,5	88,4 91,4	81,8

* Применяются на карьерах стран СНГ
** Над чертой данные по машине со стаидартным рабочим оборудованием, под чертой — с удлиненным оборудованием

Продолжение табл. 8.36

Показатели	"Дарт"	"Интернейшнл Харвестер"		
	DE620	H-560	H-400C*	H-580*
Номинальная грузоподъемность, т	20,4**) / 16,3	9,25	15,0	24,9
Вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	11,5 / 9,2	8,4	8,4	16,8
Вместимость ковша геометрическая, $м^3$	—	—	—	—
Диапазон сменных ковшей, $м^3$	—	5,2—7,1	—	До 16,8
Ширина режущей кромки ковша, мм	4724	3556	4267	5486
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	4520 / 4724	3700	4200	5359
Вынос ковша по лезвию режущей кромки, мм:				
при полном подъеме и разгрузке ковша под углом 45°	2200	1500	1800	2000
при подъеме на 2130 мм и разгрузке под углом 45°	—	—	—	—
Мощность двигателя, кВт:				
максимальная	522 / 641	309,0	467,0	882,5
на маховике	588,3	283,0	432,0	802,0
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие) ковша, кН	529,3	253,7	365,3	856,2
Наибольшая скорость машины соответственно на I—IV передачах, км/ч:				
при движении вперед	24,1	35,7	34,4	28,6
при движении назад	27,5	38,3	36,2	28,7
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:				
длина	13560	8941	10998	14580
высота (по кабине)	5590	4030	4572	5359
ширина	4470	3378	4064	5486
Наименьший радиус поворота, м	10,1	8,65	9,1	12,4
Объем топливного бака, л	—	—	—	—
Тип трансмиссии	Дизель-электрическая	Гидромеханическая		
Масса погрузчика эксплуатационная, т	89,4	36,0	56,7	131,1

Продолжение табл. 8.36

Показатели	"Ле Турно"			"Мичиган"	
	L-600	L-800	L-1200	275B	475B* 475C
Номинальная грузоподъемность, т	13,6	20,4 17,2	24,9	9,25	16,3** 13,6
Вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	—	11,47	—	5,35	9,18
Вместимость ковша геометрическая, $м^3$	7,65	—	—	—	—
Диапазон сменных ковшей, $м^3$	6,1—15,3	7,6—22,9	До 16,8	5,0—6,1	7,6—16,8
Ширина режущей кромки ковша, мм	4013	4877	—	3518	4121
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	4100	5100 5486	5700—5900	3900	4200
Вынос ковша по лезвию режущей кромки, мм:					
при полном подъеме и разгрузке ковша под углом 45°	1400	2100	2500—2800	1400	1900
при подъеме на 2130 мм и разгрузке под углом 45°	—	—	—	—	—
Мощность двигателя, кВт:					
максимальная	441,0	648,0	895,0	268,0	516,3
на маховике	391,5	588,3	845,7	251,5	471,0
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие) ковша, кН	429,9	479,5—531,9	729,4	214,5	439,9 —
Наибольшая скорость машины соответственно на I—IV передачах, км/ч:					
при движении вперед	24,1	24,1	19,35	34,8	3,7; 6,5; 11; 29,5
при движении назад	24,1	24,1	19,35	34,8	3,7; 6,4; 11; 30,1
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:					
длина	11989	13614	—	8865	11938
высота (по кабине)	4470	4877	—	4013	4902
ширина	3607	4521	—	3429	4140
Наименьший радиус поворота, м	8,64	9,91	12,1	8,3	10,3
Объем топливного бака, л	—	—	—	—	—
Тип трансмиссии	Дизель-электрическая			Гидромеханическая	
Масса погрузчика эксплуатационная, т	59,1	91,2	148,3	36,0	70,2

Продожение табл. 8.36

Показатели	"Мичиган"	"Дрессер"			
	675В	555 РАУ	560 ВРАУ	570 РАУ	580 РАУ
Номинальная грузоподъемность, т	32,7	—	—	—	—
Вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	18,35	—	—	—	—
Вместимость ковша геометрическая, $м^3$	—	4,6	5,7	9,18	16,8 15,3
Диапазон сменных ковшей, $м^3$	18,3—27,5	4,21—8,41* 3,1—3,8	5,70—11,5* 4,42—5,35	7,48—18,35 6,94—18,84	13,8—30,6 12,2—27,5
Ширина режущей кромки ковша, мм	5664	3480—4060 3480	3600—4500 3600	4270—5080 4270—5080	6100—6200 6100—6200
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	5400	2920—3300 3510—3650	3200—3630 4030—4140	3660—4190 4240—5130	5150—5660 5920—6220
Вынос ковша по лезвию режущей кромки, мм.					
при полном подъеме и разгрузке ковша под углом 45°	2200	1420—1800 1420—1570	1400—1720 1490—1570	2020—2310 1970—2360	1680—2340 1980—2310
при подъеме на 2130 мм и разгрузке под углом 45°	—	1630—2080 2300—2410	2190—2730 2600—2680	2860—3020 3120—3810	3250—3760 3830—4140
Мощность двигателя, кВт:					
максимальная	1030,0	—	—	—	—
на маховике	982,0	234,9	309,0	440,0	820
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие) ковша, кН	674,5	266,9 280,6	243,4—325,7 310,7—341,2	320,8—448,4 326,0—465,3	655,2—800,2 709,1—1013,7
Наибольшая скорость машины соответственно на I—IV передачах, км/ч					
при движении вперед	5,9; 10; 16,4; 29	6,1; 10,9; 19,6; 35,1	7,1; 12,2; 32,5	14,6; 36,4	8,17; 15,0; 28,65
при движении назад	5,9; 10; 16,4; 29,2	6,1; 10,9; 19,6; 35,1	7,1; 12,2; 32,5	14,6; 36,4	8,17; 15,0; 28,65
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:					
длина	15418	8790—9300 9100—9200	9160—9650 9810—9910	11200—11530 11530—12550	14300—15100 15000—15400
высота (по кабине)	6502	3600	4110	4800	5710
ширина	5461	3180	3370	4060	5330
Наименьший радиус поворота, м	13,2	7,24—7,75 7,3	8,6—9,19 8,66	9,13—9,75 9,37—11,13	12,6—12,9 12,6—13,1
Объем топливного бака, л	—	435	628	1022	1987
Тип трансмиссии	Гидромеханическая				
Масса погрузчика эксплуатационная, т	—	28,7	39,2	63,55—67,3	126,2—127,9

этом для погрузки пород с одинаковой плотностью при увеличении высоты разгрузки ковша в автосамосвал на 18,4—27,4 % номинальная грузоподъемность погрузчика снижается соответственно на 20—30 %.

Все большегрузные погрузчики в последние 20 лет выпускаются с гидравлическим приводом управления погрузочным оборудованием и оборудуются гидромеханической либо дизель-электрической трансмиссией.

Особое внимание уделяется системам, облегчающим запуск холодного дизельного двигателя при низких температурах. Последние модели большегрузных погрузчиков снабжаются стандартной автоматической системой смазки. Для облегчения технического обслуживания машины все точки контроля за работой механизмов располагают в местах расположения двигателей или в кабине машиниста.

8.3.2. Производительность карьерных погрузчиков

Основным критерием оценки эффективности погрузчиков является их производительность, определяемая геометрической вместимостью ковша ($V_п$), коэффициентом его наполнения ($k_н$), продолжительностью рабочего цикла ($t_ц$), коэффициентом разрыхления горной породы в ковше ($k_р$) погрузчика, плотностью разрабатываемых пород (γ), видами выполняемых работ и транспорта.

Техническая производительность погрузчика (т/ч) — максимально возможная производительность при непрерывной работе в породах с конкретными физико-механическими свойствами.

$$Q_{тех} = 3600 V_п k_и \gamma / (t_ц k_р),$$

где $V_п$ выражается в м^3; γ — т/м^3;
$t_ц = 87{,}8 - 10{,}65 q_п + 0{,}52 q_п^2$; $q_п$ — грузоподъемность погрузчика, т.

Практический интерес представляет эксплуатационная производительность погрузчика (м^3/смену) — реально достигаемая выработка в единицу времени в конкретных производственных условиях с учетом технологических (передвижение погрузчика с одного горизонта на другой, использование его на зачистке рабочих площадок и подъездных дорог и т.п.) и организационных (перерывы на отдых оператора, техническое обслуживание погрузчика, ожидание транспорта и др.) простоев. В отличие от других экскавационных машин погрузчики работают как в качестве основного погрузочного оборудования (в режиме погрузки), так и в качестве погрузочно-транспортного оборудования (в транспортном режиме) в технологической цепи горного производства. При этом, если в первом случае преобладающее влияние на производительность оказывает кусковатость разрыхленной горной породы, то во втором — продолжительность движения.

Производительность погрузчиков при работе в качестве погрузочного оборудования (рис. 8.14).

Эксплуатационная производительность (т/смену) погрузчика в зависимости от грузоподъемности автосамосвала $q_а$ (т):

$$Q_{э.п} = 3600 T_{см} k_{ис} q_а / (n_к t_ц + t_м)$$

или $Q_{э\,п} = 3600 T_{см} k_{ис} V_п k_н q_а / (t_ц q_а k_р + V_п k_н \gamma t_м)$,

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $k_{ис}$ — коэффициент использования погрузчика в течение смены; $k_н = 0{,}8 \div 1{,}2$ — коэффициент наполнения ковша; $t_м = 60 \div 120$ с — время установки автосамосвала под погрузку, с.

При нормальном обеспечении погрузчиков транспортными средствами или при их работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования коэффициент использования погрузчика в течение смены $k_{ис}$, как показывают опыт и результаты исследований, зависит от затрат времени на техническое обслуживание и текущий ремонт погрузчиков, а также от степени использования их на вспомогательных работах (на подчистке забоев, рабочих пло-

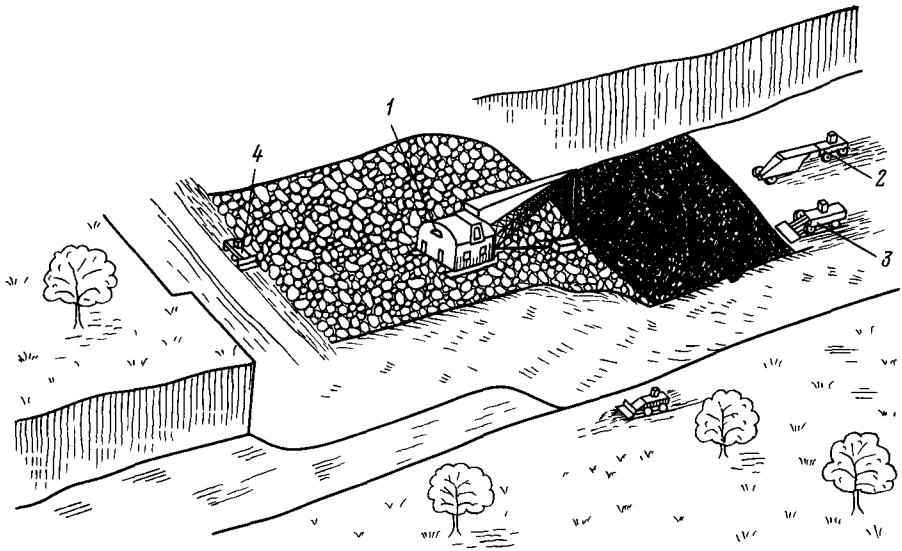


Рис. 8.14. Технологическая схема открытой разработки угольных месторождений с применением драглайна и погрузчика в качестве погрузочного оборудования:
1 — драглайн; 2 — углевоз; 3 — погрузчик; 4 — колесный бульдозер

щадок уступов, подъездных путей и т.п.) и находится в пределах 0,75—0,9. Поскольку погрузчики с ковшом вместимостью более 10 м^3 нецелесообразно использовать на вспомогательных работах, рекомендуется $k_{ис}$ для таких машин, а также для всех погрузчиков, работающих в транспортном режиме, принимать равной 0,9; для погрузчиков с ковшом вместимостью 4,6—9,2 м^3 $k_{ис}$ = 0,75÷0,85.

При инженерных расчетах может быть использована регрессионная зависимость, учитывающая влияние среднего размера куска, ширины ковша, грузоподъемности погрузчика:

$$Q_{эп} = \frac{3600 T_{см} k_{ис} V_п k_н}{0{,}52 k_р (168{,}85 - 20{,}5 q_п + q_п^2) + V_п k_н \gamma t_м / q_а}.$$

Рекомендуемые значения сменной производительности карьерных погрузчиков приведены в табл. 8.37.

Производительность погрузчиков при работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования с разгрузкой ковша на уровне транспортного положения (рис. 8.15).

В этом случае производительность (т/смену) погрузчика рекомендуется определять с учетом качества подготовки разрыхленной горной породы, расстояний транспортирования и скоростей движения груженого и порожнего погрузчиков:

$$Q_{э\,птр} = \frac{3600 T_{см} k_{ис} V_{п\,т} k_н \gamma}{[t_ц + 3{,}6(\frac{L_г}{v_{гр}} + \frac{L_п}{v_{пор}}) + t_р] k_р},$$

где $L_г$, $L_п$ — расстояние движения соответственно груженого и порожнего погрузчика от забоя к месту разгрузки, м; $V_{п\,т}$ — геометрическая вместимость ков-

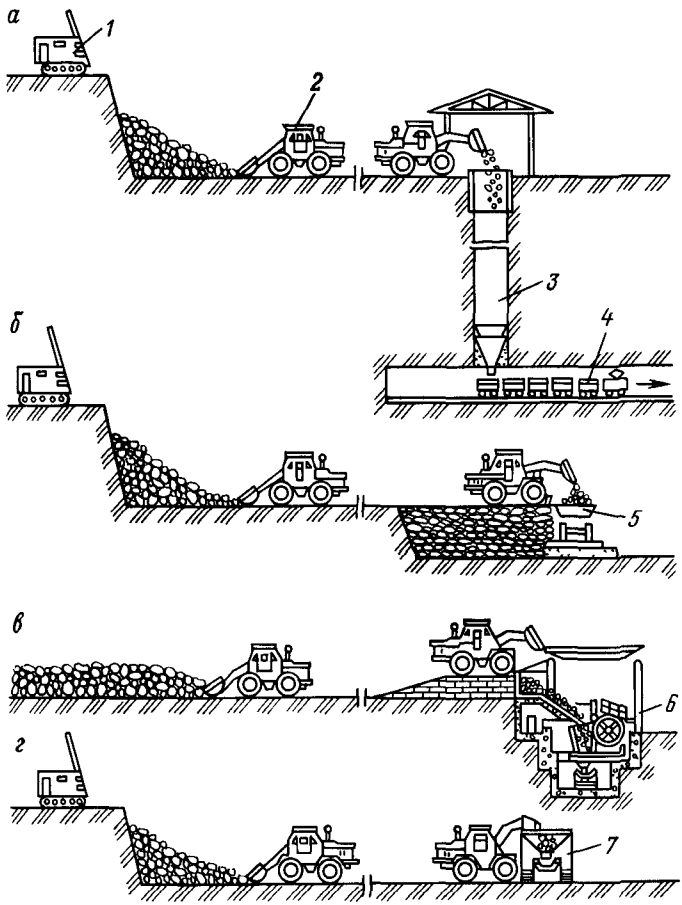


Рис. 8.15 Технологические схемы разработки скальных пород и руд с применением погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования для доставки их к рудоспуску (а), перегрузочной площадке (б), стационарной дробилке (в), передвижной дробилке (г): 1 — буровой станок; 2 — погрузчик; 3 — рудоспуск; 4 — железнодорожный состав; 5 — думпкар; 6 — стационарная дробильная установка; 7 — передвижной (самоходный) дробильный агрегат

Таблица 8.37.
Производительность карьерных погрузчиков за 8-часовую смену при погрузке в автосамосвалы ($м^3$) разрыхленной породы

Петрографическая характеристика горных пород	Средний размер куска $d_{ср}$, мм	Вместимость ковша с "шапкой", $м^3$	
		4,6—5,4	7,5—9,2
Песок, гравий и их смеси, щебень	—	2060—2630	2710—3190
Известняк, известняк с прослоями доломитов и кремнистых включений, плагиограниты, диорит-порфиры, серпентиниты, туфобрекчии, конгломераты, песчаники с включениями раковин и их обломков, перидотиты, рисчорриты, уртиты, ювиты, брекчии кварцевых порфиров, габбро-диориты, кварцевые порфиры, диориты, песчаники с прослоями элевролитов и кремнистых сланцев, кварц-турмалиновые и кварцевые породы	До 100	1900—2430	—
	100—200	1640—2090	2530—2970
	200—300	1160—1470	2020—2370
	300—400	1020—1290	1780—2080
	400—500	—	1670—1950
	500—600	—	1590—1860
	600—700	—	1550—1810
	700—800	—	1510—1770

ша для транспортных работ, м^3; $t_р$ — время разгрузки ковша погрузчика, с.

Основные пути повышения производительности погрузчиков.

1. Взрывное или механическое рыхление горных пород должно обеспечивать получение их с коэффициентом разрыхления в свободной насыпке в пределах 1,27—1,4.

2. Выбранный в соответствии с качеством подготовки горной породы способ черпания должен обеспечивать наибольшую глубину внедрения ковша в разрабатываемую горную породу ($L_{вн}$ при экскавационном способе черпания должна стремиться к 0,65 $l_к$, при всех остальных способах — к 0,95 $l_к$).

3. При черпании средне- и крупнокусковой взорванной горной породы с плотностью свыше 2,6—2,7 т/м^3 нецелесообразно стремиться к максимальному наполнению ковша с "шапкой", при этом рекомендуемая величина $k_н$ составляет 1,14—1,15.

4. Технологические схемы с использованием карьерных погрузчиков должны предусматривать разработку взорванной горной породы поперечными заходками, рыхлой (мягкой) горной породы из целика — продольными или поперечными заходками.

5. При высоте забоя до 11—12 м ширина зоны черпания (ширина заходки) погрузчика должна составлять не менее 12—14 м, а при высоте забоя более 11—12 м эффективная работа погрузчиков достигается при узких заходках шириной до 6—8 м.

6. При совместной работе крупных карьерных экскаваторов и погрузчиков последние предпочтительнее применять при отработке поперечными забоями первой заходки с высотой развала до 6—8 м.

7. При использовании погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования (с разгрузкой ковша не выше транспортного положения) они должны оснащаться ковшами увеличенной вместимости, так как грузоподъемность погрузчиков при погрузочно-транспортных работах может быть увеличена до 25—40 % по сравнению с номинальной их грузоподъемностью.

8.4. Бульдозеры, рыхлители и колесные скреперы

8.4.1. Общие сведения о строительно-дорожной технике

На открытых горных работах широко используются строительные и дорожные машины, в основу классификации которых положено их назначение:

1. Машины для подготовительных работ;
2. Машины для землеройно-транспортных работ;
3. Дорожные машины;
4. Машины и оборудование для погрузочно-разгрузочных работ;
5. Машины для транспортных работ.

В настоящее время кроме классификации действует система индексации строительных и дорожных машин, предусматривающая разделение машин на группы по их назначению и важнейшим конструктивным особенностям. Ниже приведена группа дорожных (Д) машин, применяемых на открытых разработках.

ДП (П) Машины для подготовительных работ — рыхлители, фрезерные машины

ДЗ (З) Машины для землеройно-транспортных работ — бульдозеры на колесном и гусеничном ходу, скреперы (прицепные и самоходные), автогрейдеры и грейдеры прицепные, грейдер-элеваторы

ДУ (У) Машины для уплотнения грунтов, дорожных оснований и покрытий — катки дорожные вибрационные самоходные

Индекс машин состоит из двух частей — буквенной и цифровой; последняя проставляется после буквенной части через дефис. Цифровая часть индекса состоит из порядкового номера регистрации машин по реестру — журналу регистрации новых машин и оборудования.

Для северных и тропических модификаций к индексу машин добавляется буква С или Т.

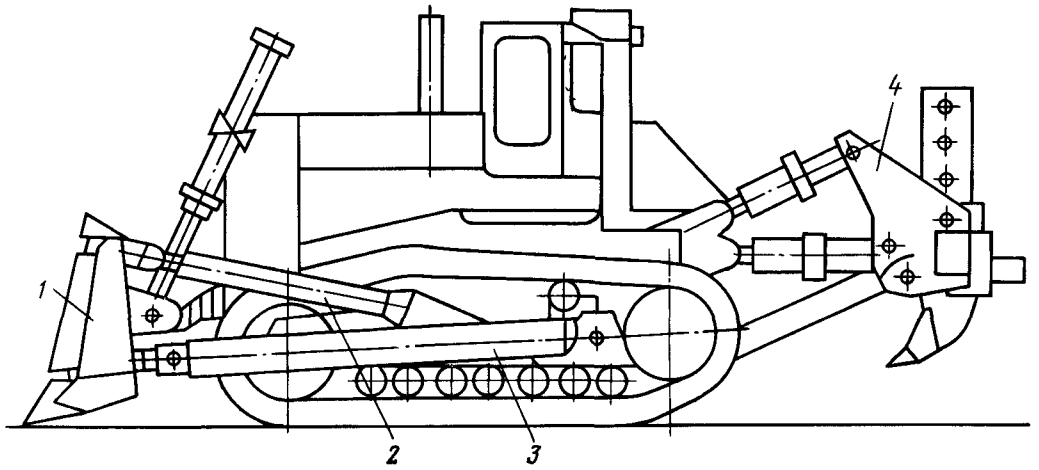


Рис. 8.16. Отечественный рыхлительно-бульдозерный агрегат ДЗ-159УХЛ на базе трактора Т-50.01:

1 — отвал; *2* — толкатель; *3* — универсальная рамка; *4* — рыхлитель

8.4.2. Область применения

Бульдозеры на карьерах применяют для послойной разработки горных пород с пределом прочности на сжатие до 40 МПа и перемещения их на расстояние до 100—150 м, при зачистке кровли пластов полезного ископаемого, планировке площадок, для работы на породных отвалах, устройства железнодорожных подъездных путей, конусования взорванной породы, очистки дорог и площадок от снега, в качестве толкачей при заполнении большегрузных скреперов и т.п. Допустимый угол подъема бульдозера в рабочем режиме составляет 15—18 %, уклона — 45 %. Поперечный уклон допустим до 20°.

Рыхлительное оборудование на промышленных мощных тракторах применяют для безвзрывной подготовки к выемке и погрузке разрабатываемых горных пород с пределом прочности на сжатие до 90 МПа, а также мерзлых и разборноскальных пород (рис. 8.16).

Колесные скреперы применяют для послойной разработки горных пород с пределом прочности на сжатие до 40 МПа, транспортирования их и укладки в насыпи или отвалы при проходке траншей, на вскрышных и добычных работах, вспомогательных работах по понижению высоты вскрышных уступов и зачистке кровли вскрытого пласта полезного ископаемого, производстве рекультивационных работ, работах по устройству дорог и планировке площадок для строительных сооружений (рис. 8.17). Вместе со скреперами в большинстве случаев применяются тракторы с рыхлителями; бульдозеры-толкачи; грейдеры, планирующие трассы движения скреперов; катки, уплотняющие уложенный в отвал грунт.

8.4.3. Классификация тракторов и тягачей

На открытых горных работах применяются выемочные и выемочно-транспортирующие машины, созданные на базе гусеничных и колесных тракторов и тягачей, а также специальных пневмоколесных и автомобильных шасси. Гусеничные и колесные тракторы характеризуются тяговым классом — максимальной силой тяги на крюке базового трактора без навесного оборудования на первой передаче. Тяго-

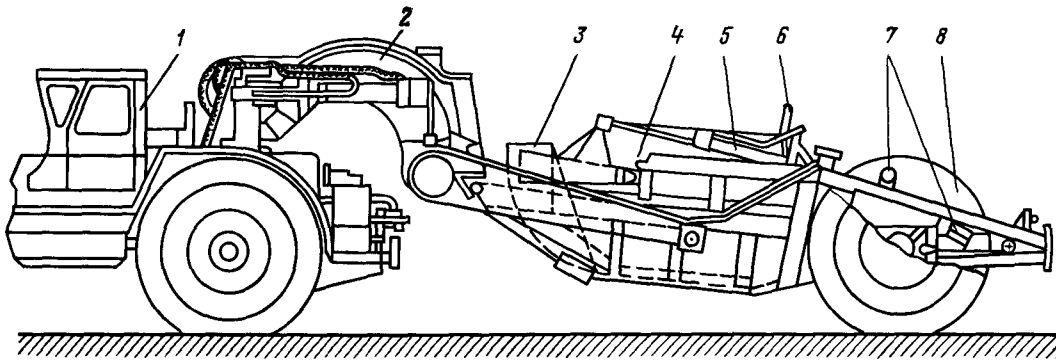


Рис. 8.17. Самоходный скрепер ДЗ-13 (Д-392) на базе одноосного тягача БелАЗ-531:
1 — тягач; *2* — передок; *3* — заслонка; *4* — ковш; *5* — гидросистема; *6* — задняя стенка; *7* — пневмосистема; *8* — колесо

вый класс по промышленной классификации указан в скобках.

Гусеничные тракторы сельскохозяйственного и промышленного назначения выпускаются тяговых классов 30; 40(60); 60(100); 90(150); 150(250); (350) и (750) кН (табл. 8.38, 8.39), а колесные тракторы — тяговых классов 6; 9(20); 14; 30(40); 50(100) кН (в табл. 8.40 приведены машины, начиная с класса 30).

Тягачи и самоходные шасси различаются по мощности двигателей — от 55 до 405 кВт (табл. 8.41).

Таблица 8.38.
Техническая характеристика гусеничных тракторов классов (30)-(60)

Показатели	ДТ-175С	ДТ-175А	ДТ-75Н	ДТ-75МВ	ДТ-75БВ	ДТ-75М	Т-150	Т-4А	Т-4АП2*
Тяговый класс, кН	(30)							40(60)	
Двигатель	СМД-66	СМД-86	СМД-18Н	А-41	СМД-14НГ	А-41	СМД-60	А-01М	
Пусковой двигатель	ПД-10У		ПД-10УД						
Колея, мм	1330				1570	1330	1435	1384	
Вместимость топливного бака, л	360		315			245	315	320	
Максимальная скорость движения, м/с	3,17	3,22	3,17	3,08	3,17	3,17	4,72	2,64	2,58
Габариты, мм:									
длина	5020		4380	4510	4368	4240	4935	4684	4380
ширина	1900		1890		2240	1740	1850	1952	
высота	2900		2650		2670	2333	2915	2545	2565
Масса, т	8,9	8,2	6,7	6,9	7,7	6,1	7,9	8,1	8,9

* Т-4АП2-С1 (модификация Т-4А) агрегатируется с бульдозерами ДЗ-101А и ДЗ-104; Т-4АП2-С2 агрегатируется со скрепером ДЗ-111.

Таблица 8.39.
Техническая характеристика гусеничных тракторов классов (100)-(750)

Показатели	Т-130М.Г-1	Т-170.01*	Т-180.Г2**	Д-804-МХЛК	ДЭТ-250М; ДЭТ-250М-1; ДЭТ-250М-2
Тяговый класс, кН	(100)		(150)		(250)
Двигатель:					
основной	Д-160		Д-180		В-31
пусковой	П-23	П-23У		П-23	Силовой генератор П-350
Колея, мм	1880		2040	2500	2450
Вместимость топливного бака, л	290		325		700
Максимальная скорость двнжения , м/с	3,5	2,8	3,6	1,8	3,3
Габариты, мм:					
длина	4393		5420	5221	6620
ширина	2475	2457	2700	3200	3180
высота	3204	3130	2850	2785	3215
Масса конструктивная, т	13,8	14,6	15,7	19,7	29,1

Продолжение табл. 8.39

Показатели	ТТ-330 Р-1-01***	Т-25.01 БР-1***	Т-500 Р-1***	Т-35.01 Р-1***	Т-50.01***
Тяговый класс, кН	(250)	(350)			(750)
Двигатель.					
основной	8ДВТ330	6V396ТС4	8V396ТС4		12V396ТС4
пусковой	Силовой генератор П-350		Пусковой двигатель с электростартером		
Колея, мм	2720	2210	2450	2350	2850
Вместимость топливного бака, л	700		845		Н.д.
Максимальная скорость движения, м/с	5,2	Н.д.	5,1		12,5
Габариты, мм:					
длина	9290	8880	10305	9577	11200
ширина	4730	4530	4800	4800	6050
высота	4230	4295	4295	4210	4785
Масса конструктивная, т	50,5	46,0	59,5	59,9	90,1

* Трактор Т-170.01 выпускается с передней навесной системой и прицепным устройством.
** Трактор Т-180.Г имеет навесную и прицепную системы.
*** С навесным оборудованием (бульдозерным и рыхлительным).

Таблица 8.40.
Техническая характеристика колесных тракторов классов (40)-(100)

Показатели	Т-150К	Т-157*	Т-158*	К-700А; К-701	К-702**
Тяговый класс, кН	30(40)			50(100)	
Колея, мм	1860	1910	1860	2115	
Двигатель	СМД-68			ЯМЗ-238НД; ЯМЗ-240БМ — для К-701	ЯМЗ-238НБ
Пусковое устройство	Пусковой двигатель П-350			Электростартер	
				СТ-103	СТ-103А-01
Вместимость топливного бака, л	315			640	2×320
Максимальная скорость движения, м/с	8,4		12,3	9,4	12,4
Размер шин колес, мм:					
передних	530—610	585—660	530—610		
задних	530—610	585—660	530—610	720—665	
Габариты, мм:					
длина	5795	5648	5540	7400	6385
ширина	2220	2515	2400	2880	
высота	3165	3310	2970	3550	3585
Масса эксплуатационная, т	7,7	7,8	7,9	13,4	12,5

* Модификации Т-150К.
** Агрегатируется с одноковшовым погрузчиком ТО-11, скрепером ДЗ-74, бульдозером ДЗ-48.

Таблица 8.41.
Техническая характеристика колесных тягачей и самоходных шасси

Показатели	Одноосные			Двухосные		
	МоАЗ-546П	БелАЗ-531	Опытный тягач "ОТ"	МоАЗ-542	Опытный тягач "ОТ"	Специальное шасси
Двигатель:						
тип	ЯМЗ-238	ЯМЗ-240	У520-В	ЯМЗ-238	У-520В	СМД-14НГ
мощность, кВт	158	265	405	177	405	55—59
Скорость, м/с:						
вперед	1,1—11,1	0—13,9	0—13,9	0—13,9	0—13,9	0—9,7
назад	1,1—1,4	0—6,4	0—1,7	0—3,6	0—7,2	0—5,6
Размер шин, мм	533,4—711,2	661,5—808,5	918,8—955,5	649,3—612,5	918,8—955,5	343—490
Максимальное тяговое усилие по двигателю, кН	Н.д.	Н.д.	450—550	126	550—700	35
Колея, мм	2300	2490	2825	2400	2825	1840
Габариты, мм:						
длина	4200	4700	5300	6330	8800	5660
ширина	2950	3230	4200	3150	4200	2336
высота	2925	3350	4300	3200	4680	2700
Масса, т	9,0	14,0	34,0	12,5	56,0	4,8

8.4.4. Классификация бульдозеров

Бульдозеры классифицируются по ряду признаков. По способу крепления основного отвала бульдозеры подразделяются на неповоротные (с неповоротным отвалом, табл. 8.42) и универсальные (с поворотным отвалом, табл. 8.43).

Угол поворота отвала в плане универсальных бульдозеров составляет 63—65° к продольной оси машины и устанавливается гидравлическим или винтовым регулированием. На карьерах преиму-

Таблица 8.42.
Техническая характеристика отечественных гусеничных бульдозеров с неповоротным отвалом

Показатели	ДЗ-42; ДЗ-42А; ДЗ-42Г; ДЗ-42 Г-1	ДЗ-101	ДЗ-101А	ДЗ-53 (Д-685)	ДЗ-54С (Д-687С)	ДЗ-27	ДЗ-110; ДЗ-110ХЛ	ДЗ-110А; ДЗ-110АХЛ	ДЗ-110А-1	ДЗ-120**	ДЗ-35 (Д-575)
Базовый трактор	ДТ-75М-С2	Т-4АП1	Т-4АП2-С1	Т-100М	Т-100 МГП	Т-130		Т-130.1. Г-1	Т-130 МГ-1	Т-130.1. Г.1	Т-180
Мощность двигателя, кВт	59	96		80		118			118		133
Тяговый класс, кН*	30	40(60)		(100)		60(100)					(150)
Параметры отвала, мм.											
длина	2520—2560	2800—2860		3200			3220		3220		3360
высота	800	990	1050	1110	1100		1150	1180	1300	1180	1200
подъем	600	650	860	900	850	800	900	995	995	965	1130
опускание	300—410	310	435	1000	370	335	500	465	400	465	430
Способ изменения угла перекоса	Гидравлический	Ручной	Гидравлический		Ручной		Гидравлический				
Управление рабочим органом	Гидравлическое			Канатное	Гидравлическое						
Масса, т:											
бульдозерного оборудования	0,8—1,1	1,6		2,1	1,7	1,9	2,4	2,0	2,0	2,5	2,1
общая с трактором	7,0—7,1	9,8	9,9	14,1	13,7	13,4	16,3	16,0	16,0	16,6	17,1
Вместимость гидросистемы, л	50	100		—	65	140			140		130

* Здесь и далее: в скобках — промышленная, без скобок — сельскохозяйственная классификации.
** Бульдозер-толкач.

Продолжение табл. 8.42

Показатели	ДЗ-35С (Д-575С)	ДЗ-34С (Д-572)	ДЗ-118	ДЗ-132-1	ДЗ-121**	ДЗ-59Х; ДЗ-59ХЛ	ДЗ-124ХЛ	ДЗ-125**	ДЗ-158	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ
Базовый трактор	Т-180Г	ДЭТ-250	ДЭТ-250М	ДЭТ-250М2	ДЭТ-250М	Т-330	ТТ-330 Р-1-01	Т-330	Т-25.01 БР-1	Т-500 Р-1	Т-50.01
Мощность двигателя, кВт	133	222	243			244	250	244	272	367	523
Тяговый класс, кН*	(150)	(250)								(350)	(750)
Параметры отвала, мм:											
длина	3640	4540	4310	4550	4310	4730			4530	4800	6050
высота	1230	1400	1550	1700	1300	1750	1550	1750	1740	2000	2300
подъем	700	840	800	1200	1070	1170	1350	1170	1300	1430	1550
опускание	400	400	500	520	430	650		520	600	640	710
Способ изменения угла перекоса	Гидравлический	Ручной	Гидравлический								
Управление рабочим органом	Гидравлическое										
Масса, т:											
бульдозерного оборудования	3,4	4,0	4,7	5,8	6,0	7,8	8,0	8,5	Н.д.	8,6	14,3
общая с трактором	18,8	31,4	39,0	37,1	29,9	46,5	46,0	45,2	40,5	59,9	90,1
Вместимость гидросистемы, л	130	150				300		Н.д.	300	480	Н.д.

Таблица 8.43.
Техническая характеристика отечественных бульдозеров с поворотным отвалом

Показатели	ДЗ-43	ДЗ-104	ДЗ-17 (Д-492А)	ДЗ-109-1	ДЗ-109Б (ДЗ-171.1-05)	ДЗ-109ХЛ	ДЗ-60
Базовый трактор	ДТ-75Б	Т4АП1	Т-100МЗ	Т-130МГ-1	Т-130МГ-1 (Т-170.01)	Т-130	Т-330
Мощность двигателя, кВт	59	96	80	118	118(125)	118	244
Тяговый класс, кН	30	40(60)	(100)		(100)		(250)
Параметры отвала, мм:							
длина	3500	3280	3940	4120	4120		4860
высота	800	1000	815/1000*	1140	1140	1000/1170*	1300
подъем	600	720	1100	936	935	1050	890
опускание	200	350	1000	470	535	440	450
Способ изменения углов перекоса и в плане	Гидравлический		Ручной	Гидравлический		Винтовым раскосом и ручной	Гидравлический
Управление подъемом отвала	Гидравлическое		Канатное	Гидравлическое			
Масса, т:							
бульдозерного оборудования	1,6	1,8	2,2	2,4	2,4	3,4	4,2
общая с трактором	9,1	10,0	14,0	16,6	16,5	17,2	29,2
Вместимость гидросистемы, л	50	100	—	140			300

* С козырьком.

щественное распространение получили неповоротные бульдозеры с прямыми, полусферическими и сферическими отвалами. Отвал может иметь уширители или открылки для повышения производительности.

Выпускаются специальные бульдозеры-толкачи для работы в комплекте с колесными скреперами.

Угол резания бульдозеров обычно равен 55°±1. Изменяется он гидравлическим или винтовым регулированием, а также их комбинацией.

Изменение угла поперечного перекоса отвала различных моделей бульдозеров может составлять от ±4 до ±15° за счет гидравлического или винтового регулирования.

Управление отвалом может осуществляться канатно-блочным или гидравлическим механизмом, в настоящее время выпускаются бульдозеры только с гидравлическим управлением.

По ходовому оборудованию бульдозеры делятся на гусеничные и колесные (табл. 8.44).

В зависимости от тягового усилия базовых машин бульдозеры подразделяют: на легкие — класс до 40(60) кН, мощность до 96 кВт; средние — класс от 40(60) до 90(150) кН, мощность 103—154 кВт; тяжелые — класс от 150(250) до

Таблица 8.44.
Техническая характеристика отечественных колесных бульдозеров

Показатели	ДЗ-37	ДЗ-102	ДЗ-133*	ДЗ-160*	ДЗ-48	ДЗ-113
Базовый трактор	МТЗ-50; МТЗ-52	МТЗ-80; МТЗ-82		МТЗ-82; МТЗ-102	К-702	Опытный тягач
Мощность двигателя, кВт	40	55		55	147	412-450
Тяговый класс, кН	14			14	50(100)	(250)
Параметры отвала, мм:						
длина	2000		2100	2100	3200	4980
высота	600	650	650	650	1100	1750**
подъем	500	600	—	—	1100	1000
опускание	200		200	200	600	
Способ изменения угла перекоса	—	—	—	—	Гидравлический	
Управление рабочим органом	Гидравлическое					
Размер шин, мм:						
передних	240—508			240—508	720—665	Н.д.
задних	330—965		465—762	465—762	720—665	Н.д.
Масса, т:						
бульдозерного оборудования	0,4		—	—	2,5	Н.д.
общая с трактором	3,6	3,3	4,4	4,0	14,5	59,3***

* Бульдозер-погрузчик.
** С козырьком.
*** С рыхлителем.

(350) кН, мощность 220—405 кВт; сверхтяжелые — класс (750) кН, мощность более 510 кВт.

В табл. 8.45—8.47 приведены показатели зарубежных бульдозеров.

Таблица 8.45.
Техническая характеристика гусеничных бульдозеров фирмы "Катерпиллер" (США)

Показатели	D8L	D9N	D10N	D11N
Мощность двигателя, кВт	265	299	415	609
Мощность на маховике, кВт	250	276	338	575
Скорость движения (вперед/назад), км/ч				
1-я передача	3,9/4,8		4,0/5,0	3,9/4,7
2-я передача	6,8/8,4	6,9/8,5	7,1/8,9	6,8/8,2
3-я передача	11,9/14,8	12,1/14,9	12,5/15,6	11,6/14,1
Отвал				
тип	SU	SU/U	U/S	SU/U
максимальный наклон, м	0,85/0,92	0,94/1,01	0,99/1,08	1,18/1,34
длина, м	4,17	4,32/4,66	4,86/5,26	5,6/6,4
высота, м	1,77	1,81	2,05	2,31
вместимость, $м^3$	11,0	11,9/14,4	17,2/20,9	25,6/32,4
заглубление, м	0,61	0,62	0,67	0,77
просвет, м	1,29	1,37	1,56	
Рыхлитель				
сила заглубления, кН	135	150	197	266
сила отрыва, кН	337	316	420	611
максимальное заглубление, м	1,16	1,23	1,37	1,61
максимальный просвет с поднятым зубом, м	0,85	0,8	1,07	1,16
Масса с отвалом и рыхлителем, т	47,9	53,9	74,4	120,6

Примечание: S— прямой отвал, U— универсальный, SU— полууниверсальный

Таблица 8.46.
Техническая характеристика гусеничных бульдозеров зарубежных фирм

Фирма, страна	Тип	Показатели	
		Мощность двигателя, кВт	Масса, т
"Комацу", Япония	D58E-1	98	11,7
	D63E-1	105	12,0
	D65P-8	123	18,2
	D135A-2	213	30,0
	D155A-2	235	Н д
	D375A-1	379	45,0
	D475A-2	574	95,3
	D575A-2	784	132,0
"Фиат-Аллис", Италия	FD-10	93	14,0
	FD-14E	123	17,0
"Дрессер", США	TD-175C	105	14,0
	TD-20E	163	Н д
	TD-25G	245	33,0
	TD-40	343	55,0
	TD-40B	387	Н д
	TD-8G	560	11,6
"Либхерр", ФРГ	PR-712	74	11,5—13,6
	PR-722	94	13,4—16,1
	PR-731C	110	14,8
	PR-732	132	17,2—20,6
	PR-741	147	19,3
	PR-742	172	21,6—26,0
	PR-751	243	36,3—43,6

Таблица 8.47.
Техническая характеристика колесных бульдозеров фирм США

Показатели	"Катерпиллер"			"Хьюг"			"Ле Турно"	
	814B	824C	834B	117	1200	500	T450A	T600A
Двигатель:								
мощность, кВт	161	235	336	235	218	410	349	467
частота вращения, об/мин	2200	2700	2100	2200	2100			
Максимальная скорость движения, км/ч:								
вперед	29,9	33,2	34,1	24,1	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.
назад	34,1	37,8	41,8	22,5	43,0	24,1	16,1	
Длина отвала, м	3,65	4,19	4,62	3,0	4,2	4,1	4,2	4,9
Шины:								
размер, мм	597—635	723—635	858—809	649—635	723—736	953—809	Н.д.	
число слоев корда	12	16	24	20	16	30	36	
давление, кПа	207; 276	241	345	206—275	172	206	98	172
Габариты, м:								
длина с отвалом	6,82	7,69	8,72	Н.д.	8,2	8,8	9,7	10,1
ширина	2,87	3,17	3,56	2,8	3,2	3,7	3,7	3,8
высота	3,57	3,96	4,10	Н.д.	3,7	4,1	4,3	4,0
Колея, м	2,20	2,36	2,59	Н.д.	2,4	2,7		
Радиус поворота по наружной кромке отвала, м	6,2	7,0	8,6	5,7	7,6	7,5	6,4	7,6
Масса, т	20,6	30,4	46,4	15,9	30,8	65,8	43,1	61,7

Продолжение табл. 8.47

Показатели	"Кларк"				"Вабко"			
	180	180А	380	380А	1—90	1—105	1—110	1—120С
Двигатель:								
мощность, кВт	125	234	349	368	129	168	191	318
частота вращения, об/мин	2200	2100			2500	2100	2500	2100
Максимальная скорость движения, км/ч:								
вперед	38,0	50,2	44,9	29,8	37,8	46,0	49,4	41,4
назад	38,0	50,2	43,8	28,6	37,8	46,0	49,4	8,3
Длина отвала, м	3,4	4,1	4,3	5,0	3,2	3,4	3,4	4,0
Шины:								
размер, мм	597—635	723—736	851—809	845—635	457—610	597—635	649—635	723—635
число слоев корда	12	16	20		12	14; 16	16	22
давление, кПа	137		172	Н.д	Н д			
Габариты, м:								
длина с отвалом	6,1	8,2	7,7	9,5	4,4	4,8	4,9	6,2
ширина	3,0	3,3	3,7	3,6	2,7	3,1	3,2	3,8
высота	2,9	3,7	3,9	4,1	3,0	3,2	3,5	3,5
Колея, м	2,1; 2,2	2,4; 2,8	2,7	2,3; 2,7	2,4	2,4	2,4	2,6
Радиус поворота по наружной кромке отвала, м	8,0	7,0	10,0	8,6	2,6	7,0	7,2	7,5
Масса, т	18,1	30,0	44,2	49,4	43,6	20,9	24,9	31,8

8.4.5. Рыхлители и бульдозерно-рыхлительные агрегаты

Рыхлительное оборудование может быть навесным и прицепным, на карьерах применяются только навесные рыхлители с гидравлическим управлением. Рыхлители обычно используются в комплекте с бульдозерами, скреперами, погрузчиками и экскаваторами.

Навесные рыхлители классифицируются по назначению, способу передвижения, мощности тягача и конструктивным признакам.

Рыхлители общего назначения оборудованы тремя, пятью (редко семью) зубьями и предназначены для рыхления пород на глубину до 1 м. Более чем на 1 м породы рыхлятся специальными рыхлителями с одним или тремя зубьями, иногда с помощью толкача.

Рыхлители по мощности тягачей подразделяются на сверхмощные (мощность двигателя свыше 220 кВт), мощные (110—220 кВт), средней мощности (58—110 кВт) и легкие (меньше 58 кВт) с тяговым усилием тракторов соответственно 300 и более, 200—300, 130—200 и до 130 кН.

По конструктивным признакам рыхлители выполняются с подвеской — трехточечной на корпусе заднего моста или раме трактора; с трехточечной на раме гусеничных тележек и корпусе заднего моста или на раме трактора; с четырехточечной (параллелограммной) на корпусе заднего моста или на раме трактора. Параллелограммная подвеска обеспечивает рыхление с постоянным углом наклона зубьев независимо от величины их заглубления и нашла наибольшее применение на карьерном оборудовании.

Рыхлители выполняются с жестким или шарнирным креплением зубьев, со съемными или откидными зубьями. Зубья и их наконечники бывают изогнутыми и прямыми, последние применяются при рыхлении скальных пород и на глубину более 800 мм. Наибольшая глубина рыхления, до 2200 мм, достигается при работе с одним зубом.

Данные по отечественным рыхлителям, а также по бульдозерно-рыхлительным агрегатам приведены в табл. 8.48 и 8.49. Бульдозерно-рыхлительные агрегаты представляют собой тракторы, комплектно поставляемые с навесным оборудованием бульдозеров и рыхлителей. Информация о бульдозерно-рыхлительных агрегатах фирмы "Катерпиллер" (США) приведена в табл. 8.45.

Таблица 8.48.
Техническая характеристика отечественных рыхлителей

Показатели	ДП-26С	ДП-22С	ДП-9ВХЛ	ДП-10С	ДП-29АХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДП-35УХЛ
Базовый трактор	Т-130.1.Г-1	Т-180КС	ДЭТ-250М	Т-330	ТТ-330Р-1-01	Т-500Р-1	Т-50.01
Мощность двигателя, кВт	118	133	243	250		353	523
Тяговый класс, кН	(100)	(150)	(250)			(350)	(750)
Число зубьев	1	1; 3	1	1; 3	1	1	1
Расстояние между осями зубьев, мм	—	795	—	700	—	—	—
Ширина наконечника зуба, мм	66	86	105	114		120—125	125—130
Глубина рыхления, мм	450	500	1200	700	700	1300	1780
Угол рыхления, градус	45	48	45	45	45—50	25—50	30—83
Масса рыхлительного оборудования, т	1,4	3,1	3,9	5,4	6,6	7,0	12,7

Таблица 8.49.
Техническая характеристика отечественных бульдозерно-рыхлительных агрегатов

Показатели	ДЗ-116А; ДЗ-116В	ДЗ-117; ДЗ-117А	ДЗ-35С; ДП-22С	ДЗ-126; ДЗ-126А	ДЗ-94С; ДЗ-95С	ДЗ-129ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ; ДП-35УХЛ
Базовый трактор	Т-130.1.Г-1; Т-130-МГ-1		Т-180КС	ДЭТ-250М	Т-330	ТТ-330Р-1-01	Т-500Р-1	Т-50.01
Тяговый класс, кН	(100)		(150)	(250)			(350)	(750)
Бульдозер	ДЗ-110А; ДЗ-110В	ДЗ-109; ДЗ-109Б	ДЗ-35С	ДЗ-118	ДЗ-59С; ДЗ-59ХЛ	ДЗ-124ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ
Рыхлитель	ДП-26С		ДП-22С	ДП-9ВХЛ	ДП-10С	ДП-29АХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДП-35УХЛ
Габариты, мм:								
длиiа	6400	6570	8350	9215	8740	9290	10305	11200
ширииа	3220	4120	3640	4310	4730	4730	4800	6050
высота	3087	3087	2825	3240	3450	4230	4295	4785
Масса, т	17,8	17,9	27,0	42,0	52,8	50,5	59,5	90,1

8.4.6. Производительность бульдозеров и рыхлителей

Эксплуатационная производительность ($м^3/ч$) по плотной горной массе

$$Q_э = \frac{3600 V \alpha \kappa_{ис} k_у}{T k_р},$$

где V — объем породы в рыхлом состоянии, перемещаемой отвалом бульдозера, $м^3$; α — коэффициент, учитывающий потери породы в процессе ее перемещения, $\alpha = 1 - \beta l$; $\beta = 0{,}008 \div 0{,}004$ — большие значения для рыхлых сухих пород; l — расстояние транспортирования, м; $k_{ис}$ — коэффициент использования рабочего времени; $k_у$ — коэффициент, учитывающий уклон на участке работы (табл. 8.50); T — продолжительность цикла (подсчитывается так же, как и для скреперов, с учетом, что обратный (холостой) ход совершается на задней передаче, см. разд. 8.4.8); $k_р$ — коэффициент разрыхления породы.

Производительность бульдозеров при планировочных работах ($м^2/ч$)

$$Q_э = \frac{3600 l_п (a \sin\gamma - b) \kappa_{ис}}{n\left(\frac{l_п}{v} + t\right)},$$

где $l_п$ — длина участка работы, м; a — длина отвала, м; γ — угол установки отвала в плане (для неповоротного отвала

Таблица 8.50.
Коэффициент k_y.

Дальность перемещения породы, м	Отношение длины горизонтального участка к общему расстоянию	Работа под уклон 10 %	Условия работы	
			под уклон 20 %	на подъем 10 %
15	1,0	1,80	2,50	0,60
30	0,6	1,10	1,60	0,37
65	0,3	0,60	0,90	0,18
100	0,2	0,36	0,55	0,12

Таблица 8.51.
Расчетные показатели работы отечественных бульдозеров и рыхлителей

Показатели	Тяговый класс, кН			
	(100)	(150)	(250)	(350)
Продолжительность копания бульдозером, с	9		8,4	8,2
Скорость, м/с:				
бульдозера при наборе и перемещении породы	0,88	0,7	0,82	0,98
бульдозера и рыхлителя при маневрировании и обратном ходе	1,33	1,2	1,95	1,6
при рыхлении	0,6		0,75	0,92

$\sin\gamma = 1$); $b = 0{,}3 \div 0{,}5$ м — ширина перекрытия; n — число проходов по одному месту; v — средняя скорость перемещения бульдозера при планировке, обычно равная скорости движения трактора на первой передаче, м/с; t — время, затрачиваемое на повороты при каждом проходе, с.

Производительность (м³/ч) бульдозера-рыхлителя при совмещении процессов рыхления и перемещения породы

$$Q_{э.р} = Q(1 - k_t),$$

где k_t — коэффициент использования агрегата на рыхлении,

$$k_t = \frac{V\kappa_y T_р}{1(c-d)hT + V\kappa_y T_р};$$

$T_р$ — продолжительность рабочего цикла на рыхлении, с; c, d — ширина разрыхляемой полосы и ширина перекрытия разрыхленной полосы при повторном ходе, м; h — глубина рыхления, м.

Таблица 8.52.
Эксплуатационная производительность ($м^3$/смену) отечественных бульдозеров типа ДЗ

Тип бульдозера	Дальность перемещения, м	Категория пород		
		I	II	III
ДЗ-110А	30	667	574	533
	50	376	328	309
ДЗ-35С	30	1127	1039	959
	50	640	600	563
	70	411	389	368
ДЗ-118	30	1559	1448	1351
	50	906	858	806
	70	588	560	530

Расчетные показатели работы отечественных бульдозеров и рыхлителей приведены в табл. 8.51, 8.52.

8.4.7. Классификация колесных скреперов

Колесные скреперы классифицируют:

по способу соединения скреперного оборудования с тягачом — на прицепные, полуприцепные и самоходные. Прицепные скреперы имеют двухосную ходовую часть, полуприцепные — одноосную, но тягач имеет две оси. У самоходных скреперов тягач и скреперное оборудование имеют по одной оси. Самоходные скреперы изготовляют с одно- и двухдвигательным приводом. По приводу ходовой части самоходные скреперы могут быть дизельные и дизель-электрические, последние могут образовывать скреперные поезда;

по вместимости ковша — малой вместимости (до 5 $м^3$), средней (5—15 $м^3$) и большой (более 15 $м^3$). Стандартные вместимости ковшей прицепных скреперов: 3; 4.5; 8(7); 10; 15 и 25 $м^3$; самоходных скреперов: 8; 10; 15; 25 и 40 $м^3$;

по способу загрузки и разгрузки ковша — со свободной и принудительной загрузкой или разгрузкой;

по способу управления рабочими органами — с механическим (канатно-блочным), гидравлическим и электрогидравлическим управлением.

В табл. 8.53 приведены основные технические и технологические показатели колесных скреперов.

Вспомогательным оборудованием при работе колесных скреперов служат тракторы-толкачи и рыхлители.

Трактор-толкач применяют при работе скреперов в крепких породах или при работе мощных скреперов, когда тяговое усилие основного трактора-тягача недостаточно (табл. 8.54). Рыхлители применяют для предварительного рыхления пород.

Применение рыхлителей и толкачей повышает производительность скреперов, улучшает условия эксплуатации тракторов (тягачей) и увеличивает срок их работы без ремонтов.

Критерием целесообразности применения рыхлителей служит длина заполнения.

Наибольшая длина заполнения скрепера до полной вместимости ковша следующая:

Вместимость ковша, $м^3$	3	4,5	6	7	8	10	15
Длина заполнения, м	14	15	18	20	22	26	38

Таблица 8.53.
Техническая характеристика колесных скреперов

Показатели	ДЗ-33 (Д-569)	ДЗ-111А	ДЗ-87-1	ДЗ-20 (Д-498)	ДЗ-77	ДЗ-172.5.03	ДЗ-149.5
Вместимость ковша, м^3	3	4,5	4,5	7	8,8	8,8	8,8
Тип скрепера	Прицепной		Полуприцепной	Прицепиой			
Грузоподъемность, т	Н д	6,6	9	12,5	16	16,5	16,5
Размеры резания, мм							
ширина	2100	2430	2430	2620	2600	2754	2850
глубина	100	130	150	300	200	150	150
Толщина отсыпаемого слоя, мм	300	400	415	300	500	400	500
База, мм	1612	4440	6300	5380	6300	2478	6350
Дорожный просвет, мм	350	510	390	500	510	407	510
Колея, мм							
передних колес	1000	1300	1435	1600	1600	1880	1600
задних колес	1700	2000	1870	2200	2150	Н д	2150
Число колес	4	4	6*	4	4	4	8*
Размер шин, мм	260—508	370—508			457—635	500—635	457—635
Способ разгрузки	Принудительный						
Управление	Гидравлическое						
Базовый трактор, тягач	ДТ-75П	Т-4АП2	Т-150К	Т-100МЗ	Т-130 МГ-2	Т-170 01-2	К-701
Максимальная скорость движения, км/ч	11,4	9,3	30	10,1	10,5	10,5	33
Мощность двигателя, кВт	59	96	121	80	118	125	221
Габариты в транспортном положении, мм							
длина	6700	7480	12720	8550	9915	14330	9354
шнрина	2470	2922	2925	3154	3145	3150	3150
высота	1970	2520	2825	2560	2680	3300	2800
Масса, т							
скрепера	2,8	4,4	4,4	7,0	9,8	10,3	9,8
с тягачом	8,4	12,9	23,0	19,0	25,2	25,4	23,3

* С тягачом

Продолжение табл. 8.53

Показатели	ДЗ-11П (Д-375П)	ДЗ-74	ДЗ-172.1.03	ДЗ-79	ДЗ-13Б (Д-392)	ДЗ-107-2	ДЗ-155-1
Вместимость ковша, $м^3$	8	8	8,8	15	15	25	25,5
Тип скрепера	Самоходный	Полуприцепной	Прицепной		Самоходный	Самоходный двухмоторный	
Грузоподъемность, т	15	16	16,5	27	27	50,4	27
Размеры резания, мм:							
ширина	2780	2650	2754	3020	3120	3800	3412
глубина	300	200	170	310	200	400	240
Толщина отсыпаемого слоя, мм	475	Н.д.	400	500	150—500	600	500
База, мм	6900	6600	Н.д.	8000	8395	10000	8400
Дорожный просвет, мм	475	500	500	560	500	600	500
Колея, мм:							
передних колес	2330	2115	Н.д.	2200	2530	Н.д.	2530
задних колес	2150	2050	Н.д.	2400	2530	2825	2567
Чнсло колес	4	8*	4	4	4	4	4
Размер шин, мм	533—711	457—635	500—635	533—711	686—838	953—991	686—838
Способ разгрузки	Принудительный						Полупринудительный
Управление	Электрогидравлическое	Гидравлическое		Электрогидравлнческое		Гидравлнческое	
Базовый трактор, тягач	МоАЗ-546П	К-702	Т-170.00-2	Т-330	БелАЗ-7422	Специальное шасси	БелАЗ-531
Максимальная скорость движения, км/ч	40	33	10,5	16,4	45	50	50
Мощность двигателя, кВт	159	147	125	243	265	405×2	265×2
Габариты в транспортном положении, мм:							
длина	11000	13750	14390	11600	13000	16415	12850
ширина	3242	3145	3150	3560	3610	4450	3860
высота	3225	3535	3300	3600	3800	4400	3950
Масса, т:							
скрепера	9,5	9,5	10,1	18,6	16,6	30,0	21,0
с тягачом	20,0	23,1	25,2	53,3	36,8	65,8	38,0

Таблица 8.54.
Количество скреперов, обслуживаемых одним толкачом

Расстояние транспортирования горной массы, м	Число скреперов при вместимости ковша, м³		
	прицепного		самоходного
	до 6	7—8	8—15
100	2	2	—
250	4	3	2
500	5	4	3
700	—	6	4
1000 и более	—	—	6

Таблица 8.55.
Дальность перемещения горной массы скреперами

Вместимость ковша, м³	Дальность перемещения, м	Вместимость ковша, м³	Дальность перемещения, м
Прицепной с гусеничным тягачом		Самоходный	
до 6	100—350	до 8	300—1500
6—8,8	150—550	15	До 3000
9—11	300—800		
15	500—1500		

Таблица 8.56.
Допускаемые предельные уклоны, преодолеваемые скреперами

Агрегат	При подъеме		При спуске, до		Боковой, до	
	%	градус	%	градус	%	градус
Прицепной						
с грузом	14—18	8—10	30	18	12	7
порожний	20—23	11—13	40	22	12	7
Самоходный						
с грузом и порожний	12—15	7—8	27	15	10	5

Когда длина заполнения скрепера до полной вместимости ковша выше приведенных значений, рекомендуется использовать рыхлители и толкачи.

Условия, при которых колесные скреперы обеспечивают высокие показатели работ:

месторождения должны быть представлены полностью или частично рыхлыми породами, плотные породы перед выемкой должны разрыхляться;

влажность пород не должна превышать 15—20 %;

содержание валунов в породе должно быть небольшим;

расстояние доставки пород в отвалы или к транспортным устройствам не должно превышать целесообразного (табл. 8.55);

подъем пути движения скреперов не должен превышать указанного в табл. 8.56.

Преимущества:

достаточно высокие эффективность и маневренность;

выполнение разнообразных работ;

возможность разработки месторождений различной мощности и залегающих в разнообразных условиях;

возможность разделения добываемых пород по сортности при горизонтальном или слабонаклонном залегании и перемешивания слоев в процессе выемки, если это требуется по условиям технологии;

возможность выемки пород тонкими стружками по мере естественного оттаивания пород весной;

возможность разработки небольших, территориально разбросанных участков, расположенных в малоосвоенных районах;

использование скреперов в начале строительства карьера до монтажа экскаваторов для горно-капитальных работ.

Недостатки:

ограниченность применения из-за невозможности разработки полускальных и скальных пород;

невозможность работы при наличии в породе большого количества валунов;

снижение эффективности работы с увеличением влажности пород выше 15—20 %;

большое давление на грунт (этот недостаток ослабляется применением шин низкого давления);

снижение эффективности работы с увеличением расстояния доставки;

зависимость показателей работы от метеорологических и климатических условий и сезонность работы.

Существует несколько схем движения скреперов в зависимости от вида выполняемых работ: эллиптическая, спиральная, "восьмеркой", по зигзагу, челночно-поперечная и челночно-продольная.

В зависимости от объема работ применяются различные типоразмеры скреперов. В строительстве рекомендуются колесные скреперы с ковшами следующей вместимости:

Объем земляных работ, тыс. м³/мес	До 10	10—20	20—30	30—60	60—100	100—150	Более 150
Вместимость ковша, м³.....	4,5—6	6—7	7—8	8—10	10—15	15—25	25—30

8.4.8. Производительность колесных скреперов

Эксплуатационная производительность (м³/ч) скреперов определяется по формуле

$$Q_э = \frac{\kappa_р V}{\kappa_н T} k_{ис},$$

где $k_н = 0,5 \div 1,2$ — коэффициент наполнения ковша скрепера; V — вместимость ковша скрепера, м³; $k_р = 1,5 \div 1,6$ — коэффициент разрыхления породы; T — продолжительность рабочего цикла скрепера,

$$T = T_з + T_{гр.х} + T_{раз} + T_{пор},$$

$T_з$ — продолжительность загрузки ковша скрепера; $T_{гр.х}$ — продолжительность грузового хода скрепера; $T_{раз}$ — продолжительность разгрузки ковша скрепера; $T_{пор}$

Таблица 8.57.

Толщина (м) стружки при работе скреперов в разных условиях

Вместимость ковша, м³	Мощность, кВт		Песок	Супесь	Суглинок	Глина
	тягача	толкача				
6	75	60—65	0,2/0,3	0,15/—	0,12/0,2	0,09/0,14
10	100	75	—/0,3	0,2/—	0,18/0,25	0,14/0,18
15	175	75	—/0,35	0,25/—	0,21/0,3	0,16/0,22
Примечание. Над чертой — без толкача, под чертой — с толкачом						

— продолжительность порожнякового хода скрепера;

$k_{ис}$ — коэффициент использования скрепера в течение смены (при двухсменном режиме $k_{ис} = 0,85$; при трехсменном $k_{ис} = 0,7$).

В табл. 8.57 приведена рекомендуемая толщина стружки при работе скреперов, а в табл. 8.58 — коэффициент наполнения ковша скрепера.

Расчетные показатели работы колесных скреперов и значения эксплуатационной производительности приведены соответственно в табл. 8.59 и 8.60.

Показатели скреперов фирмы "Катерпиллер" (США) приведены в табл. 8.61.

Сроки службы (лет) бульдозеров, рыхлителей и скреперов следующие:

Бульдозеры мощностью, кВт	
< 55	7
55—135	8
> 135	9
Скреперы с ковшом вместимостью, м^3	
3—15	7
> 15	10
Рыхлители на базе гусеничных и колесных тракторов	6
Тракторы тяговых классов, кН	
гусеничные —	
30—40	7
60 и более	8
колесные —	
< 30	7
30 и более	8

Таблица 8.58.
Коэффициент наполнения ковша скрепера

Условия работы	Сухой рыхлый песок	Супесь и средний суглинок	Тяжелый суглинок и глина
Без толкача	0,5—0,7	0,8—0,95	0,65—0,75
С толкачом	0,8—1	1—1,2	0,9—1,2
Скреперным тандемом	0,85—1,05	0,95—1,15	0,85—1,2

Таблица 8.59.
Расчетные показатели работы колесных скреперов*

Показатели	Прицепные с гусеничными тракторами класса, кН			Самоходные с ковшами вместимостью, м^3	
	100	150	250	10—15	25
Продолжительность, с					
загрузки	80/104	98/127	116/150	82/106	89/115
разгрузки	20/22	23/26	32/35	44/49	50/56
Скорость движения, м/с					
при загрузке	0,95/0,88	0,76/0,7	0,89/0,82	0,89/0,8	0,94/0,85
при грузовом режиме**	1,45	1,36	0,82	1,47	1,8
при загрузке и в холостом режиме	1,63	1,84	1,95	2,33	2,45

* Над чертой — для пород категории I, под чертой — для пород категории II
** Для дальности транспортирования самоходнымн скреперами 300 м

Таблица 8.60.
Эксплуатационная производительность ($м^3$/смену) колесных скреперов типа ДЗ

Скрепер	Расстояние транспортирования, м	Категория пород	
		I	II
ДЗ-77	200	337	297
	300	246	221
	400	194	182
	500	159	145
ДЗ-11П	500	266	242
	750	208	191
	1000	171	158
	2000	100	93
	3000	71	66

Таблица 8.61.
Колесные тягачи-скреперы фирмы "Катерпиллер" (США)

Показатели	Стандартные			Тандемные		
	621E	631E, серия П	651E	627E	637E, серия П	657E
Мощность двигателя, кВт	246	336	410	414	522	708
Вместимость ковша, $м^3$	10,7—15,3	16,1—23,7	24,5—33,7	10,7—15,3	16,1—23,7	24,5—33,6
Размеры резания, мм:						
ширина	3020	3490	3850	3020	3510	3850
глубина	333	437	660	333	437	660
Габариты, мм:						
длина	12930	14280	16140	12930	14280	16200
ширина	3470	3940	4350	3470	3940	4350
высота	3710	4290	4710	3710	4290	4710
Максимальная скорость, км/ч	51	48	55	51,3	48	55
Рабочая масса, т	30,5	43,9	61,0	35,2	50,8	68,9

Список литературы

1. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины цикличного действия/М.И. Щадов, Р.Ю. Подэрни, Е.Н. Улицкий и др.; Под ред. М.И. Щадова, Р.Ю. Подэрни. — М.: Недра, 1989.

2. Справочник строителя. Земляные работы/Л.В. Гриншпун, А.В. Карпов, М.С. Чиченков и др.; Под ред. Л.В. Гриншпуна. — М.: Стройиздат, 1992.

3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки./МЧМ СССР, Гипроруда — Ленинград, 1986.

4. Peter N. Grimshaw. Excavating into the '90s — Mining Magazin — April, 1989.

5. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины непрерывного действия. Под редакцией М.И. Щадова, В.М. Владимирова — М.: Недра, 1989.

6. Шендеров А.И., Емельянов О.А., Один И.М. Надежность и производительность комплексов горно-транспортного оборудования — М.: Недра, 1976.

7. Развитие техники и технологии открытой угледобычи. Под редакцией М.И. Щадова — М.: Недра, 1987.

8. Земляные работы/Ю.И. Беляков, А.Л. Левинзон, В.А. Галимуллин. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Стройиздат, 1990.

9. Шелюбский Б.В. Служба главного механика строительного треста: Справ. пособие. — М.: Стройиздат, 1992.

9
ТРАНСПОРТ

Карьерный транспорт служит для перемещения горной массы на открытых разработках и представляет собой комплекс устройств и сооружений, объединяющий основное (подвижной состав) и вспомогательное оборудование, транспортные коммуникации, средства управления работой, устройства для технического обслуживания и ремонта.

Пунктами погрузки в карьерах (разрезах) служат экскаваторные забои или промежуточные склады, а пунктами разгрузки для вскрышных пород — отвалы, для полезного ископаемого — постоянные или временные склады, приемные бункера дробильных, сортировочных, обогатительных, агломерационных или брикетных фабрик. В случаях, когда полезное ископаемое из карьера направляется отдаленным потребителям, разгрузка как таковая отсутствует и работа карьерного транспорта завершается передачей груза на магистральный транспорт.

Карьерный транспорт имеет ряд особенностей, отличающих его от транспорта общего назначения:

пункты погрузки и разгрузки постоянно меняют свое положение, следуя за фронтом горных работ, что требует периодического перемещения транспортных коммуникаций и оборудования;

путь транспортирования из карьера, как правило, прокладывается под большим уклоном;

для высокопроизводительного использования экскавационного (погрузочного) и транспортного оборудования необходимо взаимное согласование параметров того и другого.

Вид карьерного транспорта определяется в первую очередь средствами перемещения горной массы. Каждому виду транспорта соответствуют определенные оборудование, коммуникации и организация работы. Выбор вида транспорта производится на основе технико-экономических расчетов применительно к конкретным горнотехническим условиям с учетом большого числа разнообразных факторов: условий залегания пласта и рудного тела, производственной мощности карьера, т.е. объема перевозок, характеристики транспортируемого груза, глубины карьера, расстояния транспортирования и т.д. С учетом вида карьерного транспорта выбираются схемы вскрытия месторождения и параметры системы разработки.

Основное распространение на отечественных и зарубежных карьерах получили железнодорожный, автомобильный и конвейерный транспорт, применяемые как самостоятельные виды, так и в комбинациях. По прогнозу эти виды транспорта останутся основными на ближайшие 10—15 лет. Другие виды транспорта получили меньшее распространение, хотя в определенных условиях они могут быть наиболее эффективными.

9.1. Железнодорожный транспорт

Железнодорожный транспорт имеет широкое распространение на карьерах всех горнодобывающих отраслей России и других стран СНГ.

Основные преимущества ж.-д. транспорта: универсальность, надежность в работе, малая зависимость от климатических условий, способность транспортировать горные породы с различными физико-механическими свойствами, незначительное отрицательное воздействие на окружающую среду, относительно низкие энергоемкость и стоимость транспортирования.

К недостаткам относятся: возможность преодолевать относительно малые уклоны пути, небольшая производительность труда.

Железнодорожный транспорт эффективно применяется при широком изменении объемов перевозки (от 20 до 100 млн т/год и более); рациональное расстояние транспортирования составляет 5—10 км и более, радиусы кривых до 80—100 м, уклоны пути не превышают 2,5—3,5° (40—50 ‰), поэтому он наиболее эффективно используется на месторождениях с большими размерами карьерного поля и при выдержанном залегании пластов или рудных тел. Глубина карьеров при железнодорожном транспорте составляет обычно не более 200—250 м, а с применением тоннельных схем вскрытия глубоких горизонтов достигает 350—400 м.

9.1.1. Железнодорожный путь

9.1.1.1. Верхнее строение пути

Рельсы. На железнодорожных промышленных путях укладываются объемно-закаленные, незакаленные и рельсы второго сорта (табл. 9.1).

Укладываемые в путь новые рельсы должны иметь стандартную длину: нормальные — 12,5—25 м; укороченные — 24,92; 24,84; 12,46; 12,42 и 12,38 м. Старогодные рельсы укладываются в путь так, чтобы разница в износе соседних рельсов по высоте и ширине головки не превышала 1 мм.

Предельные значения приведенного, бокового и вертикального износа рельсов приведены в табл. 9.2.

Шпалы. Наибольшее распространение на промышленном железнодорожном транспорте получили деревянные (94 %) и железобетонные шпалы. Деревянные шпалы преимущественно хвойных пород древесины укладывают в постоянные пути с обязательным антисептированием, в передвижные пути допускается укладка непропитанных шпал. Как правило, для укладки в путь используются шпалы I и II типов. Число шпал на 1 км — 1840 шт. в прямых и 2000 шт. в кривых участках пути.

Учитывая большие боковые динамические силы от колес подвижного состава на рельс, являющиеся причиной его сходов, передвижные пути усиливают металлическими шпалами в количестве 3—4 шт. на звено.

В связи с острым дефицитом шпальной продукции ведутся работы по созданию композиционных из отходов лесопереработки и клееных деревянных шпал, опытные партии которых испытываются в промышленных условиях.

Техническая характеристика шпал, применяемых на промышленном железнодорожном транспорте, приведена в табл. 9.3.

Таблица 9.1.
Техническая характеристика рельсов тяжелого типа

Показатели	Р75	Р65	Р50
Площадь поперечного сечения, см^2	95	82	65
Высота рельса, мм	192	180	152
Ширина головки, мм	75	75	72
Ширина подошвы, мм	150	150	132
Момент инерции относительно горизонтальной оси, см^4	4489	3540	2011
Момеит сопротивления по низу подошвы, см^3	509	435	285
Масса 1 м, кг	74	64	51

Таблица 9.2.
Предельно допускаемый износ рельсов

Вид износа по категориям пути	Р75, Р65		Р50	
	> 10 млн т груза брутто	< 10 млн т груза брутто	> 10 млн т груза брутто	< 10 млн т груза брутто
Приведенный износ (вертикальный + 0,5 бокового) головки рельсов путей, мм				
главных	12	16	10	13
приемо-отправочных	16	20	13	16
станционных	19	19	19	19
Боковой износ головки рельсов путей, мм				
главных, приемо-отправочных	15	18	13	16
других станционных	18	18	18	18
Вертикальный износ головки рельсов независимо от категории пути, мм	13	13	10	10

Промежуточные рельсовые скрепления. Основными прикрепителями рельса к деревянной шпале (табл. 9.4) являются нераздельно-костыльное скрепление ДО, к железобетонной и металлической — клеммно-болтовое КБ. Созданы специальные типы скреплений для металлических РСМ-65 (рис. 9.1,*а*), деревянных РСД-65 и железобетонных РСЖ-65 (рис. 9.1,*б*) шпал. Данные типы скреплений обеспечивают высоконадежную связь рельса со шпалой, стабильную фиксацию ширины колеи, минимальные затраты труда и времени на монтажно-демонтажные операции. Освоенные в производстве скрепления применяют на железнодорожных путях горнодобывающих предприятий России (Урала, Кузбасса) и Казахстана.

Стыковые скрепления. В качестве стыковых скреплений рельсов применяются двухголовые четырех- и шестидырные накладки (табл. 9.5).

Балластный слой. Материалом для балластного слоя служат щебень, гравий, ракушка, отходы асбестового производства, гравий и песок, которые должны удовлетворять техническим условиям на балластные материалы для железнодорожных путей.

Лучший балластный материал — щебень. Фракционный состав путевого щебня приведен в табл. 9.6.

Характеристика гравийного и песчано-гравийного балласта приведена в табл. 9.7.

Шлаковый щебень из отходов металлургического производства допускается тех же размеров, что и каменный.

Таблица 9.3.
Техническая характеристика шпал

Показатели	Деревянные шпалы (ГОСТ 78—89)			Клееная шпала (НИИОГР)
	IA	IIA	IIIA	
Толщина (высота), мм	180	160	150	180
Ширина постели, мм:				
верхней	165	160	150	250
нижней	250	230	230	250
Длина, мм	2700	2700	2700	2700
Опорная площадь полушпалы, см^2	3375	3105	3105	3375
Коэффициент изгиба	0,79	0,77	0,75	0,77
Масса, кг:				
сухая непропитанная	62	51	47	70
пропитанная маслянными антисептиками	71	58	54	—
Момент инерции среднего сечения шпалы, см^4	11542	7458	6146	12150
Момент сопротивления среднего сечения шпалы, см^3	1300	960	840	1350

Асбестовый балласт содержит пылеватых частиц размером менее 0,1 мм 4—8 %, размером 7—25 мм — 7—30 %, мелких свободных волокон асбеста длиной 0,25—1 мм — 4—5 % по массе.

Допускаемое давление (кПа) от шпал на балласт составляет:

Для щебеночного и асбестового балласта нормальных фракций ..... До 350
Для песчано-гравийного балласта ..... До 230

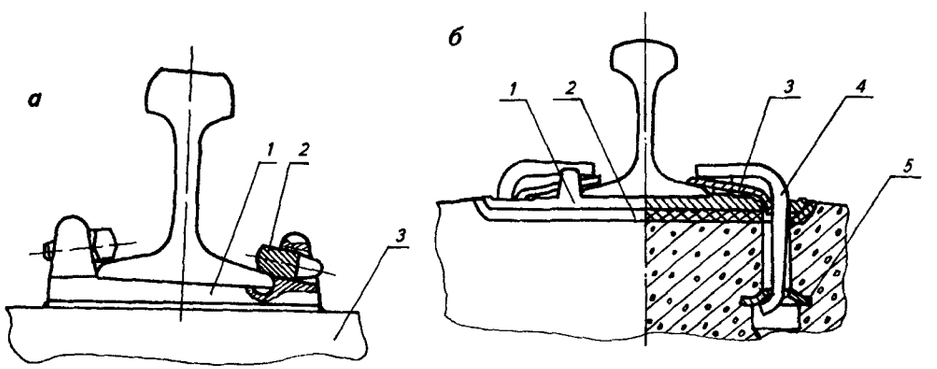


Рис. 9.1. Специальные типы скреплений:

а — клеммное для металлических шпал РСМ-65: *1* — подкладка РСМ-65; *2* — закладная клемма; *3* — металлическая шпала; *б* — пружинное для железобетонных шпал РСЖ-65: *1* — подкладка КБ; *2* — прокладка под подкладку; *3* и *5* — закладная соответственно клемма и шайба; *4* — пружинная скоба

Железобетонная шпала (ГОСТ 10629—88)	Металлические шпалы коробчатого сечения из швеллеров (НИИОГР)		Композиционная шпала (НИИОГР)	Показатели
	№ 20	№24		
193	152	180	180	Толщина (высота), мм
				Ширина постели, мм:
165	200	240	250	верхней
305	200	240	250	нижней
2700	2700	2700	2700	Длина, мм
—	1971	2365	3363	Опорная площадь полушпалы, см^2
0,9	0,85	0,85	0,75	Коэффициент изгиба
				Масса, кг:
265	100	138	96	сухая непропитанная
—	—	—	—	пропитанная маслянными антисептиками
4903	1657	3066	12150	Момент инерции среднего сечения шпалы, см^4
689	218	340	1350	Момент сопротивления среднего сечения шпалы, см^3

Таблица 9.4.
Техническая характеристика промежуточных скреплений

Показатели	ДО (ГОСТ 8194—75) (ГОСТ 12135—75)	КБ (ГОСТ 16279—78)	РСМ-65 (НИИОГР)	РСД-65 (НИИОГР)	РСЖ-65 (НИИОГР)
Тип прикрепляемых рельсов	Р50, Р65, Р75	Р50, Р65, Р75	Р65, Р75	Р65, Р75	Р65, Р75
Тип прикрепляемых шпал	Деревянные	Железобетонные	Металлические	Деревянные	Железобетонные
Размеры подкладки, мм:					
ширина	310—360	370	226	300	370
длина	165—170	140	230	230	140
Масса подкладки, кг	6,2—7,6	6,5	8,2	10,0	6,5
Уклон подрельсовой части подкладки	1:20	—	1:20	1:20	—
Опорная площадь подкладки, см^2	527—612	516	520	680	516
Прикрепитель:					
рельса к подкладке	Костыль	Клемма-болт	Клемма		
шпалы к подкладке	Костыль	Болт	Сварка	Шуруп	Пружинная скоба
Число элементов скрепления на одну подкладку	4—6	19	3	7	5
Сопротивление пути угону рельса, кН	Требуется противоугон	7,5	5,0	5,0	22,5

Таблица 9.5.
Техническая характеристика стыковых накладок (ГОСТ 8193—73)

Показатели	Р75	Р65, Р75	Р65, Р75	Р50
Размеры, мм:				
наибольшая высота	132,6	126,9	130	104,2
наибольшая толщина	46,9	45,5	45,5	46
толщина по оси накладки	20	21	21	19
длина	800	800	1000	820
диаметр круглых отверстий	29	29	30	26
размеры овальных отверстий	29×39	29×39	30×40	26×34
Уклон рабочих поверхностей	1:4	1:4	1:4	1:4
Число болтовых отверстий	4	4	6	6
Масса, кг	25,8	23,8	29,5	18,7

Таблица 9.6.
Фракционный состав путевого щебня (ГОСТ 7392—85)

Фракции щебня		Допускается наличие зерен				
Название	Размер зерен, мм	более верхнего предела крупности		менее нижнего предела крупности		
		по размеру, мм	по массе, % от массы щебня	по размеру, мм	по массе, % от массы щебня	
					всего	в том числе размером 0,14 мм
Нормальная	25—60	До 70	До 5	Менее 25	До 5	До 1,5
	25—50	До 60	До 10	Менее 25	До 5	До 1,5
Мелкая	5—25	До 40	До 10	Менее 5	До 5	До 2

Таблица 9.7.
Фракционный состав гравийного и песчано-гравийного балласта (ГОСТ 7394—85)

Размер зерен, мм	Содержание зерен, % по массе в балласте	
	гравийном	песчано-гравийном
60—100	До 10	До 10
60—3	41—80	До 80
3—0,63	До 49	До 100
0,63—0,14	До 27	До 57
Менее 0,14:		
всего	До 10	До 16
в том числе илистых, глинистых и пылеватых частиц	До 2	До 3

Толщина балластного слоя из щебня должна составлять при устройстве пути: на рыхлых породах — до 35—40 см; на скальных породах — до 20—25 см.

На передвижных путях горнодобывающих предприятий возможно использование блочной балластной призмы конструкции НИИОГР. Материал блоков — горячие асфальтобетоны с каркасной арматурой. Размеры блока 4150×2700×200 мм. Торцы блоков имеют сопрягаемую поверхность, что обеспечивает плавность укладки пути на криволинейных участках. Переукладка звеньев производится непосредственно с блоками балластной призмы. Связь блока со звеном осуществляется с помощью надежных прикрепителей. Масса блока со звеном 11,0—12,0 т.

Стрелочные переводы. Основные размеры одиночных стрелочных переводов, применяемых на промышленном железнодорожном транспорте, приведены в табл. 9.8.

Таблица 9.8.
Основные размеры стрелочных переводов

Тип перевода	Марка крестовины	Расстояние, мм						Радиус переводной кривой по наружной нити, м
		от оси переднего стыка рамного рельса до хвостового стыка крестовины	от острия остряка до математического острия крестовины	от оси переднего стыка рамного рельса до центра перевода	от центра перевода до хвостового стыка крестовины по оси бокового пути	от начала остряка до центра перевода	от центра перевода до математического острия крестовины	
Р65	1/11	33367	28048	14018	19349	11249	16799	300
Р65	1/9	31039	26180	15191	15848	12422	13758	200
Р50 и Р43	1/11	33529	26902	14430	19099	10103	16799	297
Р50 и Р43	1/9	31061	24854	15423	15638	11096	13758	200

9.1.1.2. Потребность материалов верхнего строения

Среднегодовая потребность материалов верхнего строения для текущего содержания и ремонта постоянных и передвижных промышленных железнодорожных путей на деревянных и железобетонных шпалах приведена в табл. 9.9—9.12.

9.1.1.3. Периодичность плановых ремонтов пути

Объемы плановых ремонтов постоянных путей можно определять в соответствии с дифференцированными нормами периодичности ремонтов, представленными в табл. 9.13.

Рельсовые звенья для передвижных путей собираются, как правило, из старогодных рельсов Р65 длиной 12,5 м на деревянных шпалах с усилением звена металлическими шпалами. Периодичность ремонта рельсовых звеньев передвижных путей приведена в табл. 9.14.

Выход из строя шпал, переводных брусьев и рельсов обусловлен действием различных эксплуатационных, конструктивных, природных и других факторов.

Сроки службы и нормы расхода этих элементов пути для различных условий эксплуатации приведены в табл. 9.15—9.16.

Таблица 9.9.

Среднегодовая потребность (шт.) материалов верхнего строения пути для текущего содержания, подъемочного, среднего и капитального ремонтов 1 км постоянных путей

Материалы	Текущее содержание, шт.	Подъемочный ремонт, шт.	Средний ремонт, шт.	Капитальный ремонт (шт.) при рельсах		Примечание
				Р75, Р65	Р50	
Рельсы длиной 25 м / 12,5 м	2	4	6	80/160	—	
Накладки	6	8	10	160/320	—	
Болты стыковые	20/30	20/30	40/60	320/640	480/960	
Гайки	20/30	20/30	40/60	320/640	480/960	
Шайбы	20/30	20/30	40/60	320/640	480/960	
Рельсовые соединители	—	40	50	160/180	—	
Изостыки	100 %	4	4	4	—	
Подкладки	10	40	60	3680	—	При деревянных шпалах
Костыли	400	600	1000	14720	—	То же
Противоугоны	120	240	360	2400	—	"
Шпалы деревянные	50	200	400	1840	—	"
Подкладки КБ	10	40	60	3680	3680	При железобетонных шпалах
Клеммы промежуточные	4	12	24	7360	7040	То же
Болты:						
клеммные	50	100	150	7360	7360	"
закладные	20	80	120	7360	7360	"
Гайки	50	100	150	14720	14720	"
Шайбы двухвитковые	50	100	150	14720	14720	"
Прокладки:						
под рельс	250	500	750	3680	3680	"
под шпалу	50	100	150	3680	3680	"
Втулки изолирующие	50	100	150	7360	7360	"
Шпалы железобетонные	5	20	30	1840	1840	"
Щебень, м³	15	100	640	1700/1900		"

Примечание. Над чертой — для путей с деревянными шпалами, под чертой — с железобетонными.

Таблица 9.10.
Потребность материалов верхнего строения для текущего ремонта 1 км передвижных путей

Материалы	Потребность, шт/год	Потребность при рельсах, кг/год	
		Р65	Р50
Рельсы длиной 25 м	6	9600	7800
Накладки	12	280	220
Болты стыковые	50/75	41	44
Гайки	50/75	11	12
Подкладки	70	530	430
Костыли	500	190	190
Шпалы деревянные	70	—	—
Шпалы металлические	6	—	—
Примечание. Над чертой — для Р65, под чертой — для Р50			

Таблица 9.11.
Потребность материалов верхнего строения на одну переукладку 1 км пути

Материалы	Потребность, шт/год	Потребность при рельсах, кг/год	
		Р65	Р50
Рельсы длиной 25 м	2	3200	2600
Накладки	4	90	70
Болты стыковые	35/40	29	29
Гайки	35/40	8	8
Шайбы	35/40	3	4
Подкладки	10	70	60
Костыли	100	40	40
Болты клеммные	10	3	3
Гайки	10	1	1
Шайбы двухвитковые	10	1	1
Шпалы деревянные	160	—	—
Щебень, м^3	1200	—	—
Примечание. Над чертой — для Р65, под чертой — для Р50.			

Таблица 9.12.
Потребность материалов верхнего строения на замену одного стрелочного перевода

Материалы	Потребность, шт/год	Потребность при рельсах, кг/год	
		Р65	Р50
Металлические части стрелочного перевода	Один комплект	—	—
Накладки	20	470	370
Болты стыковые	80/120	65	70
Гайки	80/120	18	19
Шайбы	80/120	7	8
Подкладки	116	900	700
Костыли	800	300	300
Рельсы новые	6	9600	7800
Шурупы	160	86	86
Шпалы деревянные	8	—	—
Брусья переводные	Один комплект	—	—
Противоугоны	90	0,1	0,1
Щебень, м³	50	—	—

Примечание. Над чертой — для рельсов Р65, под чертой — для рельсов Р50

Таблица 9.13.
Периодичность плановых ремонтов постоянных ж.-д. путей, млн т брутто

Тип верхнего строения и план пути	Подъемочный ремонт			Средний ремонт			Капитальный ремонт		
	Уклон пути, ‰								
	0—2,5	2,51—20	20,1—40	0—2,5	2,51—20	20,1—40	0—2,5	2,51—20	20,1—40
Рельсы Р65 с деревянными шпалами:									
радиус кривой —									
$R > 1000$ м	120	100	60	220	190	110	380	320	200
$R = 351+1000$ м	80	60	50	120	100	80	210	180	140
$R < 350$ м	60	50	40	90	70	60	160	130	100
Рельсы Р50 с деревянными шпалами:									
$R > 1000$ м	90	80	60	150	130	100	260	230	140
$R = 351 + 1000$ м	60	50	40	90	70	60	150	130	100
$R < 350$ м	50	40	30	70	60	50	130	110	80
Рельсы Р65 с железобетонными шпалами:									
$R > 1000$ м	130	100	50	200	170	100	330	290	180
$R = 350+1000$ м	60	50	30	90	80	60	170	140	140
Рельсы Р50 с железобетонными шпалами:									
$R > 1000$ м	80	70	50	130	120	80	230	200	120
$R = 350+1000$ м	50	40	30	70	60	50	120	100	80

Таблица 9.14.
Периодичность ремонта передвижных ж.-д. путей с доставкой звеньев на звеносборочнуб базу

Периодичность ремонта на звеносборочной базе	Число переукладок в год				
	1 и менее	2	3	4	5 и более
Продолжительность периода между профилактическими ремонтами звеньев, лет	2	1,5	1,3	1,2	1,0—1,2
Продолжительность периода между комплексными ремонтами звеньев, лет	4	3	2,6	2,5	2—2,4

Таблица 9.15.
Сроки службы и нормы расхода деревянных и железобетонных шпал и переводных брусьев на ремонтно-эксплуатационные нужды

Шпалы	Постоянные пути		Передвижные пути	
	Срок службы, лет	Годовая норма расхода, шт/км	Срок службы, лет	Годовая норма расхода, шт/км
Деревянные	8,3—12,1	204—135	3,6—6,0	666—304
Железобетонные	17,5—24,9	105—74	—	—
Брусья стрелочных переводов	6,4—9,7	0,16—0,1	—	—

Таблица 9.16.
Сроки службы и нормы расхода рельсов на ремонтно-эксплуатационные нужды для предприятий открытой добычи

Рельсы	Постоянные пути		Передвижные пути	
	Срок службы, лет	Годовая норма расхода, км/км	Срок службы, лет	Годовая норма расхода, км/км
Новые	12,7—14,8	0,08—0,068	—	—
Старогодные	—	—	2,8—6,1	0,36—0,16

9.1.1.4. Средства механизации путепереукладочных и путеремонтных работ

Технические характеристики основных типов путевых машин и устройств, применяемых на путепереукладочных и путеремонтных работах, текущем содержании путей открытых горных разработок, приведены в табл. 9.17—9.21.

Таблица 9.17.
Техническая характеристика путепереукладочного оборудования

Показатели	Путеукладочный кран УК 25/9-18	Железнодорожный кран					Тракторный путепереукладчик ТПП-25 (бульдозер ДЗ-94С)
		КДЭ-163	КДЭ-253	ЕДК-300/2	ЕДК-500/1	THG-630У	
Грузоподъемность, т	18,0	10,0—16,7	16,7—25,0	58,8	80,0—40,0	98,0	20,0
Вылет стрелы, м	—	20—15	20—15	15	20—28	28	—
Длина укладываемого звена, м	25	12,5	12,5	12,5	12,5—25	25	12,5—25
Техническая производительность при переукладке, м/ч:							
непосредственной	180	100	100	100	77—88	113—120	100—175
с промежуточной трассы	—	45	45	45	45	45—60	—
Шаг переукладки, м	Не ограничен	15—28	20—36	15—28	20—36	20—36	До 90
Мощность силовой установки, кВт	240	85	85	75	160	150	—
Минимальный радиус проходимых кривых, м	180	50	50	120	120	80	—
Габариты, мм:							
длина общая	43330	8240	9220	25610	25840	26840	9400
ширина	3250	3120	4500	—	—	—	4730
высота	5280	—	—	—	—	—	4280
Масса, т	101,0	53,1	63,9	80,0	111,0	120,0	55,0
Скорость передвижения, км/ч:							
рабочая	—	10,4	8	10	10	10	—
транспортная	50—70	80	80	100	100	100	—

Таблица 9.18.
Техническая характеристика выправочно-подбивочных машин

Показатели	ВПО-3000	ВПРС-500	ВПР-1200	Р-2000
	Назначение			
	выправка ж.-д. пути, дозировка балласта, уплотнение балластной призмы	выправка ж.-д. пути и стрелочных переводов, уплотнение балласта у торцов шпал	выправка ж.-д. пути, подбивка балласта под шпалами	рихтовка ж.-д. пути, уплотнение балласта у торцов шпал
Производительность (на основной операции)	До 3 км/ч	500 шпал/ч	1200 шпал/ч	2000 м/ч
Усилие подъема пути, кН	200	250	250	—
Усилие сдвига пути, кН	136	170	170	150
Высота подъема пути, мм	100	100	100	—
Величина сдвига пути при рихтовке, мм	200	100	100	100
Минимальный радиус проходимых кривых, м	350	160	160	160
Скорость передвижения, км/ч				
рабочая	3—15	3—4	3—4	3—4
транспортная	50	80	80	80
Мощность силовой установки, кВт	220	177	177	177
Габариты, мм	27870×3200×5250	17690×3140×3420	17690×2530×4000	26910×2530×3960
Масса, т	106,5	41,2	41,4	31,0

Продолжение табл. 9.18

Показатели	ВПРС-10 (НИИОГР)	КПЛ-ВП (НИИОГР)	УПРМ (НИИОГР)	ПРМ-50М (ПРМ-5ПМ)
	Назначение			
	выправка ж.-д. пути и стрелочных переводов, уплотнение балласта, очистка пути, питание инструмента	выправка ж.-д. пути и стрелочных переводов, уплотнение балласта, очистка пути, питание инструмента	выправка ж.-д. пути, уплотнение балласта под повышенные осевые нагрузки, питание инструмента, очистка пути	выправка ж.-д. пути, уплотнение балласта, питание инструмента
Производительность (на основной операции)	400 шпал/ч	310 шпал/ч	300 шпал/ч	350 шпал/ч
Усилие подъема пути, кН	270	318	348	—
Усилие сдвига пути, кН	180	116	116	—
Высота подъема пути, мм	До 400	До 400	До 400	—
Величина сдвига пути при рихтовке, мм	До 360	До 360	До 350	—
Минимальный радиус проходимых кривых, м	60	60	60	60
Скорость передвижения, км/ч:				
рабочая	3—5	—	—	—
транспортная	40	До 30	30	50
Мощность силовой установки, кВт	177	88	37—44	44
Габариты, мм	10300×3200×4000	9730×2750×2735	6385×2810×3220	6350×2814×2735
Масса, т	23,0	12,0	10,4	9,0

Таблица 9.19.
Техническая характеристика путеремонтных машин

Показатели	ПРМ-35	МСШУ-4М	МПМ (НИИОГР)	МУР (НИИОГР)
	Назначение			
	подъемка и выправка ж.-д. пути, ручная подбивка маячных шпал при путеремонтных работах, питание инструмента	замена деревянных и ж.-б. шпал, подъемка и выправка пути, подбивка маячных шпал, земляные, погрузочно-транспортные работы, питание инструмента	подъемка и выправка пути, питание инструмента	подъемка и выправка пути, уплотнение и очистка межшпального пространства, питание инструмента, замена шпал
Производительность (на основной операции)	600 м/ч	35 шпал/ч	300 м/ч	200—300 м/ч
Усилие подъема, кН	388	318	220	318
Усилие рихтовки, кН	124	116	100	116
Высота подъема пути, мм	450	450	400	450
Величина сдвига пути, мм	360	360	400	360
Мощность силовой установки, кВт	37	44	19,5	37—44
Скорость движения максимальная, км/ч	50	50	30	30
Габариты, мм	5135×2710×2735	6385×2810×3220	3765×2600×2200	6385×2810×3220
Масса, т	6,0	9,2	4,0	10,0

Техническая характеристика выправочно-подбивочных машин (Австрия) приведена ниже.

Выправочно-подбивочная машина	08-275	08-32	МТМ-700
Назначение	Выправка ж.-д. пути и стрелочных переводов, подбивка балласта под шпалами	Выправка ж.-д. пути, подбивка балласта под шпалами	Выправка ж.-д. пути, подбивка балласта под шпалами
Производительность:			
подбивка пути, м/ч	350—400	700—800	150—200
обработка стрелочных переводов, ед/ч	0,7—1	—	—
Высота подъема пути, мм	До 100	До 100	До 150
Величина сдвига пути, мм	До 100	До 100	До 100
Усилие подъема, кН	До 250	До 250	До 200
Максимальный уклон пути, ‰	До 12	До 12	До 20
Минимальный радиус кривой пути, м	До 200	До 250	До 120
Скорость, км/ч	До 100	До 100	До 30
Мощность, кВт	175	175	80
Масса, т	Около 40	Около 40	Около 10
Обслуживающий персонал, чел	3	5	2

Техническая характеристика путеремонтной машины MRT (Франция)

Назначение	Замена шпал, подъемка пути	Максимальный уклон пути, °/₀₀	До 20
Производительность		Минимальный радиус	
на подъемке пути, м/ч	250—300	кривой пути, м	До 80
на замене шпал	35—40	Скорость, км/ч	До 25
Высота подъема пути, мм	До 150	Мощность, кВт	38
Усилие подъема пути, кН	До 160	Масса, кг	4800
Усилие выдергивания шпалы, кН	До 30	Обслуживающий персонал, чел	1

Таблица 9.20.
Техническая характеристика средств малой механизации путеремонтных работ

Показатели	Рельсорезный станок гидравлический	Рельсосверлильный станок гидравлический	Механизм замены шпал (автономный)	Костыльевыдергиватель гидравлический	Стыкоразгонщик	Устройство перегонки рельсов	Гайковерт гидравлический
	Назначение						
	Резка рельсов отрезным кругом	Сверление рельсов	Единичная замена шпал	Выдергивание костылей скрепления	Регулирование стыковых зазоров	Устранение забегов рельсов при путеукладочных работах	Отвинчивание и завинчивание гаек, болтов
Типы рельсов, шпал, скреплений	Р50, Р65, Р75	Р65, Р75	Деревянные, железобетонные	ДО	Р50, Р65, Р75	ДО, Д2, КБ (без ослабления)	Промежуточные и стыковые
Основные данные	Диаметр круга — 400 мм Скорость резания — 45—60 м/с	Время сверления отверстия — 90—120 с Диаметр отверстия — 34—36 мм	Время выдергивания шпалы — до 8 мин Максимальное рабочее усилие — 30 кН	Усилие выдергивания — 30—40 кН	Рабочее статическое усилие — 250 кН Скорость перемещения — $7{,}5\ 10^{-3}$ м/с Максимальная величина разгонки — 0,15 м	Рабочее динамическое усилие до 1000—1500 кН Скорость перемещения $30\ 10^{3}$ м/с Величина забега не ограничена	Вращающий момент регулируемый до 1,2 кН м
Мощность, кВт	8—18	3—6	—	—	—	6—9	—
Масса, кг	40	40	38	9	110	180	10

Таблица 9.21.
Техническая характеристика средств вспомогательной путевой механизации (НИИОГР)

Показатели	КПЛ-10	Саморазгружающаяся платформа	Траверса рельсозахватная электрогидравлическая
Назначение	Очистка путей, выправка пути, питание инструмента	Погрузка, транспортирование, выгрузка грузов, сыпучих материалов	Отрыв, удержание звеньев ж.-д. пути при его переукладке (укладке), рихтовка, стыковка звеньев
Основные данные	Производительность — до 150 м³/ч Мощность силовой установки — 2×44 кВт Транспортная скорость — 30 км/ч	Грузовой момент — 70 кН·м Наибольший вылет от оси поворота — 6,5 м Грузоподъемность — 120—180 т Объем кузова — 18 м³	Усилие отрыва — 140 кН Усилие рихтовки — 30 кН Усилие продольного сдвига одного рельса — 40 кН
Минимальный радиус проходимых кривых, м	100	80—100	—
Масса, т	12	29	1,3

С целью снижения трудоемкости и повышения качества ремонта путей используются стационарные поточные линии для ремонта рельсовых звеньев и рельсов. Поточная линия для ремонта рельсовых звеньев ПЗРЛ предназначена для ремонта, сборки из отдельных элементов и разборки рельсовых звеньев с деревянными шпалами, рельсами Р50, Р65, Р75 и костыльным прикреплением шпал к рельсам.

Техническая характеристика поточной линии ПЗРЛ (НИИОГР)

Тип рельсов Р50, Р65, Р75
Тип шпал ..... Деревянные всех типов
Тип скреплений ..... Костыльное
Эпюра шпал, шт/км 1840
Ширина колеи, мм ..... 1520—1540
Производительность, м/ч:
на ремонте звеньев 94
на сборке звеньев 42
на разборке звеньев 54
Масса, т 280
Обслуживающий персонал, чел. 7

Другая поточная линия предназначена для ремонта и восстановления рельсов, отбракованных при ремонте звеньев и обладающих остаточным ресурсом. На линии выполняются операции по очистке, резке, сверлению, сварке, дефектации и выправке рельсов, профилированию головки рельса.

Техническая характеристика поточной линии для ремонта старогодных рельсов (НИИОГР)

Диаметр рельсорезных кругов, мм ..... 900—1200
Число резов одним кругом ..... 20—25
Скорость сварки стыков, стык/мин ..... До 10
Скорость наплавки поверхности, мм/мин 900—1100
Усилие пресса для правки рельсов, кН:
вертикальное 250
горизонтальное 120
Производительность линии, м/смену 100

9.1.2. Подвижной состав

Карьерные локомотивы имеют ряд специфических характеристик, основные из которых — возможность локомотива преодолевать затяжные подъемы пути без значительного снижения скорости и проходить кривые участки пути радиусом до 80—100 м; автономность, т.е. возможно меньшая зависимость от внешнего источника энергии; постоянная готовность к работе в различных климатических условиях.

На открытых горных разработках получили применение два типа локомотивов — электровозы и тепловозы (табл. 9.22).

Техническая характеристика электровозов приведена ниже.

Электровоз	Д94	ВЛ26	EL21
Ток		Переменный	Постоянный
Напряжение, кВ	10	3,0	1,5
Осевая формула	2_0—2_0	3_0—3_0	2_0+2_0+2_0
Сцепная масса, т	94	120	160
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	230	196	262
Часовой режим			
мощность, кВт	1635	1102	2100
сила тяги, кН	196	108	242
скорость, км/ч	30	37	29,7
15-минутный режим			
мощность, кВт	1780	—	2600
сила тяги, кН	225	—	336
скорость, км/ч	27,5	—	27,5
Мощность источника автономного питания, кВт	—	—	—
Наименьший радиус вписывания, м	80	80	80
Длина, мм	16400	19900	21320
Завод-изготовитель, страна	ДЭВЗ	НЭВЗ	ФРГ

Таблица 9.22.
Техническая характеристика тяговых агрегатов

Показатели	ОПЭ1; ОПЭ1М	ОПЭ2	ОПЭ1А	ОПЭ1Б	EL20	ПЭ2М; ПЭ2У	ПЭ3Т
Ток	Переменный					Постоянный	
Напряжение, кВ	10	10	10	10	10	3/1,5	3
Осевая формула	$3(2_0+2_0)$						
Сцепная масса, т	360	372	372	372	366	368	372
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	294	304	304	304	299	294	304
Часовой режим							
мощность, кВт	6480	5325	5325	5325	5367	5460	5400
сила тяги, кН	810	650	650	650	688	681	671
скорость, км/ч	28,5	29,5	29,5	29,5	28	28,9	29
15-минутный режим							
мощность, кВт	7600	6780	6780	6780	6410	6140/2970	6780
сила тяги, кН	1050	961	961	961	942	812/853	961
скорость, км/ч	25,3	25,4	25,4	25,4	24,5	27,2/12,5	25,4
Мощность источника автономного питания, кВт	1471	—	1103	1471	809	—	1471
Наименьший радиус вписывания, м	80	80	80	80	80	80	80
Длина, мм	69100	51306	51506	51606	52300	51306	54606
Завод-изготовитель, страна	НЭВЗ	ДЭВЗ			ФРГ	ДЭВЗ	

Техническая характеристика тепловозов приведена ниже

Тепловоз	ТЭМ1	ТЭМ2	ТЭМ3	ТЭМ7
Осевая формула	3_0—3_0	3_0—3_0	3_0—3_0	(2_0+2_0)—(2_0+2_0)
Сцепная масса, т	120	122	127	180
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	200	204	210	225
Расчетная снла тяги, кН	200	205	205	350
Скорость движенння при расчетной силе тяги, км/ч	9	11	20	10,3
Мощность дизеля эффективная, кВт	736	800	1470	1470
Наименьший радиус впнсывания, м	80	80	120	90
Длина тепловоза, мм	16970	16970	16970	21500

Наиболее эффективна для карьерных условий электрическая тяга, основные преимущества которой: эффективность работы на уклонах до 50—60 ‰, высокая удельная мощность и способность выдерживать значительные кратковременные перегрузки, высокая экономичность (КПД системы 14—16 %, КПД собственно электрического локомотива 85—86 %); возможность увеличения сцепной массы объединением нескольких секций.

Преимущество тепловозной тяги — автономность.

Локомотивы различаются по числу осей, форме кузова и способу питания двигателей электроэнергией.

Число осей определяется допустимой нагрузкой на путь, которая по современному состоянию путей не превышает 300—320 кН.

Форма кузова карьерных локомотивов выполняется вагонного (подобно магистральным электровозам) или будочного типа с размещением кабины машиниста в средней части локомотива.

По способу питания двигателей электроэнергией карьерные локомотивы подразделяют на контактные, контактно-дизельные, контактно-аккумуляторные.

Железнодорожные вагоны на открытых горных разработках подразделяют:

по условиям эксплуатации — на вагоны общей сети железных дорог и вагоны промышленного транспорта, обращающиеся на путях замкнутого направления без выхода на общую сеть железных дорог;

по типу конструкции — на полувагоны, платформы, цистерны, хопперы и вагоны специального назначения;

по способу передвижения — перемещаемые локомотивами или имеющие собственные тяговые двигатели (моторные вагоны).

Различаются вагоны также по габариту подвижного состава, ширине колеи, конструктивному исполнению.

Основное распространение на карьерах получили открытые вагоны благодаря удобству механизированной погрузки и разгрузки (табл. 9.23, 9.24).

Таблица 9.23.
Техническая характеристика думпкаров

Показатели	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-145	ВС-170
Грузоподъемность, т	60	85	105	145	170
Объем кузова, м³	30	38	50	68	80
Тара вагона, т	27	35	48,5	78	75
Число осей	4	4	6	8	8
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	213	294	256	273	300
Габариты, мм					
длина по осям автосцепок	11830	12170	14900	17630	16950
ширина	3210	3520	3750	3500	—
высота	2867	3236	3241	3635	—
Способ разгрузки	Двусторонняя				Односторонняя

Таблица 9.24.
Техническая характеристика вагонов, применяемых на карьерах

Показатели	Тип вагона				
	полувагон	полувагон	полувагон	хоппер	платформа
Грузоподъемность, т	63	94	125	65	63
Объем кузова, м³	73	106	140	42	—
Тара вагона, т	22,4	33	46	22	20,9
Число осей	4	6	8	4	4
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	218	236	218	222	214
Габариты, мм	13920×3130××3484	16400×3200××3790	20240×3130××3970	12000	14620

9.1.3. Тяговые расчеты

Тяговые расчеты производятся с целью определения массы поезда, условий и результатов торможения, установления времени и скорости движения поезда по отдельным участкам пути, степени нагрева тяговых двигателей, расхода энергии на транспортирование.

Исходные данные для производства тяговых расчетов — сила тяги, сопротивление движению и тормозное усилие. Максимальная сила тяги (сила тяги (кН) по сцеплению)

$$F_{max} \le 1000\, M_л g \psi,$$

где $M_л$ — сцепная масса локомотива, т; $g = 9{,}81$ м/с² — ускорение свободного падения; ψ — коэффициент сцепления.

Коэффициент сцепления имеет природу коэффициента трения, зависит от многих физических и эксплуатационных факторов, определяется опытным путем.

Эмпирические выражения для определения коэффициента сцепления имеют вид:

$$\psi = a + \frac{b}{c + dv},$$

где v — скорость движения; a, b, c, d — постоянные коэффициенты, значения которых зависят от состояния пути, системы пуска и регулирования скорости, схемы соединения двигателей между собой.

При последовательно-параллельном соединении двигателей и ступенчатом регулировании скорости (электровозы EL21, тяговые агрегаты ПЭ2М, ПЭ2У) расчетный коэффициент сцепления при движении в интервале 15—30 км/ч составляет 0,22—0,23, при трогании с места — 0,28—0,3.

При параллельном соединении тяговых двигателей и ступенчатом регулировании скорости (электровоз Д94, тяговый агрегат ОПЭ1) расчетный коэффициент сцепления при движении составляет 0,25—0,26, при трогании с места — 0,32—0,34.

При параллельном соединении тяговых двигателей и плавном регулировании скорости (тяговые агрегаты ОПЭ1М, ОПЭ2, ОПЭ1А, ОПЭ1Б, ПЭ3Т) коэффициент сцепления при движении составляет 0,27—0,29, при трогании с места — 0,34—0,36.

Сопротивление движению поезда представляет собой сумму сопротивлений основного w_o, от уклона w_i и кривизны пути w_R.

Удельное основное сопротивление (т.е. отнесенное к единице веса поезда) определяется состоянием пути, конструкцией подвижного состава, скоростью движения и устанавливается на прямом, горизонтальном участке пути. Сопротивление движению w_0 (Н/кН) различно для локомотивов и вагонов, однако при выполнении тяговых расчетов в условиях открытых разработок могут быть приняты усредненные значения, полученные эмпирически для различных условий и режимов движения поезда (табл. 9.25).

При движении вагонами вперед сопротивление движению поезда увеличивается на 20—25 %.

Дополнительное удельное сопротивление движению от уклона w_i (Н/кН) численно равно уклону пути со знаком, соответствующим подъему и спуску, $w_i = \pm i$.

Дополнительное удельное сопротивление от кривизны пути w_R (Н/кН), определяемое радиусом кривой, рассчитывается по формулам:

$w_R = 700/R$ — при радиусе кривой ≥ 300 м;

$w_R = 900/(R + 100)$ — при радиусе кривой < 300 м.

Полное сопротивление (кН) движению поезда массой M

$$w = (w_0 \pm i + w_R)\, Mg.$$

Определение массы поезда. Масса (т) состава (прицепной части поезда) на открытых горных разработках определяется из условия равномерного движения поезда по руководящему уклону с полным использованием сцепного веса локомотива:

$$M_c = \frac{M_л(1000\,\psi\, k_c - w_0 - i_р)}{(w_0 + i_р)},$$

где $M_л$ — сцепная масса локомотива, т, при использовании тяговых агрегатов локомотив комплектуется из нескольких секций; ψ — расчетный коэффициент сцепления при движении; w_0 — основное удельное сопротивление движению поезда, Н/кН; $i_р$ — руководящий уклон, ‰ (Н/кН); k_c — коэффициент использования сцепной массы, учитывающий разгрузку осей локомотива при реализации тягового усилия, для электровозов и тепловозов $k_c = 0{,}97 \div 0{,}98$, для тяговых агрегатов $k_c = 0{,}95 \div 0{,}96$.

Производится проверка массы (т) прицепной части поезда по условиям трогания с места на руководящем или смягченном уклоне

$$M_c = \frac{M_л(1000\,\psi_{тр}\, k_c - w_0 - i_{тр} - 110a)}{(w_0 + i_{тр} + 110a)},$$

где $\psi_{тр}$ — коэффициент сцепления при трогании; $i_{тр}$ — уклон, на котором производится трогание состава с места; $a = 0{,}03 \div 0{,}05$ — ускорение при трогании, м/с^2.

При использовании тепловозов, когда сила тяги ограничивается мощностью дизеля, масса (т) прицепной части поезда

$$M_c = \frac{3600\dfrac{P_{эф}}{v}\,\eta_г\,\eta_{с.н}\,\eta_{д.з} - M_л(w_0 + i_р)g}{(w_0 + i_р)g},$$

где $P_{эф}$ — эффективная мощность дизеля, кВт; $\eta_г = 0{,}85 \div 0{,}9$ — КПД генератора; $\eta_{с.н} = 0{,}85$ — коэффициент, учитывающий

Таблица 9.25.

Усредненные значения удельного основного сопротивления движению поезда w_0, Н/кН

Категория путей нормальной колеи (1520 мм)	Груженый поезд	Порожний поезд
Постоянные пути	2,5	3,5
Временные (передвижные) пути:		
балластированные	4,0	5,5
небалластированные	6,0	8,0

расход мощности на собственные нужды; $\eta_{дз} = 0{,}85 \div 0{,}9$ — КПД тягового двигателя и зубчатой передачи.

Число вагонов в составе

$$n = \frac{M_c}{q(1+k_т)},$$

где q — грузоподъемность прицепного вагона, $k_т$ — коэффициент тары вагона.

9.1.4. Тормозные расчеты

Для торможения подвижного состава на карьерном транспорте применяют два вида торможения:

фрикционное — с использованием силы трения, возникающей при воздействии тормозных колодок на колеса или рельсы, по способу управления фрикционные тормоза подразделяют на пневматические, электропневматические, электромагнитные;

электродинамическое — с переводом тяговых двигателей локомотива в генераторный режим работы с поглощением вырабатываемой электроэнергии тормозными резисторами.

Механические (фрикционные) тормоза локомотивов и вагонов служат для нормальной и экстренной остановки поезда.

Тормозная сила поезда $B_к$ (кН) ограничена сцеплением колеса с рельсом:

$$B_к = \sum K\varphi_к \le (M_л + M_c)\, g\, \psi_т,$$

где K — сила нажатия тормозных колодок на ось, кН (табл. 9,26, 9.27); $\varphi_к$ — коэффициент трения в контакте трущейся пары; $\psi_т = 0{,}9\psi$ — коэффициент сцепления при торможении.

Полный тормозной путь

$$S_п = v_0 t \sum \frac{v_н^2 - v_к^2}{2g\,(b_т + w_0 \pm i)},$$

где v_0 — скорость поезда в момент начала торможения, м/с; $t = 3 \div 7$с — время подготовки тормозов к действию, с; $v_н$ и $v_к$ — начальная и конечная скорости в расчетном интервале скоростей движения, м/с; $b_т$, w_0, i — безразмерные величины удельного тормозного усилия, сопротивления движению и уклона.

Удельная тормозная сила поезда

$$b_т = \frac{B_к}{9{,}8(M_л + M_c)}.$$

Расчетный коэффициент трения:
для композиционных колодок

$$\varphi_к = 0{,}34\frac{3{,}6v+150}{7{,}2v+150};$$

для чугунных колодок

$$\varphi_к = 0{,}25\frac{3{,}6v+100}{18v+100},$$

где v — скорость движения, м/с.

Значения расчетного коэффициента трения определяются материалом тормозных колодок

Скорость v, км/ч	Расчетный $\varphi_к$ для колодок.	
	композиционных	чугунных
5	0,329	0,210
10	0,32	0,183
15	0,312	0,164
20	0,304	0,150
25	0,298	0,291
30	0,291	0,130
35	0,286	0,122
40	0,281	0,117
45	0,276	0,111
50	0,272	0,107
55	0,268	0,103
60	0,264	0,100

Таблица 9.26.
Тормозное усилие на ось подвижного состава (кН)

Тип подвижного состава	Значения сил нажатия на ось при колодках				Число осей
	чугунных в режиме торможения		композиционных в режиме торможения		
	груженом	порожнем	груженом	порожнем	
Вагоны					
6ВС60	76	41	50	20	4
ВС85	82	50	58	26	4
2ВС105	108	58	70	30	4
ВС145	—	—	65	28	8
Тепловозы					
ТЭ3, ТЭМ1, ТЭМ2	87	44	—	—	6
ТЭМ7	128	62	—	—	8
Электровозы					
EL21	127	97	—	—	6
Тяговые агрегаты					
ПЭ2М, ОПЭ1А, ОПЭ1Б, ПЭ3Т, ОПЭ2	168	120	—	—	12
ОПЭ1	180	140	—	—	12
EL20	117	88	—	—	12
Железнодорожные краны					
ЕДК-300, ЕДК-500	100	—	—	—	6
КДЭ-163	49	—	—	—	4

Таблица 9.27.
Расчетные тормозные нажатия на каждые 100 т массы поезда, кН (норма тормозного пути 300 м)

Воздухораспределители	Допустимый уклон пути, ‰	Расчетные тормозные нажатия при оборудовании подвижного состава колодками	
		композиционными	чугунными
270-002, 270-005, 483 000	40	230/250	400/470
270-006, 270-002 (модернизованный)	40	200/220	—
498 000	60	230/250	500/550

Примечание. Над чертой — при скорости движения поезда 25 км/ч, под чертой — то же при скорости 30 км/ч

9.1.5. Проверка тяговых двигателей на нагрев

При электровозной и тепловозной тяге производится проверка тяговых двигателей на нагрев, чтобы убедиться, что мощность двигателей принятого локомотива достаточна для условий эксплуатации. Степень нагрева, определяемая значением тока и длительностью его протекания по обмоткам, зависит в итоге от характера профиля и протяженности пути.

Из известных методов проверки двигателей на нагрев для карьерных условий наиболее применим метод проверки нагрева по эффективному (среднеквадратическому) току

$$I_{эф} = \alpha \sqrt{\frac{\Sigma I_i^2 t_i}{T_р}},$$

где $\alpha = 1{,}05 \div 1{,}1$ — коэффициент, учитывающий нагревание двигателей в процессе движения при погрузке, разгрузке и маневрах; I_i — ток двигателя на отдельных участках пути, А; t_i — время движения по участку данного профиля, ч; $T_р$ — время рейса локомотивосостава, ч.

Двигатели не перегреваются при условии $I_{эф} \leq k_з I_{дл}$, где $I_{дл}$ — длительный ток двигателя; $k_з = 1{,}1 \div 1{,}2$ — коэффициент запаса.

Основным фактором, определяющим степень нагрева двигателей, является протяженность выездной траншеи, зависящая при данном руководящем уклоне от глубины карьера.

Для предварительных расчетов мощность (кВт) тяговых двигателей локомотива может быть определена из выражения

$$P_л = \frac{k_р M_л v_р}{0{,}367 \eta_{д.з}},$$

где $k_р$ — коэффициент мощности, для карьеров глубиной 100, 200 и 300 м значение $k_р$ равно соответственно 0,17—0,18; 0,205—0,215 и 0,22—0,23; $M_л$ — масса локомотива; $v_р$ — скорость движения на руководящем уклоне, км/ч; $\eta_{д.з} = 0{,}85 \div 0{,}9$ — КПД тягового двигателя и зубчатой передачи.

9.1.6. Мощность источника автономного питания

При оборудовании тяговых агрегатов источником автономного питания (дизель-генератором) требуемая мощность (кВт) дизеля

$$P_д = \frac{Fv}{3600 \eta k_{с.н}},$$

где F, v — соответственно тяговое усилие и скорость движения по неэлектрифицированным путям; $\eta = \eta_{з.п} \eta_г \eta_д$ — КПД тягового агрегата в автономном режиме; $\eta_{з.п} = 0{,}915$ — КПД зубчатой передачи в автономном режиме (зависящий от передаваемой мощности); $\eta_г = 0{,}9$ — КПД генератора; $\eta_д = 0{,}7$ — КПД тягового двигателя в автономном режиме; $k_{с.н} = 0{,}85$ — коэффициент, учитывающий расход мощности дизеля на собственные нужды (охлаждение дизеля и тяговых двигателей, привод компрессоров и вспомогательных машин, питание цепей управления).

Практически отечественные тяговые агрегаты комплектуются дизельными секциями мощностью 1100 и 1470 кВт. При этом на неэлектрифицированных путях с уклоном до $10°/_{оо}$ скорость движения составляет 7—10 км/ч.

9.1.7. Расход энергии

Расход энергии на движение поезда за один оборот локомотивосостава, выраженный через глубину карьера и расстояние транспортирования, определяется по выполненной работе (кВт·ч):

$$A_{дв} = 278 \cdot 10^{-6} [(M_л + M_{с.г})(w_o L + H) g + (M_л + M_{с.п}) w_o g (L - L_т)],$$

где $M_л$, $M_{с.г}$, $M_{с.п}$ — масса соответственно локомотива, груженого и порожнего соста-

вов, т, L — расстояние транспортирования, км, H — разность отметок исходного и конечного пунктов транспортирования, м; $L_т$ — длина участка транспортирования, на котором производится торможение.

При транспортировании с нескольких уступов за определенный период времени учитываются средневзвешенные значения L и H.

Для оценки общего расхода энергии учитываются потери энергии на собственные нужды электровоза, маневровую работу, в контактной сети, тяговых подстанциях:

$$A_{общ} = A_{дв} \frac{k_{с\,н}\, k_{ман}}{\eta_{к.с}\, \eta_{т\,п}\, \eta_э},$$

где $k_{с\,н}$, $k_{ман}$ — коэффициенты, учитывающие расход энергии соответственно на собственные нужды (1,1—1,15) и при маневрах — в основном передвижение состава при погрузке и разгрузке (1,1—1,15); $\eta_{к.с}$, $\eta_{т\,п}$, $\eta_э$ — КПД соответственно контактной сети (0,9), тяговой подстанции (0,95), электровоза (0,85).

Для ориентировочных расчетов удельный расход энергии (кВт ч/т) без учета потерь в контактной сети и тяговых подстанциях оценивается по данным, приведенным ниже.

Средняя глубина транспортирования, м	100	150	200	250	300
Удельный расход энергии, кВт ч/т	1,0	1,25	1,5	1,8	2,1

9.1.8. Эксплуатационные расчеты

Время рейса (оборота) локомотивосостава

$$T_р = t_п + t_{дв} + t_р + t_з,$$

где $t_п$ — время погрузки состава, $t_п = nq/Q_м$ или $t_п = nV_в/Q_о$; n — число думпкаров (вагонов) в составе; q — грузоподъемность вагона; $V_в$—объем материала в вагоне; $Q_м$, $Q_о$ — соответственно техническая массовая и объемная производительность экскаватора; $t_{дв}$, $t_р$, $t_з$ — время движения, разгрузки, задержек в пути приведено ниже.

Расстояние транспортирования, км	2—3	3,1—4	4,1—5,2	5,3—6,5	6,6—8,0	8,1—10,0	10,1—12
Средняя скорость движения, км/ч	18	18,8	19,4	19,9	20,3	20,5	21,2
Время движения за рейс $t_{дв}$, мин	16,8	22,4	28,5	35,3	42,8	52,0	62,4
Время задержек $t_з$ в пути, мин	6,7	7,5	8,25	9,1	10,2	11,4	12,9

Примечание. $t_р$ — время разгрузки вагона (думпкара), в летних условиях составляет 1,5—2 мин, в зимних — 3—5 мин

Производительность локомотивосостава измеряется количеством тонн (или м^3) горной массы, вывезенной из карьера в единицу времени

Техническая производительность локомотивосостава является максимально возможной в конкретных условиях и определяется с учетом физико-механических свойств пород, которые влияют на степень использования грузоподъемности или вместимости вагонов, а также неизбежных технологических перерывов в работе:

$$Q_{лс\,тех} = \frac{Tnqk_q}{T_р} \text{ или } Q_{лс\,тех} = \frac{TnV_в k_V}{T_р},$$

где T — длительность рабочей смены, сут; q и $V_в$ — соответственно масса и объем транспортируемого материала в вагоне, k_q и k_V — коэффициенты использования соответственно грузоподъемности и вместимости.

Рабочий парк локомотивов, требуемый для вывозки заданного объема горной массы,

$$N_р = \frac{T_р}{T} \frac{fQ_с}{nqk_q},$$

где $Q_с$ — сменный (суточный) объем перевозок горной массы; $f = 1{,}05 \div 1{,}1$ — коэффициент неравномерности движения.

Рациональное использование подвижного состава и экскаваторов достигается при согласовании их работы, когда к окончанию погрузки состава на обменный пункт прибывает порожний состав.

В этом случае число локомотивосоставов, приходящихся на один экскаватор,

$$N_э = \frac{T_р}{t_п + t_о},$$

где $t_о$ — время обмена поездов у экскаватора, ч.

Эксплуатационная производительность локомотивосостава определяется за более длительный период времени (месяц, год) и оценивается с учетом надежности транспортных машин и системы в целом, а также регламентированных простоев в плановых ремонтах, по климатическим условиям, в праздничные дни, ввиду сезонности работ.

Годовая эксплуатационная производительность

$$Q_э = Q_{лс\,тех}\, T_{раб}\, k_г,$$

где $T_{раб}$ — число часов работы в течение года; $k_г$ — коэффициент готовности, выражающий вероятность исправного состояния в любой момент времени.

Инвентарный парк локомотивов, необходимый для работы предприятия с заданным объемом перевозок, увеличивается на 25—30 % против рабочего парка за счет локомотивов, находящихся в ремонте, резерве и на хозяйственных работах.

Рабочий парк думпкаров определяется числом рабочих локомотивов и вагонов в каждом составе. Инвентарный парк думпкаров увеличивается на 25—30 % за счет подвижного состава, находящегося в ремонте, резерве и т.п.

Пропускная способность:

для однопутных линий (пар поездов)

$$N_1 = \frac{60T}{t_{гр} + t_{пор} + 2\tau},$$

где T — время работы транспорта в сутки, ч; $t_{гр}$, $t_{пор}$ — время движения по перегону соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, мин; 2τ — общий станционный интервал по каждой из станций, ограничивающих перегон, мин.

В частности, пропускная способность путей на уступе и на отвале (пар поездов)

$$N_1 = 60T/t_з,$$

где $t_з$ — время занятия перегона с учетом движения в обоих направлениях, погрузки (разгрузки) состава и станционного интервала на обменном пункте (3—4 мин);

для двухпутной линии

$$N_2 = 60T/(t_х + \tau),$$

где $t_х$ — время движения по перегону.

Пропускная способность сети карьерных путей, состоящей из ряда перегонов и раздельных пунктов, ограничивается пропускной способностью перегона, где она наименьшая. Для конкретных условий может быть установлена минимальная норма поезда, при которой обеспечивается заданный объем перевозок:

$$(nq)_{min} = \frac{fQ_{сут}(t + \tau)}{0{,}5\rho T},$$

где t, ρ — соответственно время движения и число путей на ограничивающем перегоне.

Провозная способность — количество груза (т), которое может быть перевезено по карьерным путям в единицу времени. При сосредоточенном грузопотоке (одна выездная траншея) суточная провозная способность устанавливается по ограничивающему перегону

$$M = \frac{N_{огр}}{f} nq.$$

Применительно к подвижному составу на открытых горных разработках действует планово-предупредительная система технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов.

Предусматриваются следующие виды ТО и Р (табл. 9.28, 9.29):

технические обслуживания ТО-1, ТО-2, ТО-3 — для предупреждения появления неисправностей и поддержания локомотивов в работоспособном состоянии;

текущие ремонты ТР-1, ТР-2, ТР-3 — для восстановления основных эксплуатационных характеристик и работоспособности подвижного состава путем выполнения ревизии, ремонта и замены отдельных деталей, узлов и агрегатов;

капитальный ремонт КР-1 — для восстановления эксплуатационных характеристик путем замены, ремонта изношенных или поврежденных узлов и деталей;

капитальный ремонт КР-2 — для полной разборки и дефектации, замены или ремонта всех составных частей.

Таблица 9.28.

Периодичность технического обслуживания и ремонта локомотивов

Тип локомотива	Межремонтные периоды							
	ТО-1, ч	ТО-2, сут	ТО-3, мес	ТР-1, мес	ТР-2, год	ТР-3, год	КР-1, год	КР-2, год
Электровозы Д94; EL21	Ежесменно	При каждой экипировке, но не реже 1 раза в 10 дней	1	3	1	2	6	12
Тяговые агрегаты ОПЭ1; ОПЭ1А, ОПЭ1Б; EL20; ПЭ2М; ПЭ3Т	"		1	3	1	2	6	12
Тепловозы	"							

Таблица 9.29.

Продолжительность ремонта и технического обслуживания локомотивов

Тип локомотива	Вид ТО и Р	Продолжительность ТО и Р, ч, при численности парка локомотивов			
		< 20	21—40	41—80	> 80
Электровозы Д94, EL21	ТО-2	1	1	1	1
	ТО-3	6	5	4	4
	ТР-1	32	24	16	16
	ТР-2	80	64	48	40
	ТР-3	128	112	80	72
	КР-1	256	224	160	144
Тяговые агрегаты ОПЭ1, ОПЭ1А, ОПЭ1Б, EL20, ПЭ2М, ПЭ3Т	ТО-2	1—1,5	1—1,5	1—1,5	1—1,5
	ТО-3	8	8	8	8
	ТР-1	32(40)	24(32)	16(24)	16(24)
	ТР-2	80(88)	64(72)	48(56)	40(48)
	ТР-3	128(160)	112(128)	80(96)	72(80)
	КР-1	256(320)	224(256)	160(192)	144(160)
	КР-2	384(480)	336(384)	240(288)	216(240)

Примечание. В скобках указана продолжительность ТО и Р для тяговых агрегатов с источником автономного питания.

Таблица 9.30.
Показатели работы локомотивосоставов

ГОК	Объем перевозок, млн т/год	Расстояние транспортирования, км	Производительность списочного локомотивосостава, тыс. т/год
Михайловский	57	10,5	1190
Лебединский	63,9	12,3	1305
Коршуновский	34,3	12,0	1185
Качканарский	51,2	9,0	1365
Оленегорский	17	10,6	815
Соколовско-Сарбайский	111,4	13,6	1115
Качарский	40,1	6,8	1253

Примечание. Полезная масса состава 1000—1100 т, в качестве локомотивов используются тяговые агрегаты типов ОПЭ1А, ПЭ2М.

В табл. 9.30 приведены фактические данные о производительности локомотивосоставов на различных предприятиях.

9.2. Автомобильный транспорт

Автомобильный карьерный транспорт получил широкое распространение на открытых разработках всех горнодобывающих отраслей как в России, так и во многих странах мира. Опыт применения автотранспорта подтвердил его высокие технико-экономические показатели в определенных горнотехнических условиях. Круг этих условий в последние 10—15 лет расширяется благодаря созданию новых высокопроизводительных автомобилей и совершенствованию системы технического обслуживания и ремонта.

Основные преимущества автомобильного транспорта: автономность, т.е. независимость от внешних источников питания энергией, благодаря чему использование в период строительства карьеров; мобильность, что позволяет применять автотранспорт в сложных условиях залегания, а также при разработке месторождений с ограниченными запасами и малом сроке эксплуатации; возможность транспортирования горных пород с самыми различными физико-механическими свойствами; сокращение длины транспортных коммуникаций благодаря возможности двигаться по относительно крутым подъемам автодорог; упрощение процесса отвалообразования.

Основные недостатки автотранспорта: значительная зависимость от состояния автодорог и, как следствие, снижение производительности в период дождей, снегопада, гололеда; загрязнение атмосферы отработавшими газами при большой интенсивности движения и ограниченных размерах карьера; относительно высокие энергоемкость и эксплуатационные затраты.

Автомобильный транспорт используется при небольших объемах перевозок на малых карьерах и достигающих 60—80 млн т/год на крупных.

Рациональное расстояние транспортирования при автотранспорте не превышает 3—4 км, поэтому карьеры, где используется автотранспорт, имеют сравнительно ограниченные размеры в плане (не более 2,0—2,5 км). Уклоны автодорог составляют 4—5° (80—100‰), радиусы поворота на дорогах — 40—50 м, глубина карьеров обычно не превышает 200—250 м.

9.2.1. Автодороги

Схемы автодорог и движения автотранспорта определяются горнотехническими условиями разработки месторождения, направлением и расстоянием транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого.

Расположение автодорог и направление движения по ним зависят от способа вскрытия месторождения. С применением автомобильного транспорта трасса вскрывающих выработок, обеспечивающих транспортную связь вскрышных и добычных уступов с технологическим комплексом на поверхности, представлена в виде прямых, спиральных, петлевых и комбинированных съездов.

При выборе руководящего (расчетного) уклона учитываются глубина карьера, интенсивность движения, тяговые свойства средств автотранспорта, климатические особенности района. Большие уклоны позволяют значительно сократить объемы горных работ, однако при этом снижаются безопасность и скорость движения автомобилей, а также пропускная способность автодорог. Для современных типов автосамосвалов (колесная формула 4×2) расчетный уклон по этим соображениям принимается равным 70—80 °/₀₀. В исключительных случаях на отдельных участках дороги допускается уклон до 100 °/₀₀. При использовании автопоездов с колесной формулой 6×2 целесообразнее пологий уклон (40—50 °/₀₀), так как в этом случае увеличиваются скорость движения автомобилей и производительность автотранспорта в целом.

В случаях, когда участки дорог с предельным значением уклонов являются затяжными, через каждые 600 м устраивают участки длиной не менее 50 м с уклоном не более 20 ‰.

При совпадении подъема с кривой продольный профиль смягчают, при радиусах 50—60 м— на 15—20 %.

Карьерные автодороги различают: по характеру перевозок — технологические, хозяйственные; местоположению — в капитальных траншеях, на съездах, отвалах, в забоях; условиям эксплуатации — постоянные, временные; конструкции — с дорожным покрытием и без покрытия. Проектирование и строительство автодорог всех типов производятся в соответствии со строительными нормами и правилами (СНиП 2.05.07—85). Главным признаком, характеризующим параметры и конструкцию автодороги, является ее грузонапряженность, т.е. количество груза, перевозимое по данному участку в единицу времени.

Важнейший параметр автодороги — ширина проезжей части. На основании исследований и опыта эксплуатации выработаны следующие рекомендации по выбору ширины проезжей части автодорог:

Грузоподъемность автомобиля, т	27—30	40—42	75—80	110—120	170—180
Ширина проезжей части карьерных автодорог, м:					
при одностороннем движении	5,5—6	6,0—6,5	7,0—7,5	8,0—8,5	10—11
при двустороннем движении	12—14	13—15	16—19	19—21	23—27

На криволинейных участках постоянных автодорог предусматривается уширение проезжей части в зависимости от радиуса закругления на 1—3 м постепенным уменьшением ширины обочины (при этом ширина обочины должна оставаться не менее 1 м). На временных дорогах в забоях и на отвалах уширение проезжей части на кривых не выполняется.

Очертание поверхности проезжей части выполняется с уклоном для отвода воды, поперечный профиль — двух- и односкатным. Двухскатные поверхности устраивают на прямых участках капитальных траншей и дорог на поверхности, односкатные — на дорогах, проходящих по полутраншеям, бермам на борту карьера и на поворотах радиусом < 200 м. Поперечный уклон проезжей части выполняется в первом случае в сторону борта карьера (i = 10÷40 °/₀₀), во втором (вираж) — внутрь кривой (i = 20÷40 °/₀₀).

По конструкции карьерные автодороги состоят из основания, подстилающего слоя и дорожного покрытия. Основание является главным грузонесущим слоем дороги; подстилающий слой служит в основном как дренирующий; покрытие непосредственно воспринимает воздействие колес автомобиля и защищает конструкцию автодороги.

Выбор толщины основания и покрытия карьерных дорог определяется в первую очередь грузоподъемностью эксплуатируемых средств автотранспорта (табл. 9.31).

При сооружении автодорог на грунтах с низкой несущей способностью при строительстве земляного полотна получают применение рулонные синтетические геотекстильные материалы. В конструкции дорожных одежд геотекстили, укладываемые под слоем щебня, выполняют функции армирования, дренажа, защиты и фильтрации. Применение данных материалов способствует повышению несущей способности основания дороги, обеспечивает возможность применения в сложных условиях автомобилей повышенной грузоподъемности. Например, положительные результаты при строительстве автодорог получены в ПО "Якуталмаз".

Для обеспечения безопасного непрерывного движения автотранспорта с установленными скоростями и нагрузками в условиях карьеров создается дорожная служба, осуществляющая работы по содержанию и ремонту автодорог.

Дорожно-ремонтные работы разделяются на содержание, текущий, средний и капитальный ремонты.

К *содержанию* относятся работы, выполняемые в течение всего периода эксплуатации автотранспорта по уходу за дорогой и дорожными сооружениями.

Для весенне-осеннего периода характерны работы по профилированию дорог и отводу талых, грунтовых и дождевых вод от дорожного полотна. В летний период превалируют работы по поливке дорожного покрытия и очистке его от пыли, грязи и материала, просыпающегося из кузовов автомобилей. В зимний период преобладают работы по очистке дорог от снега и борьбе с гололедицей (посыпке дорог мелким гравием, каменной мелочью, песком, шлаком).

К *текущему ремонту* относятся работы по исправлению повреждений дорожного полотна: заделка выбоин и трещин, восстановление ровности дороги и т.п.

К *среднему ремонту* относятся выполняемые 1 раз в 1—2 года работы по ликвидации износа дороги. Основные из них: поверхностная обработка асфальтобетонных, черных щебеночных и гравийных покрытий, замена отдельных плит.

Таблица 9.31.
Толщина элементов конструкции автодорог

Грузоподъемность автомобиля, т	Толщина слоя, см	
	основания	покрытия
27—30	40—50 / 20	10—15 / 10—15
40—42	50—60 / 25—30	10—15 / 10—15
75—80	60—70 / 30—35	15—20 / 10—15
110—120	80—85 / 35—40	15—20 / 15—20
170—180	100—105 / 40—50	15—20 / 15—20

Примечание. Над чертой — толщина слоя в мягких и сыпучих породах, под чертой — в скальных и полускальных

К *капитальному ремонту* относятся выполняемые 1 раз в 10—12 лет работы по полному устранению износа всех элементов и сооружений дороги, повышению прочности дорожного покрытия, доведению размеров элементов дороги до номинальных.

Для условий открытых горных разработок важное значение имеет обеспыливание автодорог как по соображениям отрицательного воздействия на окружающую среду, так и вредного воздействия пыли на узлы и агрегаты автомобиля.

Для содержания и ремонта карьерных автодорог в надлежащем состоянии применяются различные машины и механизмы (табл. 9.32). В зависимости от объема работ, характеристики грунтов и параметров автодорог в конкретных условиях принимаются машины различных типоразмеров.

Таблица 9.32.
Машины для строительства, содержания и ремонта автодорог

Назначение	Машина	Основные параметры
Перемещение и рыхление грунта	Бульдозер на базе гусеничного трактора	Мощность 116—566 кВт
Земляные работы (планировка, профилирование, очистка обочин и др.)	Автогрейдер	Мощность 100—220 кВт
Земляные работы при строительстве	Скрепер прицепной, самоходный	Вместимость ковша 8—15 м^3
Уплотнение грунта, дорожных оснований и покрытий	Каток самоходный, прицепной	Масса 16—25 т
Погрузка сыпучих и мелкокусковых материалов	Погрузчик фронтальный на пневмошасси	Вместимость ковша 3—18 м^3
Очистка автодорог от снега	Снегоочиститель фрезерно-роторный, шнеко-роторный	Производительность 500—1400 т/ч
Полив автодорог	Поливооросительная машина на базе БелАЗ	Вместимость цистерны 17—35 м^3
Подсыпка мелких фракций, разбрасывание противоледных материалов	Комбинированная дорожная машиина на базе БелАЗ, КамАЗ	Вместимость бункера 11—17 м^3
Транспортирование и распределение жидких битумных материалов при строительстве щебеночных дорог	Автогудронатор на базе ЗИЛ, КамАЗ	Вместимость цистерны 4000—7000 л
Укладка и распределение асфальтобетонных смесей	Асфальтоукладчик	Производительность 25—150 т/ч

9.2.2. Подвижной состав

По конструктивному исполнению подвижной состав карьерного автотранспорта подразделяется на две основные группы — автосамосвалы и автопоезда.

К конструкции карьерных автомобилей ввиду специфических условий эксплуатации на открытых горных разработках предъявляются следующие требования: высокая прочность механической части, позволяющая выдерживать ударные усилия при экскаваторной погрузке; обеспечение удобства погрузки и разгрузки кузова для сокращения длительности этих технологических операций; высокая маневренность для обеспечения эффективной работы в стесненных условиях горных

выработок; на затяжных подъемах и спусках, характерных для карьерных условий, возможность развивать достаточную скорость и необходимое тормозное усилие.

Для карьерных автомобилей получили применение два типа трансмиссий: гидро- и электромеханическая.

Гидромеханическая трансмиссия применяется, как правило, на автомобилях грузоподъемностью < 80—100 т (созданы отдельные образцы автосамосвалов грузоподъемностью 160 т).

Электромеханическая трансмиссия с использованием мотор-колес применяется на автомобилях особо большой грузоподъемности.

С использованием электромеханической трансмиссии средства карьерного автотранспорта создаются в двух исполнениях:

1. В виде автономного автомобиля с дизельной установкой, вращающей генератор, который подает электроэнергию тяговым двигателям, приводящим автомобиль в движение;

2. В виде дизель-троллейвоза, тяговые двигатели которого на стационарных участках дороги получают энергопитание от контактной сети, на временных дорогах (в забоях, на отвалах) — от дизель-генератора.

Основные тенденции в развитии карьерных автосамосвалов:

автомобили изготовляются преимущественно двухосными с колесной формулой 4×2;

удельная мощность (т.е. мощность, отнесенная к единице полной массы автомобиля) составляет 5—6 кВт/т;

Таблица 9.33.
Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с гидромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-540А	БелАЗ-7540	БелАЗ-7526	БелАЗ-548А	БелАЗ-7523	БелАЗ-7548	БелАЗ-7527
Грузоподъемность, т	27	30	30	40	42	42	42
Масса снаряженного автомобиля, т	21	21,75	21,475	28,8	29,48	29,5	29,48
Распределение полной массы, т:							
на переднюю ось	15,6	17,15	17,175	23,2	24	24	24
на заднюю ось	32,4	34,6	34,3	45,6	47,48	47,5	47,48
Габариты, мм	7250× ×3480× ×3580	7133× ×3480× ×3560	7435× ×3480× ×3620	8120× ×3787× ×3910	8120× ×3787× ×3830	8120× ×3787× ×3845	8250× ×3787× ×4035
Погрузочная высота, мм	3255	3255	3620	3805	3805	3805	4135
База, мм	3550	3550	3550	4200	4200	4200	4200
Наименьший радиус поворота, м	8,7	8,7	8,7	10,2	10,2	10,2	10,2

Продолжение табл. 9.33

Показатели	БелАЗ-540А	БелАЗ-7540	БелАЗ-7526	БелАЗ-548А	БелАЗ-7523	БелАЗ-7548	БелАЗ-7527
Объем кузова, м³:							
геометрический	15	15	19	21	21	21	27,4
с "шапкой"	18	18	23,5	26	26	26	33,7
Двигатель	ЯМЗ-240	ЯМЗ-240НМ2	ЯМЗ-240М2	ЯМЗ-240Н	ЯМЗ-240НМ2	ЯМЗ-8401	ЯМЗ-240НМ1
Номинальная мощность, кВт	265	309	265	368	368	405	368
Частота вращения, мин⁻¹	2100	2100	2100	2100	2100	2100	2100
Размер шин	18 00-25	18.00-25	18.00-25	21.00-33	21.00-33	21 00-33	21.00-33

Таблица 9.34.
Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с электромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-7509	БелАЗ-75091	БелАЗ-7519	БелАЗ-75191
Грузоподъемность, т	75	75	110	110
Масса снаряженного автомобиля, т	67,48	67,68	85	85,5
Распределение полной массы, т				
на переднюю ось	46,825	47	65,15	64,9
на заднюю ось	95,73	95,83	130	129,75
Габариты, мм	10250×5360×4790	10250×5360×4790	11250×6100×5130	11250×6100×5130
Погрузочная высота, мм	4550	4550	4600	4600
База, мм	4450	4450	5300	5300
Наименьший радиус поворота, м	10,5	10,5	12	12
Объем кузова, м³:				
геометрический	35	35	41	41
с "шапкой"	46	46	56	56
Двигатель	6ДМ-21А	8РАЧ-185	8ДМ-21А	8РАЧ-185
Номинальная мощность, кВт	772	809	956	809
Частота вращения, мин⁻¹	1500	1500	1500	1500
Мощность генератора, кВт	630	630	630	630
Мощность тягового двигателя, кВт	360	360	360	360
Размер шин	27 00-49	27 00-49	33 00-51	33 00-51

Продолжение табл. 9.34.

Показатели	БелАЗ-75199	БелАЗ-7512	БелАЗ-7521	БелАЗ-75213, 75214	БелАЗ-75202
Грузоподъемность, т	105	120	180	180	200
Масса снаряженного автомобиля, т	90	90	145	157	143
Распределение полной массы, т:					
на переднюю ось	65	70	106	111	111
на заднюю ось	130	140	219	226	232
Габариты, мм	11700× ×6980× ×5700	11250× ×6100× ×5280	13580× ×7640× ×6100	14575× ×7700× ×6375	13280× ×7780× ×6580
Погрузочная высота, мм	5225	4900	5700	6055	5870
База, мм	5300	5300	6650	6650	6100
Наименьший радиус поворота, м	12	16	16	16	15
Объем кузова, м^3					
геометрический	82	47	80	80	85
с "шапкой"	—	62	108	108	115
Двигатель	8РАЧ-185	8ДМ-21АМ	12ДМ-21А	12ЧН1А-26/26	16V-149Т1В
Номинальная мощность, кВт	809	956	1691	1691	1641
Частота вращения, мин$^{-1}$	1500	1500	1500	1000	1900
Мощность генератора, кВт	630	630	1400	1400	1400
Мощность тягового двигателя, кВт	360	360	560	560	560
Размер шин	33 00-51	33 00-57	40 00-57	40 00-57	40 00-57

Таблица 9.35.
Техническая характеристика автосамосвалов зарубежных фирм

Показатели	Юнит-Риг М120	Комацу НД1200	Юклид R170	Катерпиллер Cat789	Юнит-РигМ200	Дрессер 830Е
Грузоподъемность, т	108	120	154	154	180	218
Масса, т	63	85	101	134	144	149
Объем кузова, м³	42	46	54	55	84	92,5
Мощность двигателя, кВт	883	883	1194	1340	1820	1641
Габариты, мм	9980×5230××5310	10980×6550××5510	11900×6650××5690	12100×6930××5610	14630×7800××6450	13500×7300××6900
Высота по грузки, мм	4650	4610	5300	5230	5510	6100
Радиус поворота, м	9,45	9,5	12,5	—	16,4	14,2
Размер шин	30 00-51	33 00-51	36 00-51	36 00-51	40 00-57	40 00-57

Техническая характеристика автопоездов

Автопоезд	БелАЗ 7425 9490	БелАЗ-7420-9590
Грузоподъемность, т	65	120
Масса автопоезда без груза, т	42,8	106
Колесная формула	6×2	6×4
Геометрический объем кузова, м³	59	112,5
База тягача, мм	4200	4450
Наименьший радиус поворота, м	10	15
Габариты, мм	12465×3770×4400	20130×5360×4450
Мощность двигателя, кВт	367	955
Максимальная скорость, км/ч	50	50
Размер шин	21 00-33	27 00-49

автосамосвалы грузоподъемностью > 100—120 т выполняются с электромеханической трансмиссией;

удельный геометрический объем кузова составляет 2—2,5 м³ на 1 т грузоподъемности; при этом, как правило, предусматривается возможность использования различной вместимости.

Характеристики карьерного подвижного состава карьерного автотранспорта приведены в табл. 9 33—9.35.

Дизель-троллейвозы целесообразно использовать в карьерах (разрезах) с автомобильным транспортом глубиной от 70—100 до 300 м при трассах со значительной длиной стационарного участка, где монтируется контактная сеть. Доля стационарного участка трассы должна составлять не менее 50—60 % общей длины трассы. Электрифицированная часть трассы должна иметь минимальное число пересечений и примыканий к другим дорогам, оборудованным контактной сетью. Для специализированных дорог, предназначенных для движения только дизель-троллейвозов, уклон может достигать 10 %, радиус кривых на участке с контактной сетью — не менее 60 м.

Техническая характеристика дизель-троллейвозов приведена ниже

Дизель троллейвоз	БелАЗ	"Комацу" (Япония)	"Юнит-Риг" (США)	"Вабко" (США)
Грузоподъемность, т	120	120	154	154
Масса автомобиля, т	90	87	95	102
Ток	Постоянный	Переменный	Постоянный	
Напряжение, В	1800	1000	1200	1200
Мощность дизеля, кВт	770	880	1180	1180
Минимальный радиус поворота, м	12	10	13	14
Тип токоприемника	Штанговый		Пантограф	

Ниже приведена скорость движения дизель-троллейвоза сравнительно с автосамосвалом, км/ч.

Динамический фактор ($i + w_0$), Н/кН	40	50	60	70	80	90	100	110	120
Дизель-троллейвоз (120 т)	40	40	32	29	25	22	20	19	18
Автосамосвал БелАЗ-7519 (110 т)	29	25	21	17	15	13	11	10	9

Для обеспечения нормального токосъема особое внимание уделяется ровности дорожного покрытия.

Преимущества дизель-троллейвозов: сокращение расхода дизельного топлива на 50—60 %; повышение производительности транспорта на 15—20 %; снижение стоимости транспортирования на 10—15 %; сокращение выбросов вредных веществ в атмосферу в 1,7—2,0 раза.

9.2.3. Тяговые расчеты

Сила тяги автомобиля $F_к$ (Н), необходимая для преодоления сопротивления его движению,

$$F_к = (w_0 + w_в \pm w_i + w_к + w_j)\, m_a g,$$

где w_0 — удельное основное сопротивление движению автомобиля, Н/кН; $w_в$ — удельное сопротивление воздушной среды, Н/кН; w_i — удельное сопротивление движению от уклона дороги, Н/кН; $w_к$ — удельное сопротивление движению на кривых участках дороги, Н/кН; w_j — удельное сопротивление, вызываемое инерцией вращающихся масс, Н/кН; m_a — масса автомобиля (груженого и порожнего), т; g — ускорение свободного падения, м/с^2.

Удельное основное сопротивление движению w_0 (Н/кН) определяется типом и состоянием дорожного покрытия:

Асфальтобетонное, бетонное	15
Щебеночное, обработанное вяжущими	20—25
Забойные дороги	
на скальных породах	40—50
на рыхлых породах	50—60
Отвальные дороги на скальных породах	60—80

Примечания. 1 Приведенные значения относятся к груженым автомобилям, для порожних значения w_0 увеличиваются на 20 % 2 Меньшие значения величин соответствуют автомобилям грузоподъемностью 30—40 т, бо́льшие — 110—180 т

Удельное сопротивление движению (Н/кН) от уклона дороги равно уклону дороги в промилях (‰).

$$\pm w_i = \pm i\,.$$

Удельное сопротивление (Н/кН) воздушной среды

$$w_в = \lambda\Omega\,(v \pm v_в)^2/(m_a g),$$

где λ — коэффициент, учитывающий аэродинамику (для карьерных автомобилей $\lambda = 5{,}5 \div 7$); Ω — площадь лобовой поверхности, для автосамосвалов грузоподъемностью 30—40 т составляет 10—11 м^2, для автосамосвалов грузоподъемностью 110—180 т — 25—31 м^2; v — скорость движения, км/ч; $v_в$ — составляющая скорости ветра, параллельная направлению движения автомобиля, км/ч.

Удельное сопротивление (Н/кН) движению на кривых участках дороги

$$w_к = 300 \frac{200 - R}{200} R/(m_a g),$$

где R — радиус кривой, м.

Удельное сопротивление (Н/кН), вызываемое инерцией вращающихся масс,

$$w_j = 102\,(1 + \gamma)a,$$

где $(1 + \gamma)$ — коэффициент инерции вращающихся масс, для автосамосвалов с гидромеханической трансмиссией $(1 + \gamma) = 1{,}07 \div 1{,}085$, с электромеханической — 1,1—1,15.

Избыточную силу тяги $(F - w_в)/(m_a g)$ называют динамическим фактором D, по которому определяется скорость движения автомобиля.

Максимальное тяговое усилие (F_{max}, Н) ограничивается условиями сцепления движущих колес с дорожным покрытием:

$$F_{max} \le 1000\, k_{сц}\, m_a g\, \psi,$$

где ψ — коэффициент сцепления (табл. 9.36); $k_{сц}$ — коэффициент использования сцепной массы автомобиля, представляющий отношение массы, приходящейся на движущие колеса, к общей массе автомобиля, для карьерных автомобилей различного конструктивного исполнения $k_{сц}$ имеет следующие значения:

Колесная формула автосамосвала (автопоезда)	4×2	4×4	6×2	6×4
Коэффициент использования сцепной массы	0,65	1,0	0,4	0,7

Касательная сила тяги имеет также ограничение по мощности двигателя при заданной скорости движения:

$$F_к = \frac{3600P}{v} \eta_{от}\, \eta_т,$$

где P — мощность двигателя, кВт; $\eta_{от} = 0{,}85 \div 0{,}88$ — коэффициент, учитывающий отбор мощности на вспомогательные нужды; $\eta_т$ — КПД трансмиссии, при гидромеханической трансмиссии $\eta_т = 0{,}7 \div 0{,}72$, при электромеханической $\eta_т = 0{,}69 \div 0{,}71$.

Путь торможения карьерных автосамосвалов в диапазоне скоростей 20—30 км/ч составляет 10—20 м.

Таблица 9.36.

Коэффициент сцепления ψ для дорог различного типа и состояния

Тип и состояние дорожного покрытия	Коэффициент сцепления при дорожном покрытии	
	сухом	мокром
Главные откаточные дороги		
с покрытием бетонным и асфальто-бетонным	0,7	0,45
щебеночным с обработкой вяжущими материалами	0,75	0,5
Забойные и отвальные дороги		
укатанные	0,6	0,45
неукатанные	0,45	0,3
Дороги, покрытые снегом и обледенелые	—	0,15—0,2

При экстренном торможении тормозной путь (м) определяется условиями сцепления колес с полотном автодороги и с некоторыми допущениями определяется из выражения

$$S_т = \frac{1000(1+\gamma)v_н^2}{2 \cdot 3{,}6^2(1000\psi + w_о + i)g},$$

где $v_н$ — начальная скорость торможения.

Для определения полного тормозного пути учитывается также путь, проходимый за время реакции водителя и приведение тормозов в действие (0,4—0,7с).

9.2.4. Эксплуатационные расчеты

Эксплуатационные расчеты имеют цель определения инвентарного парка, расхода топлива (для дизель-троллейвозов также электроэнергии), провозной способности.

Время (ч) рейса автомобиля

$$T_р = \frac{1}{60}(t_п + t_р + t_{дв} + t_м),$$

где $t_п$, $t_р$, $t_{дв}$, $t_м$ — время соответственно погрузки, разгрузки, движения и маневровых операций, мин.

Время (мин) погрузки

$$t_п = t_ц n_к,$$

$t_ц$ — время цикла экскаватора; $n_к$ — число ковшей, разгружаемых в кузов,

$$n_к = \frac{q}{V\gamma k_э},$$

где q — грузоподъемность автомобиля, т; V — вместимость ковша, м^3; γ — плотность горной породы в целике, т/м^3; $k_э$ — коэффициент экскавации.

Полученное значение $n_к$ округляется до ближайшего меньшего числа, кратного 0,5, исходя из практикуемой точности погрузки.

Рациональные соотношения вместимости ковша экскаватора, грузоподъемности автосамосвала и объема перевозок приведены ниже.

Вместимость ковша V, м^3	4,6—5	8—10	12—16	20
Грузоподъемность автомобиля q, т	30—40	75—80	110—120	180—200
Объем перевозок Q, млн т/год	5—8	10—30	20—50	50—70

Таблица 9.37.
Скорость движения автомобилей (км/ч)

Диинамический фактор, Н/кН	БелАЗ-548А	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521	Дизель-троллейвоз (120т)
20	40	40	—	40
30	31	35	40	40
40	25	29	30	40
50	21	25	26	40
60	18	21	22	32
70	16	17	19	29
80	14	15	18	25
100	11	11	12	20
120	9	9	10	18

Время разгрузки автосамосвала составляет 1,0 мин, время на маневры и ожидания за рейс — 2 мин.

Время (мин) движения

$$t_{дв} = \sum_{1}^{n} t_{дв_i} = \sum_{1}^{n} 60 l_i / v_i,$$

где $t_{дв_i}$ — время движения автомобиля на i-м участке дороги; l_i — длина i-го участка, км; v_i — скорость движения на i-м участке (км/ч) в зависимости от общего удельного сопротивления движению, т.е. динамического фактора (табл. 9.37).

Для определения динамического фактора порожних автомобилей $D_{пор}$ значение $D_{гр}$ корректируется делением на отношение масс груженого и порожнего автомобилей.

При движении автомобилей по временным дорогам в забое и на отвале вводится ограничение скорости 15 км/ч, при движении на спуске более 50 ‰ — 30 км/ч.

При укрупненных расчетах пользуются значениями средней технической (приведенной технической) скорости (км/ч)

$$v_{ср\,т} = \frac{L_{гр} + L_{пор}}{t_{дв}} = \frac{2 v_{гр} v_{пор}}{v_{гр} + v_{пор}}.$$

При оценке срока службы (ходимости) шин пользуются значением среднеэксплуатационной скорости (км/ч)

$$v_{ср.э} = \frac{(L_{гр} + L_{пор})\, n_р}{T_д},$$

где $L_{гр}$, $L_{пор}$ — расстояние транспортирования соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, км; $v_{гр}$, $v_{пор}$ — средняя скорость движения соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, км/ч; $n_р$ — число рейсов автомобиля в течение рабочего дня; $T_д$ — общее число часов работы в день, включая все перерывы (например 8, 16, 24 ч).

Эксплуатационные показатели работы автотранспорта (табл. 9.38).

Коэффициент готовности, характеризующий безотказность и ремонтопригодность автомобиля,

$$k_г = \frac{t}{t + t_в},$$

где t — наработка на отказ; $t_в$ — среднее время восстановления работоспособности автомобиля.

Коэффициент технического использования, характеризующий ремонтопригодность автомобилей и уровень технического обслуживания и ремонта,

$$k_{т\,и} = \frac{t_п}{t_п + t_{обсл} + t_{рем}},$$

где $t_п$ — суммарная наработка всех автомобилей парка, ч; $t_{обсл}$, $t_{рем}$ — суммарное время простоя автомобилей парка соответственно при проведении технического обслуживания и ремонтов всех видов, ч.

Коэффициент использования парка, характеризующий также уровень организации работ в автохозяйстве,

$$k_{и\,п} = \frac{t_п}{t_п + t_{обсл} + t_{рем} + t_{орг}},$$

где $t_{орг}$ — суммарные простои автопарка по организационным причинам.

Коэффициент технической готовности представляет собой отношение числа технически исправных автомобилей к списочному числу.

Таблица 9.38.

Эксплуатационные показатели использования карьерных автосамосвалов

Показатели	Грузоподъемность, т		
	75	110	180
Коэффициент готовности	0,92	0,91	0,9
Коэффициент технического использования	0,8	0,81	0,78
Коэффициент использования парка	0,72	0,73	0,7
Коэффициент технической готовности	0,85	0,84	0,82

Число рейсов автомобиля в смену

$$n_р = T_{см}\, k_{см} / T_р,$$

где $T_{см}$ — длительность смены, ч; $k_{см}$ — коэффициент использования сменного времени, практически равен 0,75—0,85.

Сменная производительность (т) автомобиля

$$Q_{см} = q\, k_q\, n_р$$

где k_q — коэффициент использования грузоподъемности.

Рабочий парк автомобилей

$$N_р = Q / Q_{см},$$

где Q — объем перевозок горной массы, т/смену.

Инвентарный (списочный) парк автомобилей

$$N_и = N_р / k_{и.п}.$$

Годовая производительность (т/год) списочного автомобиля

$$Q_г = Q_{см}\, n_{раб}\, n_{см} / k_{и.п},$$

где $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $n_{раб}$ — число рабочих дней автомобиля в год.

Годовой пробег (тыс. км) списочного автомобиля

$$L = 10^{-3}\, l_{ср}\, n_р\, n_{см}\, n_{раб} / k_{и.п},$$

где $l_{ср}$ — среднее расстояние транспортирования, км.

Рациональное соотношение количества действующего и выбираемого оборудования экскаваторно-автомобильного комплекса может быть оценено показателем соответствия

$$k_с = N_р\, t_ц / (N_э\, T_р),$$

где $N_э$ — число экскаваторов, работающих на автотранспорт.

Показатель соответствия, равный 1,0, указывает на полное соответствие типа и количества оборудования в комплексе.

Величины коэффициента, превышающие 1,0, указывают на высокую степень использования экскаваторов и низкую степень использования автотранспорта и наоборот.

Нормативные сроки службы карьерных автомобилей до списания измеряются общим пробегом в тысячах километров. Соответственно этому устанавливается норма амортизационных отчислений на восстановление от стоимости автомобиля на каждые 1000 км пробега.

Срок службы и нормы амортизации карьерных автомобилей определяются грузоподъемностью автомобиля:

Грузоподъемность автомобиля, т	27—50	51—120	121—200
Срок службы до списания, тыс. км пробега	270	350	450
Норма амортизационных отчислений, % от стоимости машины на 1000 км пробега	0,37	0,3	0,22

Приведенные показатели соответствуют эталонным условиям эксплуатации. В иных условиях вводятся поправочные коэффициенты: для автосамосвалов, работающих в условиях Крайнего Севера, пустынно-песчаных и высокогорных районах, — 0,83; для автосамосвалов, постоянно работающих в карьерах глубиной более 200 м, — 0,8.

9.2.4.1. Расход топлива

В основу расчета расхода топлива положено определение работы, выполняемой автомобилем при транспортировании горной массы. В общем случае работа, следовательно, расход топлива зависит от расстояния транспортирования, высоты подъема груза, массы автомобиля, состояния дорог, климатических условий,

технического состояния подвижного состава.

При транспортировании груза из глубинного карьера работа по транспортированию (кДж)

$$A = (q + q_т)\ (w_o L + H)g + q_т(L — L_т)w_o g;$$

при перемещении груза в нагорных карьерах

$$A = q_т(w_o L + H)g + (q + q_т)\ (L — L_т)w_o g,$$

где $L_т$ — протяженность участков, на которых производится торможение автомобиля; $q_т$ — масса автомобиля.

В эксплуатационной практике расчет расхода дизельного топлива на карьерном автотранспорте производится по линейным дифференцированным нормам расхода и нормативным коэффициентам.

Линейные нормы (л/100 км) различаются в зависимости от средневзвешенного расстояния транспортирования и средневзвешенной высоты (спуска) горной массы.

В общем случае нормируемый расход (л) топлива

$$G_н = N_{а.л} \frac{L}{100}(1 + Д),$$

где $N_{а.л}$ — линейная дифференцированная норма расхода топлива автосамосвалом; L — общий пробег автомобиля; $Д$ — поправочный коэффициент.

На предприятиях цветной металлургии и угольной промышленности приняты следующие линейные нормы расхода топлива (л/100 км):

Автосамосвал	БелАЗ-7548	БелАЗ-7509	БелАЗ-7519	БелАЗ-75211
На карьерах цветной металлургии	144	302	397	—
На разрезах угольной промышленности	137	444	465	670

Поправочный коэффициент при расчетах расхода топлива вводится для учета влияния высоты расположения карьера над уровнем моря, климатических и дорожных условий.

Поправка при высоте более 1500 м над уровнем моря составляет 10 %; в зимнее время норма расхода топлива увеличивается в южных районах на 5 %, в северных — на 15 %, в районах Крайнего Севера — на 20 %, в районах с умеренным климатом — на 10 %; на дорогах с рыхлым основанием на—10 %.

9.2.5. Техническое обслуживание и ремонт

Содержание технологического автопарка в исправном состоянии достигается системой технического обслуживания и ремонта, т.е. совокупностью средств, исполнителей и нормативной технической документации.

Основой системы технического обслуживания и ремонта карьерных автомобилей являются контрольные и ремонтно-профилактические работы. Сущность планово-предупредительной системы технического обслуживания, диагностирования и ремонта состоит в плановом выполнении работ в соответствии со структурой ремонтного цикла.

Техническое обслуживание по периодичности, перечню и трудоемкости выполняемых операций подразделяется на следующие виды:

ежесменное и ежедневное техническое обслуживание (ЕС и ЕО);

первое техническое обслуживание (ТО-1);

второе техническое обслуживание (ТО-2);

третье техническое обслуживание (ТО-3);

сезонное техническое обслуживание (СО).

Для карьерных автомобилей грузоподъемностью 75 т и более установлены следующие виды ремонта: регламентированный ремонт ПР-1 и ПР-2, неплановый текущий ремонт ТР.

Таблица 9.39.
Периодичность, трудоемкость и простой в техническом обслуживании автомобилей

Грузоподъемность автомобилей, т	Показатели	Вид обслуживания			
		ЕО	ТО-1	ТО-2	ТО-3
27—30	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	—
	Трудоемкость, чел -ч		12,8	57,5	—
	Простой, ч		6	19	—
40—42	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	—
	Трудоемкость, чел -ч		13,1	63,7	—
	Простой, ч		6	21	—
75—80	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	1000
	Трудоемкость, чел.-ч		19	43	58
	Простой, ч		5	15	20
110—120	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	1000
	Трудоемкость, чел.-ч		20	46	63
	Простой, ч		5	14	19
170—180	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	1000
	Трудоемкость, чел.-ч		28	64	88
	Простой, ч		7	20	28

Нормативы трудоемкости текущего ремонта на 100 ч работы следующие:

Грузоподъемность автомобиля, т.....	27—30	40—42	75—80	110—120	170—180
Трудоемкость, чел.-ч:					
без шинных работ	17,8	20,4	16,5	18,4	21,6
шинные работы	1,65	2,05	4,8	4,8	8,0
Время выполнения работ, ч	9,0	9,0	9,0	10	11

Диагностирование выполняется с периодичностью соответствующих видов технического обслуживания и ремонта.

Неплановый текущий ремонт заключается в устранении отказов, возникающих в интервалах между техническими обслуживаниями и плановыми ремонтами.

Нормативы периодичности, трудоемкости и времени выполнения работ (табл. 9.39) приведены для эталонных условий:

природно-климатический район — умеренно-холодный;

автотранспортное предприятие эксплуатирует 26—50 автомобилей;

средняя наработка по парку автомобиля с начала эксплуатации до 5 тыс. ч;

вместимость ковша экскаватора соответствует максимально допустимой для данного автомобиля;

коэффициент крепости горной породы до 10 по шкале М. М. Протодьяконова;

доля участка трассы с уклоном более 50 $^{0}/_{00}$ составляет 0,5—0,6 расстояния транспортирования;

тип дорожного покрытия — переходное.

При изменении условий эксплуатации для большегрузных самосвалов нормативы корректируются коэффициентами:

k_1 — в зависимости от природно-климатических условий в интервале 0,9—1,1 для трудоемкости ТО и ПР, в интервале 1—1,2 для ТР;

k_2 — в зависимости от количества автомобилей на предприятии в интервале 0,85—1,1 для трудоемкости ТО, ПР и ТР;

Таблица 9.40

Эксплуатационные показатели работы автосамосвалов грузоподъемностью 110 т

Предприятие	Объем перевозок, тыс. т	Среднее расстояние, км	Среднегодовая производительность списочного самосвала, тыс. т
Оленегорский ГОК	56207	1,78	1392
Ковдорский ГОК	26807	3,08	834,4
Коршуновский ГОК	29758	1,89	996,5
Костомукшский ГОК	64284	2,91	811,3
Сорский МК	58740	3,58	957,6
Соколовско-Сарбайский ГОК	32961	1,84	636,5
Полтавский ГОК	22858	2,16	716,7
Тырныаузский ВМК	13811	1,68	739,2
Кедровская автобаза	47988	1,95	1330,5
Киселевская автобаза	32896	2,81	679,1
Томусинская автобаза	35592	2,58	926,1
Краснобродская автобаза	39963	3,38	678,4

Продолжение табл. 9.40

Предприятие	Среднегодовой пробег, тыс. км	Коэффициент использования парка	Время в наряде, ч
Оленегорский ГОК	56,0	0,823	20,9
Ковдорский ГОК	58,8	0,764	16,7
Коршуновский ГОК	—	0,6	—
Костомукшский ГОК	52,9	0,655	18,4
Сорский МК	80,0	0,866	19,2
Соколовско-Сарбайский ГОК	25,9	0,603	13,3
Полтавский ГОК	35,4	0,586	17,2
Тырныаузский ВМК	27,8	0,683	12,2
Кедровская автобаза	47,1	0,762	17,53
Киселевская автобаза	34,7	0,491	18,16
Томусинская автобаза	43,4	0,671	18,15
Краснобродская автобаза	41,6	0,586	15,07

Таблица 9.41.
Эксплуатационные показатели работы автосамосвалов грузоподъемностью 40—42 т

Предприятие	Объем перевозок, тыс. т	Среднее расстояние транспортирования, км	Годовая производительность списочного самосвала, тыс. т	Среднегодовой пробег, тыс. км	Коэффициент использования парка	Время в наряде, ч
Михайловский ГОК	6513	3,69	183,2	38,7	0,526	10,7
Стойленский ГОК	8289	2,65	316,4	48,4	0,602	19,2
Магиитогорский МК	20774	4,73	278,7	73,4	0,692	12,9
Гайский ГОК	10903	2,34	390,3	50,1	0,782	14,5
Башкирский МСК	11714	3,24	356,7	66,0	0,797	17,0
Марганецкий ГОК	14402	2,42	310,7	53,5	0,521	16,4
Комсомольское РУ	26568	1,99	453,9	61,0	0,766	16,6
Тургайское РУ	19252	1,71	282,6	34,9	0,566	11,4
Жайремский ГОК	12969	3,63	239,9	48,8	0,561	11,7
Маднеульский ГОК	8710	2,38	234,7	29,2	0,501	11,2
Киселевская автобаза	11014	3,25	273,7	44,5	0,582	17,3
Комсомольская автобаза	23698	2,8	343,3	48,0	0,661	16,6
Малиновская автобаза	17283	2,8	389,7	54,5	0,596	20,6
Листвянская автобаза	9045	2,72	385,3	52,4	0,627	19,0

k_3 — в зависимости от средней наработки автомобилей с начала эксплуатации в интервале 1,0—2,8 для ТР;

k_4 — в зависимости от использования рационального сочетания автомобиля и экскаватора в интервале 0,8—1,2 для трудоемкости ТР;

k_5 — в зависимости от крепости горных пород в интервале 0,9—1,05 для периодичности ТО и ПР, в интервале 0,9—1,4 для трудоемкости шинных работ;

k_6 — в зависимости от доли крутого участка трассы в интервале 0,9—1,15 для периодичности ТО и ПР, в интервале 0,8—1,05 для трудоемкости ТР;

k_7 — в зависимости от типа дорожного покрытия в интервале 0,95—1,05 для периодичности ТО и ПР, в интервале 0,9—1,1 для трудоемкости ТР.

9.2.6. Фактические показатели работы автотранспорта

Фактические показатели работы большегрузного карьерного автотранспорта (табл. 9.40, 9.41) изменяются в широком диапазоне в зависимости от горнотехнических и климатических условий эксплу-

Таблица 9.42.
Рекомендуемые диаметры конвейерных роликов

Тип секций	Ширина ленты, мм	Диаметр роликов при транспортировании, мм	
		угля и рыхлой породы	руды и скальной породы
Жесткая конструкция	800—1200	127(159)	159
То же	1400—1600	159	194(159)
"	1800 и более	194(159)	219(194)
С шарнирными роликоопорами	800—1200	127	159(127)
То же	1400—1600	159	159
"	1800 и более	194(159)	194(159)

атации, состояния базы технического обслуживания и ремонта, квалификации персонала.

Дальнейшее развитие автотранспорта связано с применением автомобилей повышенной грузоподъемности. В этих условиях направлениями, обеспечивающими рост эффективности работы автотранспорта, являются следующие:

повышение надежности и срока службы автомобилей;

совершенствование конструкции автодорог и поддержание их в качественном состоянии;

совершенствование системы технической эксплуатации;

создание и применение дизель-троллейвозов с целью сокращения расхода жидкого топлива.

9.3. Конвейерный транспорт

Конвейерный транспорт применяется в разных объемах на предприятиях всех горнодобывающих отраслей стран СНГ и других стран мира.

Основные преимущества конвейерного транспорта: поточность транспортирования как технологического процесса; автоматичность действия; возможность перемещать материал при углах наклона трассы 16—18° и вследствие этого сокращение расстояния транспортирования и объема горно-капитальных работ по строительству траншей или наклонных стволов; высокая экологичность. К недостаткам относятся жесткие требования к влажности, абразивности и кусковатости материала (размер кусков не должен превышать 400—500 мм); зависимость от климатических условий; относительно высокая энергоемкость.

Применение конвейерного транспорта связано в первую очередь с поточной технологией при использовании роторных и цепных экскаваторов на разработке рыхлых горных пород, а также в комбинации с железнодорожным или автомобильным транспортом, когда конвейеры используются в качестве подъемников и для транспортирования по поверхности. Конвейерный транспорт наиболее соответствует условиям глубоких карьеров, обеспечивая при этом высокую производительность.

Конвейерный транспорт эффективно применяется при перевозке 20—40 млн т/год и более. Рациональное расстояние транспортирования обычно не превышает 4—6 км. Высота подъема груза составляет 250—300 м.

9.3.1. Конструкция конвейеров

По назначению и месту установки конвейера в транспортной схеме на открытых разработках различают конвейеры забойные, отвальные, подъемные, магистральные, соединительные, вспомогательные. Забойные и отвальные конвейеры являются передвижными, подъемные и маги-

Таблица 9.43.
Техническая характеристика резинотканевых лент

Основная характеристика ленты	Вид транспортируемого материала	Категория условий эксплуатации	Вид ленты
Многопрокладочная, с двусторонней резиновой обкладкой и защитной или брекерной прокладкой под резиновой обкладкой рабочей поверхности и резиновыми бортами	Руды черных и цветных металлов, крепкие горные породы с размером кусков до 500 мм и др.	Очень тяжелые	Общего назначения Морозостойкая
	Известняк, доломит с размером кусков до 500 мм, руды черных и цветных металлов — до 350 мм	Тяжелые	Общего назначения Морозостойкая
	Уголь с размером кусков и породы до 500 мм	"	Трудновоспламеняющаяся То же и морозостойкая
Многопрокладочная с двусторонней резиновой обкладкой и резиновыми бортами	Руды черных и цветных металлов, крепкие горные породы с размером кусков до 100 мм, другие высокоабразивные материалы — до 150 мм	Средние	Общего назначения Морозостойкая
	Уголь рядовой, глина, мягкие породы, другие малоабразивные материалы	"	Общего назначения Морозостойкая
	Уголь с размером кусков до 500 мм и породы до 300 мм	"	Трудновоспламеняющаяся
	Антрацит с размером кусков до 500 мм или породы — до 300 мм	"	То же и морозостойкая

Таблица 9.44.
Техническая характеристика резинотросовых лент

Показатели	РТЛ1500	РТЛ2500	РТЛ3150	РТЛ4000	РТЛ5000	РТЛ6000
Расчетная прочность ленты, Н/мм	1500	2500	3150	4000	5000	6000
Диаметр троса, мм	6	7,5	8,25	10,6	10,6	12,9
Расчетная толщина наружных резиновых обкладок, мм	8	10	10	10	10	14; 16 с рабочей стороны; 8 с нерабочей
Общая толщина ленты, мм	22	26	29	31	31	35; 37
Расчетная масса 1 м² ленты, кг	33	43	49	55	58	70; 72
Ширина ленты, мм	1000	1000	—	—	—	—
	1200	1200	1200	—	—	—
	1600	1600	1600	1600	1600	1800
	1800	1800	1800	1800	1800	2000
	2000	2000	2000	2000	2000	2500

Тип ткани тяговой прокладки каркаса с прочностью по основе, Н/мм	Толщина обкладки, мм		Основная характеристика ленты
	рабочей поверхности	нерабочей поверхности	
Синтетическая 400	8—10	2—3	Многопрокладочная, с двусторонней резиновой обкладкой и защитной или брекерной прокладкой под резиновой обкладкой рабочей поверхности и резиновыми бортами
Синтетическая 200—400	6—8	2	
Синтетическая (полиамидные) 200—400	6 6	3,5 3,5	
Синтетическая (полиамидная) 100—300	6—8	2	Многопрокладочная с двусторонней резиновой обкладкой и резиновыми бортами
Синтетическая 100—200 или комбинированная (полиэфирхлопок), 55	5	2—3,5	
Синтетическая (полиамидная) 100—300	4,5	3,5	
Синтетическая (полиамидная) 100—300	4,5	3,5	

стральные — стационарными, соединительные — полустационарными.

По этим признакам конвейеры конструктивно различают по массе, способности преодолевать различные углы подъема, удобству перемещения на новую трассу и т.п.

Основные части конвейера: линейные и переходные секции с верхними и нижними роликоопорами, замкнутая в вертикальной плоскости конвейерная лента, приводная и концевая станции.

Линейные секции имеют конструкцию жесткую с жесткими или шарнирными роликоопорами (табл. 9.42) или податливую с канатной подвеской. На грузовой ветви устанавливаются обычно трехроликовые опоры, придающие ленте лотковую форму, на порожняковой ветви — одно- или двухроликовые. Расстояние между роликоопорами грузовой ветви составляет обычно 0,9—1,2 м, на порожняковой — 2,5—3 м.

Угол наклона боковых роликов 30—35°, в отдельных случаях достигает 45°, что позволяет при той же ширине ленты повышать производительность конвейера примерно на 15 %. Применение на порожняковой ветви двухроликовых опор с углом наклона роликов 10—12° обеспечивает центрирование ленты при движении.

Конвейерные ленты используются резинотканевые и резинотросовые (табл. 9.43, 9.44) шириной 800, 1000, 1200, 1400, 1600, 1800, 2000, 2500, 3000 мм (в соответствии с ГОСТ 20—85). Работоспособность ленты определяется разрывным усилием 1 см ширины ленты. С использо-

Таблица 9.45.
Диаметры приводного барабана

Ленты резинотканевые		Ленты резинотросовые	
Разрывное усилие одной прокладки, Н/мм	Коэффициент a	Разрывное усилие ленты, Н/мм	Диаметр барабана, мм
		1500	1000
150	160—170	2500	1250
200	180—200	3150	1250
300	220—240	3500	1600(1400)
Диаметр барабана $D_б = i\,a$		4000	1600
		5000	1600
		6000	1600

Таблица 9.46.
Углы обхвата на приводных барабанах

Установка приводных барабанов	Число приводных блоков на барабанах	Установка става	Угол обхвата		
			α_1	α_2	α_3
Один в головной части	2(1)	Горизонтальная	210	—	—
Два в головной части	2 2	"	100	210	—
	2 1	"	165	—	—
Один в головной, один в хвостовой части	2 2	"	115	210	—
	2 1	"	205	210	—
	2 2	Наклонная	90	210	—
	2 1	"	145	210	—
Три в головной части	2 2 2	Горизонтальная	65	100	210
	2 2 1	"	90	160	210
	2 1 1	"	110	100	210
Два в головной и один в хвостовой части	2 2 2	"	75	130	210
	2 2 1	"	105	250	210
	2 1 1	"	140	145	210
	2 2 2	Наклонная	60	85	210
	2 2 1	"	80	130	210
	2 1 1	"	100	80	210

Таблица 9.47.
Коэффициент трения сцепления и тягового фактора $e^{\mu\alpha}$

Материал футеровки барабана, состояние атмосферы	Коэффициент μ	Значение $e^{\mu\alpha}$ при углах α (градус)								
		180	210	240	270	300	330	360	380	400
		3,14	3,66	4,19	4,71	5,24	5,76	6,28	6,63	7,0
Чугун или сталь, атмосфера сильновлажная (мокрая)	0,1	1,37	1,44	1,52	1,6	1,69	1,78	1,87	1,94	2,02
Футерованный барабан, атмосфера очень мокрая	0,15	1,6	1,73	1,87	2,03	2,19	2,37	2,57	2,71	2,8
Чугун или сталь, атмосфера сухая	0,3	2,56	3,0	3,51	4,11	4,81	5,63	6,59	7,31	8,17
Деревянная футеровка, атмосфера сухая	0,35	3	3,61	4,33	5,2	6,25	7,51	9,02	10,19	11,62
Резиновая лента, атмосфера сухая	0,4	3,51	4,33	5,34	6,59	8,12	10,01	12,35	14,35	16,4

ванием резинотканевых конвейерных лент из синтетической ткани на базе полиамидных или полиэфирных волокон разрывная прочность 1 см прокладки составляет 3000—6000 Н. Резинотросовые ленты обеспечивают разрывное усилие, достигающее 15000—60000 Н/см ширины ленты.

Преимущество резинотканевых лент — их относительно небольшая масса; недостаток — значительное удлинение под рабочей нагрузкой (2—3 % длины), что требует устройства громоздких натяжных устройств. Основные преимущества резинотросовых лент: высокая прочность, обеспечивающая возможность создания конвейеров большой длины и производительности; незначительная вытяжка, не превышающая 0,25 %; недостатки — значительная масса, сложность соединения стыков ленты.

Основными частями привода ленточного конвейера являются один или два (реже три) приводных барабана и приводные блоки, состоящие из электродвигателя, редуктора, соединительных муфт и тормоза. Диаметр приводных барабанов зависит от конструкции и прочности ленты (табл. 9.45).

Схемы обводки ленты по приводным барабанам определяют тяговые свойства привода (табл. 9.46 и 9.47).

Таблица 9.48.
Коэффициент C

Тип роликоопоры	Угол наклона роликов, градус	C	
		$\varphi = 15°$	$\varphi = 20°$
Трехроликовая	20	470	550
	30	550	625
	35	580	650
	40	610	670
Пятироликовая	22,5	630	690
	30	680	730
	36	690	750

Примечание. При транспортировании крупнокусковой горной массы (размер кусков 400—500 мм) коэффициент C следует снижать на 15—20 %

Таблица 9.49.
Угол откоса материала на движущейся ленте

Материал	φ, градус	Наибольший угол наклона конвейера, градус
Апатит	10	24
Галька влажная	15	18
Глина сырая	15—20	18—26
Земля, грунт влажный	15	20—24
Известняк	15	16—18
Песок сухой	15	16—20
Песок влажный	18—20	20—25
Порода горная вскрышная	15—20	17
Руда железная	15—20	18—20
Соль каменная	15—20	18—23
Уголь бурый рядовой	15—20	18—20
Уголь каменный	18—20	18

Мощность приводных блоков выбирается из ряда:

200, 250, 320, 500, 630, 800, 1000, 1250, 1500 кВт.

9.3.2. Выбор основных параметров ленточных конвейеров

Производительность конвейера Q (т/ч) — транспортного средства непрерывного действия — в общем случае определяется массой груза q (кг/м), приходящейся на единицу длины установки, и скоростью движения ленты (м/с):

$$Q = 3{,}6qv.$$

Расчетным выражением для определения производительности (т/ч) конвейерной установки является следующее:

$$Q = Ck_{\gamma}(0{,}9B - 0{,}05)^2 v\gamma,$$

где C — коэффициент производительности (наполнения лотка); k_{γ} — коэффициент, учитывающий угол установки конвейера; B — ширина конвейерной ленты, м; v — скорость движения ленты, м/с; γ — насыпная плотность транспортируемого материала, т/м^3. Коэффициент C зависит от угла откоса φ материала на ленте, числа и угла наклона роликов (табл. 9.48). Расчетный угол откоса φ груза на движущейся ленте для угля, руды и вскрышных пород составляет 15—20° (табл. 9.49).

С увеличением угла установки конвейера, что учитывается коэффициентом k_{γ}, площадь поперечного сечения материала на ленте несколько снижается во избежание осыпания материала с ленты:

Угол установки конвейера, градус	0—10	12	14	16	18	20
Значение k_{γ}	1	0,98	0,96	0,94	0,92	0,9

Скорость движения ленты принимается в зависимости от производительности конвейера, ширины ленты и характеристики груза.

С учетом характеристик типовых электродвигателей и редукторов рекомендуемый ряд скоростей движения ленты представляется в виде:

1,6; 2; 2,5; 3,15; 4,5; 6,3; 8 м/с.

При транспортировании крепких руд и пород скорость движения принимается меньше, чем при транспортировании рых-

лых пород из-за передачи сильных ударов через ленту на роликоопоры и вследствие изнашивания ленты. В качестве ориентировочных значений скорости движения можно пользоваться данными, приведенными ниже.

Производительность конвейера, м³/ч ..	400—800	1000—2500	2500—5000	5000—8000	8000—12000	Более 12000
Скорость ленты, м/с:						
для рыхлых и легких пород.....	2—2,5	2,5—3,5	3—4,5	3,5—5,5	4—6	4—6,5
для скальных пород и руд	1,5—2,5	2—3	2,5—3,5	2,5—3,5	3—4	3—4,5

Приведенные пределы скорости движения ленты приемлемы для обычных условий работы конвейера. При использовании подвесных шарнирных опор, канатного става, а также для конвейеров на транспортно-отвальных мостах и отвалообразователях значения скорости могут быть увеличены.

Ширина (м) конвейерной ленты исходя из заданной производительности

$$B = 1{,}1\left(\sqrt{\frac{Q}{k_y C v \gamma}} + 0{,}05\right).$$

Ширина конвейерной ленты, выбранная по производительности, проверяется на возможность транспортирования кусков данного размера. При кусках крупностью a_{max} должно соблюдаться соотношение:

для грузов, содержащих куски размером a_{max} в количестве не более 15 % по массе,

$$B \geq (2{,}3—2{,}5)a_{max};$$

для грузов, содержащих куски размером a_{max} в количестве до 80 % по массе,

$$B \geq (3{,}3—4)a_{max}.$$

Мощность привода конвейера определяется расчетом всех действующих сил сопротивления: распределенных (вследствие качения ленты по роликам и трения в их подшипниках) и сосредоточенных (при огибании лентой барабанов и батарей роликоопор, на разгрузочной тележке, на погрузочном пункте) методом обхода по контуру.

Укрупненным расчетом мощность (кВт) на валу приводного барабана (барабанов) определяется как сумма мощностей (кВт), затрачиваемых на холостой ход конвейера, транспортирование материала на длину L (м), и мощности, необходимой для подъема груза на высоту (м) $H = L\sin\beta$,

Таблица 9.50.
Масса вращающихся частей трех- и одноролико вых опор конвейеров

Ширина ленты, мм	Нормальное исполнение				Тяжелое исполнение			
	Одноролико вые		Трехроликовые		Одноролико вые		Трехроликовые	
	диаметр ролика, мм	масса, кг	диаметр ролика, мм	масса, кг	диаметр ролика, мм	масса, кг	диаметр ролика, мм	масса, кг
1000	127	21,5	127	25				
1200	127	26	127	29	—	—	159	57
1400	159	40	159	50	—	—	194	108
1600	—	—	159	60	—	—	194	116
1800	159	47	159	82	—	—	194	122
2000	—	—	159	50	—	—	219	190

$$P=\frac{(3{,}6cw'vq_к+Q\sin\beta)gL}{10^3\cdot 3{,}6},$$

где c — коэффициент, учитывающий сосредоточенные сопротивления, значение его уменьшается с увеличением длины конвейера:

L	100	200	300	400	500	800	1000	1250	1600	2000	4000
c	1,74	1,45	1,3	1,23	1,19	1,12	1,1	1,08	1,06	1,05	1,03

w' — коэффициент сопротивления движению конвейерной ленты; для конвейеров на открытых разработках (в том числе передвижных) рекомендуется принимать равным 0,025—0,035, для стационарных конвейеров, устанавливаемых в галереях, значения w' могут быть снижены до 0,020—0,022, при работе в условиях низких температур (до —40°С) коэффициент сопротивления повышается до 0,040—0,045; β — угол наклона конвейера, градус; $g=9{,}81$ м/с^2; $q_к=q+2q_л+q_р'+q_р''$ — масса соответственно груза q, ленты $q_л$, вращающихся частей роликов (табл. 9.50) на грузовой $q_р'$ и порожняковой $q_р''$ ветвей, отнесенных к единице длины, кг/м.

Масса (кг/м) груза

$$q=Q/(3{,}6v).$$

Масса ленты

$$q_л=m_лB,$$

где $m_л$ — удельная масса конвейерной ленты, кг/м^2 (табл. 9.51).

Применительно к конвейерному транспорту, для которого, как правило, экономически неоправдано резервирование оборудования, особо важное значение имеет надежность транспортных схем.

Большое число схем конвейерного транспорта по принципу соединения и взаимодействия оборудования может быть сведено к четырем основным структурным схемам: последовательное соединение оборудования, параллельное соединение оборудования, с объединением грузопотоков, с разделением грузопотоков.

Обобщающим показателем надежности является коэффициент готовности, определяемый временем работы между отказами T и временем восстановления $T_в$,

$$k_г=\frac{T}{T+T_в}.$$

Транспортирующая способность конвейерной системы определяется как вероятная эксплуатационная производительность, определяемая с учетом надежности оборудования:

$$D=k_гT_рQ,$$

Таблица 9.51.

Удельная масса конвейерной ленты $m_л$, кг/м^2

Резинотканевая лента с разрывной прочностью 3000 Н/см ширины прокладки		Резинотросовая лента	
Число прокладок	$m_л$, кг/м^2	Тип ленты	$m_л$, кг/м^2
4	18	РТЛ-1500	33
5	20	РТЛ-2500	43
6	22	РТЛ-3150	49
8	25	РТЛ-4000	55
		РТЛ-5000	58
		РТЛ-6000	70

Таблица 9.52
Техническая характеристика ленточных конвейеров Александровского машиностроительного завода

Коивейер	Производительность, т/ч	Лента			Угол наклона конвейера, градус	Длина конвейера*, м	Мощность привода, кВт
		скорость движения, м/с	ширина, мм	тип			
1ЛУ-120	1200	2,5	1200	РТЛ-1500	18	1600—260	4×125
2ЛУ-120А	1500	3,15	1200	РТЛ-3150	18	2700—600	3×500
	1500	3,15	1200	2РТЛО-2500	18	1800—500	2×500
2ЛУ-120В	1500	3,15	1200	РТЛ-2500	18	1800—500	4×250

* В зависимости от угла наклона от 0 до 18°.

Таблица 9.53.
Техническая характеристика ленточных конвейеров Донецкого машиностроительного завода

Коивейер	Производительность		Леита		Угол наклона конвейера, градус	Длина конвейера, м	Мощность привода, кВт
	расчетная, м³/ч (т/ч)	номинальная (эффективная), м³/ч	скорость движения, м/с	ширина, мм			
КЛЗ-250-2М	2500/2500	1750	4,6; 4,2	1200	2	250	1×250
КЛЗ-400-2М					0	400	1×250
КЛЗ-500-2М					2	500	2×250
КЛЗ-800-2М					0	800	2×250
КЛМ-250-2М	2500/2500	1750	4,6; 4,2	1200	2	250	1×250
КЛМ(Н)-250-2М					7		2×250
КЛМ-400-2М					0	400	1×250
КЛМ(Н)-400-2М					5		2×250
КЛМ-500-2М					2	500	2×250
КЛМ-800-2М					0	800	2×250
КЛО-250-2М	2500/2500	1750	4,6; 4,2	1200	2	250	1×250
КЛО-400-2М					0	400	1×250
КЛО-500-2М					2	500	2×250
КЛО-750-2М					0	750	2×250
КЛП-250/100-2М	2500/2500	1750	4,6; 4,2	1200	2	165—265	1×250

Таблица 9.54.
Техническая характеристика ленточных конвейеров Сызранского завода тяжелого машиностроения

Конвейер	Производительность, м3/ч	Лента		Тип привода	Мощность привода, кВт
		ширина, мм	скорость движения, м/с		
С160225	1600	1600	1,6	Однобарабанный	320
	2000		2		400
	2500		2,5		500
	3150		3,15		630
С160160	1600	1600	1,6	"	400
	2000		2		500
	2500		2,5		630
	3150		3,15		800
С200160	2500	2000	1,6	"	630
	3200		2		800
	4000		2,5		1000
	4960		3,15		1250

где $T_р$ — планируемое время работы конвейерной линии (за вычетом регламентированных технологических и организационных простоев).

Коэффициент готовности системы конвейеров определяется показателями надежности отдельных ее узлов и агрегатов (см. раздел 8).

Для наиболее распространенной системы, состоящей из n последовательно соединенных конвейеров, коэффициент готовности

$$k_г = \frac{1}{1 - n + \sum_{i=1}^{n} \frac{1}{k_{гi}}}.$$

9.3.3. Технические характеристики конвейеров

Выпускаемые заводами России и Украины конвейеры предназначены для транспортирования вскрышных пород и угля в составе комплексов непрерывного действия, а также для транспортирования скальных пород и руд в виде подъемников при автомобильно-конвейерном транспорте (табл. 9.52—9.54).

Таблица 9.55.
Техническая характеристика ленточных конвейеров угольных разрезов

Конвейер	Производительность, м³/ч (т/ч)	Лента			Длина конвейера, м	Мощность привода, кВт
		скорость движения, м/с	ширина, мм	тип		
Разрез "Восточный" (транспорт угля)						
Забойный	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	750	3×500
Соединительный	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	320	3×500
Соединительный с бункером	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	650	3×500
Подъемный	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	410	6×500
Магистральный	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	750	3×500
Разрез "Березовский-1" (транспорт угля)						
Забойный	5250	4,6	1800	РТЛ-2500	1200	3×500
Магистральный	5250	4,6	1800	РТЛ-2500	600	3×500
Подача угля от борта разреза до ГРЭС-1 (5 шт. общей длиной 14,86 км)						
Из них конвейер максимальной длины	(4500)	4	2000	РТЛ-5000	3770	4×1600
Разрез им. 50-лет Октября (транспорт скальных пород)						
Наклонный	4000(6600)	3,15	2000	РТЛ-5000	455	3780
Магистральный	4000(6600)	3,15	2000	РТЛ-5000	1750	3780
Отвальный	4000(6600)	3,15	2000	РТЛ-3150	1900	2720

Таблица 9.56.
Основные параметры конвейерных линий железорудных карьеров

Горнообогатительный комбинат	Производительность		Длина, м	Высота подъема, м	Конвейеры			
	годовая, млн т	часовая, т			число	ширина ленты, м	скорость ленты, м/с	суммарная мощность приводов, кВт
Ингулецкий	24	4800	1010	152	2	2000	2,5	4000
	30	6000	1700	176	3	2000	3	6950
Северный	18	4000	2270	240	3	2000	2,5	7200
Оленегорский	13,5	3000	950	170	2	1600	2,5	2520
Ковдорский	16	3300	730	155	1	1600	2,5	2400
Южный	20	4500	2600	240	4	2000	2,5	7200
Ново-Криворожский	10	2100	790	155	2	1600	2	2390
	22	4500	1080	205	3	2000	2,5	4800
Стойленский	20	4500	1305	205	2	2000	2,5	4800
	20	4500	1290	203	2	2000	1,5	4800
Днепровский	20	4500	611	159	1	2000	2,5	3200
Центральный	24	4200	1400	300	2	1600	3,15	6000

Таблица 9.57.
Нормы амортизационных отчислений на конвейеры

Оборудование	Общая норма амортизационных отчислений, %	В том числе, %	
		на полное восстановление	на капитальный ремонт
Конвейеры забойные, отвальные, передаточные с лентой шириной, мм:			
до 1200	13,9	8,4	5,5
1400—1800	11,4	6,5	4,9
более 1800	9,1	5,2	3,9
Конвейеры магистральные с лентой шириной, мм:			
до 1200	11,5	6	5,5
1400—1800	9,5	4,6	4,9
более 1800	8	4,1	3,9

Таблица 9.58.
Структура ремонтного цикла конвейеров

Оборудование	Производительность, м3/ч	Продолжительность цикла, лет	Структура цикла
Ленточные конвейеры	1000	4—5	К—Т—С—Т—К
	1250—3000	5—6	К—2Т—С—2Т—К
	4000—5000	6—8	К—3Т—С—3Т—К
Примечание. К, С, Т — соответственно капитальный, средний и текущий ремонты			

Таблица 9.59.
Относительная трудоемкость ремонтов частей оборудования

Оборудование	Ремонтируемая часть	Трудоемкость, %
Ленточные конвейеры	Линейная	40
	Лента	25
	Приводная и натяжная станции	25
	Электрическая	10

9.3.4. Показатели работы ленточных конвейеров

Для конкретных предприятий параметры конвейеров и схема конвейерных линий формируются в зависимости от требуемой производительности, характеристики транспортируемых пород, высоты подъема, расстояния транспортирования (табл. 9.55, 9.56).

Данные о нормах амортизационных отчислений на конвейеры, сроке службы лент и ремонтных характеристиках приведены в табл. 9.57 — 9.59.

Срок службы резинотросовых лент на конвейерах длиной до 1000 м составляет 5 лет, длиной 1000—3000 м — 6 лет. При этом ленты передвижных (забойных и отвальных) конвейеров имеют срок службы лент примерно на 1 год меньше, чем на конвейерах стационарных и находящихся в галереях.

9.3.5. Вспомогательные работы при конвейерном транспорте

К вспомогательным работам относятся доставка, монтаж и стыковка лент, подборка просыпей под конвейерным ставом, очистка ленты от налипаний и намерзаний, замена роликов, передвижка конвейеров.

Укрупненно потребность в оборудовании для механизации вспомогательных процессов оценивается в следующих размерах:

передвижчики конвейерных ставов (забойных и отвальных конвейеров) — один на 3—3,5 км конвейеров; передвижчики выполняются на базе гусеничных или колесных тракторов мощностью 130 и 220 кВт (для конвейеров с лентой соответственно 1200—1400 и 1600—2000 мм), рабочая скорость составляет 10—12 км/ч, шаг передвижки 0,4—0,5 м;

подборщики просыпей под ставами передвижных и стационарных конвейеров — один на 3,5—5 км конвейеров; используются специальные подборщики с навесным оборудованием в виде одноковшового рабочего органа и выдвижной стрелы на базе гусеничного или колесного трактора; вместимость ковшоподборщика 0,25—0,4 м^3;

вулканизационная передвижная мастерская для вулканизации лент непосредственно на месте установки конвейеров — одна на 5 км конвейеров;

вулканизационные прессы для горячей вулканизации лент шириной до 2000 мм — один на 2,5 км конвейеров;

агрегат для навески или замены роликов и роликоопор — один на 15—20 км конвейеров;

бульдозеры для планировки площадок в зоне расположения оборудования.

Список литературы

1. Положение о техническом обслуживании, диагностировании и ремонте карьерных самосвалов БелАЗ грузоподъемностью 75 т и более.

2. Потапов М.Г. Карьерный транспорт. — М.: Недра. 1985.

3. Правила тормозных расчетов для железнодорожного транспорта Минчермета СССР, Москва. 1986.

4. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины непрерывного действия. — М.: Недра, 1989.

5. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины цикличного действия. — М.: Недра, 1989.

6. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. — М.: Недра, 1982.

7. Циперфин И.М., Штейн В.Д. Карьерный автомобильный транспорт. — М.: Недра, 1992.

8. Шадрин Н.М. Электрическая тяга на открытых горных разработках. — М.: Недра, 1987.

9. Электроподвижной состав промышленного транспорта (Справочник). Под ред. Л.В. Балона — М.: Транспорт, 1987.

10
Внутрикарьерное механическое дробление

В мировой практике открытых горных работ применяется технология горного производства с использованием в качестве экскавационного оборудования экскаваторов цикличного действия и в качестве транспортных средств либо только конвейеров, либо комбинации колесного и конвейерного транспорта. Такая технология получила условное название цикличноточной технологии (ЦПТ).

В составе технологических комплексов применяются установки, обеспечивающие подачу на конвейер материала заданной кусковатости.

Дробильно-перегрузочные установки или агрегаты (ДПУ и ДПА) имеют в своем составе накопительную емкость, дробилку или грохот, устройства для непрерывной подачи материала на ленточный конвейер.

Накопительные емкости обычно представляют собой бункер, в который загружается горная масса экскаватором или транспортным средством. Исходя из необходимости обеспечения независимости работы дробильных установок и загрузочных механизмов вместимость бункера должна быть не менее 2 — 3-кратного объема загрузочного механизма (ковша экскаватора, кузова автосамосвала, думпкара).

В дробильно-перегрузочных системах используются дробилки различных типов, сравнительная оценка которых приведена в табл. 10.1.

Конусные дробилки крупного дробления (ККД), щековые (ЩДП) и роторные встречного вращения (ДРК) выпускаются на машиностроительных заводах России и за рубежом применительно к обогатительным фабрикам руд черных и цветных металлов, дробильно-грохотильным комплексам стройматериалов и др. (табл. 10.2).

Двухвалковые дробилки повышенной (до 2000—2500 м^3/ч) производительности освоены производством главным образом за рубежом и применяются как для стационарных, так и передвижных установок.

Принципиально новыми типами дробилок, созданными специально для дробильно-перегрузочных установок и агрегатов, являются конусно-валковая крупного дробления типа КВКД, роторная попутного вращения и роторная встречного вращения в комплекте с дисковым грохотом-питателем.

Дробящие элементы конусно-валковой дробилки крупного дробления (рис. 10.1) включают в себя наружную чашу и внутренний конус, оси которых расположены под углом один к другому и пересекаются в сферическом шарнире в нижней части корпуса. Чаша снабжена приводом, а конус приводится во вращение во время дробления за счет зажатия дробимого материала между конусом и чашей. Рядовая масса материала питателем подается в широкую часть дробящего пространства. Мелкие куски породы проходят через разгрузочную щель, не подвергаясь дроблению. Более крупные куски останавливаются в той зоне дробящего пространства, которая соответствует их размеру, "выхватываются" из потока материала за счет вращения чаши и конуса, проходят

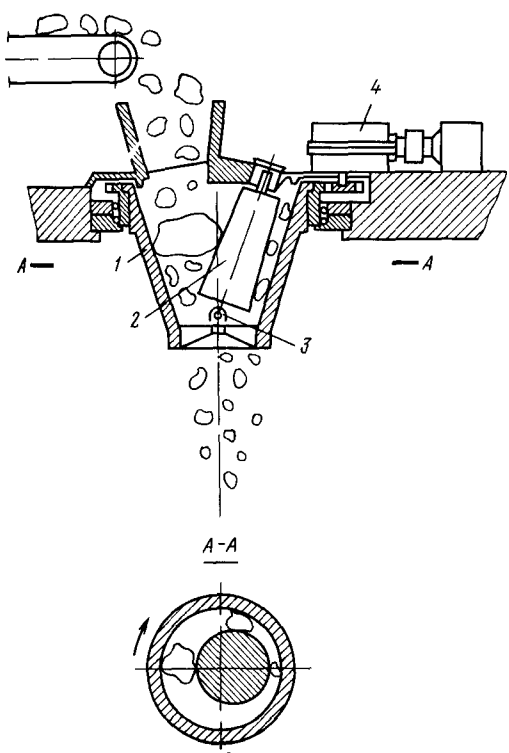
Таблица 10.1.
Сравнительная оценка основных типов дробилок

Дробилка	Преимущества	Недостатки
Конусная крупного дробления, тип ККД	Высокая производительность. Возможность дробления весьма крепких пород и руд (до f = 20). Возможность работы из-под завала	Значительные размеры по высоте. Значительные инерционные нагрузки на фундамент. Чувствительность к влажности дробимого материала и содержанию глинистых фракций. Неравномерность выдачи дробленого материала
Щековая, тип ЩДП(СМД)	Относительно небольшие размеры по высоте. Возможность дробления кусков увеличенных размеров (до 2,0—2,5 м). Возможность дробления весьма крепких пород и руд (до f = 20)	Относительно небольшая производительность Большая удельная масса (на единицу производительности) Значительные инерционные нагрузки на фундамент Чувствительность к влажности дробимого материала и содержанию глинистых фракций
Конусно-валковая крупного дробления, тип КВКД	Высокая производительность. Возможность дробления весьма крепких пород и руд (до f = 20). Относительно небольшие размеры по высоте. Отсутствие инерционных нагрузок на фундаменты	Чувствительность к влажности дробимого материала и содержанию глинистых фракций. Возможность заштыбовки при попадании негабаритных кусков
Роторная (попутного вращения)	Весьма высокая производительность Меньшая по сравнению с другими типами чувствительность к влажности дробимого материала. Малые размеры по высоте. Малая удельная масса (на единицу производительности) Отсутствие инерционных нагрузок на фундаменты	Ограниченность по крепости дробимого материала (до f = 10÷12). Возможность заштыбовки при попадании негабаритных кусков
Роторная (встречного вращения), тип ДРК	Меньшая по сравнению с другими типами чувствительность к влажности дробимого материала. Малые размеры по высоте. Отсутствие инерционных нагрузок на фундамент	Ограниченность по крепости дробимого материала (до f = 10÷12). Относительно небольшая производительность
Роторная (выборочного дробления на встречном вращении) в комплекте с дисковым грохотом-питателем, тип ДРКГ	Меньшая по сравнению с другими типами чувствительность к влажности дробимого материала Малые размеры по высоте Относительно высокая производительность. Отсутствие инерционных нагрузок на фундамент	Ограниченность по крепости дробимого материала (до f = 10÷12)
Двухвалковая	Малые размеры по высоте. Относительно высокая производительность. Отсутствие инерционных нагрузок на фундамент	Ограниченность по крепости дробимого материала (до f = 10÷12) Возможность заштыбовки при попадании негабаритных кусков

Таблица 10.2.

Техническая характеристика отдельных типов дробилок, применяемых для стационарных установок

Показатели	Дробилки заводов б. СССР				Дробилки инофирм			
	УЗТМ	Волгоцеммаш		НКМЗ	США	ФРГ		Великобритания
Тип дробилки	Конусная ККД-1500×180	Щековая ЩДП 15×21	Щековая ЩДП 21×25	Конусно-валковая КВКД 1200×200	Конусная	Конусная	Щековая	Щековая
Производительность, $м^3/ч$	2300	550	800	2500	2850	2350	600	1000
Ширина приемного отверстия, мм	1500	1500	2100	1450	1525	1830	1700	1670
Крупность продуктов дробления, мм	0—360	0—360	0—500	0—400	0—300	0—300	0—400	0—350
Масса дробилки, т	420	260	470	340	580	585	294	177
Место установки	ГОКи Кривого Рога	Оленегорский, Ковдорский ГОКи	Проект разреза Ьачатский	СевГОК, Навоинский ГМК				



сужающуюся часть дробящего пространства, где раздавливаются на более мелкие куски.

Конструктивная схема дробилки этого типа, созданной на Ново-Краматорском машзаводе, обеспечивает замыкание возникающих при дроблении сил внутри дробилки, вследствие чего они не передаются на несущие конструкции, что исключает необходимость мощных фундаментов.

Дробилки КВКД-1450/180 освоены производством и прошли эксплуатационную проверку.

Техническая характеристика дробилок типа КВКД приведена ниже.

Рис. 10.1. Принципиальная конструктивная схема конусно-валковой дробилки крупного дробления (КВКД):

1 — наружная чаша; *2* — внутренний конус; *3* — сферический шарнир; *4* — привод дробилки

Дробилка	КВКД 1450/180	КВКД-1800/250 (проект)
Производительность, м³/ч	2000	3000
Размеры приемного отверстия дробилки, мм	1450×2200	1800×3200
Ширина разгрузочной щели, мм	180	250
Крепость дробимых пород (по шкале проф М М Протодьяконова)	До 20	До 20
Мощность привода дробилки, кВт	500	500
Масса дробилки, т	340	600

Роторные дробилки попутного вращения (рис. 10.2) обеспечивают производительность, достигающую 6000—8000 м³/ч. Дробилки такого типа применяются на роторных экскаваторах для дробления крупных кусков угля. Их недостатками помимо ограничений по крепости пород являются остановка дробилки и образование трудноустранимого завала при попадании крупных недробимых кусков породы. В целях устранения этого недостатка создана одноротерная дробилка выборочного дробления на встречном вращении (дробилка встречного вращения) в комплекте с дисковым грохотом-питателем оригинальной конструкции типа ДРКГ (рис. 10.3.).

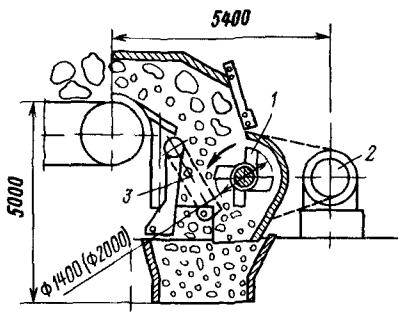


Рис. 10.2. Принципиальная конструктивная схема роторной дробилки попутного вращения:

1 — дробящий ротор; *2* — привод дробилки; *3* — пункт для регулировки щели

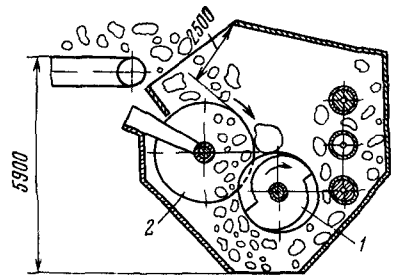


Рис. 10.3. Принципиальная конструктивная схема роторной дробилки встречного вращения в комплекте с дисковым грохотом-питателем:

1 — дробящий ротор; *2* — дисковый грохот-питатель

Конструктивное исполнение устройств непрерывной подачи материала на ленточные конвейеры определяется типами дробильно-перегрузочной установки и применяемой дробилки. Эти устройства могут включать в себя питатель (промежуточный конвейер) и разгрузочную консоль или выполняться с непосредственной погрузкой горной массы от дробилки на ленточный конвейер (установки и агрегаты седельного типа).

В зависимости от схемы работы и места установки дробильно-перегрузочные установки подразделяют на самоходные, полустационарные (передвижные, переносные) и стационарные.

Самоходные дробильно-перегрузочные агрегаты (СДПА) применяются в технологических схемах при полной конвейеризации транспорта и располагаются в забое между экскаватором и конвейером. Агрегаты перемещаются вдоль фронта работ по мере продвижения экскаватора. Такие агрегаты обычно загружаются одноковшовыми карьерными экскаваторами типа "прямая" или "обратная" лопата. В последнее время появился опыт, позволяющий предусматривать загрузку СДПА драглайнами, особенно при оснащении их устройствами прицельной погрузки.

Для передвижения самоходных агрегатов применяется двухгусеничный, реже пневмоколесный или шагающий ход. Агрегаты, располагаемые сбоку забойного конвейера, имеют либо поворотную, либо неповоротную разгрузочную консоль. Верхняя часть агрегата с приемным бункером и дробилкой выполняется как поворотной, так и неповоротной относительно ходовой части.

Имеются конструктивные схемы самоходных агрегатов (например, ДПА-2000, табл. 10.3) седельного типа с расположением дробилки непосредственно над конвейером.

На самоходных агрегатах устанавливаются дробилки с относительно небольшими габаритами по высоте и массой, не требующие мощных фундаментов. Этим требованиям в большей степени отвечают валковые и роторные дробилки, а также конусно-валковые крупного дробления.

Для самоходного дробильно-перегрузочного агрегата СДПА-2000 (рис. 10.4, см. табл. 10.3), создаваемого на Ново-Краматорском машиностроительном заводе, предусмотрена комбинированная установка пластинчатого и ленточного питателей и роторной дробилки в комплекте с дисковым питателем. Возможна модификация агрегата с установкой конусно-валковой дробилки типа КВКД.

Таблица 10.3.

Техническая характеристика самоходных дробильных агрегатов

Показатели	Агрегаты заводов б. СССР					Агрегаты инофирм				
	Ижорский	Донецкий машиностроительный	Донецкий НИГРИ	Ново-Краматорский		"Везерхютте" ФРГ		"Крупп" ФРГ	"Оренштейн-Коппель" ФРГ	
Тип агрегата	СДА-1000*	СДА-3*	АД-2*	ДПА-2000	СДПА-2000 (проект)	—	—	—	—	—
Производительность, $м^3/ч$	500	500	325	2000—2500	2000	1350	1500	1500	1650	2500
Тип дробилки	Роторная ДРК-20×16	Щековая ЩДП-12×15	Роторная ДРК-20×16	Конусно-валковая 1200/200	Роторная	Конусная				Роторная
Ширина приемного отверстия, мм	1400	1200	1400	1450	2000	1370	1370	1070	1880	Н.д
Крупность продуктов дробления, мм	0—300	0—300	0—300	0—400	0—300	0—300	0—300	0—300	0—300	0—300
Тип ходового оборудования	Гусеничный					Шагающий		Пневмоколесный	Шагающий	Гусеничный
Масса агрегата, т	520	720	185	1600	1500	850	1100	760	1050	Н.д

* Опытно-промышленные образцы

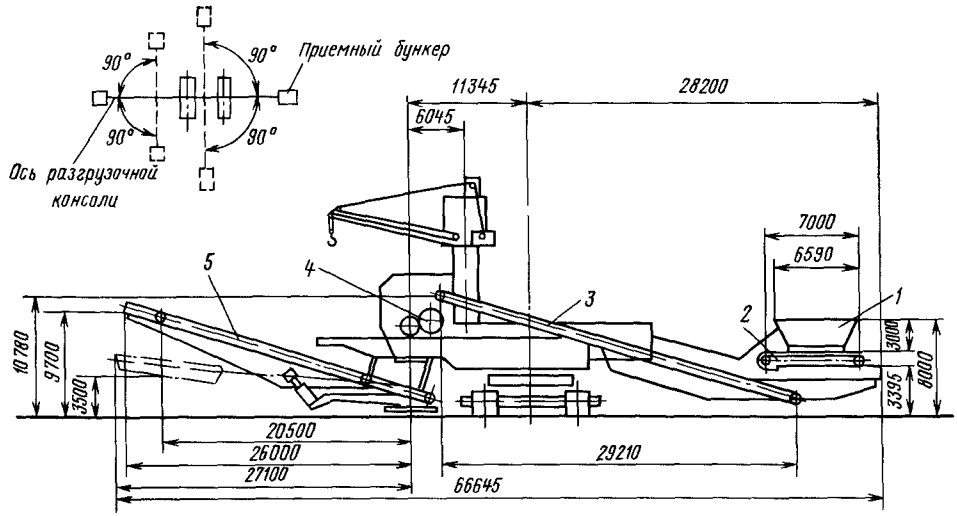


Рис. 10.4. Конструктивная схема самоходного дробильно-перегрузочного агрегата СДПА-2000:

1 — приемный бункер; *2* и *3* — соответственно пластинчатый и ленточный питатель; *4* — дробилка типа ДРКГ; *5* — разгрузочная консоль

Полустационарные (передвижные) дробильно-перегрузочные установки (ПДПУ) применяются при использовании комбинированного транспорта, осуществляя прием горной массы от автомобильного или ж.-д. транспорта, ее дробление и погрузку на магистральные ленточные конвейеры. Располагаются ПДПУ, как правило, на нерабочем борту карьера.

По мере развития горных работ ПДПУ периодически, с интервалом от нескольких месяцев до нескольких лет, перемещаются в горизонтальном и вертикальном направлениях для установки на новое место работы.

Имеются проекты передвижных дробильно-перегрузочных комплексов на базе серийно выпускаемых конусных и щековых дробилок с установкой их на бетонные фун-

Таблица 10.4.

Техническая характеристика передвижных дробильных установок фирмы "Крупп"

Показатели	Годы выпуска и место установки									
	1981 Южная Африка	1984 Таиланд (три установки)	1984 Канада	1986 Австралия	1987 Канада (три установки)	1989 Австралия	1988 США (две установки)	1989 Чили	1988 США	1990 Чили
Производительность:										
по массе, т/ч	6000	3600	3600	6000	6600	3300	6700	9600	4500	5000
объемная, м3/ч	3000	1800	1800	3000	3300	1650	3350	4800	2250	2500
Тип горных пород	Выветрелые скальные породы	вскрышные породы	Медная руда	Железная руда	Медная руда	Железная руда	Медная руда		Золотая руда	Медная руда

Продолжение табл. 10.4

Показатели	Годы выпуска и место установки									
	1981 Южная Африка	1984 Таиланд (три установки)	1984 Канада	1986 Австралия	1987 Канада (три установки)	1989 Австралия	1988 США (две установки)	1989 Чили	1988 США	1990 Чили
Тип дробилки	Конусная	Двухвалковая	Конусная	Роторная	Конусная					
Мощность привода дробилки, кВт	2×450	2×400	370	300	515	185	515	900	515	260
Максимальный размер кусков, мм	2000	1500	1500	1500	2000	1200	2000	1800	2000	1000
Крупность дробленой горной массы, мм	0—250	0—400	0—200	0—300	0—300	0—200	0—300	0—350	0—300	0—300
Вместимость накопительного бункера, $м^3$	170	150	180	750	340	185	400	400	400	200
Масса установки, т	2390	430	900	1100	1450	780	1450	2500	1450	550

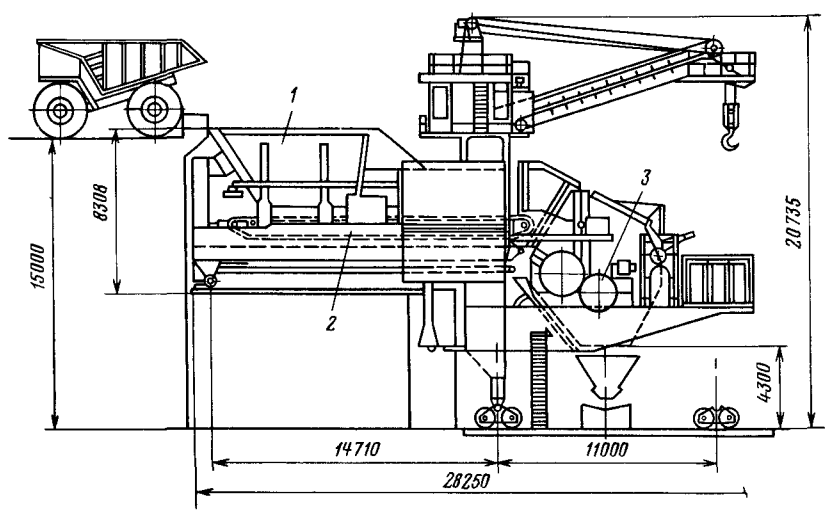


Рис. 10.5. Конструктивная схема передвижной дробильно-перегрузочной установки ДПУ-2500Р:

1 — приемный бункер; *2* — пластинчатый питатель; *3* — дробилка типа ДРКГ

даменты. Технические характеристики двух типов таких комплексов приведены ниже.

Передвижные комплексы	ПДПК-600	ПДПК-2000
Дробильный модуль		
дробилка	СМД-117 (ШДП 15×21) (ВНИПИ Рудмаш)	ККД 1500/180 (АО Уралмаш)
ширина приемной щели, мм	1500	1500
ширина выходного отверстия, мм	180	200
наибольший размер кусков питания, мм	1300	1200
производительность, м³/ч	600	2000
т/ч	1200	4000
мощность привода, кВт	Н д	400
габариты дробильного модуля, м	13,0× ×9,0× ×11,0	20,5× ×16,5× ×13,5
масса в рабочем состоянии, т	—	410
консольный кран на платформе		
грузоподъемность, т	Н д	80
вылет стрелы, м	—	16,5
масса, т	—	120
Модуль бункера:		
вместимость, м³	130	1000
габариты, м	12×9,5	16×16×6
масса, т	Н д	400
Модуль переносного пластинчатого питателя.		
ширина полотна питателя, м	2,4	2,4
производительность, м³/ч	600	2000
т/ч	1200	4000
длина, м	15	20,5
угол наклона питателя, градус	Н д	12
скорость полотна питателя, м/с	Н д	0,2
масса, т	Н д	180—200
мощность привода, кВт	150	150

Перемещение установки целиком либо крупными блоками осуществляется специальными самоходными тележками.

Технические данные передвижных дробильных установок, созданных за период 1981—1990 г. фирмой "Крупп" (Германия), приведены в табл. 10.4.

На Ново-Краматорском машиностроительном заводе (Украина) изготовлены для карьеров по добыче алмазов в Якутии передвижные ДПУ (рис. 10.5, табл 10.5) При необходимости эти установки оснащаются дробилками типа КВКД.

Применительно к стационарным ДПУ особенно при разработке крепких скальных пород находят преимущественное применение освоенные типы шековых и конусных дробилок крупного дробления типов ШДП и ККД (см. табл. 10.2). Эти дробилки вследствие специфики принципов работы и конструктивного исполнения требуют мощных бетонных фундаментов На открытых разработках в странах СНГ такие установки получили наибольшее распространение на карьерах черной металлургии (особенно на Криворожских ГОКах.). Основной тип дробилки — конусная крупного дробления ККД-1500/180.

Все типы ДПУ и ДПА обычно оснащаются устройствами различных типов для разбивания или удаления негабаритных кусков горной массы при их попадании на питатель или в приемную часть дробилки.

На ближайшую перспективу применительно к производству вскрышных работ могут быть рекомендованы технологические схемы с использованием самоходных, а в случае невозможности передвижных дробильно-перегрузочных агрегатов и установок производительностью 1500—2500 м³/ч. Выбор типа дробилки должен определяться характером разрабатываемых пород и качеством буровзрывной подготовки горного массива. Наиболее целесообразны для рассматриваемых систем, очевидно, двухвалковые дробилки, роторные дробилки с дисковыми грохотами-питателями и конусно-валковые дробилки крупного дробления. Во всех случаях не-

Таблица 10.5.
Техническая характеристика передвижных дробильно-перегрузочных установок Ново-Краматорского машзавода

Показатели	Типоразмер установки	
	ДПУ-2000К	ДПУ-2500Р
	Тип дробилки	
	конусно-валковая КВКД	роторная ДРКГ
Расчетная производительность, $м^3/ч$	2000	2500
Размеры приемного отверстия дробилки, мм	1450×2200	2000×2200
Крупность дробленой горной массы, мм	360	300
Крепость дробимых пород (по шкале проф М М Протодьяконова)	До 20	До 10
Мощность привода дробилки, кВт	500	500
Вместимость приемного бункера, $м^3$	160	160
Масса установки, т	1100	1040

обходимо стремиться к рациональной концентрации грузопотоков и повышению единичной мощности конвейерных линий, а также к расположению ДПУ на возможно более близком расстоянии от забойных экскаваторов.

11
Отвалообразование

11.1. Основные положения

Способы отвалообразования и средства механизации отвальных работ должны обеспечивать бесперебойное складирование породы.

Породные отвалы (табл. 11.1) должны иметь достаточную вместимость, находиться на минимальном расстоянии от мест погрузки породы, располагаться на безрудных (безугольных) площадях, не препятствовать развитию горных работ в карьере и формироваться с учетом требований техники безопасности и экологии.

В комплекс отвальных работ входят разгрузка пород, планировка отвального уступа и формирование предохранительного вала или размещение породы в отвале экскаватором, отвалообразователем, абзетцером, автосамосвалом и передвижка транспортных коммуникаций в новое положение.

Высота породных отвалов — один из наиболее значимых параметров, который характеризует их состояние и устойчивость. Высота равнинных отвалов на практике, как правило, меньше чем нагорных (табл. 11.2). Фактически высота отвалов может приближаться к предельной высоте устойчивой насыпи из данных пород, отличаясь от нее (с учетом коэффициента запаса устойчивости) на 20—30 % в меньшую сторону, что гарантирует устойчивое состояние отвала.

Способы отвалообразования выбираются в зависимости от условий залегания рудного тела, рельефа поверхности, характеристики пород, климатических и микроклиматических особенностей района (табл. 11.3).

Таблица 11.1.
Классификация отвалов по Н.В. Мельникову

Классификационный признак	Тип отвала
Расположение относительно карьера	Внешний (за контуром карьера) и внутренний (в отработанной части карьера)
Число рабочих горизонтов отвала	Одно- и многоярусный
Способ механизации отвальных работ	Плужный, экскаваторный, бульдозерный, конвейерный, автомобильный (разгрузка на откос)
Число обслуживаемых горизонтов в карьере	Общий, групповой, отдельный
Рельеф местности, используемой под отвал	Равнинный, нагорный и нагорно-долинный
Деформационное состояние отвала	Устойчивые, подвижные и неустойчивые
Способ транспортирования вскрышной породы на отвал	Железнодорожный, автомобильный, конвейерный

Таблица 11.2.
Высота отвалов в зависимости от характера пород и способа отвалообразования

Средства механизации отвальных работ	Породы	Высота отвала, яруса, м	
		равнинного	нагорного
Одноковшовые экскаваторы:			
мехлопаты	Песчаные	25—30	—
	Глинистые	15—20	—
	Скальные	30—45	100—150
драглайны	Мягкие	20—30	—
	Крепкие	30—45	—
Многочерпаковые экскаваторы (абзетцеры)	Песчаные	40—70	—
	Супесчаные	30—45	—
Консольные ленточные отвалообразователи	Скальные	25—50	25—100
Бульдозеры	Мягкие, рыхлые	До 60	—
	Мягкие	10—15	—
	Смешанные	15—20	45—100
	Крепкие	20—30	100—150
Отвальные плуги	Песчаные	20—25	—
	Супесчаные	12—15	—
	Глинистые	7—10	—
	Скальные	20—25	—

Таблица 11.3.
Способы отвалообразования

Способ отвалообразования	Система разработки	Залегание месторождения	Породы	Максимальная мощность пласта, м	Суточный объем вскрышных работ, тыс. м³
Одноковшовыми экскаваторами (внутренние отвалы)	Бестранспортная	Горизонтальное и пологое	Любые при хорошем разрыхлении (предпочтительнее не выше средней крепости)	До 60	Любой
Транспортно-отвальными мостами (внутренние отвалы)	Транспортно-отвальная	Горизонтальное	Мягкие	20—25	40 и более
Передвижными отвалообразователями (внутренние и внешние отвалы)	"	"	Любые при хорошем разрыхлении	15—20	До 10—15 при одноковшовых и средней мощности многоковшовых экскаваторах, 40 и более при мощных роторных экскаваторах
Гидроспособом (как правило, внешние отвалы)	Специальная (гидромеханизация)	Любое	Мягкие	Любая	Небольшой
Плугами (внутренние и внешние отвалы)	Транспортная	"	Предпочтительнее выше средней крепости	"	"

Продолжение табл. 11.3

Способ отвалообразования	Система разработки	Залегание месторождения	Породы	Максимальная мощность пласта, м	Суточный объем вскрышных работ, тыс. м³
Автосамосвалами (внешние и внутренние отвалы	"	"	Любые разрыхленные	"	Любой
Экскаваторами (внутренние и внешние отвалы)	"	"	Любые	"	"
Бульдозерами (внутренние и внешние отвалы)	"	"	"	"	"
Абзетцерами (внутренние и внешние отвалы)	"	Горизонтальное или пологое	Мягкие	"	20 и более

11.2. Некоторые характеристики отвальных пород

Параметры отвалов зависят от свойств вскрышных пород. В первом приближении породы разделяют на мягкие, рыхлые, твердые (скальные и полускальные) и смешанные. От вида пород в значительной мере зависят коэффициент их разрыхления и величина осадки отвала (табл. 11.4). Осадку отвальной массы рассчитывают по значениям начального коэффициента разрыхления вскрыши (выемка и отсыпка в отвал) и конечного его значения (после достаточно длительного лежания в отвале).

В практике отвалообразования часто требуется знать угол откоса отвала, значения которого следует различать как текущие и устойчивые. В последнем случае их еще называют углами естественного откоса. Текущие углы, как правило, превышают угол естественного откоса, который в идеальном случае стремится к углу внутреннего трения в верхнем слое откоса отвала.

По этой причине в широком диапазоне углов откоса (табл. 11.5) следует считать верхний предел текущим значением, а нижний — устойчивым, или естественным.

Высоту отвала также следует различать текущую (рабочую) и предельную (высоту устойчивого отвала) (см. табл. 11.5), определяемую устойчивостью отвала.

В процессе отвалообразования большое значение имеет деформация отвалов, которая обусловлена физико-механическими свойствами пород. Различают два основных вида деформации: *оседание*, которое связано с уплотнением отвальной массы и имеет тенденцию к затуханию. и *сдвижение*, которое может перерасти в обрушение. В табл. 11.6 приведены классификация деформаций отвалов и их причины.

Таблица 11.4.
Величина осадки пород в отвале

Порода	Коэффициент разрыхления		Величина осадки, % $\frac{k_1 - k_2}{k_1} 100$
	начальный k_1	конечный k_2	
Песок и гравий	1,1—1,15	1,01—1,015	8,2—11,7
Суглинки	1,2—1,25	1,02—1,04	15,0—16,8
Мергель	1,25—1,30	1,04—1,05	16,8—19,2
Твердая глина	1,30—1,35	1,06—1,07	18,5—20,7
Скальная	1,35—1,40	1,08—1,15	17,9—20,0

Таблица 11.5.
Фактические высоты и углы устойчивых откосов отвала

Карьер	Вскрышные породы	Отвал	
		Высота, м	Угол устойчивого откоса, градус
Буроугольные Днепропетровского бассейна	Песчано-глинистые, рыхлые	40—42	33—39
Кумертауский	То же	20—30	30—40
Волчанский	Полускальные, песчаники, алевролиты, аргиллиты	20—22	30—40
Коркинский	То же	16—30	30—34
ЮГОКа	Суглинки, глины	15—30	40—45
Магнитогорский	Глина, порфирит, гранит, роговики	10—20	45—50
Сибайский	Глины, спилиты, альбитофиры	15—32	36—40
Блявинский	Глины, кератофиры, диабазы	12—36	32—38
Кировоградский (Левиха)	Глины, сланцы, порфиры, альбитофиры	30—35	31—34
Красноуральский	Глины, порфиры, туфы, сланцы	20—34	30—36
Соколовский, Сарбайский	Песчано-глинистые	20—25	30—32
Центральный ПО "Апатит"	Нефелиновые сиениты рисчорриты, ийолит-уртиты	130—145	35—37
Коашвинский ПО "Апатит"	Скально-моренные	30—100	35—37

Таблица 11.6.
Классификация деформаций отвалов (по С.И. Попову)

Вид деформаций	Тип деформации	Причины деформации отвальных уступов
Оползневая	Уступная	Повышение влажности отсыпаемых пород, высота уступа, превышающая допустимую, уклон подошвы отвала, отсыпка неустойчивых пород, значительная внешняя нагрузка
	Подошвенная	Заболоченность подошвы, неустойчивость подошвы, наличие ослаблений в подошве, сжимаемость пород в подошве
Пластическая	Уступная	Влажность отсыпаемых пород, превышающая допустимую, высота уступа, превышающая допустимую, уклон подошвы отвала, отсыпка пластических пород, значительная внешняя нагрузка
	Подошвенная	Наличие пластических пород в подошве, увеличение удельного давления на подошву, увлажнение пород подошвы, уклон подошвы
	Осыпь	Высыхание пород в отвале, различные виды выветривания
	Обрушение	Несвоевременное профилирование откоса, высыхание пород, увлажненных при отсыпке, внешняя нагрузка
Поверхностная	Размыв	Движение поверхностных вод, движение грунтовых вод
	Уступная	Естественная усадка разрыхленной породы, уплотнение внешними нагрузками, выгорание угля, набухание пород отвала
Осадочная	Подошвенная	Гидродинамическая осадка подошвы, выжимание воды из подошвы, набухание пород подошвы

11.3. Экскаваторные отвалы

При экскаваторном отвалообразовании используют два основных типа экскаваторов: механические лопаты и драглайны. В зависимости от типа применяемого экскаватора изменяется и схема отвалообразования. Практика использования этих экскаваторов с ковшами различной вместимости и стрелами различной длины на разных вскрышных породах дает широкий диапазон разброса технико-экономических показателей (табл. 11.7—11.10) как в сочетании с железнодорожным, так и с автомобильным транспортом.

Таблица 11.7.
Показатели экскаваторного отвалообразования при железнодорожном транспорте

Показатели	ССГОК	Челябинскуголь	ЮГОК	Союзасбест	Вахрушевуголь
Породы	Рыхлые и мягкие	Мягкие и полускальные	Мягкие и скальные		Мягкие и полускальные
Средняя высота отвала, м	20	19,1	17	22	20,8
Средняя рабочая длина отвального тупика, м	1500	2100	400	780	1680
Шаг переукладки пути, м	25	22	24	23	24
Удельная вместимость отвала, $м^3/м$	525	372	400	500	406
Средняя производительность экскаватора, $м^3/сут$	3500	5500	2370	2540	7350
Суточная производительность труда рабочего на отвале, $м^3$	250	140	112	168	200

Таблица 11.8.
Основные данные по отвалам, образуемым механическими лопатами (по данным Гипроруды)

Экскаватор	Грунт	Высота яруса, м	Длина отвала, м		Шаг переукладки пути, м
			минимальная	максимальная	
ЭКГ-4,6 ЭКГ-5	Скальный	60	500	1500	21
	Полускальный	30—40	500	1500	
	Песчаный	25—30	500	1500	
	Глинистый	15—20	500	1500	
ЭКГ-8И	Скальный	60	500	2000	27
	Полускальный	30—40	500	2000	
	Песчаный	25—30	500	2000	
	Глинистый	15—20	500	2000	
ЭКГ-12,5	Скальный	60	500	2000	34
	Полускальный	30—40	500	2000	
	Песчаный	25—30	500	2000	
	Глинистый	15—20	500	2000	

Таблица 11.9.
Показатели работы экскаваторов на отвалах угольных разрезов при железнодорожном транспорте

Разрез	Экскаватор	Число	Характеристика отвалов				Годовая производительность экскаватора, тыс. м³
			Средняя высота, м	Шаг переукладки пути, м	Удельная вместимость, м³/м	Средняя рабочая длина тупика, м	
Новосергеевский	ЭКГ-8И	4	28	25	700	2600	2012
	ЭШ10.60	1					2874
Томусинский	ЭКГ-8И	4	40	25	1000	916	2010
	ЭШ10.60	2					1623
Колмогоровский	ЭКГ-4,6	1	20	30	600	1567	940
	ЭКГ-8И	1					1940
Им. Вахрушева	ЭШ10.70	2	20	156	3120	1437	2869
Междуреченский	ЭКГ-8И	4	45	60	2700	1036	1470
	ЭШ10.60	5					1036
Степной	ЭКГ-12,5 (16 м³)	2	29,1	33,8	760	2325	2965
	ЭКГ-12,5	4					3505
	ЭКГ-8И (10 м³)	1					2508
Северный	ЭКГ-8И (10 м³)	4	38,5	30	924	889	2304
	ЭКГ-8И	4					2003
Ангренский	ЭКГ-4,6	8	24,6	23	566	2017	1649
	ЭШ6.60	1					1593
	ЭКГ-8И	1					2414
	ЭШ10.60	1					1838
Холбольджинский	ЭКГ-8И	2	25	22	550	1775	1700
Харанорский	ЭКГ-4,6	5	20	22	440	1100	1287
Назаровский	ЭКГ-8И	5	18	30	540	1580	2359
Ирша-Бородинский	ЭКГ-4,6	3	25	28,9	590	1168	1629
	ЭКГ-8И	7					2142
	ЭШ10.60	1					1672
Лучегорский	ЭШ10.60	4	18,8	103	1936	1117	2196

Таблица 11.10.
Основные данные автомобильных отвалов, оборудованных драглайнами, на разрезах Кузбасса

Разрез	Основание отвалов			Параметры отвалов			
	Мощность суглинков, м	Угол наклона тальвега, градус	Угол склона, градус	Высота яруса, м	Угол откоса отвала, градус	Производительность, млн м3/год	Длина рабочей площадки, м
Красногорский	1,0—2,0	6	2—1	15—35	36	2,5	30—100
Томусинский	0,5—3,5	10	6—10	15—30	34	0,5	40—60
Междуреченский	1,5—3,0	12	4—18	10—30	35—38	1,8	30—100
Сибиргинский	0,5—0,4	12	8—12	20—30	35—38	1,5	30—100

При оборудовании мехлопатами приемная способность отвала достигает 500 м^3 на 1 м длины тупика, шаг передвижки путей — от 23—25 м до 30—35м.

Для механизации отвальных работ используют мехлопаты с ковшом вместимостью 4,6—16 м^3 (рис. 11.1).

В последние годы на отвалах получили применение драглайны ЭШ10.70, ЭШ13.50. Удельный объем отвала в этих случаях достигает 4000 м^3; переукладка путей производится через 1,5—2 года.

Схемы отвалообразования драглайнами при ж.-д. транспорте *с двумя отваль-*

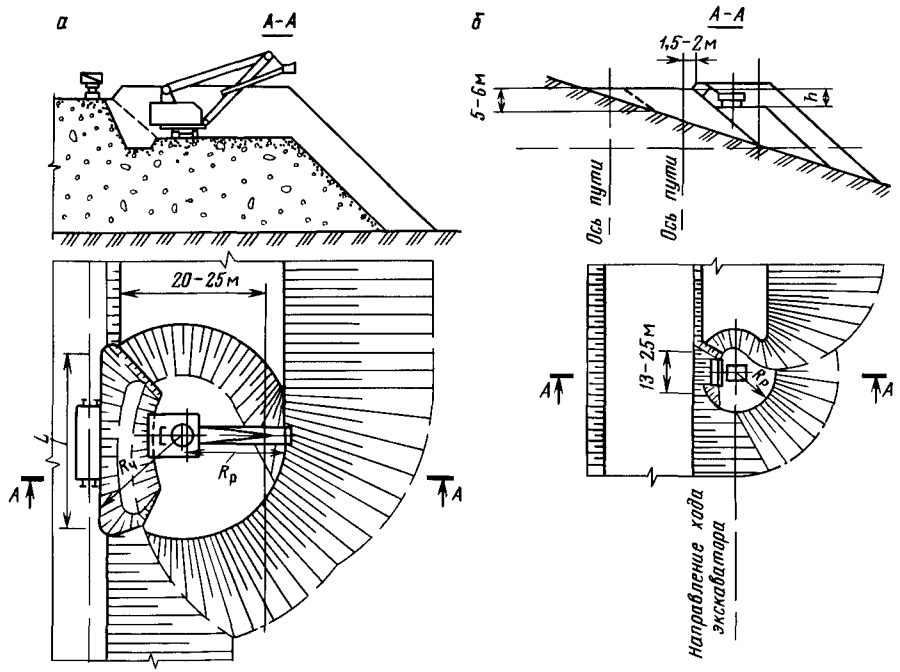


Рис 11.1. Схема отвалообразования механической лопатой при ж.-д. транспорте: *а* — на равнине; $R_р$ — радиус разгрузки; $R_ч$ — радиус черпания; L — фронт разгрузки вагонов, *б* — на косогоре, h — высота черпания

ными тупиками по Н.Н. Мельникову позволяют повысить коэффициент использования экскаватора, а следовательно, и его производительность за счет подачи составов на два пути и увеличить приемную способность 1 м отвала благодаря более полному использованию параметров машины (рис. 11.2).

Использование драглайнов как отвалообразующих машин при транспортной системе разработки не ограничивается технологическими схемами с доставкой вскрышных пород средствами железнодорожного транспорта. Шагающие драглайны могут применяться также для отвалообразования при автомобильном транспорте, особенно на карьерах со сложным рельефом местности, при использовании под отвалы бросовых площадей (старые гидроотвалы, заболоченные озера, старые русла рек и т.п.).

Схемы отвалообразования драглайнами при автомобильном транспорте (по В.И. Тимошину) могут быть эффективно использованы для интенсификации отвальных работ по сравнению с бульдозерным отвалообразованием, создания стабильной технологии, при которой обеспечивается движение автомобилей по дорогам улучшенного качества. Подобные схемы (рис. 11.3) особенно эффективны при использовании под отвалы площадей со слабыми и наклонными основаниями.

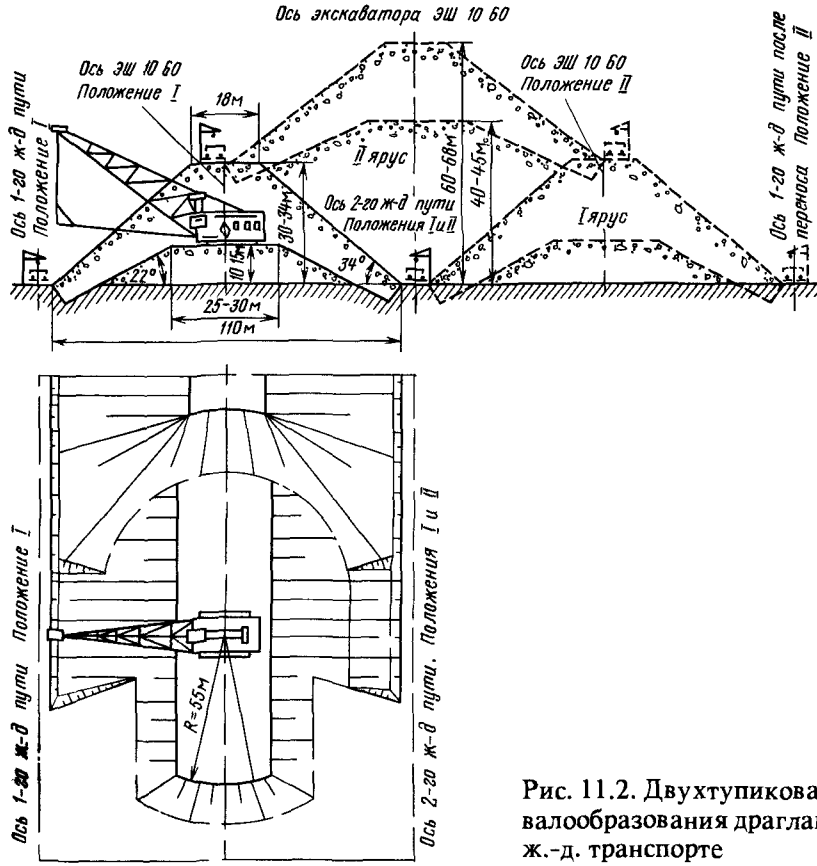


Рис. 11.2. Двухтупиковая схема отвалообразования драглайном при ж.-д. транспорте

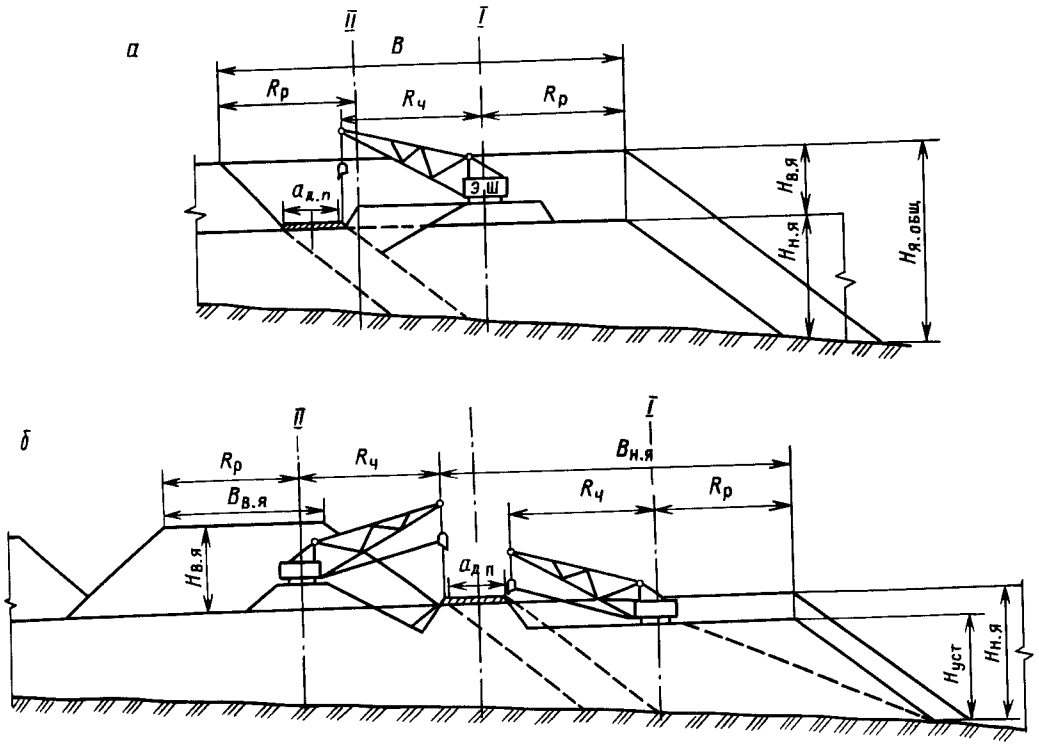


Рис. 11.3. Схема отвалообразования драглайнами при автотранспорте: *а* — при одновременном заполнении нижнего и верхнего ярусов отвала в одной заходке; *б* — с отставанием; $R_р$ и $R_ч$ — радиус соответственно разгрузки и черпания; $B_{в.я}$ и $B_{н.я}$ — ширина соответственно верхнего и нижнего яруса отвала; B — ширина заходки; $H_{в.я}$ и $H_{н.я}$ — высота соответственно верхнего и нижнего яруса отвала; $H_{я.общ}$ — общая высота яруса; $H_{уст}$ — высота уступа; $a_{д.п}$ — ширина дорожного проезда

11.4. Бульдозерные отвалы

11.4.1. Технология бульдозерного отвалообразования

Бульдозерные отвалы (рис. 11.4 и 11.5) применяются при доставке породы на отвалы автомобилями и железнодорожным транспортом. Отвальные работы предусматривают выгрузку породы, планировку отвалов и дорожно-планировочные работы.

Порода разгружается под откос отвала или на разгрузочную площадку. В первом случае бульдозер сталкивает оставшуюся на бровке породу под откос и производит планировку (автомобильно-бульдозер-

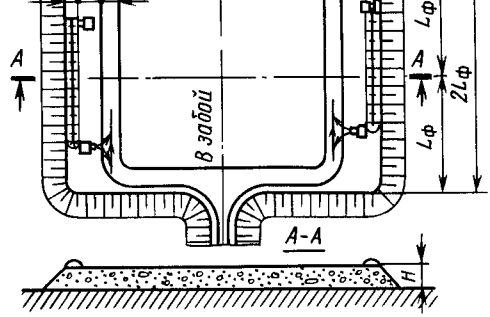


Рис. 11.4. Схема бульдозерного отвала: $A = 3 \div 5$ м; $B = 5 \div 7$ м; C — ширина проезжей части дороги; $L_ф$ — длина фланга; H — высота отвала

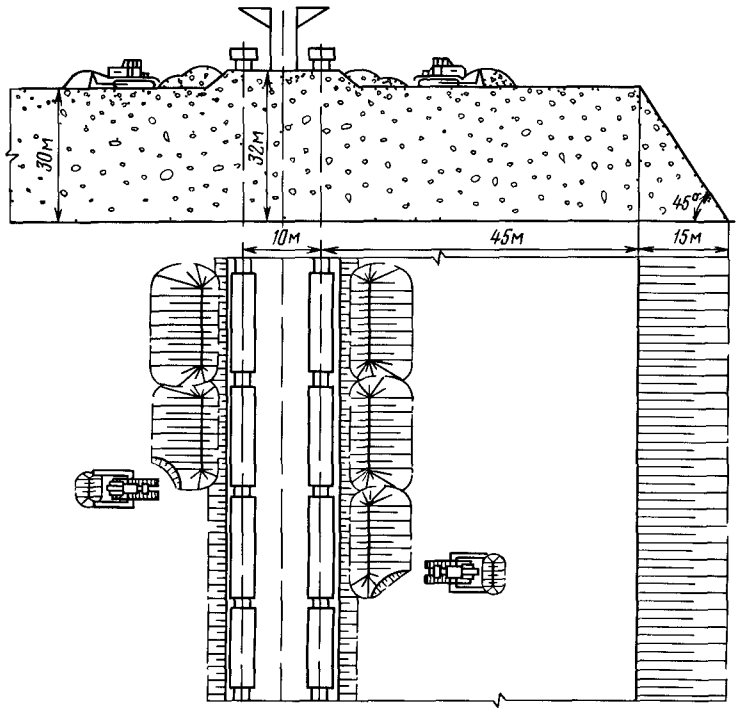


Рис. 11 5. Схема бульдозерного отвала при перемещении породы ж.-д транспортом и двустороннем развитии отвала

ный способ); во втором — бульдозером перемещается вся порода и также производится планировка (бульдозерный способ).

При бульдозерном отвалообразовании возможны различные технологические схемы, которые должны обеспечивать наименьшие эксплуатационные затраты как при железнодорожном, так и автомобильном транспорте (табл. 11.11—11 14).

Таблица 11.11.
Классификация технологических схем бульдозерного отвалообразования (по И.И. Русскому)

Группа схемы отвалообразования (рис 11.6)	Технологическая схема	Индекс схемы
Т схемы работы с торцовой укладкой породы в отвал	I — укладка породы без оставления предохранительной бермы одним бульдозером, разгрузка по одному думпкару	*Т I-1*
	II — укладка с оставлением предохранительной бермы одним бульдозером, разгрузка по одному думпкару	*Т-II 1*
Ф-схемы работы с фронтальной укладкой породы в отвал	III — укладка породы одним бульдозером с регулируемым ножом, разгрузка составом	*Ф-III-1*
	IV — укладка породы двумя независимыми бульдозерами с регулируемым ножом без разделения технологических операций, разгрузка составом	*Ф IV-2*

Продолжение табл. 11.11

Группа схемы отвалообразования (рис. 11.6)	Технологическая схема	Индекс схемы
С-схемы работы со смешанной укладкой породы в отвал	V — укладка породы двумя бульдозерами в перпендикулярном направлении с разделением технологических операций, разгрузка составом	С-V-2
	VI — укладка породы двумя бульдозерами в параллельном направлении с разделением технологических операций, разгрузка составом	С-VI-2
	VII — укладка одним бульдозером и отвальным плугом в перпендикулярном направлении с разделением технологических операций, разгрузка составом	С-VII-1

Таблица 11.12.
Основные данные бульдозерных отвалов при железнодорожном транспорте (по данным Гипроруды)

Складируемые породы	Высота отвала, м	Фронт работы бульдозера, м	Шаг переукладки ж.-д. путей, м
Твердые			
скальные	60	200—400	12—15
полускальные	30—40	200—400	12—15
Рыхлые			
песчаные	25—30	200—400	12—15
глинистые	15—20	200—400	12—15

Таблица 11.13.
Основные данные отвалов некоторых высокогорных карьеров

Карьер	Характер пород		Высота отвала, м	Число ярусов	Высота яруса, м	Длина рабочего фронта отсыпки, м	Угол откоса отвала, градус
	складируемых в отвал	залегающих в основании отвала					
Алтын-Топканский	Скальные (f = 6÷12)	Скальные	70—150	1—2	70—150	30—60	37—38
Каджаранский	"	Скальные и наносы 5—20 м	120—150	2	30—120	30—50	34—36
Дашкесанский	Скальные (f = 10÷15)	Скальные	100—270	1—3	100—270	25—40	38—42
Центральный ПО "Апатит"	Скальные (f = 8÷14)	Скальные и морена до 5—10 м	200—400	1—3	100—150	30—120	35—37

Таблица 11.14.
Скорость движения бульдозеров на отвале (по В.В. Ржевскому и В.Н. Сиренко)

Породы	Скорость движения бульдозера, м/с		
	при наборе породы	с грузом	порожняком
Песок, суглинки	0,55—1,30	1,1—2,0	1,7—2,5
Мерзлые, щебень	0,35—0,90	1,1	1,1—1,7
Скальные, разрыхленные	0,20—0,35	0,62—0,78	0,7—1,1

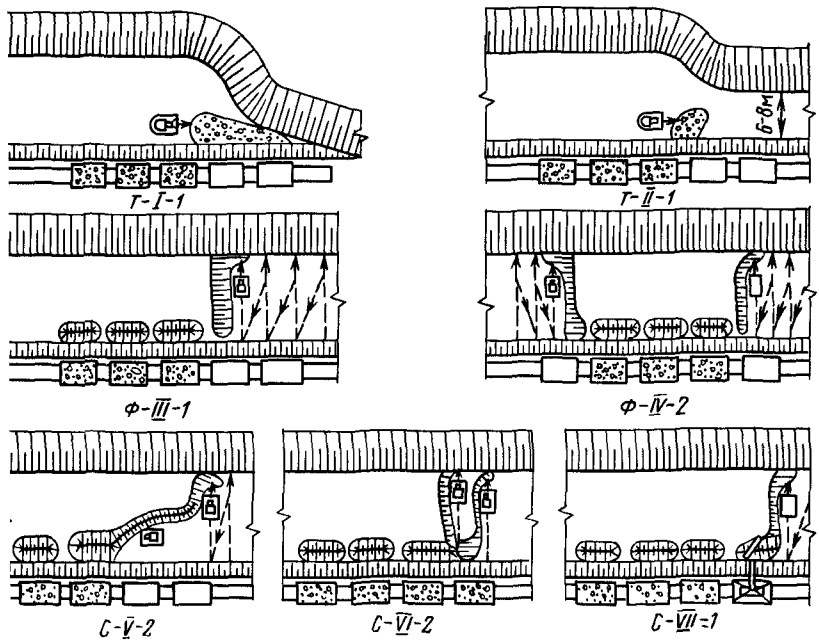


Рис. 11.6. Технологические схемы бульдозерного отвалообразования при ж.-д. транспорте (см. табл. 11.11)

11.4.2. Характеристики бульдозерного отвалообразования

Сменная производительность ($м^3$) бульдозера:

$$Q_{см} = \frac{3600 T_{см} V k_в}{T_ц k_р},$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; V — объем призмы волочения, $м^3$, $V = \frac{h_o^2 l}{2 \operatorname{tg} \alpha}$; h_o и l — соответственно высота и длина отвала бульдозера, м; α — угол откоса развала, градус; $k_в = 0{,}7 \div 0{,}8$ — коэффициент использования машины во времени в смену; $k_р$ — коэффициент разрыхления породы; $T_ц$ — время цикла, с,

$$T_ц = \frac{L_н}{v_н} + \frac{L_г}{v_г} + \frac{L_н + L_г}{v_п} + t_п,$$

$L_н$ — расстояние набора породы бульдозером, м; $L_г$ — расстояние, на которое перемещается порода, м, $L_г = B - L_н$; B — ширина заходки, м; $v_н$ — скорость движения бульдозера при наборе породы, м/с; $v_г$ и $v_п$ — установленная скорость хода соответственно груженого и порожнего бульдозера, м/с; $t_п$ — время на переключение скорости (≈ 10с).

Месячную и годовую производительность бульдозера определяют умножением сменной производительности на число смен соответствующего периода с учетом простоев по климатическим условиям и требованиям профилактического и текущего ремонтов.

Основные данные бульдозерного отвалообразования на карьерах цветной металлургии приведены в табл. 11.15.

Таблица 11.15.
Основные данные бульдозерных отвалов на карьерах руд цветных металлов

Карьер	Породы		Рельеф отвального отвода	Высота отвала, м	Высота яруса, м	Число ярусов	Длина рабочего фронта отсыпки, м
	складируемые в отвал	залегающие в основании отвала					
Сибайский	Глины, спилиты, альбитофиры	Песчано-глинистые отложения (до 20 м)	Горизонтальный	15—30	15	2	50—250
Блявинский	Глины, кератофиры, диабазы	Скальные, покрытые глинами	Склоны сопок, балок	12—24	12	2	180
Учалинский	Глины, альбитофиры, порфириты	Ил, глина, скальные	Озеро с неровным рельефом	9—18	9—10	2	100—150
Бурибаевский	Глины, спилиты, альбитофиры	Полускальные	Слабонаклонный	20	10	2	50—200
Буурдинский	Скальные	Скальные и наносные (2—10 м)	Гористый (крутые склоны гор)	8—230	80—230	1	50—100
Хайдарканский	"	Скальные и наносные (до 10 м)	То же	30—120	30—120	1	30—60
Сорский	"	Скальные	Холмистый	42—55	42—55	1	40—120
Кургашинканский	Карбонатные, сиениты	"	Гористый (пологие склоны)	18—20	15	1	120—150
Кальмакырский	Наносы, сиениты, порфириты	"	Гористый (крутые склоны)	50—60	50—60	1	60—80

11.5. Применение консольных отвалообразователей для размещения породы в отвале

Отвалообразователи на шагающем, рельсо-шагающем и гусеничном ходу применяются обычно при конвейерном транспорте. Радиус отсыпки отвалообразователя достигает 125 м, высота отсыпки — 70 м, производительность — 240 тыс. $м^3$/сут.

Отвалообразование может производиться по двум схемам — с поворотом отвальной консоли широкой заходкой (рис. 11.7, *а*) и без поворота отвальной консоли (рис. 11.7, *б*). Поворотно-звеньевые отвалообразователи могут наращиваться по мере развития отвала (рис. 11.8). Порода сбрасывается в любом месте звена специальными сбрасывателями.

11.6. Особенности размещения отвалов в условиях горного рельефа

Основная особенность нагорных отвалов — способность деформироваться, которая определяет и степень их устойчивости на склоне, а следовательно, и степень безопасности работы на них. Деформация нагорных отвалов, которая зависит от их высоты и физико-механических свойств отвальной массы, складывается из уплотнения и оползания. Если уплотнение с момента отсыпки породы имеет тенденцию к затуханию, то оползание по мере увеличения массы отвала имеет тенденцию рос-

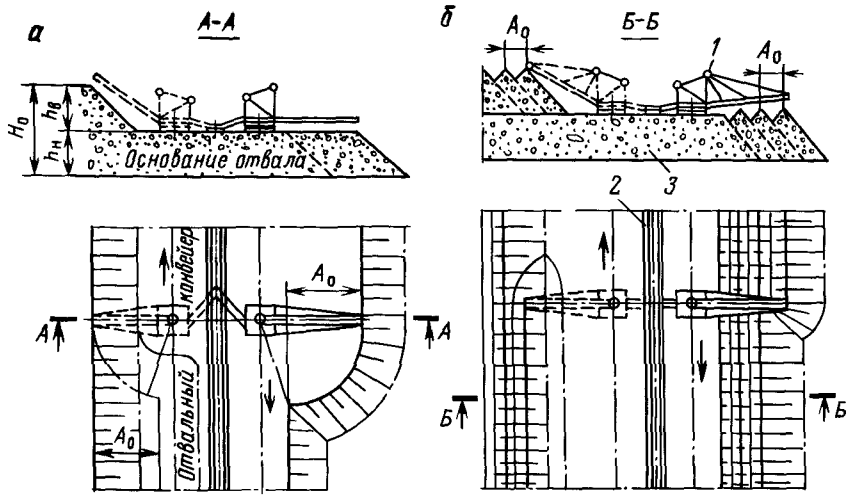


Рис. 11.7. Схемы отвалообразования консольным отвалообразователем:
а — с поворотом отвальной консоли; *б* — без поворота отвальной консоли; *1* — отвалообразователь; *2* — отвальный конвейер; *3* — основание отвала; $h_н$, $h_в$ — высоты нижнего и верхнего ярусов; H_0 — высота отвала; A_0 — шаг разгрузки

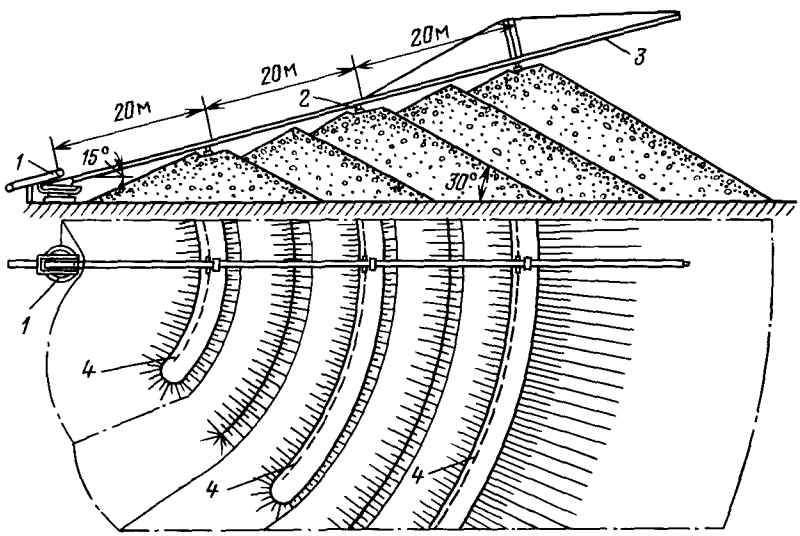


Рис. 11.8. Поворотно-звеньевой отвалообразователь:
1 — поворотное основание; *2* — ходовая тележка; *3* — консольное звено;
4 — монорельсы

Таблица 11.16.
Деформационное состояние нагорных отвалов (по Э.Б. Красносельскому)

Тип отвала по деформационному состоянию	Скорость деформаций, см/сут	Параметры и условия отсыпки отвала
Устойчивый	Уплотнение — $v_1 > 0$ преобладает Оползание — $v_2 \approx 0$, $v_1 >> v_2$, $v \le 25$ см/сут	$r < r_к$ $h < H_к$ Отсыпка производится
Подвижный (устойчивый относительно)	Уплотнение — $v_1 > 0$ близки Оползание — $v_2 \neq 0$, по значениям $v_1 \approx v_2$, $25 < v < 50$ см/сут	$r \le r_k$ $h \le H_к$ Отсыпка производится
Неустойчивый	Уплотнение $v_1 > 0$ Оползание $v_2 >> 0$ преобладает, $v_1 << v_2$, $v \ge 50$ см/сут	$r > r_к$ $r \ge H_к$ Отсыпка запрещена

Примечание. v_1 — скорость деформации уплотнения, v_2 — скорость деформации скольжения, $\vec{v} = \vec{v_1} + \vec{v_2}$ — общая скорость сдвижения, r — ширина насыпной части рабочей площадки отвала, $r_к$ — ее критическая величина, предел устойчивости, h — фактическая высота отвала, превышение его бровки над нижней точкой его откоса, $H_к$ — ее критическая величина, предел устойчивости Для хибинских скальных пород $H_к$ = 145–155 м

Таблица 11.17.
Характеристика вскрышных пород в Хибинах

Порода	Коэффициент разрыхления	Насыпная плотность, т/м³	Угол внутреннего трения, градус	Сцепление, МПа		Угол откоса, градус
				пределы	среднее	
Рисчорриты	Монолит	2,64	40	10—14	12	—
Уртиты	"	2,79	38	9—17	13	—
Малиньиты	"	2,90	41	10—14	12	—
Ийолиты	"	2,90	34	11—13	12	—
Мельтейгиты	"	2,98	40	13—15	14	—
Общие, средние	—	2,85	39	9—17	13	—
Скальные дробленые						
отсыпаемые	1,3—1,4	2,0—2,2	28—33	0,05—0,50	0,3	37—43
лежалые	1,1—1,2	2,4—2,6	30—32	0,50—0,66	0,6	35—37
Морена влажная (15 %)	—	1,8—2,1	28—36	0,01—0,92	0,3	28—36

та вплоть до лавинного обрушения. Оба процесса имеют определенную монотонность, поэтому безопасность ведения отвальных работ регламентируется деформационным состоянием нагорных отвалов (табл. 11.16).

Деформационное состояние нагорных отвалов, которое определяется скоростью и видом их деформации, зависит не только от высоты и ширины насыпной части рабочей площадки, но и от определяемых этими параметрами гранулометрического

Таблица 11.18.
Основные данные нагорных отвалов

Показатели (по данным ПО "Апатит" за 1992 г.)	Карьер	
	Центральный	Коашвинский
Характеристика пород·		
складируемык в отвал	Скала (f = 8÷14)	Скала (f = 8÷14) Морена
залегающик в основании	Скала, морена	Морена, скала
Высота отвала, м	150—400	150
Число ярусов	1—3	1—2
Высота яруса, м	50—100—145	25—50—100
Угол откоса отвала, градус	35—43	28—43
Годовой объем отвальныk работ, млн м^3/год	11,4	7,6
Общая длина разгрузочного фронта, м	200	200
Количество оборудования		
автосамосвалы (75—120 т)	25—30	24
бульдозеры	3—6	2—3
вскрышные экскаваторы (ЭКГ-8И)	8—10	7
Осредненные показатели:		
суточная производительность отвалообразования, м^3/сут	31,2	20,8
удельная суточная производительность отвалообразования, м^3 / (м сут)	156,2	104,1
Число действующик отвалов	3—6	2

состава взорванной вскрышной породы и через него от состава и физико-механических свойств отвальной массы (табл. 11.17). Эти же характеристики определяют и критерии управления формированием нагорных отвалов, основным из которых является величина *уходки*. Величина уходки для нагорных отвалов изменяется в процессе их формирования: чем больше ширина отвала r, тем больше его высота H и тем меньше величина уходки.

На нагорных отвалах вскрышная порода разгружается непосредственно на откос отвала через породный предохранитель-

ный вал или через специальную металлическую эстакаду (для автосамосвалов грузоподъемностью до 40 т). Для обеспечения безопасности разгрузки на откосе скорость подъезда к валу задним ходом не должна превышать 5 км/ч. Высота предохранительного вала должна составлять 1—1,2 м, ширина его основания — 2,6—3,1 м в зависимости от грузоподъемности автосамосвала. Основные данные нагорных отвалов приведены в табл. 11.18.

Таблица 11.19.
Характеристика производительности отвального оборудования

Способ образования отвала	Производительность отвала, тыс. м³/сут	Производительность труда на выход, м³
Одноковшовыми экскаваторами	3—6	100-280
Абзетцерами	20—110	500—900
Гидравлический	От 1,5—2,0 до 12—15	100—200
Бульдозерами	До 30	60—430
Отвальными плугами	2—3	80—170

Таблица 11.20.
Пример оценки способа механизации отвальных работ (по данным института Карагандагипрошахт)

Показатели	Двухтупиковая схема с драглайном ЭШ13.50	Мехлопата ЭКГ-12,5 с ковшом 16 м³
Приемная способность отвала, м³/м	2238	1100
Годовой объем отвальных работ, млн м³	21,8	21,8
Производительность экскаватора, млн м³/год	4,5	5,04
Объем путеукладочных работ, км/год	11,2	22,8
Время между переукладкой путей на отвале, лет	1,5	0,5
Затраты, %		
капитальные	77	100
эксплуатационные	82	100

Таблица 11.21.
Технико-экономические показатели по вскрышным и отвальным работам на горно-обогатительных комбинатах (1989 г.)

Горно-обогатительный комбинат	Годовой объем выемки, млн м³		Число экскаваторов на отвалах	Годовая производительность	
	горной массы	вскрыши		экскаватора на отвале, тыс. м³	на 1 м³ вместимости ковша, м³
Костомукшский	23,7	16,8	1,3	1292	161
Оленегорский	25,1	20,3	8,2	1462	183
Ковдорский	21,6	17,1	—	—	—
Михайловский	40,2	29,8	14,3	1351	178
Стойленский	27,7	23,5	6,2	1649	206

11.7. Сравнительные данные по отвальным работам

Эффективность ведения отвальных работ можно оценивать по различным показателям или характеристикам. Чаще сравнивают технико-экономические показатели, но могут использоваться для сравнения отдельно либо технические, либо экономические, либо другие показатели для различных типов механизмов или отвального оборудования, ведущих процесс отвалообразования (табл. 11.19—11.21).

Продолжение табл. 11.21

Горно-обогатительный комбинат	Годовой объем выемки, млн м³		Число экскаваторов на отвалах	Годовая производительность	
	горной массы	вскрыши		экскаватора на отвале, тыс. м³	на 1 м³ вместимости ковша, м³
Лебединский	33,6	21,4	8,4	1379	204
Качканарский	20,2	8,5	5,0	1248	156
Соколовско-Сарбайский	53,8	47,0	19,8	2186	274
Качарский	20,5	18,8	9,4	2266	285
Коршуновский	23,7	19,1	7,0	1853	232
Северный	62,7	50,0	24,6	1664	227
Центральный	21,1	17,1	13,5	929	136
Новокриворожский	25,3	18,4	9,2	1217	168
Южный	21,8	13,8	14,0	633	90
Ингулецкий	23,4	12,9	6,0	1240	155
Полтавский	34,0	24,4	12,3	1644	256
Восточно-Казахстанский МХК	12,4	12,0	6,0	216	37
Алмалыкскнй ГМК	37,2	26,1	10,0	1215	152
Докучаевский ФДК	12,2	5,8	2,9	—	—
Магнезит	17,6	16,1	3,0	690	142
Ураласбест	74,8	61,7	28,1	2344	248

11.8. Расчеты по отвалообразованию

11.8.1. Определение площади, необходимой для размещения вскрышных пород

Площадь ($м^2$) для размещения вскрышных пород:

при одноярусном отвале

$$S_1 = \frac{V_п k_р}{h_1};$$

при двухъярусном отвале

$$S_2 = \frac{V_п k_р}{h_1 + \eta_1 h_2},$$

где $V_п$ — объем вскрышных пород при горно-капитальных и эксплуатационных работах за часть или весь период разработки месторождений, $м^3$; $k_р = 1{,}15 \div 1{,}4$ — коэффициент разрыхления пород в отвале; h_1 и h_2 — высота соответственно первого и второго яруса отвала, м: $\eta_1 = 0{,}4 \div 0{,}8$ — коэффициент заполнения площади вторым ярусом.

11.8.2. Определение параметров отвальных полей

Определение параметров отвальных полей (h, L, B) входит в число предпроектных расчетов. Высота отвала h задается любой исходя из принятой технологической схемы отвалообразования, но не более предельной высоты устойчивой насыпи из данных разрыхленных вскрышных пород. Длина и ширина отвала (соответственно L и B) устанавливаются на основе технико-экономических расчетов.

Длина (м) отвального поля:

для экскаваторных отвалов с мехлопатами (по В.А. Свищеву)

$$L = \sqrt{\frac{V[q + 0{,}5V\frac{p+m}{V_т v} + 0{,}5sT + \frac{bnl}{d} + nr(ch + h^2)]}{h[r(ch + h^2) + qn + V\frac{p+m}{V_т v} + unT]}}$$

При проектировании отвального поля отношение $L:B$ должно быть равным 1:1,9 или 1:2;

для экскаваторных двухтупиковых отвалов с драглайнами (по Н.Н. Мельникову)

$$L = \sqrt{\frac{[\frac{bnl}{dh} + \frac{0{,}5V(m+p)}{V_т v h}]V}{V\frac{m+p}{2V_т v} + 2n'q + 2unT}}$$

При проектировании отвального поля оптимальное соотношение размеров $L:B$ должно быть 1:2.

Ширина (м) отвального поля для бульдозерных отвалов (по Н.Н. Мельникову).

$$B = \sqrt{\frac{pV}{\frac{vV_т hr}{V}\left(ch + \frac{h^2}{\operatorname{tg}\alpha}\right) + ph}}$$

Бульдозерные отвалы (прямоугольной формы) необходимо проектировать при соотношении $L:B$ равном примерно 2:1.

Условные обозначения к формулам:

V — общий объем отвала, $м^3$;

q — затраты на 1 м железнодорожных путей, включая строительство, руб.;

p — стоимость 1 машино-ч (локомотивосостава, автосамосвала), руб/ч;

m — стоимость 1 машино-ч (драглайна, бульдозера), руб/ч;

$V_т$ — вместимость транспортного средства (ж.-д. состава, автосамосвала), $м^3$;

v — средняя скорость движения (ж.-д. состава, автосамосвала) на отвале, км/ч;

s — стоимость содержания 1 м одноколейного стационарного пути на въезде, руб;

T — срок существования отвала, лет;

b — расходы на переукладку 1 м передвижных путей, руб.;

n — число экскаваторов (тупиков) на отвале;

l — длина участка криволинейного пути со стрелочным переводом, м;

d — шаг переукладки пути, м;

r — стоимость строительства 1 $м^3$ насыпи, руб.;

c — ширина насыпи поверху, м;

h — высота отвала, м;

u — годовые затраты на содержание 1 м тупика, руб;

n' — общее число тупиков;

α — угол откоса насыпи, градус.

11.8.3. Отвальные работы при применении одноковшовых экскаваторов

Число составов, подаваемых на отвальный тупик в смену,

$$N_c = \frac{Tf}{\frac{2L}{v} + \tau + n_в t_р},$$

где T — продолжительность смены, ч; $f = 0{,}85 \div 0{,}9$ — коэффициент, учитывающий неравномерность подачи составов; L — расстояние от обменного пункта до места разгрузки, км; $v = 7 \div 10$ — средняя скорость движения, км/ч; $\tau = 0{,}05$ — время, необходимое на связь при обмене составов, ч; $n_в$ — число вагонов в составе; $t_р$ — время разгрузки одного вагона, ч.

Приемная способность ($м^3$/смену) отвального тупика

$$V_c = N_c n_в q,$$

где q — объем породы в вагоне (в целике), $м^3$.

Рациональная вместимость ($м^3$) ковша экскаватора на отвале

$$E = \frac{n_в q f k_р}{60 n_ч k_н k_в \left(\frac{2L}{v} + \tau + n_в + t_р\right)},$$

где $n_ч$ — частота черпаний, $мин^{-1}$; $k_р$ и $k_н$ — коэффициент соответственно разрыхления и наполнения ковша; $k_в$ — коэффициент использования смены.

Шаг передвижки (м) рельсового пути на отвале

$$a = 0{,}9(R_{ч\ max} + R_{р\ max}),$$

где $R_{ч\ max}$, $R_{р\ max}$ — максимальный радиус соответственно черпания и разгрузки экскаватора, м.

Приемная способность ($м^3$) отвального тупика между передвижками железнодорожного пути

$$V_1 = L_т h_1 a / k_р,$$

где $L_т$ — длина отвального тупика, м; h_1 — высота отвала, м; a — шаг передвижки рельсового пути, м.

Список литературы

1. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. — М.: Недра, 1965.

2. Методические указания по определению углов наклона бортов откосов уступов и отвалов, строящихся и эксплуатируемых карьеров. — Ленинград. ВНИМИ. 1971.

3. Отвалы нагорных склонов /Красносельский Э.Б., Калабин Г.В., Оводенко Б.К. и др. — Ленинград. Наука. 1975.

12

Технологические схемы открытой разработки месторождений

12.1. Основные положения

Технология открытой разработки месторождений представляет собой совокупность технологических процессов — подготовки, выемки, транспортирования и складирования горных пород, осуществление которых комплексами горного и транспортного оборудования формирует дискретные или непрерывные грузопотоки горной массы из карьера к пунктам ее назначения (обогатительные фабрики, отвалы, теплоэлектростанции и др.).

Технологическая схема — взаиморасположение горных и транспортных машин, а также транспортных коммуникаций и дополнительных устройств при различных способах добывания полезных ископаемых (табл. 12.1).

Взаимосвязь параметров машин, выполняющих смежные процессы, интенсивность их работы, степень непрерывности или показатели дискретности в итоге определяют производительность комплекса, а также технико-экономические показатели.

Принципиальным является использование в технологических схемах аккумулирующих устройств, назначение которых — прерывание жесткой во времени связи между смежными процессами, что делает возможным ведение этих процессов в относительно независимых режимах за длительный промежуток времени.

Аккумулирующими устройствами являются склады, бункера, а также объем взорванной горной породы или объем пород во временном отвале при усложненной их перевалке драглайнами, объем пород на перегрузочном пункте при комбинированном транспорте и др; аккумулирующие склады могут быть и усреднительными.

Характер грузопотока в технологических схемах определяется, как правило, видом карьерного транспорта.

Для машин непрерывного действия производительность (расход непрерывного грузопотока)

$$Q_{н} = S\, v\, k_{г},$$

где S — площадь поперечного сечения потока; v — скорость потока; $k_{г}$ — коэффициент готовности.

Для машин цикличного действия производительность (расход дискретного грузопотока)

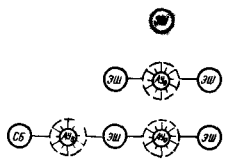
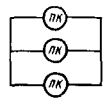
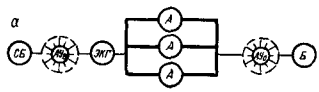
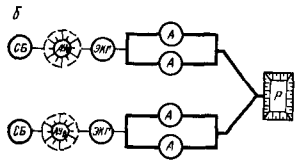
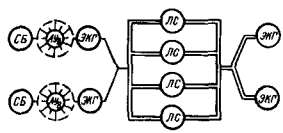
$$Q_{д} = V k_{з} k_{г} T / t_{ц},$$

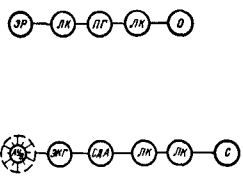
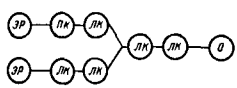
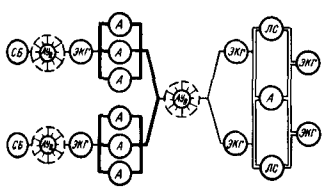
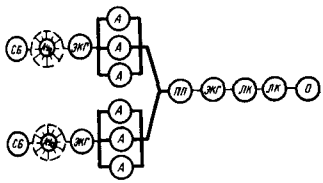
где T и $t_{ц}$ — соответственно период времени, за который определяется производительность, и время цикла; V — объем горной массы, транспортируемой за цикл; $k_{з}$ — коэффициент загруженности, определяемый неравномерностью выполнения смежных процессов.

При работе машин цикличного действия вследствие отклонений каждого значения длительности операции от среднего они являются случайными величинами. Это свойство вызывает поочередные простои погрузочных или транспортных машин, продолжительность которых в свою очередь зависит от числа машин в технологической схеме.

Работа машин в таких технологических схемах описывается как система массового обслуживания (СМО), а коэффи-

Таблица 12.1.
Принципиальные технологические схемы разработки горных пород

Структура схемы	Комплексы	Структурная характери характер взаимодейст
Дискретные грузопотоки		
	Экскаватор (ЭШ, ЭВГ) Комплексы усложненной перевалки буровой станок (СБ), экскаватор (ЭШ, ЭВГ)	Независимый элемент Последовательное соеди элементов, связь через а мулирующее устройство де временного отвала (А запаса взорванной горно сы ($АУ_в$)
	Погрузчик (ПК) или скрепер (СК)	Параллельное соединен ментов Одноканальная СМО
	Экскаваторно-автомобильный комплекс *а* — без ограничений числа мест разгрузки, буровой ста нок (СБ), экскаватор (ЭКГ, ЭГ, ЭГО, ЭШ), автосамосвал (А), бульдозер (Б)	Последовательное соеди элементов и транспортн звена Одноканальная СМО
	*б* — с ограниченным числом мест разгрузки (Р)	Параллельное соединен подсистем Многоканальная СМО
	Экскаваторно-железнодорожный комплекс буровой станок (СБ), экскаватор (ЭКГ, ЭГ, ЭГО, ЭШ), локомотивосостав (ЛС)	Последовательное соеди забойной и отвальной по стем Многоканальная СМО

Структура схемы	Комплексы	Структурная характеристика, характер взаимодействия
Непрерывные грузопотоки		
	Транспортно-отвальный комплекс: экскаватор роторный (ЭР) или цепной (ЭЦ), консольный отвалообразователь (О) или транспортно-отвальный мост (ТОМ)	Последовательное соединение элементов
	Экскаваторно-конвейерный комплекс: экскаватор (ЭР, ЭЦ, ЭКГ), ленточный конвейер (ЛК), перегружатель (ПГ), консольный отвалообразователь (О), буровой станок (СБ), самоходный дробильный агрегат (СДА)	То же “
		Последовательное соединение элементов в параллельных и объединенной ветвях
Комбинированные грузопотоки		
	Автомобильно-железнодорожный комплекс: буровой станок (СБ), экскаватор (ЭКГ, ЭГ, ЭГО), локомотивосостав (ЛС)	Последовательное соединение подсистем через склад Автомобильная подсистема — одноканальная СМО Железнодорожная подсистема — многоканальная СМО
	Автомобильно-конвейерный комплекс: буровой станок (СБ), экскаватор (ЭКГ, ЭГ, ЭГО), автосамосвал (А), перегрузочный пункт (ПП), ленточный конвейер (ЛК), отвалообразователь (О) или приемный пункт (ПП)	Параллельное соединение подсистем с последовательной объединенной ветвью
Примечание: — Линия технологической связи — Автомобильная дорога = Ж.-д. путь		

циент загруженности $k_з$ вычисляется как вероятность пребывания машины в состоянии "работа".

Производительность комплекса машин соответствующей технологической схемы определяется структурой схемы с учетом надежности каждой машины. За длительный период работы для схемы с машинами, ремонт которых происходит без замены ее на рабочем месте, показателем надежности является коэффициент готовности $k_г$.

Производительность комплекса при схемах с последовательным соединением машин определяется машиной с наименьшей собственной производительностью, а также готовностью схемы, которая снижается при увеличении числа машин; при схемах с параллельным соединением производительность комплекса определяется суммой производительностей машин с учетом их готовности.

В структурно-сложных схемах производительность комплексов определяется с учетом всех факторов.

Отечественные горные и транспортные машины широкого размерного ряда при использовании в разнообразных горно-геологических условиях дают возможность применять технологические схемы с различной структурой и степенью непрерывности грузопотоков.

В конкретных условиях эксплуатации геометрические параметры горных выработок, производительность машин и экономические показатели их работы могут существенно различаться.

Выбор технологической схемы производится на основе технико-экономического анализа с целью достижения высокой производительности оборудования, снижения энергоемкости, уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого и определяется углом падения и мощностью залежи, устойчивостью и крепостью горных пород, однородностью полезного ископаемого.

12.2. Технологические схемы перевалки вскрышных пород

12.2.1. Общие сведения

Отечественный и мировой опыт открытой разработки показывает, что наибольшая эффективность добывания полезных ископаемых достигается при освоении горизонтальных и пологих месторождений при перемещении вскрышных пород в выработанное пространство для внутреннего отвалообразования. В современных условиях наиболее крупные модели экскавационной техники находят применение на угольных разрезах (табл. 12.2, 12.3).

Таблица 12.2.

Основные параметры схем с перевалкой вскрышных пород во внутренние отвалы (США)

Угольный разрез	Число пластов	Суммарная мощность, м	Мощность вскрыши, м	Типы вскрышных экскаваторов (в скобках — вместимость ковшей, м³)	Число добычных экскаваторов	Вместимость ковша добычного экскаватора, м³
River King	2	1,68	22,4	Мехлопаты (106 и 57) и драглайны (29 и 22,8)	1 1	13,7 7,6 3,8
Dagger	2	2,6	27	Драглайн (110)	1	6,1
Hawsory	3	0,75	15	Мехлопата (53) и драглайн (24,3)	1 1,38	6,1 3,8
Linwall	1	1,8	До 37,5	Мехлопата (80) и драглайны (59,5, 22 и 11,4)	2	7,7

Продолжение табл. 12.2.

Угольный разрез	Число пластов	Суммарная мощность, м	Мощность вскрыши, м	Типы вскрышных экскаваторов (в скобках — вместимость ковшей, м³)	Число добычных экскаваторов	Вместимость ковша добычного экскаватора, м³
Universal	1	1,8	27	Драглайн (68,5)	1	7,6
Homestead	3	3,2	35	Драглайн (76) и мехлопата (25)	2	7,6
River Queen	3	1,9	38	Мехлопаты (96,6 и 42)	1	11,4
Ayrshire	1	1,65	30	Драглайн (114)	1	9,2
Williswill	2	2,7	30	Мехлопата (80)	Н д	Н д
Hannah	1	3,6	30	Драглайны (80 и 47)	"	"

Таблица 12.3.
Характеристики угольных разрезов при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы

Угольный разрез	Число пластов	Суммарная мощность, м	Мощность вскрыши, м	Вскрышные работы		Добычные работы	
				Тип экскаватора	Вместимость ковша, м³	Число экскаваторов	Вместимость ковша, м³
Сафроновский	1	4,8	24,7	Драглайн " Мехлопата	20 15 35	8	4,6
Тулунский	1	6,8	22,4	Драглайн "	15 10	3	8, 4,6
Юго-Западный	3	4,5	68,7	"	15	3	4,6
Назаровский	1	10,2	29,2	" " "	100 15 10	11	8
Красногорский	12	34,9	135	" " "	40 15 10	12	8; 4,6
Азейский	2	10	20,0	" " "	40 25 15	3 5	4,6 8, 4,6

Самый крупный в мире драглайн Биг Маски с ковшом вместимостью 168 м³ и стрелой 97 м, рабочей массой 13,5 тыс. т эксплуатируется в США с середины 70-х годов.

Применение таких мощных машин оправдано при высокопроизводительном их использовании. Однако вынужденные технологические простои на фланговых участках фронта работ и неполадки в узлах и агрегатах машины не обеспечили ее расчетную производительность. Более популярны модели драглайнов с ковшами вместимостью 50—85 м³ и стрелами длиной 90—115 м, массой 5—7 тыс. т.

Схемы перевалки вскрышных пород разделяются на простые — с укладкой породы непосредственно в конечные конту-

ры отвала одним экскаватором — и усложненные — с укладкой в конечные контуры только части породы, переэкскавацией вторым экскаватором породы из промежуточного отвала. Усложненная схема перевалки может осуществляться одним экскаватором-драглайном, если его производительность превышает годовые объемы пород, необходимые для обеспечения заданного объема добычи.

Схемы усложненной перевалки по форме промежуточного отвала разделяются на три разновидности, получившие наименование Подмосковной, Украинской и Райчихинской.

Подмосковная схема характеризуется различными отметками расположения рабочих площадок на вскрышном уступе и на отвале. Промежуточный отвал имеет плоскую поверхность и вплотную примыкает к борту вскрышного уступа, что создает благоприятные условия для маневрирования отвального драглайна. Схема применяется на буроугольных карьерах Подмосковного бассейна при работе двух драглайнов или при использовании одного драглайна с отработкой заходки за два прохода.

Украинская схема отличается от Подмосковной поперечным сечением отвала, который имеет форму треугольника. Между откосами отвала и вскрышного уступа остается свободная емкость, что ограничивает маневренность отвального экскаватора, предопределяет максимальный угол поворота экскаватора и снижает устойчивость отвала. Схема применяется при спаренной и строенной работе драглайнов на карьерах Никопольского марганцевого бассейна.

Райчихинская схема характеризуется общим уровнем расположения рабочих площадок на вскрышном уступе и на промежуточном отвале и использованием одного драглайна (редко двух). По окончании отработки верхнего подуступа экскаватор перемещается на промежуточный отвал и отрабатывает нижний подуступ, а также осуществляет переэкскавацию породы из контура промежуточного отвала.

12.2.2. Схемы с перевалкой мягких пород драглайнами

Модель драглайна выбирается из условий:

годовая производительность экскаватора должна быть равна или больше годового объема вскрышных работ на карьере или его участке;

линейные параметры экскаватора должны обеспечивать укладку пород в постоянный (простая перевалка) или во временный отвал (усложненная перевалка).

Простая перевалка. Мощность вскрыши H, отрабатываемая при простой перевалке с использованием драглайна с радиусом разгрузки $R_р$, определяется из условия $H_{расч} \geq H$,

$$H_{расч} = \frac{1}{k_р}(R_р - b_1 - p - b_2 - 0{,}25A - h\operatorname{ctg}\alpha_п - (H - H_в)\operatorname{ctg}\alpha_в)\operatorname{tg}\alpha_о;$$

$k_р$ — коэффициент разрыхления породы в отвале; $b = 0{,}5Ш_х + b_1$; $Ш_х$ — ширина хода экскаватора; b_1 — ширина бермы безопасности; p — ширина призабойной зоны; b_2 — ширина бермы; A — ширина заходки; h — мощность полезного ископаемого; $\alpha_п$ — угол откоса уступа по полезному ископаемому; $H_в$ — мощность вскрышных пород, отрабатываемая с верхним черпанием; $\alpha_в$ — угол откоса вскрышного уступа; $\alpha_о$ — угол откоса отвала.

Высота верхнего черпания принимается не более 0,5 $H_{разг}$ ($H_{разг}$ — высота разгрузки) и определяется с учетом литологических контактов вскрышных пород или устойчивости массива.

Ширина заходки A выбирается в пределах $(0{,}4—0{,}7)R_р$ исходя из условий рационального использования вместимости отвалов и организации добычных работ.

При $H_{расч} < 0$ происходит засыпка вскрышными породами откоса и бермы полезного ископаемого.

Высота отвала при простой перевалке

$$H_о = k_р H + 0{,}25\,A\operatorname{tg}\alpha_о.$$

Минимальные затраты энергии на перемещение породы соответствуют расстоянию от оси экскаватора до гребня отвала

$$X_1 = b + b_2 + (H - H_в)\,\mathrm{ctg}_в + h\,\mathrm{ctg}\alpha_п + p + H_о\,\mathrm{ctg}\alpha_о.$$

Усложненная перевалка. В случае, когда $H_{расч} < H$ (рис. 12.1), эффективна усложненная перевалка с временной засыпкой призабойной зоны и откоса полезного ископаемого.

Расчет параметров системы разработки здесь проводится с использованием величины $H_{расч}$.

Определяется высота промежуточного отвала $H_{о\,пр}$, вмещающего объем породы при условии $H = H_{расч}$,

$$H_{о\,пр} = k_р H_{расч} + 0{,}25\,A\,\mathrm{tg}\alpha_о.$$

Приращение высоты промежуточного отвала

$$H_{о\,прΔ} = 0{,}5\,(-p_2 + \sqrt{p_2^2 - 4p_1p_3})\,A^{-1},$$

где промежуточные параметры:

$p_1 = [0{,}75 - 0{,}5\,(1 + \mathrm{ctg}\alpha_п\,\mathrm{tg}\alpha_о{}^{1})]\,\mathrm{ctg}\alpha_о;$
$p_2 = 0{,}5\,A + [H_{о\,пр} + p\,(1 + \mathrm{ctg}\alpha_п\,\mathrm{tg}\alpha_о)^{-1}]\,\mathrm{ctg}\alpha_о;$
$p_3 = -k_р A\,(H - H_в) -$
$- 0{,}5\,p^2(\mathrm{ctg}\alpha_п + \mathrm{ctg}\alpha_о)^{-1}.$

Высота засыпанного откоса полезного ископаемого

$$h_х = (H_{о\,прΔ}\,\mathrm{ctg}\alpha_о - p)\,(\mathrm{ctg}\alpha_п + \mathrm{ctg}\alpha_о)^{-1}.$$

Площадь сечения (см. рис. 12.1) породы, подлежащей вторичной перевалке,

$$S_в = k_р A\,(H - H_в) - 0{,}25\,A\,H_{о\,прΔ}.$$

Если $S_в > 0{,}25\,(A + p)^2\,\mathrm{tg}\alpha_о$, то

$$p_4 = 2\sqrt{(S_в - 0{,}25(A + p)^2)\mathrm{ctg}\alpha_о}.$$

Если $p_4 > A$, то высота второго яруса отвала

$$H_{о2} = S_в / A + 0{,}25\,A\mathrm{tg}\alpha_о,$$

а высота размещения второго драглайна

$$H_{д2} = H_{о\,пр} + 0{,}5H_{о\,прΔ}$$

Если $S_в < 0{,}25\,(A + p)^2\,\mathrm{tg}\alpha_о$, то $H_{о2} = 0$ и $H_{д2} = H\,k_р$.

Расстояние между осью второго драглайна и нижней кромкой промежуточного отвала

$$X_2 = b + (H_{д2} - h_х)\mathrm{ctg}\alpha_о.$$

Второй драглайн выбирается по геометрическим показателям из условия $R_{р2} \geq X_2$, где $R_{р2}$ — радиус разгрузки второго драглайна.

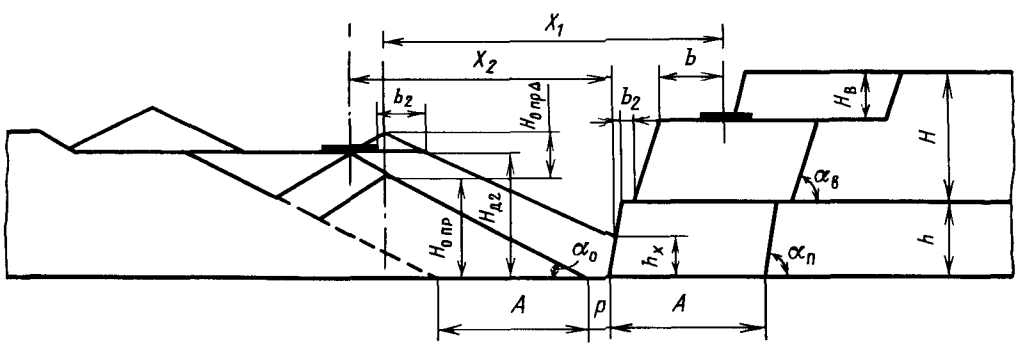


Рис. 12.1. Схема к расчету усложненной перевалки

Коэффициент кратности перевалки — отношение объема пород, переваливаемых дважды, к объему пород, вынимаемых из забоя,

$$k_{к.п} = 1 - (H_{расч} - 0{,}5\, H_{о\,прΔ}\, k_р^{-1})\, H^{-1}.$$

По производительности второй драглайн должен удовлетворять условию

$$Q_{д2} \geq k_{к.п} Q,$$

где Q — годовой объем вскрышных работ на карьере или его участке, необходимый для обеспечения заданного объема добычи.

Положение второго драглайна на уровне $H_{д2}$ соответствует минимальному расходу энергии на укладку пород в постоянные отвалы.

При $Q_{д2} >> k_{к.п} Q$ вследствие низкого использования второго драглайна экономические показатели значительно ухудшаются. В этом случае следует использовать драглайн с меньшими линейными параметрами и устанавливать его на уровне менее рассчитанного. При этом увеличивается $k_{к.п}$, но эксплуатируется драглайн меньший по массе и с более полной загрузкой.

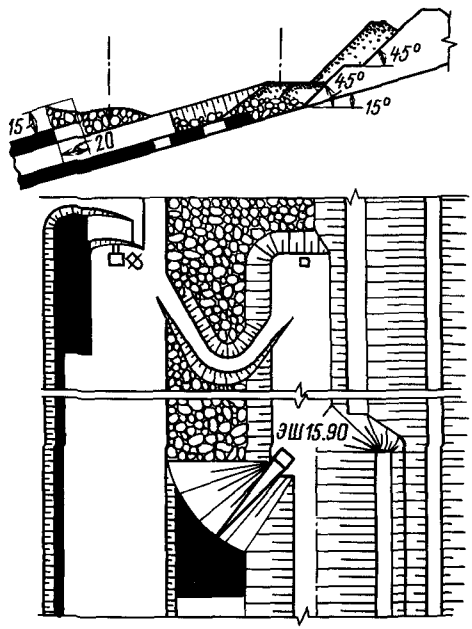


Рис. 12.2. Схема разработки угольных пластов с транспортной перемычкой

12.2.3. Схемы с перевалкой взорванных пород

Параметры схем перевалки зависят от конфигурации развала горной массы и его местоположения. Часть пород при взрыве перемещается в конечные контуры отвала без последующей экскавации. Это обычно достигается при повышенном удельном расходе ВВ. В условиях разработки Черемховского угольного месторождения удельный расход ВВ составляет 0,6—0,7 кг/м^3, тогда как при обычном взрывном рыхлении массива — 0,4—0,5 кг/м^3.

На разрезе Красногорский в Кузбассе вскрышной уступ высотой 40 м отрабатывается по усложненной схеме с частичным перемещением породы в выработанное пространство взрывом. Здесь применяется комбинированное взрывание наклонных и горизонтальных скважин (удельный расход ВВ 0,7—0,8 кг/м^3).

Эффективность взрыва на сброс характеризуется коэффициентом сброса, равным отношению объема перемещаемых взрывом пород в контуры отвала к общему объему взорванной горной массы. В условиях разреза Красногорский $k_{сбр} = 0{,}15 \div 0{,}20$.

На разрезе Сафроновский вскрышные работы осуществляются мехлопатой ЭВГ-35.65 при мощности вскрышных пород 21 м, ширине заходки 50 м и полной подвалке добычного уступа. С увеличением мощности вскрыши до 31 м здесь была применена усложненная бестранспортная

схема с использованием сопряженно работающего драглайна ЭШ10.60 с одновременной планировкой внутренних отвалов, что достигалось веерной разгрузкой ковша драглайна на отвале. Коэффициент переэкскавации при этом составлял 22 %. С целью сокращения расстояния транспортирования угля из забоев в Кузбассе реализованы схемы с транспортными перемычками (рис. 12.2).

Применение взрывов на сброс при схеме с усложненной перевалкой хотя и связано с увеличением удельного расхода ВВ, однако уменьшает объемы вскрыши, подлежащие экскаваторной перевалке. Здесь прослеживаются противоположные тенденции в изменении капитальных и эксплуатационных затрат на выполнение экскавационно-взрывных работ.

Конфигурация развала горной массы определяется по методу проф. Н. Я. Репина (рис. 12.3).

Ширина развала горной массы $B_р$ слагается из ширины заходки A и дальности перемещения взорванных пород $B_Δ$:

$$B_р = A + B_Δ.$$

Начальная скорость кусков, определяющая дальность перемещения взорванных пород,

$$v_0 = 2v\sqrt{\left(\frac{qk_{зс}}{\pi\rho}\right)^n},$$

где v — скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/с, для пород:

мелкоблочных — $v = 3570$ м/с и $n = 1{,}3$;

среднеблочных — $v = 3100$ м/с и $n = 1{,}28$;

крупноблочных — $v = 2700$ м/с и $n = 1{,}25$;

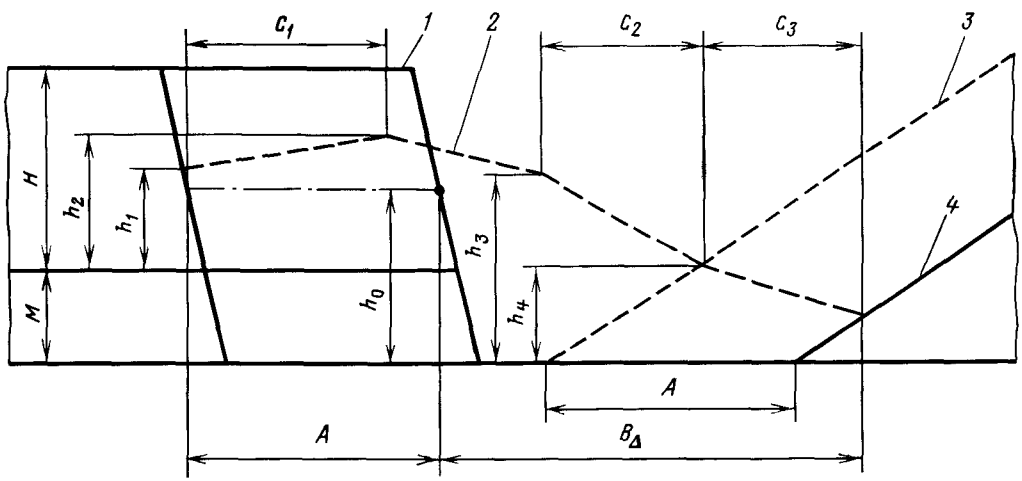


Рис. 12.3. Схема к расчету конфигурации развала горной массы:

1 — контур взрываемого массива; *2* — контур развала горной массы; *3* — контур отвала после укладки взорванной горной массы; *4* — контур отвала предыдущей экскаваторной заходки

весьма крупноблочных — $v = 2260$ м/с и $n = 1{,}23$;

исключительно крупноблочных — $v = 1880$ м/с и $n = 1{,}21$;

q — удельный расход ВВ, кг/м^3; ρ — плотность ВВ, кг/м^3; $k_{з\,с}$ — коэффициент заполнения скважин,

$$k_{з\,с} = (l_с - l_{заб})/H;$$

$l_с$ и $l_{заб}$ — длина соответственно скважины и забойки.

При порядной схеме КЗВ максимальная дальность взрывного перемещения

$$B_\Delta = \frac{1}{\cos\varphi}\left[p_1 + \sqrt{p_1^2 + \frac{2v_0^2 h_o \sin^2\psi}{g\cos\varphi}}\right] - h_o \operatorname{tg}\varphi;$$

$$p_1 = g^{-1} v^2 (\operatorname{ctg}\psi - \operatorname{tg}\varphi)\sin^2\psi,$$

где ψ — угол наклона скважин к горизонту, градус; φ — угол падения пласта, градус; g — ускорение свободного падения, м/с^2; h_o — высота откольной зоны над подошвой уступа, м.

Высотные отметки характерных точек развала горной массы (см. рис. 12.3):

$$h_o = 0{,}5h_з + M + h_н,$$

где $h_з$ — высота колонки заряда, м; $h_н$ — величина недобура, м; M — мощность полезного ископаемого, м;

$$h_1 = \frac{2{,}8H^2}{(A + H)(0{,}8B_\Delta + H)};$$

$$h_2 = k_р H\left[1 - \left(1 + \frac{k_р AH}{B_\Delta^2}\right)^{-2}\right] + \frac{0{,}3HM}{H + M + A};$$

$$h_3 = \frac{2{,}6H}{1{,}3 + (B_\Delta/A)^{\frac{1}{2}}};$$

$$h_4 = \frac{1{,}4H}{1{,}3 + (B_\Delta/H)^{\frac{1}{2}}};$$

где $k_р$ — коэффициент рыхления.

По горизонтали характерные точки развала горной массы определяются параметрами $c_1 = 1{,}12\,q\,A$; $c_2 = (B_\Delta + A - c_1)/3$; $c_3 = c_2$.

Коэффициент сброса вычисляется по эмпирическим формулам:

Н. Я. Репина —

$$k_{сбр} = \frac{q(0{,}4\sin 2(90 - \psi) + 0{,}65)}{0{,}25\sqrt[3]{AH} + q};$$

К. Е. Виницкого —

$k_{сбр} = 0{,}25 - (a - b/H)\,d_с$,

где для легковзрываемых пород $a = 0{,}0125$; $b = 0{,}384$;

для пород средней трудности взрывания $a = 0{,}018$ и $b = 0{,}174$;

для трудновзрываемых пород $a = 0{,}0132$ и $b = 0{,}235$; $d_с$ — диаметр скважины.

В качестве примера в табл. 12.4 приведены результаты взрывания крупноблочных пород граммонитом 79/21 при угле наклона скважины к горизонту $\psi = 60°$, ширине заходки 35 м.

Драглайн для перевалки выбирается из условий (рис. 12.4)

$$H_{разг} \geq H_0 - h_э;$$

$$R_р \geq X_1;$$

$$Q_д \geq Q(1 - k_{сбр}),$$

где $X_1 = H_0 \operatorname{ctg}\alpha_0$; $Q_д$ — производительность драглайна.

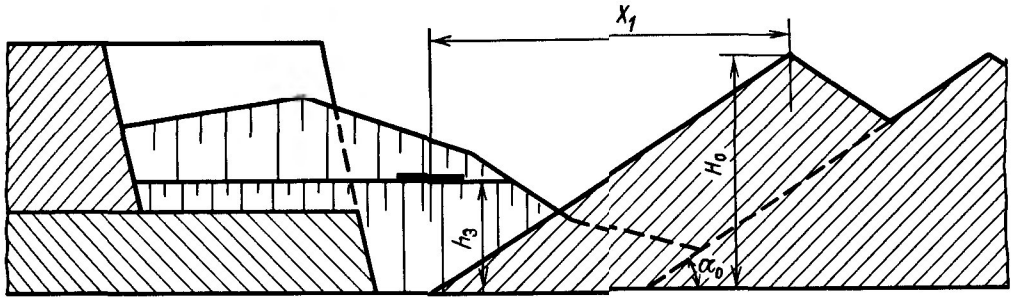


Рис. 12.4. Схема к расчету перевалки взорванных пород

Таблица 12.4.
Результаты взрывания крупноблочных пород

Показатели	Высота уступа, м			
	20	30	40	50
Диаметр скважины, мм	216	244	244	270
Удельный расход ВВ, кг/м^3	0,63	0,7	0,75	0,8
Длина скважин первого и последнего рядов, м	18,7—22	30,2—33,5	41,8—45	53,4—57
Длина колонки заряда первого и последнего рядов, м	11,8—14	20,5—23	30,5—33	42—44
Линия сопротивления по подошве, м	5	7	7	7
Размеры сетки, м	8 × 5	7 × 7	7 × 7	9 × 7
Размеры развала горной массы, м:				
h_1	9,6	18,5	20,5	27
c_1	24,7	27,4	29,3	31
h_2	7	15,5	20,5	26
h_3	8,5	11,5	13,0	16,5
h_4	4,5	6	7,5	9,0
$B\Delta$	67	72	71	79
Коэффициент сброса $k_{сбр}$	0,28	0,28	0,28	0,28

12.2.4. Производительность драглайнов в схемах с перевалкой пород

Производительность драглайна при верхнем черпании $Q_в$ ниже на 10—25 %, чем при нижнем черпании $Q_н$; при отработке нижнего и верхнего забоев сменная производительность драглайна определяется как средневзвешенная величина

$$Q_{см} = Q_в \frac{H_в}{H} + Q_н \frac{H - H_в}{H},$$

где $H_в$ — высота верхнего подуступа.

Годовая производительность драглайна

$$Q_г = \frac{Q_{см} n_{см} (30 - t_{ппр})(12 - t_{кл}) k_т}{1 + Q_{см}(t_{вр} + t_{х.х})/(AHL_ф)},$$

где $Q_{см}$ — сменная производительность, м^3/см; $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки, смен/сут; $t_{ППР}$ — продолжительность ППР, сут; $t_{кл}$ — простои по климатическим условиям и годовые ремонты, мес; $t_{вр}$ — продолжительность операций в начале заходки, смен; $t_{хх}$ — продолжительность холостого хода по фронту длиной $L_ф$ после отработки заходки шириной A и высотой H, смен.

При ведении взрывных работ в знаменатель этой формулы необходимо добавить слагаемое $Q_{см}\, n\, t_{вз}/(A\, H\, L_ф)$, где n — число взрывов за период отработки заходки; $t_{вз}$ — время для проведения взрыва, смен.

При простой перевалке мягких пород драглайн рассматривается как независимый элемент. Готовность его к работе за годовой период определяется надежностью узлов и деталей (табл. 12.5), а также ремонтнопригодностью и оценивается коэффициентом готовности.

Драглайны для разработки массива и вторичной перевалки рассматриваются как независимо работающие восстанавливаемые элементы.

Относительная независимость работы обеспечивается объемом породы, находящейся в промежуточном отвале, образованном первым экскаватором.

Таблица 12.5.
Показатели надежности работы драглайнов на разрезах Кузбасса

Показатели	ЭШ13.50У	ЭШ15.90А	ЭШ20.90	ЭШ40.80
Средняя годовая производительность, млн м^3/год	1,26	2,13	2,99	4,10
Средняя наработка на отказ $T_{раб}$, ч	315,2	304,0	119,0	326,0
Среднее время восстановления $T_{рем}$, ч	7,7	14,2	13,7	6,2
Коэффициент готовности $k_г$	0,976	0,955	0,897	0,981

12.3. Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами

12.3.1. Общие сведения

Технологические схемы разработки горных пород экскаваторно-автомобильными комплексами используются практически при любой крепости пород на глубинных (до 200—250 м) и нагорных карьерах при грузопотоках от 0,1 до 60—80 млн т/год.

Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами применяются для ведения вскрышных и добычных работ во всей рабочей зоне железорудных карьеров или параллельно с другими технологическими схемами в наиболее благоприятных зонах.

Из 64 угольных карьеров Российской Федерации на 61 использованы экскаваторно-автомобильные комплексы на добычных работах и на 50 — на вскрышных работах.

Полностью выполняются экскаваторно-автомобильными комплексами вскрышные и добычные работы на алмазо-добывающих предприятиях Якутии при глубине карьеров 200—350 м. Нагорные карьеры по добыче апатитов и руд цветных металлов (Тырныауз, РФ; Каджаран, республика Армения) разрабатываются с использованием экскаваторно-автомобильных комплексов с образованием нагорных отвалов вскрышных пород высотой до 500—800 м и разгрузкой руды в рудоспуски.

Технические показатели наиболее крупных карьеров, где используется технологическая схема разработки экскаваторно-автомобильными комплексами, приведены в табл. 12.6.

Дальность перемещения автомобильным транспортом, как правило, 1,5—3 км

при разработке вскрышных пород и 2—4 км при транспортировании полезных ископаемых. Преимущества схем: возможность быстрого ввода производственных мощностей карьера, увеличения его производительности; высокая мобильность, что позволяет с наименьшими потерями отрабатывать сложные по структуре залежи полезных ископаемых месторождения. Скорость понижения горных работ при этом в 2—3 раза выше, чем при других видах транспорта и составляет 20—30 м/год, а в отдельных случаях достигает 50 м/год. В технологических схемах разработки экскаваторно-автомобильными комплексами, как правило, используются мехлопаты с погрузкой на уровне стояния экскаватора. При этом достигается наименьшая продолжительность цикла погрузки и соответственно наименьшее время загрузки автосамосвала, но происходят потери потенциальной энергии отгружаемой горной массы, значение которой ориентировочно составляет $(h_у/2 - h_{цт})V\gamma$, где $h_у$ — высота уступа; $h_{цт}$ — координата центра тяжести горной массы в транспортных машинах; V — объем горной массы.

Применение в технологических схемах гидравлических экскаваторов типа "обратная лопата" и черпанием ниже уровня стояния приводит к снижению на 10—15 % затрат на разработку. Высота уступа $h_у$ при этом не превышает для мягких пород $0{,}65h_к$, для взорванных пород — $0{,}85h_к$, где $h_к$ — максимальная глубина копания.

Также при нижнем черпании с глубины 20—35 м драглайнами и погрузке на уровне стояния достигается более существенное снижение энергозатрат как за счет исключения потери потенциальной энергии, так и за счет расположения транспортных коммуникаций ближе к дневной поверхности на высоту уступа.

Для погрузки мелкодисперсных пород при низких значениях сопротивления черпанию эффективно применение одноковшовых погрузчиков.

12.3.2. Укрупненные технологические расчеты

Технологическая схема разработки пород представляет собой последовательно работающие буровые станки, экскаватор, транспортное звено при параллельном соединении автосамосвалов, бульдозеры для планировочных работ или устройства для приема породы (см. табл. 12.1). Запас взорванной горной массы представляет собой аккумулирующий склад, который при достаточном объеме сглаживает неравномерность проведения БВР и экскавации. При достаточно большом фронте разгрузки автосамосвалов на отвале или приемном устройстве такой фронт также является аккумулирующим складом.

Вследствие этого часовую производительность погрузочных и транспортных машин можно рассматривать независимо от БВР и отвалообразования.

Расчет производительности двух последовательно соединенных звеньев —

Таблица 12.6.
Технические показатели карьеров с экскаваторно-автомобильными комплексами

Показатели	Ковдорский	Костомукшский	Нерюнгринский
Производительность по полезному ископаемому, млн т	16,0	24,0	14,4
Годовые объемы вскрыши, млн м^3	16,2	17,4	—
Глубина карьера $\begin{matrix}\text{по замкнутому контуру}\\ \text{с нагорной частью}\end{matrix}$, м	211/319	140/150	—/159
Объем перевозок, млн т	71,8	71,7	73,2
Экскаваторы с ковшом вместимостью от 5 до 20 м^3	8	8—12,5	8—20
Автосамосвалы грузоподъемностью от 40 до 180 т	110—120	110	110—180

экскаватора и автосамосвалов — производится с учетом времени безотказной их работы, которое для экскаваторов составляет от 100 до 300 ч и более, для автосамосвалов от 4 до 20 ч и более. Экскаватор представляет собой восстанавливаемый элемент схемы, работоспособность его характеризуется коэффициентом готовности, среднее значение которого используется при расчете месячной и годовой производительности. Автосамосвал в технологической схеме — элемент без восстановления: при аварии автосамосвал сходит с линии, не возвращается и не заменяется до конца смены, что приводит к снижению первоначальной производительности комплекса.

Число оставшихся в комплексе автосамосвалов по сравнению с первым часом смены вычисляется через два показателя: вероятность возникновения отказов какого-либо количества машин P_a и вероятность отказов каждой из этих машин по часам смены P_j. Тогда число работающих автосамосвалов в j-й час смены

$$N_j = (1 - P_a P_j)\, N = P_{бj} N,$$

где N — число машин в начале смены; $P_{бj}$ — коэффициент безотказной работы автосамосвалов.

При отсутствии статистических данных по парку эксплуатируемых автосамосвалов для расчетов среднесменной производительности можно пользоваться значениями коэффициента $P_{бj}$ по табл. 12.7.

Сущность взаимодействия машин в смежных технологических процессах цикличного действия определяет вероятность нахождения экскаватора в состоянии "погрузка" — P и в состоянии "ожидание подхода автосамосвала" — P_o. Эти вероятности находятся из условия, что работа экскаватора и автосамосвалов описывается как замкнутая (известно число автосамосвалов) одноканальная (число экскаваторов в комплексе $M = 1$, т.е. закрытый цикл организации движения транспорта) система массового обслуживания (СМО) с ожиданием.

Вероятности находятся по числу автосамосвалов в комплексе N и приведенной интенсивности $\rho = \lambda/\mu$, где λ — интенсивность подхода автосамосвалов под погрузку: $\lambda = 1/(T_{рейс} - t_{пог} - t_o)$; μ — интенсивность погрузки, $\mu = 1/(t_{пог} + t_o)$ ($T_{рейс}$, $t_{пог}$, t_o — соответственно время рейса автосамосвала, погрузки, обмена автосамосвала у экскаватора).

Вероятность ожидания подхода автосамосвала

$$P_o = [1 + N\rho + N(N-1)\,\rho^2 + ,..., + N(N-1)\,,..., 1\rho^N]^{-1},$$

а вероятность того, что экскаватор в течение смены находится в состоянии "погрузка",

$$P = k_{загр} = 1 - P_o.$$

Зависимость $k_{загр}$ от приведенной интенсивности ρ для числа автосамосвалов в транспортном звене N от 1 до ... n дана на графике (рис. 12.5).

Таким образом, $k_{загр}$ корректирует теоретическую интенсивность работы экскаватора $1/(t_{пог} + t_o)$; эксплуатационная часовая производительность (т/ч) комплекса экскаватор — транспортные машины оценивается формулой

$$Q_j = \frac{3600}{t_{пог} + t_o}\, q k_q k_{загр},$$

где $t_{пог}$ и t_o — время погрузки и обмена автосамосвала у экскаватора, с; q — грузоподъемность автосамосвала, т; k_q — коэффициент использования грузоподъемности; $k_{загр}$ — коэффициент загруженности экскаватора, определяемый для каждого часа смены при соответствующем числе автосамосвалов $N_j = p_{бj} N$.

Число автосамосвалов, ожидающих погрузки в очереди у экскаватора,

$$N_o = N - k_{загрj}(1 + 1/\rho).$$

При $N_o \geq 1$ возможна спаренная установка автосамосвалов под погрузку; при этом $t_o = 0$, что приводит к росту производительности комплекса.

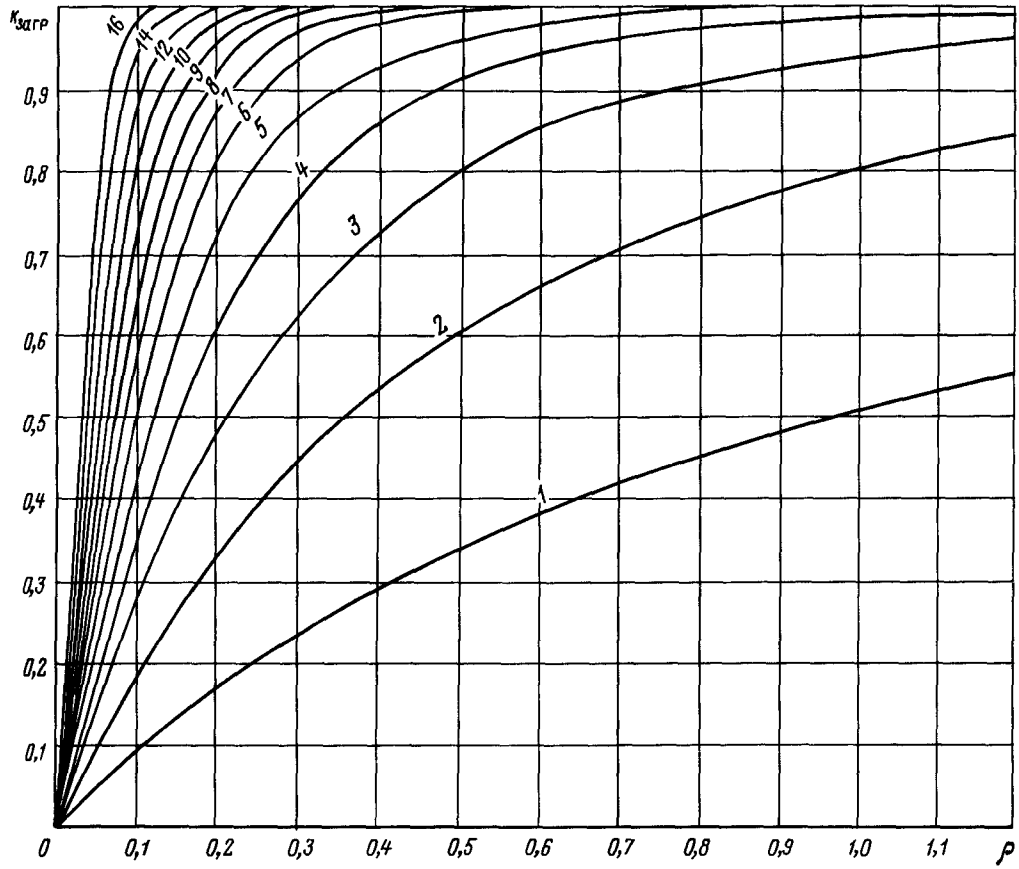


Рис. 12.5. График зависимости коэффициента загруженности $k_{загр}$ экскаватора от приведенной интенсивности ρ и числа автосамосвалов N (одноканальная СМО)

Таблица 12.7.
Коэффициент безотказной работы автосамосвалов $P_{бj}$

Годы эксплуатации	Часы смены						
	1	2	3	4	5	6	7
1	1,0	1,0	1,0	0,98	0,97	0,95	0,92
2	1,0	1,0	1,0	0,98	0,95	0,93	0,90
3	1,0	1,0	0,98	0,97	0,93	0,90	0,88
4	1,0	1,0	0,97	0,95	0,91	0,87	0,85
5	1,0	1,0	0,96	0,92	0,86	0,83	0,81
6	1,0	0,98	0,95	0,88	0,82	0,78	0,77
7	1,0	0,97	0,90	0,80	0,74	0,71	0,70
8	0,99	0,93	0,81	0,70	0,63	0,61	0,61

При перемещении пород на отвал с большим фронтом и неограниченным числом мест разгрузки часовая производительность комплекса не зависит от процесса разгрузки.

При ограниченном числе мест разгрузки автосамосвалов (склады, перегрузочные пункты, приемные бункера и др.) производительность комплекса определяется условиями разгрузки, где возникает очередь автосамосвалов.

Если число мест разгрузки $r = 1$, то система автосамосвалы — разгрузочный пункт — представляет собой одноканальную СМО с ожиданием. Приведенная интенсивность $\rho_р = \lambda_р/\mu_р$, где интенсивность подхода самосвалов

$$\lambda_р = 1/(T_{рейс} - t_{раз} - t_м),$$

а интенсивность разгрузки автосамосвалов

$$\mu_р = 1/(t_{раз} + t_м),$$

$t_{раз}$ и $t_м$ — время соответственно разгрузки и маневров автосамосвала при установке на месте разгрузки.

Коэффициент загруженности при разгрузке $k_{загр\,р}$ определяется аналогично $k_{загр}$ и представляет собой вероятность пребывания перегрузочного пункта в состоянии "работа".

Если число мест разгрузки $r > 1$, то система "автосамосвалы — разгрузочный пункт — многоканальная СМО с ожиданием (определение $k_{загр\,р}$ приведено в разд. 12.5), а производительность комплекса по условию разгрузки рассчитывается по формуле

$$Q_{jп} = \frac{3600}{t_{раз} + t_м} q k_q g k_{загр\,р}.$$

Производительность комплекса с учетом погрузки и разгрузки определяется меньшим из двух значений Q_j и $Q_{jр}$. Сменная производительность комплекса в соответствии со схемой

$$Q_{см} = \sum_{j=1}^{j=7} Q_j \text{ или } Q_{см} = \sum_{j=1}^{j=7} Q_{jр}.$$

Годовая производительность ($м^3$/год) комплекса согласно схеме

$$Q_г = \frac{Q_{см} n (T_м - t_{р\,м})(T_г - t_{р\,г}) к_{г.к}}{1 + n(T_в + T_{вос})/T_б},$$

где n — число рабочих смен в сутки, сут/см; $T_м$ — календарное число дней в месяце, сут/мес; $t_{р\,м}$ — число суток плановых простоев оборудования в течение месяца, сут/мес (ППР экскаватора, перегоны, ремонт дорог капитальной траншеи и др.); $T_г$ — календарное число месяцев в году, мес/год; $t_{р\,г}$ — число месяцев плановых простоев в течение года, мес/год (климатические условия, годовой ремонт и др.); $T_в$ — время, планируемое для под-

Таблица 12.8.
Показатели надежности экскаваторов по разрезам Кузбасса

Экскаватор	Средняя годовая производительность, млн м³	Средняя наработка на отказ, ч	Среднее время восстановления, ч	Среднее число отказов за год	Коэффициент готовности экскаватора
ЭКГ-4,6Б	0,722	326	15,1	14	0,956
ЭКГ-5А	0,907	412	11,0	16,7	0,974
ЭКГ-8И	1,311	243	9,9	22,8	0,960
ЭКГ-12,5	1,456	114,2	9,1	57,8	0,926

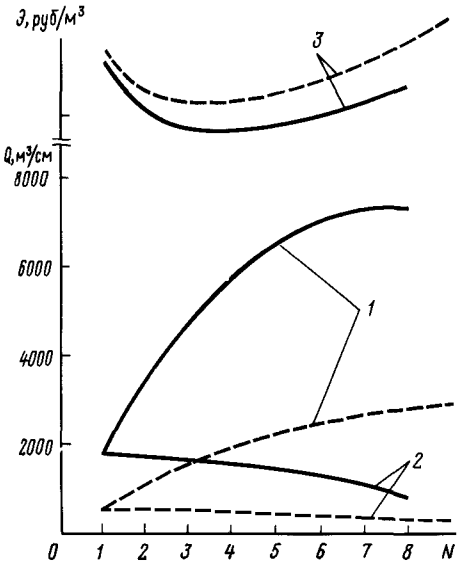


Рис. 12.6. Функциональные характеристики комплекса в технологической схеме в зависимости от числа автосамосвалов:

1 — производительность экскаватора;
2 — производительность автосамосвала;
3 — эксплуатационные затраты;
——— экскаватор ЭКГ-12,5 и автосамосвалы БелАЗ-7521;
— — — — экскаватор ЭКГ-5А и автосамосвалы БелАЗ-548

готовки, проведения и ликвидаций последствий взрыва, сут (монтаж взрывной сети, перегон экскаваторов, непосредственно взрывание, проветривание и др.); $T_{вос}$ — время для проведения восстановительных работ по подготовке транспортных коммуникаций, ЛЭП и др., сут; $T_б$ — время отработки взорванного блока, смен.

В технологических схемах без ограничения числа разгружаемых автосамосвалов (отвалообразование с большим фронтом разгрузки) коэффициент готовности комплекса равен коэффициенту готовности экскаватора $k_{г.к} = k_э$ при разгрузке на приемном пункте, готовность которого к работе определяется коэффициентом $k_{г.р}$, коэффициент готовности $k_{г.к}$ определяется как для двух последовательно соединенных элементов

$$k_{г.к} = \frac{1}{\frac{1}{k_{гэ}} + \frac{1}{k_{г.р}} - 1}.$$

Показатели надежности экскаваторов угольных разрезов (табл. 12.8) выше, чем на рудных карьерах, где коэффициент готовности ниже ($k_{г.э} = 0{,}84 \div 0{,}89$) из-за более тяжелых условий работы в рудных забоях.

Ресурсосберегающие режимы работы комплекса машин в технологической схеме достигаются минимизацией суммарных затрат на процессы.

Зависимость производительности машин комплекса Q и затрат $Э$ (руб/м³) от числа автосамосвалов N в комплексе показана на рис. 12.6. Оптимальное число автосамосвалов, соответствующее минимуму затрат, может быть больше $N_{рас} = T_{рейс}/(T_{пог} + T_о)$, которое определяется из условия отсутствия простоя экскаватора, или меньше $N_{рас}$, что зависит от цен на оборудование, топливо, размера заработной платы и др.

Рекомендуемые соотношения грузоподъемности автосамосвала $q_а$ и вместимости V ковша экскаватора, характеризуемые массой породы в ковше $q_V = V\gamma k_э$ ($k_э$ — коэффициент экскавации), находятся в пределах $q_а/q_V = 3 \div 6$, причем большие значения целесообразно принимать при дальности транспортирования 4—5 км, а также при больших грузопотоках.

Рекомендуемые сочетания марок экскаваторов-мехлопат и автосамосвалов в зависимости от грузопотоков приведены на схеме рис. 12.7.

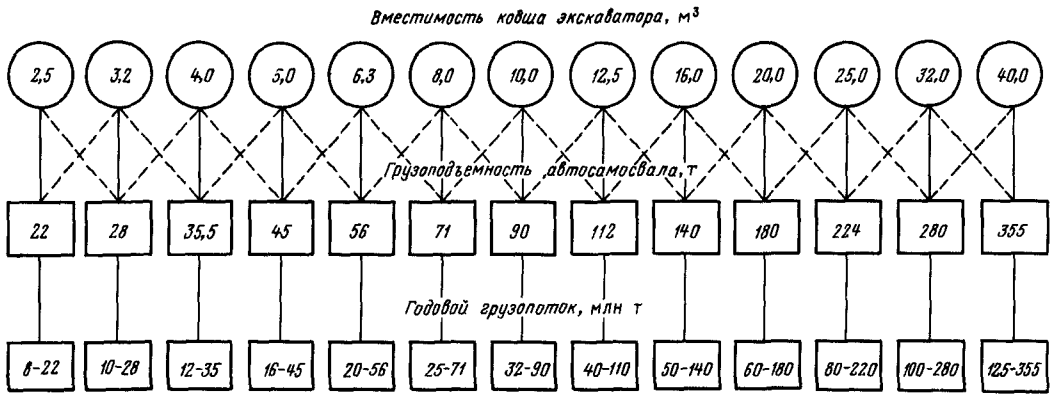


Рис. 12.7. Схема рекомендуемых соотношений грузопотока карьера, модели экскаватора-мехлопаты и автосамосвала для выбора экскаваторов и автосамосвалов

12.4. Технологические схемы с карьерными погрузчиками и скреперами

Колесные фронтальные одноковшовые погрузчики и колесные скреперы выполняют процессы выемки, перемещения, последующей погрузки в различные виды транспорта или процессы отвалообразования. Мобильное оборудование позволяет быстро изменять направление горных работ, параметры забоев, производить выемку тонкими слоями, что целесообразно при разработке сложноструктурных залежей. Эффективно применение этого оборудования с целью обеспечения стационарности приемных пунктов, например, рудоспусков или бункеров для погрузки на конвейеры.

За рубежом имеется опыт использования мощных погрузчиков и скреперов для вскрышных и добычных работ с производительностью грузопотоков 10—15 млн м³/год.

По данным акад. К.Н. Трубецкого применительно к отечественным условиям разработки область рационального применения карьерных погрузчиков в зависимости от дальности транспортирования $L_{тр}$ и размера потока Q показана на рис. 12.8.

Рациональность применения скреперов также определяется производительностью Q грузопотоков и дальностью транспортирования $L_{тр}$. При производительности $Q = 3 \div 5$ млн м³/год дальность перемещения скреперами, как правило, не превышает 1,0—1,5 км. В схемах при разработке и перемещении пород карьерными погрузчиками или скреперами комплекс машин, разрабатывающих один забой, может быть представлен в виде структурно-простой схемы с параллельным соединением элементов. Дискретность грузопотока и степень неравномерности выполнения операций и процессов позволяют рассматривать комплексы как одноканальную систему массового обслуживания. Расчет коэффициента готовности может быть выполнен по аналогии с расчетом автотранспортного звена.

12.5. Технологические схемы разработки экскаваторно-железнодорожными комплексами

12.5.1. Общие сведения

Экскаваторно-железнодорожные комплексы применяются в широком диапазоне грузопотоков до 100 млн т/год, при глуби-

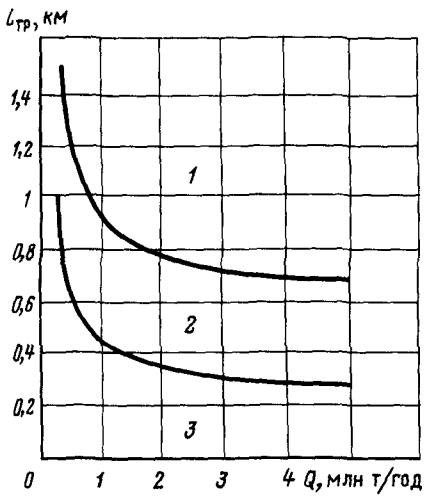


Рис. 12.8. Области применения карьерных погрузчиков:

1 — наименее предпочтительная; *2* — экономически равноценная для погрузчиков и экскаваторно-автомобильных комплексов; *3* — наиболее предпочтительная (по данным акад. К. Н. Трубецкого)

не карьеров до 200—250 м, дальности транспортирования до 20 км при разработке мягких и взорванных скальных горных пород.

Технологическая схема может включать в себя добычные и вскрышные комплексы машин по всей рабочей зоне карьера или части рабочей зоны.

Параллельно могут использоваться технологические схемы с другими комплексами машин.

Нибольшее распространение получили технологические схемы с погрузкой горных пород мехлопатами. На разрезах используются роторные экскаваторы на добычных работах с погрузкой угля в железнодорожный транспорт, что сокращает время погрузки составов, обеспечивает возможность отработки уступов высотой до 25 м с шириной заходки до 60 м и при необходимости селективную выемку угля по сортам.

Имеется положительный опыт погрузки драглайнами в железнодорожные составы при разработке пород нижним черпанием. При диапазоне грузопотоков 5—10 млн т/год возможно использование карьерных погрузчиков.

Мощные угольные разрезы и рудные карьеры имеют транспортные схемы, содержащие до 200—300 км путей, несколько станций разного назначения, 15—20 забойных и столько же отвальных экскаваторов и обеспечивающие грузопотоки 60—100 млн т/год при расстоянии транспортирования 7—10 км. Параметры грузопотоков определяют использование экскаваторов ЭКГ-8И (ЭКГ-10) и ЭКГ-12,5 (ЭКГ-15) с тяговыми агрегатами переменного и постоянного тока сцепной массой 360—370 т и полезной массой поезда 800—1000 т.

Технологическая схема разработки с железнодорожным транспортом представляет собой структурно-сложное соединение звеньев, каждое из которых включает последовательно или параллельно соединенные машины и другие элементы (пути, разъезды, станции), влияющие на надежность функционирования.

Буровзрывные и экскаваторные работы при достаточном объеме подготовленных взрывом пород слабо зависимы между собой во времени и производительность этих звеньев может определяться раздельно.

Степень взаимосвязи звеньев в технологических схемах определяет использование календарного времени.

12.5.2. Производительность экскаваторно-железнодорожного комплекса

Диспетчерское распределение N поездов по M забойным экскаваторам, дискретность погрузки и подачи поездов к экскаватору позволяют представить технологическую схему как многоканальную систему массового обслуживания с ожиданием

поездов в очереди; при этом систему можно разделить на две подсистемы: забойную с M экскаваторами в забоях и транспортными коммуникациями до станции и отвальную с транспортными коммуникациями от станции и Z отвальными экскаваторами.

С достаточной степенью точности для технологических и экономических расчетов производительность забойной подсистемы при условии распределения диспетчером поездов по экскаваторам пропорционально расчетному значению поездов $N_{рас}$ определяется в следующем порядке.

Устанавливается расчетное число поездов исходя из полной загрузки транспортным средством каждого i-го экскаватора во времени

$$N_{рас} = \frac{T_р}{t_{пог} + t_о},$$

где $T_р$, $t_{пог}$, $t_о$ — соответственно время рейса, погрузки и обмена состава в забое.

Время рейса определяется исходя из среднего для Z отвальных экскаваторов времени пребывания поезда на участке станция — отвальные тупики

$$T_{от.ср} = \frac{1}{Z}\sum_{j=1}^{Z}(t_{дв j} + t_{раз j}).$$

Время рейса поезда к каждому i-му забойному экскаватору

$$T_{р.м} = T_{от.ср} + t_{дв} + t_{пог},$$

где $t_{дв}$ — время движения поезда от станции к i-му забойному экскаватору.

Определяется интенсивность процессов:

подхода поезда к каждому экскаватору

$$\lambda_i = \frac{1}{T_р - t_{пог} - t_о};$$

погрузки экскаватором

$$\mu = \frac{1}{t_{пог\,i} + t_{о\,i}};$$

приведенная интенсивность

$$\rho = \lambda_i / \mu_i.$$

По значениям ρ_i и $N_{рас}$ устанавливается коэффициент загруженности $k_{загр}$ по номограмме (рис. 12.9), затем производительность каждого экскаватора

$$Q_{заб\,i} = \frac{T_{см}}{t_{пог\,i} + t_{о\,i}} V k_{загр\,i},$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены за исключением регламентированных простоев; V — объем породы в составе,

и забойная производительность комплекса

$$Q_{заб.к} = \sum_{i=1}^{M} Q_{заб.\,i}.$$

Производительность отвальной подсистемы при Z отвальных экскаваторах определяется исходя из среднего для M забойных экскаваторов времени пребывания поезда на участке забои — станция

$$T_{заб.ср} = \frac{1}{M}\sum_{i=1}^{M}(t_{пог} + t_{дв}).$$

Время рейса поезда к каждому отвальному экскаватору

$$T_{р.oj} = T_{заб.ср} + t_{дв.oj} + t_{раз},$$

где $t_{дв.oj}$ — время движения от станции до j-го отвального тупика и обратно; $t_{раз}$ — время разгрузки состава.

Определяется интенсивность процессов:

подхода поезда на отвальный тупик

$$\lambda_j = \frac{1}{T_{ро\,j} + t_{раз}},$$

приема породы,

если $t_{обj} \geq t_{укл}$, то $\mu_j = t^{-1}_{укл}$,

если $t_{обj} < t_{укл}$, то $\mu_j = t^{-1}_{oj}$,

где $t_{обj}$ и $t_{укл}$ — соответственно время обмена поезда у отвального экскаватора и время укладки породы экскаватором;

приведенная интенсивность

$$\rho_j = \lambda_j / \mu_j.$$

На отвале поезда в количестве $N_{рас}$ распределяются пропорционально приемной способности тупиков, т.е. пропорционально величине $T_{см}/\mu_j$ и имеют значения $N_{расj}$. По значениям $N_{расj}$ и ρ_j по номограмме (см. рис. 12.9) определяется коэффициент загруженности отвального экскаватора $k_{загрj}$, а затем производительность каждого экскаватора

$$Q_{oj} = \frac{T_{см}}{\mu_j} V k_{загрj}$$

и производительность отвальной подсистемы комплекса

$$Q_o = \sum_{j=1}^{L} Q_{oj}.$$

Производительность комплекса $Q_к$ в технологической схеме равна наименьшему из значений $Q_{заб}$ и Q_o. Средняя производительность поезда равна $Q_к / \sum N_{рас}$.

Если определяется производительность комплекса при числе поездов, отличном от $N_{рас}$, то при определении $k_{загрj}$ число поездов следует разделить пропорционально величине $T_{см}/\mu_j$, т.е. пропорционально производительности экскаваторов.

При условии $N \geq N_{рас}$ образуется очередь поездов, направляемых к каждому экскаватору, среднее значение числа поездов в очереди за смену

$$N_{оч} = k_{загр}(1 - 1/\rho)/M.$$

Годовая производительность ($м^3$) экскаватора в комплексе

$$Q_г = \frac{Q_t\, n(T_м - t_{рм})(T_г - t_{рг})\kappa_{гс}}{1 + n(T_в + T_{вос})/T_б + n(T_м - t_{рм})T_{ком}/T_з},$$

где n — число рабочих смен, смен/сут; $T_м$ — календарное число дней в месяце, сут/мес; $t_{рм}$ — число суток регламентированных простоев оборудования в течение месяца, сут/мес ($t_{рм}$ — включает ППР экскаватора, время на его перегоны, ремонт путей в капитальной траншее и т.п.); $T_г$ — календарное число месяцев в году, мес/год; $t_{рг}$ — число месяцев регламентированных простоев в течение года, мес/год ($t_{рг}$ включает простои по климатическим условиям); Q_t — сменная производительность экскаватора, $м^3$/смену; $T_в$ — время для подготовки, проведения и ликвидаций последствий взрыва, сут (монтаж взрывной сети, перенос путей, перегон экскаватора, проветривание и т.д.); $T_{вос}$ — время восстановительных работ после взрыва по подготовке транспортных коммуникаций, ЛЭП и др., сут; $T_{ком}$ — время для перемещения транспортных коммуникаций, ЛЭП после отработки экскаваторной заходки, мес; $T_б$ и $T_з$ — время отработки соответственно взрывного блока и заходки, смен.

Произведение $n(T_м - t_{рм})(T_г - t_{рг})$ представляет собой число рабочих смен за год и регламентируется отраслевыми нормами; единица, деленная на знаменатель, — технологический коэффициент использования регламентированного рабочего времени.

Коэффициент готовности, определяемый технологической схемой, в общем случае вычисляется достаточно сложно. Приближенное значение его можно получить, рассматривая три последователь-

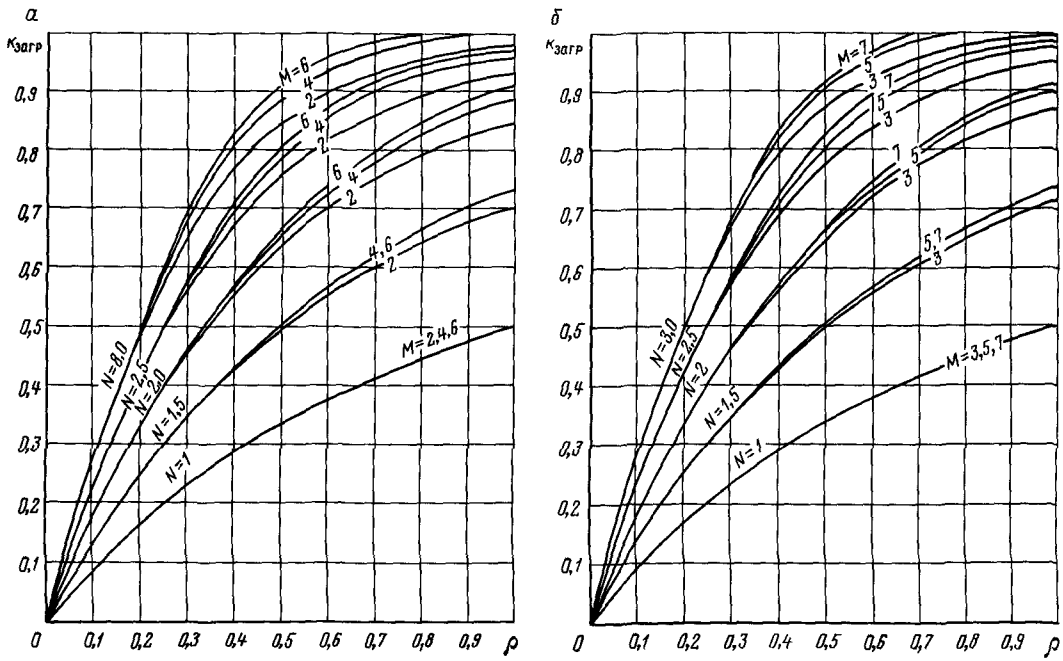


Рис. 12.9. Графики для определения коэффициента загруженности в технологической схеме в зависимости от приведенной интенсивности ρ при числе экскаваторов M (или Z) и числе локомотивосоставов N: *а* — для $M = 2; 4; 6$; *б* — для $M = 3; 5; 7$

но соединенных элемента — забойный экскаватор, транспортные коммуникации и подвижной состав, отвал соответственно с коэффициентами готовности $k_{г.э}$, $k_{г.т}$, $k_{г.о}$:

$$k_{г.о} = \frac{1}{\frac{1}{k_{г.э}} + \frac{1}{k_{г.т}} + \frac{1}{k_{г.о}} - 2}.$$

При разработке скальных пород значения коэффициента готовности забойных экскаваторов 0,82—0,87, отвальных — 0,85—0,9; при разработке полускальных и мягких пород — соответственно 0,87—0,9 и 0,9—0,95. Коэффициент готовности транспортных коммуникаций и подвижного состава находится в широких пределах — 0,83÷0,95.

12.6. Технологические схемы разработки комплексами непрерывного действия

12.6.1. Общие сведения

Комплексы непрерывного действия (табл. 12.9) образуют непрерывные грузопотоки и включают роторные и цепные экскаваторы, конвейеры, транспортно-отвальные мосты, консольные отвалообразователи, гидромеханизированные установки.

Распространены технологические схемы с самоходными установками, в которых для перемещения горных пород поперек добычного фронта использованы конвейеры, консольные отвалообразователи или транспортно-отвальные мосты (см. табл. 12.1). Технологическая схема представлена, как правило, двумя последова-

Таблица 12.9.
Объемы горных пород, разрабатываемых комплексами непрерывного действия (1990 г, млн м³/год)

Отрасль, горные породы	Технологические схемы разработки комплексами	
	транспортно-отвальными	с конвейерным транспортом
Железорудные карьеры, горная масса	—	15,9
Марганцевые карьеры, горная масса	71,3	54,2
Карьеры огнеупорного сырья, вскрышные породы	6,8	—
Карьеры цветной металлургии, горная масса	—	9,7
Угольные разрезы, уголь	—	34,6*
вскрышные породы	25,9	9,8

* Уголь — млн т/год.

тельно соединенными элементами — экскаватор — отвалообразователь или экскаватор — транспортно-отвальный мост. Высокая эффективность разработки достигается за счет кратчайшего расстояния перемещения пород, непрерывности грузопотока, высокой надежности при разработке месторождений со спокойным залеганием горизонтальных пластов, мягкими покрывающими породами и благоприятном климате.

Для перемещения вскрышных пород вдоль фронта по периметру карьера на внутренние отвалы, при подъеме на дневную поверхность, а также для подъема и перемещения полезного ископаемого используются линии последовательно соединенных конвейеров и машины для перегрузки и отвалообразования. Выемка и погрузка производятся экскаваторами непрерывного действия или одноковшовыми экскаваторами с использованием бункеров для преобразования дискретного потока в непрерывный, а также дробилок для уменьшения крупности кусков. Технологические схемы представляют собой последовательное однолинейное соединение машин и установок или сходящиеся линии с общим магистральным участком.

12.6.2. Технологические схемы разработки транспортно-отвальными комплексами

Горнотехнические условия в странах СНГ определили возможность использования транспортно-отвальных мостов малых и средних размеров (табл. 12.10).

Таблица 12.10.
Характеристика типовых транспортно-отвальных мостов фирмы "Лауххаммер" (Германия)

Показатели	Ф-34	Ф-45	Ф-60
Длина основного пролета, м	180±6	225±7,5	272±13
Длина отвальной консоли, м	94	125	192
Высота отсыпки, м	34	45	60
Скорость конвейерной ленты, м/с	8,5	9,05	<10
Тип многочерпаковых цепных экскаваторов	DS-1120	DS-1600; DS-3150	DS-3150; DS-1600; DS-3150
Число экскаваторов	2	2+2	3+2
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, м³/ч	8700	14400 и 16660	25600

Таблица 12.11.
Характеристика схемы разработки комплексами с транспортно-отвальными мостами

Показатели	Бандуровский	Балаховский	Вербовозовский	Морозовский	Камыш-Бурунский	Формовочный
Эксплуатационная производительность (в плотном теле), $м^3/ч$	3400	3700	3300	3200	3300	1300
Общая длина моста, м	235	290	318	280	330	134
Высота отвалообразования, м	45	23	46	50	42	35
Конвейер:						
ширина ленты, мм	1400—1800	1600—2000	1600—2000	1400-1600	1800—2000	1200
скорость движения, м/с	5—4,3	6,5—4,35	4—3,7	1,2—3	3,8—2,4	4,2
Экскаваторы, работающие с мостом	DS-1000 20/23, D-600 0/23	D-1200 16/0, D-1500 0/21	DS-1500 27/27, D-1500 0/27	DS-1500 26/27, D-1000 20/23	D-850 0/27	ЭРГ-400

Впервые транспортно-отвальный мост с пролетом и отвальной консолью соответственно 125 и 25 м, производительностью 400 $м^3/ч$ был использован на разрезе Плеса (Германия, 1923 г.). Затем фирмой "Лауххаммер" было построено 26 мостов по индивидуальным проектам, а с 50-х годов создавались мосты трех типов (табл. 12.11).

На буроугольных карьерах Германии в 80-х годах комплексами с транспортно-отвальными мостами разрабатывалось более 50 % вскрышных пород.

На одном из крупнейших карьеров Нохтен разрабатываемая мощность вскрышных пород достигла 60 м при производительности 118,5 млн $м^3$/год, что обеспечило годовую добычу угля в размере 30 млн т. Мост типа Ф-60 эксплуатировался с тремя полноповоротными цепными экскаваторами с черпаками вместимостью 3150 л.

Применение мостов целесообразно для разработки месторождений с большими запасами и периодом их отработки, соизмеримым со сроком службы моста.

С 60-х годов на карьерах Украины и России применяются более мобильные транспортно-отвальные комплексы с консольными отвалообразователями, обладающими рядом эксплуатационных преимуществ:

лучшей адаптацией к изменяющимся условиям горнотехнической обстановки благодаря гусеничному или шагающерельсовому ходовому устройству и поворотности отвальной консоли;

отсутствием постоянных рельсовых путей;

лучшей маневренностью при наличии технологически гибкого соединения экскаватора и отвалообразователя;

высокими надежностью и использованием во времени из-за малого числа включенных в комплекс элементов;

повышением безопасности ведения работ путем расположения отвалообразователя на наиболее устойчивом основании (кровля или почва пласта, предотвал).

На карьере Грушевский Никопольского марганцевого бассейна (Украина) с 60-х годов применяется мощный отвалообразователь с вылетом консоли 180 м, а с 1971 г. там же, на карьере Северный — комплекс с отвалообразователем производительностью 6600 $м^3/ч$ и с вылетом консоли 150 м.

На разрезе Назаровский в Красноярском крае эксплуатируется отвалообразователь с консолью длиной 195 м производительностью 8800 $м^3/ч$ (рис. 12.10). В це-

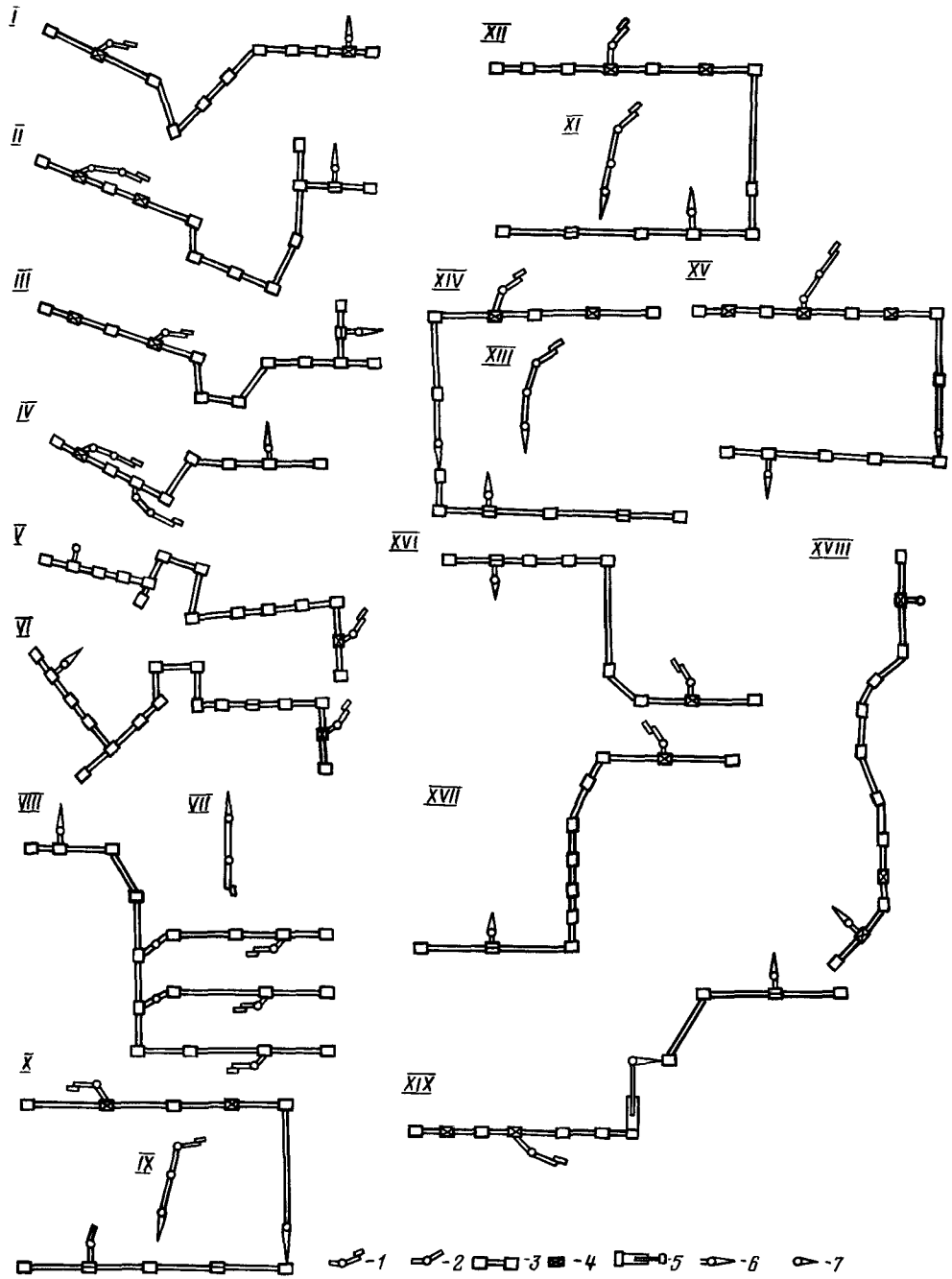


Рис. 12.10. Структурный вид технологических схем с конвейерным транспортом и консольными отвалообразователями:

1 — роторный экскаватор; *2* — перегружатель; *3* — ленточный конвейер; *4* — самоходный бункер; *5* — телескопический конвейер; *6* — отвалообразователь; *7* — компенсатор высоты

лом здесь используются параллельно несколько технологических схем отработки вскрышной толщи. Уступ мощностью до 20 м отрабатывается с помощью транспортно-отвального комплекса, а вскрышная толща мощностью до 10 м в кровле пласта — с применением драглайнов ЭШ15.90.

Расчет мощности вскрыши, отрабатываемой транспортно-отвальным мостом или консольным отвалообразователем, производится по аналогии с расчетом простой бестранспортной схемы (перевалка драглайном) из условия согласования объемов вскрыши и пород во внутреннем отвале.

Годовая производительность транспортно-отвальных комплексов определяется с учетом регламентированных простоев машин, времени на выполнение вспомогательных работ при врезке в новую заходку и коэффициента готовности машины, которая имеет наименьшее по сравнению с другими значения $Q_{см}$,

$$Q_г = \frac{Q_{см} n (T - t_{р.м})(T_г - t_{р.г}) k_{гк}}{1 + T_{вр}/T_{зах}},$$

где $T_{вр}$ — время, затрачиваемое на врезку в новую заходку; $T_{зах}$ — время, затрачиваемое на отработку породы в объеме $V_{зах}$, $T_{зах} = V_{зах}/Q_{см}$.

Коэффициент готовности комплекса с последовательной структурой при числе машин n и коэффициенте готовности каждой машины $k_п$ определяется по формуле

$$k_{гк} = \frac{1}{1 - n + \sum_{1}^{n} \frac{1}{k_{гi}}}.$$

Коэффициент готовности транспортно-отвальных комплексов составляет 0,8—0,85.

12.6.3. Технологические схемы разработки комплексами с конвейерным транспортом

Схемы с конвейерным транспортом применяются при перемещении вскрышных пород во внутренние и внешние отвалы, а также для перемещения полезного ископаемого.

Технологические параметры некоторых схем и их структурный вид приведены в табл. 12.12 и на рис. 12.10.

Эффективность комплексов машин с непрерывными потоками повышается с ростом их производительности. Схемы с конвейерным транспортом применяются на мощных разрезах Восточный (Экибастузское месторождение, Казахстан), Березовский, Ачинский участок угольного разреза Назаровский (Красноярскуголь) (рис. 12.11).

Технологические схемы разработки одноковшовыми экскаваторами с конвейерным транспортом применяются на добычных работах угольных разрезов Урала с 50-х годов. На разрезе Коркинский, глубина которого к началу 90-х годов достигла 450 м, используются две разветвляющиеся по угольным забоям конвейерные линии, при погрузке двумя-тремя экскаваторами ЭКГ-4,6 производительность каждой из них составила 3 млн т/год угля. Дискретность потока горной массы, создаваемого одноковшовым экскаватором, выравнивается при погрузке в бункер вместимостью, равной двум-четырем вместимостям ковша экскаватора. В некоторых случаях бункера оснащаются механическими питателями и грохотами.

При разработке полускальных и скальных пород погрузка экскаватором производится в самоходные дробильные агрегаты различной конструкции с целью уменьшения крупности кусков породы. Для уменьшения числа передвижек забойного конвейера, а также предохранения его при взрывных работах между дробильным агрегатом и конвейером предусматривается самоходный перегружатель.

Параметры технологических схем с самоходными дробильными агрегатами приведены в табл. 12.13.

Коэффициент готовности комплекса при схеме с последовательной однолинейной структурой определяется по формуле для $k_{гк}$ (см. разд. 12.6.2.).

Таблица 12.12.
Оборудование и параметры технологических схем с конвейерным транспортом

№ схемы на рис. 12.10	Карьер, комплекс	Эксплуатационная производительность в разрыхленной массе, м³/ч	Роторный экскаватор	Перегружатель, компенсатор высоты
Карьеры Курской магнитной аномалии				
I	Стойленский К-300 №3	700—1000	К-300	—
II	ГВК-1	6600—8000	KU-800	ПВП-6600
III	ГВК-2	6600—8000	KU-800	—
IV	Михайловский "Лауххаммер"	3700—4000	SchRs-500(2 шт)	—
V	"Михайловка-1"	6600—7200	SRs-2400 35/9	ПГ
VI	"Михайловка-2"	6600—7200	SRs-2400 35/9	ПГ
Карьеры Никопольского марганцевого бассейна				
VII	Грушевский Нижний комплекс	3000—4500	ЭРГ-1600 40/10 31	—
VIII	Верхний комплекс	2000—3000	ЭРГ-400 17/1,5	ПВП-6600
IX	Северный Нижний комплекс №4	6600—7200	SRs-2400 35/9	BRs-2250/60
X	Верхний комплекс №6	6600—7200	SRs-2400 35/9	ОШ-4500/90
XI	Шевченковский Нижний комплекс №1	3000—4500	ЭРГ-1600 40/10 31	ПГ-5000/60
XII	Верхний комплекс №2	3000—4500	ЭРГ-1600 40/10 31	ОШ-4500/90
XIII	Запорожский Нижний комплекс №3	3000—4500	SchRs-1500 24/6	ARs-5000/30+23
XIV	Верхний комплекс №5	5000	ЭРГ-1600 40/7 31	BRs-5000/(765 + 35)29
XV	Чкаловский №7	5000	ЭРШР-1600 40/7	ОШ-4500/90
Карьеры горно-химического сырья				
XVI	Яворовское ПО "Сера"	6600—7200	SRs-2400 35/9	ПГ
XVII	Подорожненский комплекс	6600—7200	SRs-2400 35/9	ПГ
Угольные разрезы				
XVIII	Днепровский буроугольный бассейн "Морозовский" комплекс	5000	ЭРШР-1600 40/7	ПМК-5000
XIX	Экибастузский бассейн "Восточный" угольный комплекс	5500	SRs(K)-2000	BRs(K)-2000/65; ARs(K)-5000/95

Продолжение табл. 12.12

№ схемы на рис. 12.10	Длина конвейерной линии, км	Отвалообразователь	Масса оборудования, т	Обслуживающий персонал, чел.
	Карьеры Курской магнитной аномалии			
I	4,0	ZP-1500	2450	64
II	7,65	ZP-1500	9900	112
III	4,9	ZP-5500	9400	101
IV	4,2	ARs-4000	4500	123
V	7,9	A_2RsB-8800/110	16900	189
VI	10,1	A_2RsB-8800/110	15440	229
	Карьеры Никопольского марганцевого бассейна			
VII	—	ОШР-4500/180	5670	55
VIII	5,45	ОШ-4500/90	6360	87
IX	—	A_2RsB-8000/150	8747	86
X	4,0	A_2RsB-8800/110	12525	146
XI	—	A_2RsB-8860/110	5670	55
XII	4,0	ОШ-4500/90	9280	208
XIII	—	ОШР-4500/180	5670	61
XIV	4,6	ARs-5000/60+30	7420	177
XV	4,5	ОШР-5000/95	10300	160
	Карьеры горно-химического сырья			
XVI	5,0	A_2RsB-8800/110	12500	124
XVII	5,7	A_2RsB-8800/110	12400	130
	Угольные разрезы			
XVIII	5,0	ОШР-$\frac{5000}{95}$	9965	150
XIX	2,5—3,0	Усреднительно-погрузочный комплекс	—	—

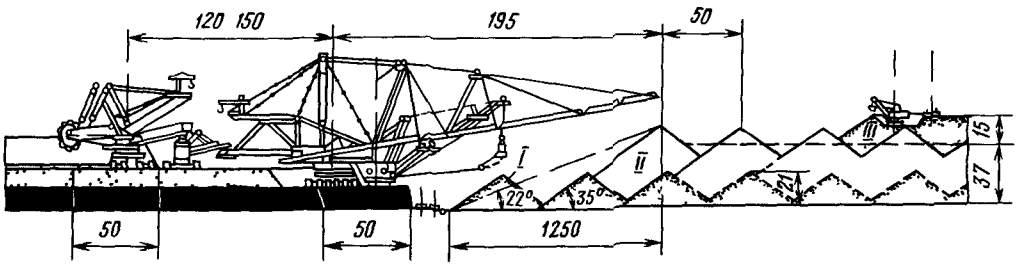


Рис. 12.11. Технологическая схема разработки угольного разреза Назаровский

Годовая производительность комплекса машин при схеме из m сходящихся ветвей, в каждой из которых n последовательно соединенных элементов (экскаватор, перегружатель, конвейеры и др.), и одной объединенной ветви из r последовательно соединенных элементов определяется в следующем порядке:

определяются мощность грузопотока каждой ветви по машине с наименьшей производительностью Q_j и коэффициент готовности машин в ветви как для последовательно соединенных элементов $k_{тj}$;

определяется аналогично коэффициент готовности машин в объединенной ветви $k_{то}$;

определяется коэффициент готовности для каждой пары — j-я сходящаяся ветвь и объединенная ветвь —

$$k_{г.кj} = \frac{1}{\frac{1}{k_{тj}} + \frac{1}{k_{т.к}} - 1}.$$

Производительность комплекса машин равна сумме грузопотоков всех ветвей с учетом $k_{г.кj}$

$$Q_г = \sum_{1}^{m} Q_j k_{г.кj}.$$

Таблица 12.13

Оборудование технологических схем разработки одноковшовыми экскаваторами с конвейерным транспортом

Предприятие, карьер	Экскаватор	Дробильный агрегат	Транспорт	Пункт приема породы	Годовая производительность, млн т/год
Центральный ГОК Карьер N°1 (порода)	ЭКГ-8И	ДПА-2000	Конвейерный (B = 2000 мм)	Отвал, ОШС-2000/60	Н д
Тургоякское рудоуправление (известняк)	ЭКГ-5А	СДА-1000 на базе дробилки ДРК-20×16 (СМД-87) с узлом предварительного грохочения	Конвейерный (B = 1200 мм)	Бункер дробильно-сортировочной фабрики	1,98
ПО "Глуховцы-каолин" Глуховский карьер (каолин-сырец)	Экскаватор типа "прямая лопата"	Самоходная дробильно-перегрузочная машина СДПМ	Конвейерный (B = 1200 мм)	Бункер фабрики	Н д

В зависимости от структуры технологической схемы разработки комплексами с конвейерным транспортом, числа машин и их надежности значения $k_{г.к}$ колеблются в широких пределах — от 0,65 до 0,85.

12.7. Технологические схемы разработки комплексами с комбинированным транспортом

12.7.1. Общие сведения

Последовательное использование двух или нескольких видов транспорта с промежуточной перегрузкой горных пород направлено на создание условий наиболее эффективной эксплуатации каждого из них.

Широкое распространение имеют сочетания автомобильно-железнодорожного (отечественный опыт) и автомобильно-конвейерного (отечественный и зарубежный опыт) видов транспорта, при которых автомобильный транспорт используется в качестве забойного, а железнодорожный и конвейерный — в качестве подъемного и магистрального.

Основными факторами, определяющими использование комплексов с комбинированным транспортом, являются глубина карьера и дальность перемещения горных пород, мощность грузопотоков, размеры и конфигурация рабочей зоны карьера, однородность качества полезного ископаемого, надежность оборудования.

Эффективность применения комплексов с комбинированным транспортом достигается за счет увеличения стационарности трасс (железнодорожный и конвейерный транспорт), сокращения дальности транспортирования (автомобильный транспорт), увеличения скорости понижения горных работ. Создание промежуточного склада горных пород определяет относительную независимость работы экскаваторно-автомобильной (забойной) подсистемы и подсистемы подъемного и магистрального транспорта, что увеличивает использование оборудования во времени, а также делает возможным усреднение качества полезного ископаемого.

Изменение затрат $З$ от глубины карьера H при использовании технологических схем разработки комплексами с комбинированным транспортом приведено на графике рис. 12.12. Практически задача решается методом динамического программирования с учетом как текущих, так и единовременных затрат на перестройку транспортной схемы и перенос перегрузочного пункта.

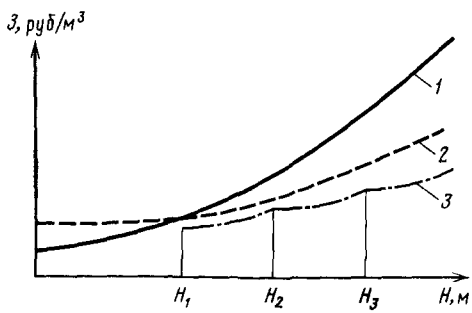


Рис. 12.12. График зависимости удельных затрат $З$ от глубины карьера H при разработке горных пород по технологическим схемам с использованием автомобильного *1*, железнодорожного *2*, комбинированного *3* видов транспорта

12.7.2. Технологические схемы разработки автомобильно-железнодорожными комплексами

Автомобильно-железнодорожные комплексы представляют собой последовательное соединение экскаваторно-автомобильных и экскаваторно-железнодорожных комплексов с разгрузкой автосамосвалов на перегрузочном пункте внутри карьера с последующей экскаваторной погрузкой в думпкары.

За счет этого сокращается дальность транспортирования автотранспортом, исключается использование забойных железнодорожных путей, перегрузочный

Таблица 12.14.
Относительный показатель глубины ввода железнодорожного транспорта

Карьер	Глубина карьера по замкнутому контуру $H_к$, м	$k_{г в}$, %	Примечание
Михайловский	180	70	Расположение съездов по одному борту
Лебединский	265	45	Расположение съездов на нескольких бортах
Сарбайский	315	87,5	То же
Коршуновский	135	50	"

пункт с аккумулирующим складом создает независимость в работе автомобильной и железнодорожной подсистем.

Глубина размещения перегрузочного пункта $h_{п п}$ зависит от глубины карьера $H_к$ и транспортной схемы и характеризуется относительным показателем глубины ввода (%) железнодорожного транспорта $k_{г в} = 100h_{п п}/H_к$ (табл. 12.14).

По мере развития горных работ перегрузочные пункты перемещаются на более глубокие горизонты, так чтобы дальность перемещения автотранспортом не превышала 1,2—1,5 км. Технологические схемы используются при разработке вскрышных пород и руд. В последнем случае склад выполняет усреднительные и подшихтовочные функции; коэффициент усреднения при использовании склада составляет 1,25—1,35.

Постоянство расположения склада в течение 2—5 лет и более, а также близость обменного пункта к складу создают условия высокопроизводительной работы экскаваторов на перегрузке.

Практика применения технологических схем с автомобильно-железнодорожными комплексами на железорудных карьерах показывает, что годовая производительность экскаваторов на перегрузочных пунктах на 1 м^3 вместимости ковша в 1,4 раза выше, чем в забоях.

При большой мощности грузопотоков организуются склады с двусторонней погрузкой экскаваторами в средства железнодорожного транспорта.

Длина площадки, необходимой для размещения перегрузочного пункта,

$$L_{п п} = 2L_п + L_{ск} + L_{ст},$$

где $L_п$, $L_{ск}$ и $L_{ст}$ — длина соответственно поезда, склада и стрелочной горловины.

Неотгружаемая часть породы на складе — "пассивный объем $b_п$" — определяется параметрами автосамосвала,

$$b_п = 2(b_д + R + L_м) + b_{пр},$$

где $b_д$, R, $L_м$, $b_{пр}$ — соответственно ширина проезжей части дороги, радиус поворота автосамосвала, длина автосамосвала, ширина предохранительной бермы.

Ширина отгружаемой части склада $b_а$ определяется радиусом черпания экскаватора на уровне его стояния. Ширина склада при двусторонней погрузке

$$B = b_п + 2b_а + 2H\mathrm{ctg}\alpha_р,$$

где H — высота склада, обычно $H = 7 \div 10$ м; $\alpha_р$ — угол откоса, градус.

Ширина площадки для размещения склада должна составлять 70—120 м. Объем склада равен 10—15-суточному расходу грузопотока и колеблется от 100 до 500 тыс. м^3.

С целью уменьшения ширины площадок уступов, а также исключения экскаваторов на перегрузке создаются перегрузочные пункты с бункерами различной конструкции. При вместимости бункера, равной вместимости думпкаров локомотивосостава, создается жесткая связь во

времени между периодом наполнения бункера (работа экскаваторно-автомобильной подсистемы) и подходом поездов под погрузку, что приводит к снижению производительности всей системы. Для выравнивания неравномерности потоков вместимость бункера должна в 1,5—1,7 раза превышать вместимость думпкаров локомотивосостава.

Технологическая схема разработки комплексами с комбинированным автомобильно-железнодорожным транспортом представляет собой последовательное соединение двух относительно независимых подсистем, сменная и суточная производительность которых не зависит один от другого благодаря наличию аккумулирующего склада горной породы.

Годовая производительность определяется для автомобильной подсистемы с n параллельно работающими на один перегрузочный пункт экскаваторно-автомобильными комплексами $Q_{\text{а}} = \sum_{1}^{n} Q_{\text{а.к}}$ и для железнодорожной подсистемы — $Q_{\text{ж}}$; годовая производительность системы равна наименьшему из двух значений $Q_{\text{а}}$ и $Q_{\text{ж}}$.

12.7.3. Технологические схемы разработки автомобильно-конвейерными и железнодорожно-конвейерными комплексами

Автомобильно-конвейерные и железнодорожно-конвейерные комплексы представляют собой последовательно соединенные экскаваторно-автомобильные или экскаваторно-железнодорожные комплексы с системой ленточных конвейеров и устройств, перегрузочных пунктов с дробилками или грохотами, промежуточных складов, отвалообразователей. Применение технологических схем с такими комплексами сокращает дальность транспортирования автотранспортом, упрощает транспортную схему, сокращает дальность транспортирования горной массы в пределах карьера за счет угла наклона конвейерной трассы 12—16°.

Перегрузочные пункты имеют приемные бункера, питатели для выравнивания грузопотока, дробилки для разрушения породы до крупности кусков, как правило, не превышающей 500 мм.

При разработке пород I и II категорий по трещиноватости дробилки не используются, так как более 90 % кусков менее 400 мм выделяется на грохотах.

Конвейерные линии сооружаются на борту карьера, если борт находится в конечном или полустационарном положении, или в наклонных стволах, находящихся за пределами контура карьера, и в квершлагах. По мере развития горных работ конвейерные линии удлиняются, перегрузочные пункты переносятся на нижние горизонты. При использовании традиционного дробильного оборудования перегрузочные пункты стационарны и перемещение их весьма затруднительно.

Технологические схемы с автомобильно-конвейерным и железнодорожно-конвейерным комплексами нашли широкое применение на рудных карьерах, где годовая мощность грузопотоков составляет (млн т):

Автомобильно-конвейерный транспорт

Оленегорский ГОК
- Руда 9,1

Стойленский ГОК
- Руда 10,9
- Вскрыша скальная 3,7

Ковдорский ГОК
- Руда 14,2

Ингулецкий ГОК
- Руда 33,0

Ново-Криворожский ГОК
- Горная масса 28,1

Северный ГОК
- Руда 15,9
- Вскрыша скальная 7,2

Центральный ГОК
- Горная масса 17,0

Полтавский ГОК
- Руда 12,7

Железнодорожно-конвейерный транспорт

Южный ГОК
- Руда 24,6

Таблица 12.15.
Машины и устройства комплексов с автомобильно-конвейерным транспортом

Предприятие, карьер Вид горной породы	Экскаватор	Оборудование автомобильного транспорта	Оборудование перегрузочного пункта	Ленточный конвейер, ширина ленты, мм
Эксплуатируемые схемы				
Оленегорский ГОК Оленегорский карьер Руда	ЭКГ-4,6 ЭКГ-8И	БелАЗ-549 БелАЗ-75191 HD-1200	ШДП-15×21 (две дробилки)	1600
Ковдорский ГОК Карьер "Железный" Руда	ЭКГ-8И	БелАЗ-549 БелАЗ-75191 HD-1200	ШПД-15×21 (три дробилки)	1600
Ингулецкий ГОК Комплекс "Восточный" Руда	ЭКГ-5	БелАЗ-549 БелАЗ-75191	ККД-1500/220	2000
Комплекс "Западный" Руда	ЭКГ-5	БелАЗ-549 БелАЗ-75191	ККД-1500/180	2000
Северный ГОК Анновский карьер Руда	ЭКГ-8И	HD-1200	ККД-1500/180	2000
Анновский карьер Порода	ЭКГ-8И	HD-1200	КВКД-1500/180	2000
Центральный ГОК Карьер №1 Руда, порода	ЭКГ-8И	HD-1200	ККД-1500/180	2000
Южный ГОК Железная руда	ЭКГ-5 ЭКГ-8И	Железнодорожный ЕЛ-1, ЕЛ-21, ПЭ-2М	ККД-1500/180	2000
Полтавский ГОК Железная руда	ЭКГ-8И	Железнодорожный ЕЛ-1, ЕЛ-21, ПЭ-2М	ККД-1500/180	2000
Стойленский ГОК Руда	ЭКГ-8И	БелАЗ-549	ККД-1500/180 (две дробилки)	2000
Навоинский ГМК Карьер Мурунтау Порода, забалансовые руды	ЭКГ-8И ЭКГ-12,5	БелАЗ-549 БелАЗ-75191	КВКД-1200 4 перегрузочных пункта 4 дробилки 4 грохота Один перегрузочный пункт	2000

Продолжение табл. 12.15

Предприятие, карьер Вид горной породы	Вид перегрузки на борту карьера	Пункт приема руды или вскрышных пород	Проектная производительность, млн т/год
Эксплуатируемые схемы			
Оленегорский ГОК Оленегорский карьер Руда	Конвейер — конвейер и конвейер — эстакадный склад	**ОФ**	13,5
Ковдорский ГОК Карьер "Железный" Руда	Конвейер — конвейер	Промежуточный склад перед ОФ	16,5
Ингулецкий ГОК Комплекс "Восточный" Руда	То же	ОФ или эстакадный склад	18,0
Комплекс "Западный" Руда	"	То же	18,0
Северный ГОК Анновский карьер Руда	"	**ОФ**	18
Анновский карьер Порода	"	Отвал	18
Центральный ГОК Карьер N°1 Руда, порода	"	"	16
Южный ГОК Железная руда	"	"	20
Полтавский ГОК Железная руда	"	"	16
Стойленский ГОК Руда	Конвейер — ж -д состав и эстакадный склад	Эстакадный склад на борту с погрузкой в ж -д транспорт	Н д
Навоиский ГМК Карьер Мурунтау Порода, забалансовые руды	Конвейер — конвейер	Два отвалообразователя ОШС4000/125	25,6

Продолжение табл. 12.15

Предприятие, карьер Вид горной породы	Экскаватор	Оборудование автомобильного транспорта	Оборудование перегрузочного пункта	Ленточный конвейер, ширина ленты, мм
Проектные схемы				
Удачнинский ГОК Карьер трубки "Удачная" Порода	ЭКГ-12,5	БелАЗ-75191	Мобильная дробильно-перегрузочная установка МДПУ-2500 с роторной дробилкой, две установки	2000
Ковдорский ГОК Карьер "Железиный" Порода	ЭКГ-8И	БелАЗ-75191	ПДПК-600 на базе дробилки ШДП-15×21, четыре комплекса	2000
АО Апатит Коашвинский карьер Порода	ЭКГ-8И	БелАЗ-75191	ПДПК-2000 на базе дробилки ККД-1500/180, два комплекса	2000
Апатит-нелефиновая руда	ЭКГ-8И	БелАЗ-75191	ПДПК-600, два комплекса	1600
Концерн Кузбассразрезуголь, разрез Бачатский Порода	ЭКГ-12,5	БелАЗ-75191	ШДП-21×25, четыре дробилки	2000
Качарский ГОК Железная руда	ЭКГ-8И	БелАЗ-549 БелАЗ-75191	ПДПК-600, два комплекса	1600
Порода	ЭКГ-8И	БелАЗ-75191	ПДПК-600, три комплекса	2000

Продолжение табл. 12.15

Предприятие, карьер	Вид перегрузки на борту карьера	Пункт приема руды или вскрышных пород	Проектная производительность, млн т/год
Проектные схемы			
Удачнинский ГОК Карьер трубки "Удачная" Порода	—	Отвал, ОШС 5000/125	31,25
Ковдорский ГОК Карьер "Железный" Порода	—	Отвал, перегружатель	16,5
АО Апатит Коашвинский карьер Порода	—	Отвал, ОШС 4000/125	26,0
Апатит-нелефиновая руда	Перегрузочный пункт, перегружатель в думпкары	АНОФ, ж д транспорт	11,5
Концерн Кузбассразрезуголь, разрез Бачатский	—	Отвал, два ОШС 4000/125	75,0
Качарский ГОК Железная руда	Перегрузочный пункт, рудный склад, ж д транспорт	ОФ	Н д
Порода	Перегрузочный пункт, ж д транспорт на отвал	Отвал, ЭКГ-12,5	Н д

Таблица 12.16.
Основные показатели работы комплекса на карьере Мурунтау

Показатели	Линия I	Линия II
Календарное время, ч	8640	8640
Время работы, ч:		
в том числе под нагрузкой	3730	3378
без нагрузки	924	106
Время запуска, ч	41	10
Технологические простои, ч	1940	1256
Время устранения отказов, ч	534	625
Плановое обслуживание, ч	1151	2455
Простои по организационным причинам, ч	316	209
Коэффициент готовности	0,92	0,88
Коэффициент технического использования	0,8	0,6
Объем перемещенной горной массы, млн $м^3$	7,37	6,32
Эксплуатационная производительность, $м^3/ч$	1583	1548

Параметры и оборудование технологических схем с автомобильно-конвейерным транспортом приведены в табл. 12.15.

При сравнительно небольших размерах бункеров приемных пунктов в схемах (100—200 $м^3$) достижение проектной производительности конвейерных установок ограничивается неравномерностью работы экскаваторно-автомобильной подсистемы (см. табл. 12.6), особенно при разработке сложноструктурных залежей.

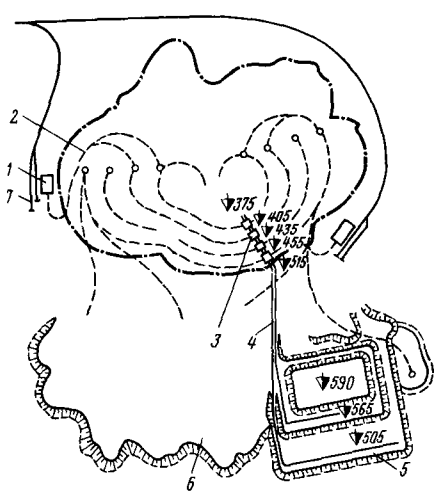


Рис. 12.13. Технологические схемы с автомобильным и с комбинированным автомобильно-железнодорожным и автомобильно-конвейерным транспортом карьера Мурунтау:
1 — перегрузочный пункт с автомобильного на железнодорожный транспорт; *2* — автомобильные дороги; *3* — перегрузочный пункт с автомобильного на конвейерный транспорт; *4* — конвейерная линия; *5* — конвейерный отвал; *6* — автоотвал; *7* — железнодорожный путь



Рис. 12.14. Динамика производительности Q ($м^3$/ч) перегрузочных пунктов в течение смены t (ч)

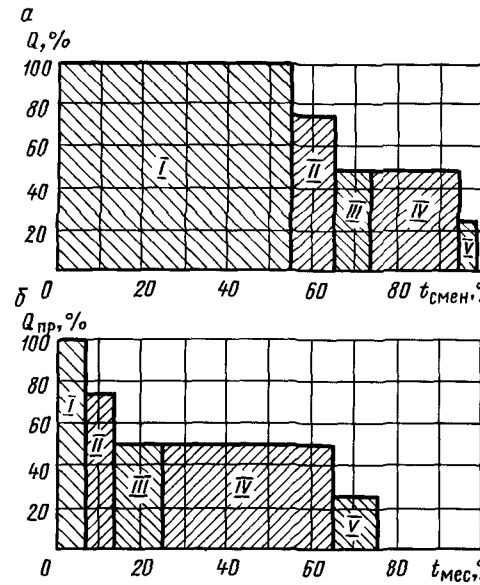


Рис. 12.15. Гистограмма календарного времени по действующим элементам технологической схемы, в числе которых четыре перегрузочных пункта (П) и две конвейерные линии (Л), в течение смены (*а*) и месяца (*б*):
I — 2Л и 4П; *II* — 2Л и 3П; *III* — 2Л и 2П; *IV* — 1Л и 2П; *V* — 1Л и 1П

Например, на карьере Мурунтау (рис. 12.13) проектная производительность конвейерной линии — 12,8 млн $м^3$/год, комплекса из двух параллельных линий — 25,6 млн $м^3$/год, фактическая же производительность комплекса составляет 12—14 млн $м^3$ (табл. 12.16), динамика загрузки перегрузочного пункта и баланс календарного времени показаны на рис. 12.14 и 12.15.

Главной причиной снижения производительности является отсутствие достаточной (1,5—2 ч работы конвейеров) аккумулирующей емкости между автомобильным и конвейерным видами транспорта (25 % простоев).

С целью загрузки конвейерного звена одна конвейерная линия выделена для перемещения породы и укладки ее в нижний ярус отвала, вторая — для перемещения забалансовых руд с укладкой их на верхний ярус.

Показатели надежности конвейерного звена Ингулецкого ГОКа приведены в табл. 12.17.

С созданием передвижных дробильно-перегрузочных комплексов (ПДПК) в модульном исполнении существенно сокращаются время и затраты на их перенос.

Применение в карьере нескольких ПДПК позволяет рассредоточить грузопотоки автомобильного транспорта на несколько концентрационных горизонтов. Перестановка ПДПК на новый концентрационный горизонт производится с помощью карьерных автосамосвалов или

Таблица 12.17.

Показатели надежности конвейерного звена Ингулецкого ГОКа

Показатели	Элемент технологической цепи		
	конвейерная линия	дробилка	перегрузочный пункт между конвейерами
Коэффициент готовности	0,95	0,97	0,99
Наработка на отказ, ч	6,15	23,4	64,6
Продолжительность восстановления, мин	20,2	32,0	23,5

специальных гусеничных тележек в течение одной-двух недель, включая и демонтаж, что повышает мобильность технологической схемы и возможность приблизить перегрузочные пункты к забоям. Перестановка ПДПК может осуществляться с помощью гусеничных транспортеров грузоподъемностью 1000 т.

Зарубежный опыт применения схем с комбинированным транспортом на рудных карьерах за последние 10 лет, а также конструкторские и проектные разработки показывают, что при разработке железо-, меднорудных, фосфатных, угольных месторождений, а также на многих карьерах нерудных полезных ископаемых в ряде стран (США, Канада, Австралия, ЮАР, Чили, Югославия и др.) получили распространение схемы с самоходными дробильными агрегатами (СДА) и передвижными дробильно-перегрузочными комплексами (ПДПК), представленными в модульном исполнении, что повышает гибкость и мобильность технологической схемы.

Производительность карьеров при этом изменяется в пределах — от 5 до 37 млн т/год. Погрузка горной массы осуществляется экскаваторами с ковшами вместимостью 3,4—12,2 м^3 в автосамосвалы грузоподъемностью 50—170 т.

Список литературы

1. Виницкий К. Е. Оптимизация технологических процессов на открытых разработках. — М.: Недра, 1976.

2. Виницкий К. Е. Управление параметрами технологических процессов на открытых разработках. — М.: Недра, 1984.

3. Под ред. М. И. Щадова. Развитие техники и технологии открытой угледобычи. — М.: Недра, 1987.

4. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть I, часть II. — М.: Недра, 1985.

5. Медников Н. Н. Моделирование процессов и технологии открытых горных разработок. — М.: МГИ, 1987.

6. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. — М.: Недра, 1982.

7. Горовой А. И. Справочник по горнотранспортным машинам непрерывного действия. — М.: Недра, 1982.

13
Комбинированная разработка месторождений полезных ископаемых

Комбинированная открыто-подземная разработка месторождений применяется для повышения эффективности их освоения путем использования технологических преимуществ как открытого, так и подземного способа. В мировой практике известны примеры комбинированной разработки рудных месторождений в США, Канаде и Австрии. В рамках б. СССР комбинированная разработка применяется при эксплуатации 41 месторождения, главным образом железорудных и руд цветных металлов.

Степень технологической взаимосвязи открытых и подземных работ (рис. 13.1) и характер ее воздействия на технико-экономические показатели приводятся в классификации комбинированной разработки месторождений (табл. 13.1). В качестве классификационного признака принята степень совмещения открытых и подземных работ во времени и пространстве, что делает сопоставимой оценку эффективности технологических схем двух способов разработки.

При одновременной разработке (группа I) выделяются наиболее благоприятные зоны месторождения для открытого и подземного способов. Преимущества комбинированной разработки здесь обусловливаются:

сокращением периода строительства и увеличением проектной мощности;

уменьшением периода окупаемости капитальных вложений;

возможностью использования транспорта карьера для перемещения руды из подземных выработок и, наоборот, возможностью использования системы подземных выработок рудника для перемещения руды и вскрышных пород;

возможностью использования выработанного пространства рудника для складирования вскрышных пород при совмещении горных работ в вертикальной и горизонтальных плоскостях, также использования зоны обрушения рудника для отвалообразования при совмещении в горизонтальной плоскости;

созданием единой системы дренажных выработок.

При совмещении во времени открытых и подземных работ (группа II) частично или полностью сохраняются перечисленные факторы. Совмещение способов разработки в вертикальной плоскости было осуществлено при эксплуатации месторождений: Медвежий ручей и Угольный ручей, Алтын-Топканское, Зыряновское (полиметаллы), Никитовское (ртуть), Расвумчорр-Цирк (апатиты) и др.; совмещение в горизонтальной плоскости было осуществлено на Северо-Шиханском, Высокогорском и Западно-Каражальском железорудных месторождениях, Тишинском полиметаллическом месторождении и др.

Последовательная открытая, а затем и подземная разработка или подземная с последующим переходом на открытую (группа III) обеспечивают полноту извлечения полезных ископаемых.

Последовательная разработка с переходом от открытого к подземному способу осуществлялась на Таштагольском, Абаканском, Лебяжинском и других, а с пере-

Таблица 13.1.
Классификация комбинированной разработки месторождений (по В.А. Щелканову)

Совмещение открытых и подземных горных работ		Использование технических возможностей	Степень технологической взаимосвязи открытых и подземных работ и характер их взаимодействия на технико-экономические показатели	
во времени	в пространстве		технологическая взаимосвязь	характер воздействия технологических особенностей
С полным совмещением (одновременная разработка)	С совмещением в вертикальной плоскости	Полное	Тесная — с совместным решением вопросов вскрытия и отработки карьерного и шахтного полей	Благоприятный
	С совмещением в горизонтальной плоскости	Среднее		
С частичным совмещением (последовательно-параллельная разработка)	С частичным совмещением в вертикальной и горизонтальной плоскостях	Слабое	Средняя — с частичным совмещением схем вскрытия и разработки карьерного и шахтного полей	Неблагоприятный
Без совмещения (последовательная разработка)		Отсутствует	Слабая — вскрытие и разработка карьерного и шахтного полей осуществляются по независимым схемам	Нейтральный

ходом от подземного к открытому — на Блявинском и Златоуст-Беловском меднорудных, Хайдарканском (ртуть) и других железорудных месторождениях.

На Коркинском разрезе одновременно велись открытые и подземные горные работы, а затем открытые работы в ранее подработанной толще. Ангренское угольное месторождение в Узбекистане отрабатывается в основном открытым способом и в небольшом объеме — подземным.

Совместное вскрытие шахтных и карьерных полей осуществляется обычно с использованием бортов карьера и его вскрывающих выработок, вертикальных и наклонных стволов, штолен для конвейерного, автомобильного или железнодорожного транспорта. Выбор варианта комбинированной отработки месторождений определяется прочностью вмещающих пород, взаимным расположением открытых и подземных выработок, а также производительностью предприятия. При выборе места заложения подземных вскрывающих выработок учитывается сейсмическое влияние массовых взрывов. Сейсмобезопасное расстояние при этом от места взрыва до подземных дренажных и транспортных выработок составляет примерно 100 м при массе заряда ВВ в одной ступени замедления не более 10 т, при уменьшении заряда ВВ минимальное расстояние может быть снижено до 30 м.

Ведение открытых горных работ непосредственно в зоне влияния подземных связано с выполнением комплекса мероприятий по обеспечению безопасных условий труда и, как правило, приводит к ухудшению технико-экономических показателей. При отработке карьером целиков по данным Блявинского рудника затраты увеличиваются до 30—50 %. Ведение открытых работ в активной зоне сдвижения требует постоянного наблюдения и ремонта дорог с увеличением затрат на эти работы по данным ЦГОКа на 10—15 %. Эксплуатация карьерных рельсовых путей и автомобильных дорог может произ-

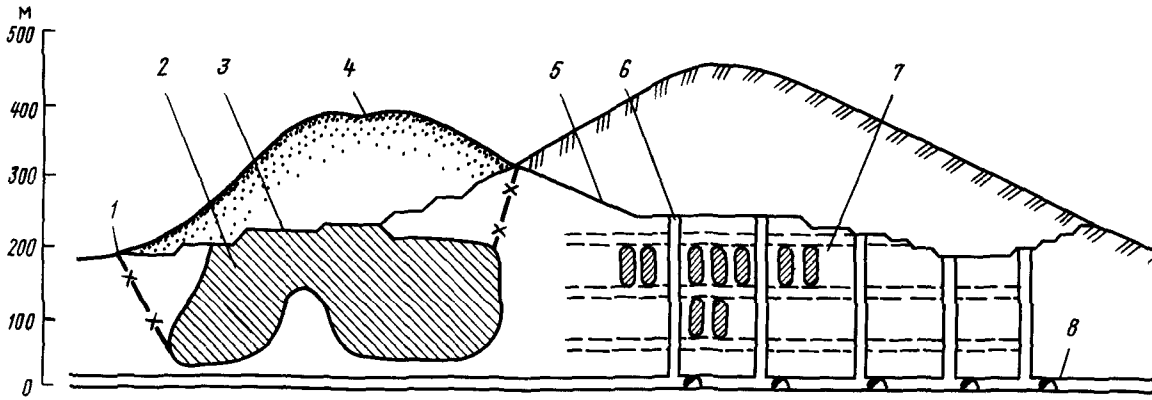


Рис. 13.1. Схема комбинированной разработки Алтын-Топканского месторождения:
1 — контур зоны обрушения; *2* — контур залежи, отработанной блоками с обрушением; *3* — контур отработанного карьера; *4* — Западный отвал; *5* — контур действующего карьера; *6* — рудоспуски; *7* — блоки, отработанные с закладкой; *8* — подземные транспортные выработки

водиться при вертикальных смещениях в массиве до 8—10 мм/сут и горизонтальных смещениях 5—6 мм/сут.

В связи с понижением горных работ и при достижении глубины 400—600 м комбинированная разработка может оказаться перспективной. На территории РФ можно выделить около 40 месторождений для эффективной совместной разработки. При погашении горных работ на угольных и рудных карьерах для доработки оставшихся запасов целесообразно использовать транспортные карьерные коммуникации.

Список литературы

1. Щелканов В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений. — М.: Недра, 1974.

2. Казикаев Д.М. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке. — М.: Недра, 1981.

3. Лось Н.Н. Научные основы комбинированной разработки угольных месторождений Севера. Новосибирск. — Наука, 1991.

14
ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

14.1. Требования к системам дренажа

При проектировании дренажа карьерного поля необходимо учитывать следующие принципиальные положения:

1. Система дренажа должна обеспечивать нормальные условия работы горнотранспортного оборудования, устойчивость откосов бортов и уступов, а также (в некоторых случаях) уменьшение влажности полезного ископаемого;

2. Должны быть обоснованы необходимость и целесообразность дренирования каждого водоносного горизонта и намечены пределы необходимого осушения. Для решения поставленных задач иногда целесообразнее отказаться от глубинного дренажа и изменить порядок отработки уступов, уменьшить угол наклона борта, пригрузить откос фильтрующим материалом и т.д.;

3. Проектирование дренажа должно быть многовариантным: перечень систем дренажа, принимаемых для технико-экономического сопоставления, должен включать все возможные рациональные системы для данных гидрогеологических, инженерно-геологических и горнотехнических условий. Оптимальная система дренажа карьерного поля должна выбираться из нескольких сопоставляемых систем на основании экономического расчета;

4. Для месторождений со сложными гидрогеологическими условиями должна обеспечиваться *взаимная* увязка горной и дренажной частей проекта, иногда дренаж не может обеспечить нормальных условий вскрытия и эксплуатации при выбранном способе ведения горных работ;

5. Все рассматриваемые системы дренажа должны базироваться на достаточно надежных результатах разведочных работ;

6. Каждая рассматриваемая система дренажа должна подкрепляться фильтрационным расчетом;

7. По данным наблюдений за осушением карьера на первых этапах должны вноситься коррективы в первоначально запроектированную систему;

8. Система дренажа должна быть увязана с требованиями водоснабжения и охраны гидросферы в прилегающем к карьеру регионе.

14.2. Типизация месторождений по условиям дренажа

В целях типизации по условиям дренажа месторождения полезных ископаемых, разрабатываемые открытым способом, могут быть разделены на три группы.

К группе А относятся месторождения, сложенные главным образом слабыми глинистыми и несвязными породами, устойчивость которых в откосах во многом обусловлена влиянием подземным вод (в том числе месторождения, горно-геологические условия которых определяются в основном перекрывающими, а не вмещающими полезное ископаемое породами). К группе Б относятся месторождения, сложенные преимущественно трещиноватыми, достаточно хорошо фильтрующими и водоустойчивыми породами. Месторождения, в сложении которых примерно в

одинаковой степени участвуют породы, характерные для групп А и Б, включены в группу В.

В зависимости от условий залегания пород месторождения группы А разделяются на два типа: А1 — сложенные горизонтально залегающими слоями пород; А2 — сложенные наклонно залегающими слоями пород.

14.3. Влияние техники дренажа на выбор системы осушения

Дренаж карьеров осуществляется с помощью систем водопонижающих скважин, оборудованных глубинными насосами; подземных систем — дренажных штреков с фильтрами и колодцами; самоизливающих и поглощающих скважин; иглофильтровых установок; прибортового дренажа; дренажных зумпфов, траншей, канав (в том числе закрытых) и т.п. Каждое из перечисленных средств дренажа наряду с определенными преимуществами имеет те или иные технико-экономические недостатки, которые ограничивают сферу его применения в конкретных гидрогеологических и горнотехнических условиях.

Преимущества систем водопонижающих скважин (оборудованных погружными насосами) сводятся к следующему: их сооружение не требует больших капитальных затрат и отличается технической простотой; скважины могут быть введены в действие сравнительно быстро; они позволяют оперативно реагировать на изменение условий дренирования месторождения.

Вместе с тем системы водопонижающих скважин имеют недостатки: малую эффективность при использовании в сравнительно слабопроницаемых породах (при коэффициентах фильтрации k менее 5 м/сут в несвязных породах и менее 1 м/сут в трещиноватых); необходимость откачки поступающих в карьер вод самостоятельными средствами; необходимость значительного обслуживающего персонала на содержание большого числа насосов, часто выходящих из строя, что затрудняет централизацию водоотвода и повышает расходы на эксплуатацию системы.

К преимуществам подземных систем дренажа следует отнести высокую степень централизации водоотлива; возможность использования как в хорошо проницаемых, так и в сравнительно слабо проницаемых породах (коэффициент фильтрации k = 1÷5 м/сут); упрощение организации внутрикарьерного водоотлива и относительно низкую стоимость эксплуатации.

Недостатки подземных систем дренажа: проходка дренажных штреков в сложных гидрогеологических условиях сопряжена с большими техническими трудностями и требует предварительного снижения напоров, для чего проходится большое число специальных водопонижающих скважин; прорыв воды нередко приводит к выходу из строя всей системы дренажа на длительные сроки; продолжительность создания системы измеряется несколькими годами, поэтому в период строительства и на первых этапах эксплуатации карьера чаще всего используются системы водопонижающих скважин и средства открытого водоотлива; подземная система не позволяет быстро реагировать на те или иные изменения гидрогеологических условий карьерного поля.

Эффективность подземных систем дренажа может быть повышена повсеместным внедрением комплексной механизации проходки дренажных выработок и бурения из дренажных штреков горизонтальных, наклонных и восстающих скважин большой длины (до 100 м и более), усовершенствованием конструкции фильтрующей части сквозного или забивного фильтра, бурением сквозных фильтров без обсадки (в относительно устойчивых породах) и широким применением методов интенсификации процесса осушения. Однако в целом перспективы их использования при открытой разработке гораздо уже, чем водопонижающих скважин.

Самоизливающие скважины применяются для снятия напоров в подошве карьера и в прибортовой зоне, а также в почве

дренажной выработки. При сравнительно невысоких напорах самоизливающие скважины, пройденные в мелкозернистых и пылеватых породах, быстро выходят из строя вследствие кольматации. В этих случаях эффективность их может быть повышена увеличением диаметра и усовершенствованием методов гравийной засыпки.

Поглощающие скважины, перепускающие воду с одного горизонта (с большими напорами) на другой, могут использоваться только при соблюдении определенных соотношений параметров дренируемого горизонта и поглощающего пласта (проводимость первого намного меньше, чем второго). При их сооружении во избежание кольматации требуются особенно тщательный подбор фильтров и длительная прокачка.

Иглофильтровые установки — ряд фильтров, подключенных к общему вакуумному насосу, — используются обычно в качестве временного локального средства дренажа. Преимущества их заключаются в высокой мобильности, простоте установки, достижении высокого коэффициента заслона, возможности использования в породах со сравнительно малыми коэффициентами фильтрации. Однако возможная глубина откачки (для легких иглофильтров) не превышает 6 м. Широкому применению на карьерах иглофильтровых установок наряду с ограничениями горнотехнологического характера препятствует относительно высокая стоимость их эксплуатации.

Прибортовой дренаж в виде дренажной пригрузки с водоотводной канавой является эффективным средством предотвращения фильтрационных деформаций на нерабочих откосах. Однако для качественного его выполнения необходимо применение ручного труда. Кроме того, для устройства дренажных призм требуются местные строительные материалы определенного гранулометрического состава. Условия использования прибортового дренажа могут быть расширены внедрением специальных сборных конструкций из фильтрующих плит.

Открытый дренаж (водоотлив) из дренажных зумпфов и траншей широко используется для осушения карьерных полей. Ограничения на его применение обусловлены требованиями горнотехнологического характера и степенью устойчивости пород к фильтрационным деформациям. Область использования этой системы может быть расширена внедрением различных типов фильтрующих блоков для крепления дренирующих откосов выработок в песчаных породах.

Самотечные горизонтальные скважины, пройденные из карьера, могут широко использоваться для дренажа как нерабочего, так и рабочего борта. Осушительный эффект горизонтальных скважин оказывается гораздо выше, чем вертикальных; при расстоянии между дренами равном их длине коэффициент "заслона" составляет более 90 %.

Использование *водонепроницаемых завес* весьма перспективно, особенно для предотвращения поступления воды из близлежащих водотоков (водоемов), а также в тех случаях, когда использование обычных методов осушения приводит к региональному истощению водоносных пластов, нарушению нормальных условий водоснабжения прилегающего района или загрязнению подземных вод. В экологическом плане это — наиболее перспективное средство защиты карьеров и шахт от подземных вод, хотя стоимость его относительно велика.

14.4. Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А1

К группе А1 относятся месторождения, в строении которых основную роль (с точки зрения влияния подземных вод и дренажа) играют слабые горизонтально залегающие песчано-глинистые породы (например, месторождения богатых руд КМА, Никопольского марганцеворудного и Днепровского угольного бассейнов).

14.4.1. Целесообразные пределы дренажа

При горизонтальном залегании перемежающихся водоносных и водоупорных

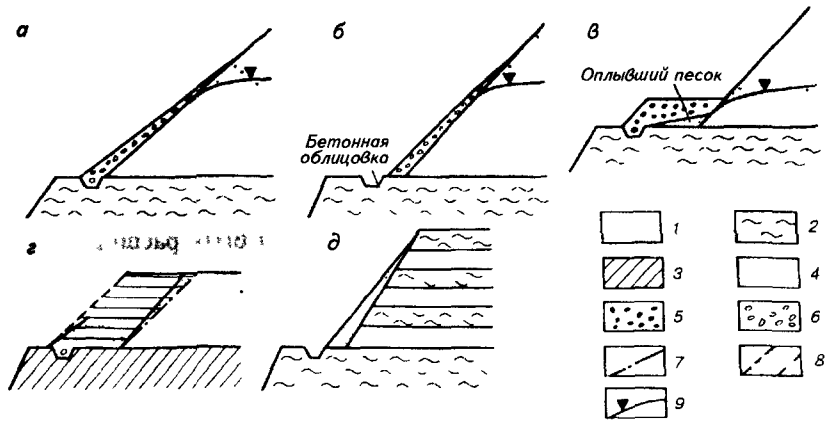


Рис. 14.1. Схемы дренажных пригрузок:
1 — пригружаемый грунт, *2* — водоупор, *3* — полезное ископаемое, *4* — песок пригрузочной призмы, *5* — гравийно-щебеночный материал, *6* — грубообломочный материал, *7* — генеральная линия борта, *8* — прирост объема земляных работ за счет пригрузки, *9* — уровень подземных вод

слоев горных пород полный дренаж гравитационной воды практически невозможен, поэтому при проектных проработках необходимо прежде всего установить пределы допустимого высачивания вод на поверхность откосов по основным водоносным горизонтам и определить необходимый коэффициент перехвата (заслона) подземного потока дренажной системой.

При этом учитывается, что:

на месторождениях рассматриваемого типа водоносные породы склонны к фильтрационным деформациям (исключение составляют лишь гравийно-галечные отложения). Этими деформациями в основном и определяется необходимый предел дренажа песчаных пород, если они не могут быть предотвращены другими мероприятиями при меньших затратах;

для водоносных горизонтов, вскрытых карьером на полную мощность, горизонтальное залегание предопределяет возможность проскока подземных вод в карьер между дренажными устройствами. Отсюда следует невозможность устранения набухания глинистых пород, подстилающих водоносный горизонт;

в большинстве случаев желательно снижение влажности полезного ископаемого или предотвращение дополнительного его увлажнения;

на месторождениях рассматриваемого типа часто залегают водоносные породы, практически не поддающиеся осушению обычными средствами (например, опесчаненые глины, глинистые пески, многие разновидности бурого угля с коэффициентами фильтрации менее 0,5 м/сут); в этих породах ощутимый эффект можно получить лишь при использовании горизонтальных открытых дрен или при дренаже непосредственно открытыми горными выработками.

14.4.2. Дренаж нерабочего борта карьера

Основные задачи дренажа нерабочего борта — устранение фильтрационных деформаций в пределах промежутков высачивания подземных вод и обеспечение стока с предохранительных и транспортных берм. Универсальным способом сохранения устойчивости нерабочих уступов является горизонтальный прибортовой дренаж (рис. 14.1, *а*, *б*, *д*) — гравийно-щебеночная призма в сочетании с водоприемной канавой, проходимой с уклоном к местному внутрикарьерному водосбор-

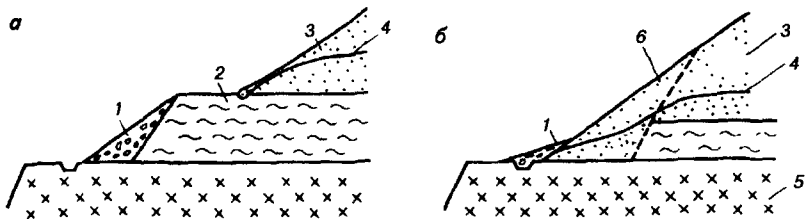


Рис. 14.2. Схема пригрузки нерабочих уступов, сложенных породами с низкой проницаемостью:
а — пригрузка щебнем; *б* — пригрузка песком; *1* — пригрузочная призма из щебня; *2* — супесчаные породы; *3* — пески; *4* — уровень подземных вод; *5* — кристаллические породы; *6* — пригрузочная призма из песка

нику. В канаве укладываются дренажные трубы. В районах с низкими зимними температурами дренаж дополнительно отепляется слоем песка.

Если среди вскрышных пород имеются средне- или крупнозернистые пески, то их также можно использовать в качестве пригрузочного материала (рис. 14.1, *в*, *г*). Такая форма пригрузки целесообразна в трех случаях: 1. Когда трудно зачистить откос и пригрузочный материал отсыпается непосредственно на оплывший откос; 2. Когда откос в пределах промежутка высачивания пригружается отвалами; 3. Когда необходимо увеличить проезжую часть бермы.

При наличии пород с низкой водопроницаемостью типа супесей и легких суглинков схема прибортового дренажа упрощается: уступ пригружается слоем песка или щебня толщиной 1—2 м, предохраняющим породы от оплывания и оползания (рис. 14.2, *а*). При малой мощности слабопроницаемых пород пригрузка может осуществляться за счет вышележащих песков (рис. 14.2, *б*).

При отсутствии на месте материала для устройства дренажной призмы, а также при больших колебаниях отметок кровли водоупора, затрудняющих самотечный водоотвод, прибортовой дренаж может быть заменен горизонтальными скважинами. Скважины глубиной 30—40 м и более можно бурить как перпендикулярно к линии простирания борта, так и под углом к ней. Расстояние между скважинами примерно равно их глубине. Для водообильных водоносных горизонтов, когда из-за больших притоков к откосу его трудно зачищать, наиболее рационально сочетание прибортового дренажа с горизонтальными скважинами.

При необходимости дренирования многослойной толщи неустойчивых водоносных пород, когда ожидается высачивание вод на нескольких горизонтах борта, целесообразнее подземная система осушения, которая позволяет наиболее просто организовать централизованный водоотлив.

Необходимо учитывать два момента, связанных с проектированием горных работ: 1. Ввиду того, что на нерабочем борту надежный дренаж создается обычно проще и дешевле, чем на рабочем, следует по возможности располагать нерабочий борт со стороны основного потока вод; 2. Организация дренажа и водоотвода на нерабочем борту существенно упрощается, когда отметка подошвы водоносного горизонта совпадает с отметкой нерабочей бермы.

14.4.3. Дренаж рабочего борта карьера

Со стороны рабочего борта дренаж должен наряду с устойчивостью откосов обеспечивать нормальные условия для работы горнотранспортного оборудования. Кроме

того, нередко возникает необходимость снижения влажности полезного ископаемого.

Основой для выбора системы дренажа рабочего борта служат расчетные удельные притоки q на 1 м его протяженности. Их значения можно ориентировочно определить по формулам, приведенным в разд. 14.9.

Если удельный приток не превышает критического значения q_0 для данного типа оборудования, то наиболее эффективен открытый дренаж: вода может поступать в канавы непосредственно на рабочих площадках. Под критическим понимается такое значение притока на 1 м протяженности фронта работ, при котором масштабы фильтрационных деформаций (длины языков оплывания) оказываются предельно допустимыми для данного типа горного оборудования и выбранной схемы отработки уступов. Так, если почва водоносного горизонта совпадает с рабочей площадкой, то критический приток определяют расчетным путем исходя из допустимой длины языка оплывания $l_{опл}$.

В качестве ориентира при использовании мехлопат и многоковшовых экскаваторов рекомендуются следующие значения предельных притоков q_0 ($м^3$/сут на 100 м откоса): 20 — пылеватые пески, 40 — тонкозернистые, 100 — мелкозернистые, 150—200 — среднезернистые, 300—400 — крупнозернистые. Для драглайнов и роторных экскаваторов допустимые притоки воды существенно выше и зависят от параметров машин.

Если почва водоносного горизонта "подрезана" уступом, то приведенные значения критических расходов воды должны быть уменьшены в 1,5—2 раза. Если же в фильтрующих породах подземные воды принимаются не непосредственно забоем, а дренажной траншеей (канавой), пройденной на площадке рабочего уступа, то указанные расходы могут быть увеличены в 2—3 раза. По мере подвигания забоя проходят новые траншеи, расстояние между которыми определяется шириной заходки экскаватора, а также расчетным положением депрессионной кривой. Особенно эффективна такая схема дренажа при отработке слабопроницаемых (k < 1 м/сут) пород.

Применение открытого дренажа относится к месторождениям, расположенным в районах с умеренными зимними температурами. Если средняя температура трех наиболее холодных месяцев оказывается в интервале от — 25 до — 30°С, то возможности использования открытого водоотлива сокращаются, так как при низких температурах свободное высачивание воды на откос приводит к образованию наледей.

Если прогнозные притоки в карьер превышают критические значения, то для их уменьшения необходим глубинный дренаж. Наиболее часто конкурирующими при технико-экономическом сопоставлении вариантов глубинного дренажа пород рабочего борта являются системы водопонижающих скважин и подземные системы осушения.

Водопонижающие скважины целесообразно использовать для *длительной* эксплуатационной откачки вод из песчаных пород при глубине откачки не более 200 м и коэффициентах фильтрации более 3—5 м/сут (если требуется лишь снижение пьезометрических уровней напорного пласта без его осушения, то скважинный дренаж эффективен и при меньших значениях коэффициента фильтрации); в остальных случаях экономичней подземная система осушения (в том числе и при коэффициентах фильтрации 1—5 м/сут).

Дренажные выработки должны располагаться в виде контурных систем, параллельных фронту работ. Первоначальное расстояние от дренажного контура до борта определяют с учетом скорости подвигания фронта работ, чтобы обеспечить нормальные условия для эксплуатации оборудования в течение нескольких лет. Для водопонижающих скважин это расстояние равно 4—5-кратной величине годового подвигания фронта работ (исходя из среднего срока службы водопонижающих скважин); для подземной системы осушения расстояние может быть увеличено в 1,2—1,5 раза.

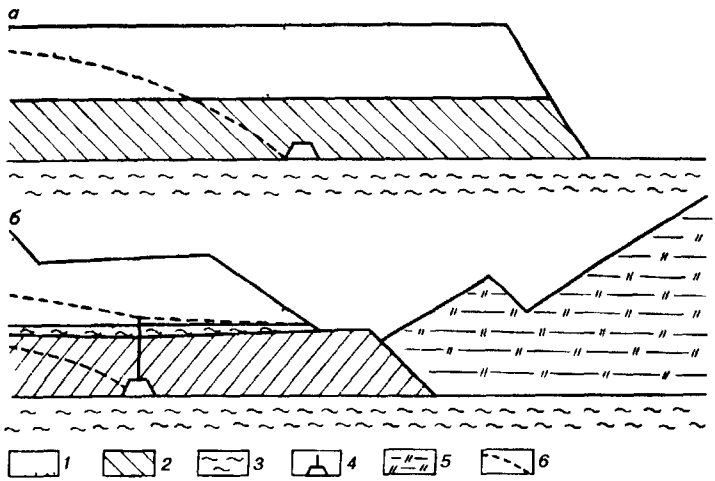


Рис. 14.3. Схема к оценке эффективности дренажных штреков при осушении пласта полезного ископаемого (*а*) и при работах с временной подвалкой (*б*):
1 и *5* — породы соответственно вскрыши и отвала, *2* — полезное ископаемое, *3* — водоупорные породы почвы, *4* — забивной фильтр, *6* — депрессионная кривая

При благоприятных для поглощения условиях, когда горизонт с максимальной проводимостью находится в нижней части осушаемой толщи, для осушения верхних горизонтов предпочтительней поглощающие скважины.

Расстояние между скважинами (фильтрами) определяется с учетом расчетного удельного притока q и допустимого (критического) удельного притока к откосу q_0. Так как с развитием фронта работ периметр карьера постепенно увеличивается, а удельный приток уменьшается, количество воды, попадающей в карьер извне, возрастает, а расстояние между скважинами внешнего контура соответственно увеличивается.

Вода, профильтровавшаяся к откосу между скважинами дренажного контура, может приниматься открытыми дренами, а временно — иглофильтровыми установками, которые удобны при дренаже наиболее обводненных участков.

14.4.4. Дренаж пласта полезного ископаемого

При достаточной проницаемости пород почвы пласта полезного ископаемого можно использовать открытые дренажные траншеи в основании добычного уступа или водопонижающие скважины и колодцы, пройденные в подошве карьера. При наличии водоупорных пород в почве продуктивного пласта для его дренажа используют контурные системы дренажа, пройденные на рабочем борту для осушения вскрышных пород, причем в условиях подземной системы дренажа штрек целесообразнее проходить по продуктивному пласту (рис. 14.3, *а*). следует стремиться к сокращению удельных притоков к откосу по сравнению с приведенными (см. разд. 14.4.3.) критическими значениями. Это особенно важно при ведении работ с временной подвалкой обводненного пласта полезного ископаемого (рис. 14.3, *б*), когда необходимо попутно обеспечивать устойчивость отвалов, а организация водоотвода в подошве карьера существенно затруднена из-за ограниченности свободного пространства.

При транспортной схеме работ целесообразно оставлять "недобор" в основании продуктивного пласта, что позволит применять открытый дренаж В районах с низкими зимними температурами такая

схема позволяет отрабатывать нижнюю, обводненную, часть продуктивного пласта в летний период.

Если проводимость пласта полезного ископаемого существенно ниже, чем проводимость перекрывающих его водоносных пород, то осушительные устройства следует использовать лишь для дренажа контактирующих с полезным ископаемым водоносных слоев, сочетая глубинный дренаж с открытым. При резко выраженной волнистости кровли пласта полезного ископаемого надо сократить объем открытого водоотлива, заложив на пониженных участках дополнительные ряды скважин, сквозных или забивных фильтров; в частности, дренажные выработки на таких участках можно проходить непосредственно из карьера.

Несмотря на проходку большого объема дополнительных дренажных выработок, над полезным ископаемым повсеместно остается зона водонасыщенных пород, и очень часто сам карьер оказывает на пласт, перекрывающий полезное ископаемое, гораздо больший дренирующий эффект. Роль дренажа водоносных пород, контактирующих с полезным ископаемым, сводится в этих условиях к тому, что он позволяет предотвратить дополнительное увлажнение пласта полезного ископаемого, обусловленное уменьшением нагрузки на него вследствие выемки перекрывающих пород и последующего набухания. Максимальный эффект достигается снижением напоров в водоносном горизонте, подстилающем пласт полезного ископаемого, а также полным осушением повышенных участков кровли этого пласта.

Все дренажные мероприятия, направленные на уменьшение влажности полезного ископаемого, эффективны лишь при условии правильно организованного внутрикарьерного стока.

14.4.5. Дренаж разрезной траншеи

При проходке разрезной траншеи подземные воды особенно сильно влияют на устойчивость откосов и условия работы горнотранспортного оборудования из-за высоких удельных притоков и заметного развития фильтрационных деформаций. Поэтому дренажные работы в период строительства карьера следует проводить с максимальной интенсивностью.

Вскрытие с помощью экскаваторов. Если расчет притоков воды в разрезную траншею показывает, что удельные притоки превышают критические значения по крайней мере в течение 1,5—2 лет (считая от момента вскрытия водоносного горизонта), то целесообразнее проводить предварительное осушение с помощью контурных систем водопонижающих скважин. Если удельные притоки не превышают критических значений, то для откачки поступающих к откосу вод могут использоваться средства открытого водоотлива.

Для водоносных горизонтов большой мощности (30—40 м и более) на первых этапах вскрытия можно ориентироваться на условие полного устранения высачивания воды в карьере путем поддерживания уровня воды ниже дна разрезной траншеи. В тех случаях, когда породы висячего и лежащего боков образуют единый водоносный горизонт, это условие обычно выполняется в течение всего строительного периода.

После вскрытия водоносного горизонта осуществляется постепенный переход к дренажным системам, предусмотренным на период эксплуатации. При этом в первые годы эксплуатации (особенно со стороны рабочего борта) можно использовать те же дренажные системы, что и в период строительства.

При экскаваторной выемке пород часто возможна их отработка и без предварительного дренажа с использованием только открытого водоотлива. Это относится к тем случаям, когда породы, подлежащие дренированию, характеризуются малыми коэффициентами фильтрации (обычно менее 3 м/сут) или образуют единый водоносный горизонт без разделяющих водоупорных слоев.

Вскрытие обводненных толщ экскаваторами без предварительного дренирования может осуществляться с помощью пе-

редовых дренажных траншей, создаваемых драглайнами в подошве карьера. При этом минимальные размеры траншей выбирают с таким расчетом, чтобы на каждом этапе строительства развитие фильтрационных деформаций не превышало допустимых пределов.

Использование средств гидромеханизации целесообразно при вскрытии обводненных рыхлых пород, образующих один мощный водоносный горизонт: в этих условиях они позволяют вообще отказаться от глубинного дренажа или существенно его сократить.

Особенности вскрытия высоконапорных водоносных горизонтов. Напоры должны быть предварительно снижены до значений, исключающих прорыв. Если же мощность водоносного горизонта сравнительно невелика, то можно отказаться от длительного предварительного дренажа. Для водоносных горизонтов, приуроченных к сравнительно слабо проницаемым (коэффициент фильтрации водоносных пород k < 1—2 м/сут) породам, в которых дренаж с помощью обычных технических средств малоэффективен, устранение опасности прорыва путем предварительного водопонижения нецелесообразно при любой их мощности. Если объем водоприемного зумпфа в подошве разрезной траншеи соответствует ожидаемому суммарному притоку и насосное оборудование подобрано правильно, то вскрытие напорного горизонта карьером не вызывает опасений.

14.5. Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А2

К месторождениям группы А2 прежде всего относятся угольные месторождения Урала, Сибири и Дальнего Востока, характеризующиеся наклонным залеганием угленосных толщ умеренно метаморфизованных осадочных пород — песчаников, алевролитов, аргиллитов, углей и др.

Основная особенность осушения месторождений с таким залеганием слоев — возможность полного стока к дренажам подземных вод по наклонному водоупору, и, как следствие этого, устранение высачивания воды в откосах рабочих уступов при перемещении фронта работ по падению пластов; при прочих равных условиях скорость дренирования тем выше, чем больше угол падения.

В то же время под влиянием напорных вод в лежачем боку происходят крупные глубинные оползни нерабочих бортов и внутренних отвалов, причем решающее влияние на возникновение оползней такого рода оказывает не водообильность горизонта, а величина напора в нем. Допустимое значение остаточного напора определяют расчетным путем по условию устойчивости пород лежачего бока.

Исходя из сказанного, в породах висячего бока и в пласте полезного ископаемого обычно эффективен опережающий дренаж со стороны рабочего борта. Для этого чаще всего целесообразна линейная система водопонижающих скважин. Первоначальное расстояние от ряда скважин до карьера следует принимать равным 5—7-летнему подвиганию фронта работ. При синклинальном залегании пород и сравнительно малых размерах угленосной мульды (до 2—3 км в поперечнике) скважины следует располагать по ее оси. Число скважин, необходимое для полного устранения выхода воды в карьер, примерно обратно пропорционально углу падения слоев.

При малых углах падения (3—5° и менее), а также при работах по восстанию пласта полезного ископаемого более эффективной может оказаться подземная система осушения — линейный штрек, пройденный по продуктивной толще и при наличии в ней водоупорных прослоев сочетающийся со сквозными фильтрами или восстающими и горизонтальными скважинами. Первоначальное удаление дренажного штрека от борта может приниматься равным 8—10-летнему подвиганию фронта работ.

Для дополнительного осушения продуктивного пласта могут использоваться дренажные штреки и горизонтальные скважины, пройденные из карьера.

Применение в широких масштабах открытого дренажа пород висячего бока рекомендуется лишь при работах по восстанию пласта или крутом падении водоносных слоев. Он осуществляется, как прави-

ло, непосредственно откосами открытых горных выработок.

В породах лежачего бока целесообразно предварительное снижение напора на первых этапах строительства карьера, что связано с обеспечением устойчивости борта и внутренних отвалов. Для снижения напоров можно использовать те же скважины, что и в породах висячего бока, а также обособленные системы самоизливающих или водопонижающих скважин, пробуренных параллельно фронту работ с подошвы карьера. Для дренажа водоносных пород, залегающих непосредственно в почве отрабатываемого пласта, можно использовать открытые траншеи.

По мере углубления и расширения карьера можно успешно использовать водопонижающие и наклонные самоизливающие скважины, проходимые с площадок уступов и с подошвы карьера. В сочетании с открытыми водосборниками в карьере они позволяют наиболее четко увязать систему осушения с локальными гидрогеологическими структурами и отказаться от проходки подземных дренажных выработок. Однако, в условиях крутого падения вертикальные скважины оказываются достаточно эффективными лишь в мощных водоносных слоях, не имеющих промежуточных водоупорных пропластков. В противном случае осушение пород лежачего бока должно базироваться на самоизливающих наклонных скважинах, пройденных из карьера, а пород висячего бока — на открытом дренаже (если он допустим по условиям выемки полезного ископаемого) или на системах подземных дренажных выработок, так как при проходке их вкрест простирания может быть пересечено большое число водоносных слоев. В тех же целях целесообразно из дренажных выработок, ориентированных по простиранию слоев, проходить горизонтальные и наклонные скважины.

14.6. Дренаж карьерных полей месторождений группы Б

К группе Б относятся месторождения, приуроченные к водоустойчивым скальным и полускальным породам, например, многочисленные рудные месторождения Урала, Казахстана и Средней Азии.

Основная особенность крепких и средней прочности трещиноватых пород — их слабая изменчивость в откосах под влиянием воды, вследствие чего допустимо ее свободное высачивание в открытые горные выработки. Другая важная особенность — сильная неоднородность трещиноватости (проницаемости) пород даже в пределах одного геологоструктурного комплекса.

Перечисленные особенности значительно ограничивают эффективность глубинного дренажа на месторождениях этого типа; чаще всего здесь технически и экономически целесообразен открытый дренаж. Водоносные породы в большинстве случаев вскрываются карьером при отсутствии высоких напоров в породах висячего бока, а прорыв при правильной организации работ редко приводит к катастрофическим последствиям, так как в карьере имеется большое водоприемное пространство. Влияние воды на ведение буровзрывных работ также не может считаться определяющим показателем для отказа от открытого дренажа: оно может быть устранено изменением технологии этих работ.

На многих месторождениях рассматриваемого типа величины притоков подземных под в зависимости от количества атмосферных осадков резко изменяются во времени; основное значение на этих месторождениях имеют мероприятия по организации поверхностного стока.

Применение открытого дренажа (часто вместе с локальным глубинным) неизбежно при осушении пород, содержащих большое число водоносных зон, гидравлически слабо связанных друг с другом, когда невозможно заранее достаточно точно определить расположение обводненных участков. Если в этом случае имеются весьма водообильные зоны, то открытый дренаж должен быть организован достаточно надежно. Так, объем водоприемников (зумпфов) следует выбирать со значительным запасом, а для более эффектив-

ного прогноза притоков необходимо бурение опережающих скважин непосредственно из забоя.

При встрече участков повышенной обводненности следует проводить локальное глубинное водопонижение скважинами, проходимыми с подошвы карьера. Такой локальный дренаж целесообразен в трех случаях: 1. При наличии выявленных предварительными изысканиями зон с резко повышенной обводненностью или проницаемостью (зоны тектонического дробления, закарстованных пород и т.д.); 2 Когда в прибортовой зоне концентрируются высокие напоры, обусловленные наличием вертикальных или наклонных водоупорных образований; 3. При возможности полного осушения вскрышной толщи и полезного ископаемого малым числом водопонижающих скважин, пробуренных в подошве карьера.

Специфичными являются условия дренажа *разрезной траншеи:* притоки в карьеры, вскрывающие трещиноватые породы, часто максимальны в период строительства. Так как трещиноватые породы чаще всего отличаются небольшими естественными запасами вод и хорошо дренируются, то во многих случаях следует ориентироваться на глубинный дренаж разрезной траншеи, осуществляемый параллельно с ее проходкой. Для этого могут использоваться водопонижающие скважины, пройденные на участке разрезной траншеи (с поверхности или с берм), причем можно ограничиться небольшим числом скважин — порядка трех-пяти, а иногда и меньше. Необходимое число скважин можно определять расчетным путем, задавая положение уровней ниже дна траншеи.

Особое место среди твердых водоносных пород занимают карбонатные, которые во многих случаях характеризуются повышенной трещиноватостью и закарстованностью, большими ресурсами подземных вод. Поэтому карбонатные породы нередко целесообразно дренировать системами водопонижающих скважин и в эксплуатационный период.

Наоборот, в породах, обладающих сравнительно слабой трещиноватостью, разрезную траншею можно проходить без глубинного дренажа. В этом случае откачка воды ведется из открытых водоприемников, расположенных в подошве разрезной траншеи.

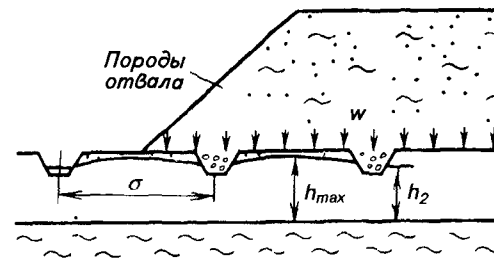


Рис. 14.4. Схема систематического дренажа основания отвалов:
h_2 — уровень воды в канавах, h_{max} — максимальный уровень грунтовых вод после проведения дренажных работ, W — инфильтрация, σ — расстояние между канавами

14.7. Дренаж внутренних отвалов и подошвы карьера

Основные мероприятия по обеспечению устойчивости внутренних отвалов песчаноглинистых пород — это организация водоотвода в подошве карьера и дренаж основания отвалов (для предупреждения дополнительного увлажнения отсыпаемых пород) или снижение напоров в подошве карьера.

Если водоносный пласт залегает непосредственно в подошве карьера, то наиболее целесообразен систематический дренаж: в выработанном пространстве проходятся канавы-осушители (рис. 14.4) вдоль фронта работ с уклоном к канавам-собирателям, которые располагаются перпендикулярно к фронту на наиболее низких участках выработанного пространства и обеспечивают сток воды к водосборникам. Глубина канав-осушителей зависит от требуемого снижения уровней и принятого расстояния между ними; обычно она не превышает 3 м. Расстояние между канавами-осушителями принимается

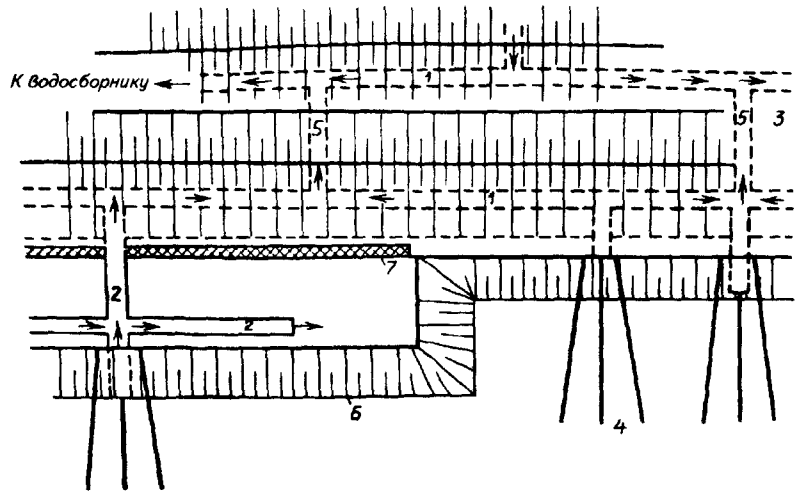


Рис. 14.5. Схема дренажа основания отвалов:
1 — продольные канавы; *2* — штреки; *3* и *7* — угольный соответственно целик и пласт; *4* — горизонтальные скважины, *5* — поперечные канавы; *6* — рабочий уступ

равным ширине экскаваторной заходки. Для сохранности канавы заполняют фильтрующим материалом или в них укладывают трубы; во избежание заиливания их прикрывают слоем песка мощностью 0,5—1 м.

Организация систематического дренажа заметно осложняется при бестранспортной системе разработки с частичной подвалкой нижней, наиболее обводненной части разрабатываемого пласта полезного ископаемого. В этом случае дренажные канавы следует проводить сразу вслед за экскаватором и засыпать дренажным материалом (рис. 14.5).

При отсыпке отвалов на водоупорное основание дренажные мероприятия в подошве карьера необходимы лишь при наличии под водоупором напорного горизонта, заметно влияющего на устойчивость отвалов. Дренаж осуществляется трубчатыми водопонижающими колодцами (самоизливающими или оборудованными насосами), которые располагаются в выработанном пространстве параллельно линии отвалов и обновляются по мере подвигания фронта работ.

Если снижение напоров не требуется, то ограничиваются организацией водоотвода в подошве карьера с помощью неглубоких канав, которые перед засыпкой отвалами заполняют дренажным материалом.

Для ускорения консолидации основания и глинистых пород отвалов нередко необходимы специальные мероприятия, снижающие избыточное поровое давление: селективная отсыпка вскрышных пород (для создания в отвале отдельных фильтрующих прослоев), устройство дренажных насыпей из гравия (щебня) или сплошных песчаных подушек в основании отвалов (мощность песчаного слоя может приниматься 50—80 см). При отсыпке отвалов на скальных или полускальных породах дренирующий слой может быть создан путем рыхления основания буровзрывным способом.

Для уменьшения инфильтрации атмосферных осадков следует выравнивать поверхность отвалов на участках, прилегающих к откосу.

14.8. Организация поверхностного и внутрикарьерного стока

Регулирование поверхностного стока дождевых, талых и технических вод должно производиться в пределах карьера и прилегающей к нему полосы на расстоянии не менее 200 м при наличии слабопроницаемых покровных отложений и 400—300 м при отсутствии таковых.

При наклонном залегании пород мероприятия по регулированию поверхностного стока должны с максимальной интенсивностью проводиться на прилегающих к карьеру участках выходов водоносных пластов на поверхность. На месторождениях группы Б, при малой мощности покровных отложений глинистого состава, регулирование поверхностного стока приобретает особое значение, так как поступление атмосферных или талых вод может привести к быстрому подъему уровней в трещиноватых породах.

Мероприятия по регулированию поверхностного стока включают устройство нагорных и водоспускных канав, планировку территории вокруг карьера (с приданием поверхности уклона в сторону нагорных канав) и площадок уступов. Уклоны, придаваемые канавам, должны гарантировать отсутствие эрозионного размыва. На откосах уступов через каждые 200—300 м необходимо предусматривать ливнестоки.

Система отвода дождевых, талых и технических вод должна увязываться со всей системой дренажа и внутрикарьерного водоотлива. При этом в ряде случаев целесообразно применение единых водоотливных средств путем использования общих водосборников и насосов, устройства перепускных скважин из карьера (на подземные дренажные выработки) и т.д.

Мероприятия по организации внутрикарьерного стока должны, в первую очередь, предотвращать свободное стекание высачивающихся вод по откосам бортов карьера. Несоблюдение этого требования приводит к развитию различного рода деформаций, начиная с размыва откосов и кончая оползнями уступов набухающих глинистых пород. Кроме того, стекающая вода, скапливаясь на площадках добычных уступов и в основании, дополнительно увлажняет полезное ископаемое.

Вытекающие на откос воды должны поступать в водосборники по специальным отводным устройствам (закрытые и открытые канавы, трубопроводы и т.п.). Для централизации водоотлива иногда целесообразно создание специальных водоотводных выработок под подошвой карьера, на которые из отдельных открытых водосборников бурят водосбросные скважины. Необходимость в этом возникает часто при наличии внутренних отвалов (в частности, при работах с подвалкой обводненных пород), когда из-за сложной гипсометрии водоупорных пород в подошве карьера самотечный водоотвод невозможен. В частности, при отработке месторождений по восстанию почвы пласта обводненного полезного ископаемого применение бестранспортных систем разработки с подвалкой откоса добычного уступа вообще крайне нежелательно; в этом случае создание приемлемой схемы водоотвода весьма затруднительно.

Откачиваемые на поверхность подземные воды, не используемые для водоснабжения, должны сбрасываться в реки или водоемы, если это допустимо по санитарным условиям. В прочих случаях (при отсутствии рек и водоемов или при опасности их загрязнения) следует устраивать пруды-аккумуляторы, приуроченные к естественным впадинам или оконтуренные ограждающими дамбами. Для снижения до минимума вторичного поглощения воды пруды-аккумуляторы необходимо располагать на слабопроницаемых покровных отложениях. Аналогично, при отводе и осушении рек и водных коллекторов (озера, пруды, болота) следует тщательно изолировать русла отводных каналов, которые являются дополнительным источником питания подземных вод и нередко вызывают в связи с этим оползневые деформации.

14.9. Фильтрационные расчеты

Фильтрационные расчеты выполняют для оценки гидрогеологических условий строительства и эксплуатации карьера, определения параметров дренажных систем и обоснования природоохранных мероприятий.

На основе фильтрационных расчетов определяют прогнозные притоки подземных вод в карьер и к дренажных сооружениям, а также понижения напоров дренируемых водоносных горизонтов. Расчеты выполняют с привлечением аналитического аппарата или математического моделирования (для сложных расчетных схем).

14.9.1. Расчет установившихся водопритоков в карьер

При наличии вблизи карьера реки или водоема, являющегося границей обеспеченного питания дренируемого карьером пласта, общий водоприток в карьер за счет этого пласта

$$Q = \frac{2{,}73TS_к}{\lg R/r_к}, \qquad (14.1)$$

где T — проводимость дренируемого пласта; $S_к = H_0 - H_к$ — понижение напора на контуре карьера (H_0 — статический напор, $H_к$ — напор, соответствующий отметке вскрытия водоносного пласта); $r_к$ — расчетный радиус карьера ($r_к = \sqrt{0{,}32F}$; F — площадь карьера в контуре вскрытия водоносного пласта); R — расчетный радиус области фильтрации, который зависит от взаимного расположения и характера границ пласта:

$R = 2L$ — при расположении карьера на расстоянии L от прямолинейной границы питания пласта,

$R = 0{,}64 \sin (3{,}14\ L/L_0)$ — для пласта, ограниченного двумя параллельными границами питания при расстоянии L_0 между ними,

$R = 1{,}28 \operatorname{ctg} (1{,}57\ L/L_0)$ — при расположении карьера между границей питания и непроницаемым контуром (L_0 — расстояние между границами, L — расстояние между центром карьера и границей питания),

$$R = R_0 - \frac{(R_0 - \delta)^2}{R_0}$$ — для карьера,

центр которого расположен на расстоянии δ от границы обеспеченного питания, оконтуривающей круговую область с радиусом R_0.

Для расчета фильтрационных деформаций песчано-глинистых пород в откосах уступов распределение водопритоков оценивают по контуру карьера. Водопритоки определяют по выделенным лентам тока, которые ограничены линиями тока, проведенными от концов расчетных участков на контуре карьера в направлении к границам питания дренируемых пластов (линии тока ортогональны контуру дренажа и границам питания). Удельный приток к контуру карьера по каждой расчетной ленте

$$q = \frac{T(H_г - H_к)B_л}{L_л B_к}, \qquad (14.2)$$

где T — проводимость пласта; $H_г$ и $H_к$ — напоры на границах питания и дренажа пласта (на внешней и внутренней границах расчетной ленты); $L_л$, $B_л$, $B_к$ — длина ленты, ее ширина в среднем сечении и на контуре карьера.

Приведенные и все последующие формулы даны для оценки водопритоков из напорных водоносных пластов. Эти формулы можно использовать для анализа безнапорных профильно-однородных горизонтов при замене величины TH на функцию $0{,}5kh^2$, где k — коэффициент фильтрации водоносных пород; h — глубина (мощность) безнапорного потока.

14.9.2. Расчет неустановившихся водопритоков в карьер

Общий неустановившийся приток в карьер

$$Q_t = \frac{2{,}73TS_t}{\lg\frac{r_к + \sqrt{\alpha at}}{r_к}}, \quad (14.3)$$

где S_t — понижение напора на контуре карьера в расчетный момент времени t (отсчитывается от начала снижения напора); a — коэффициент пьезопроводности дренируемого пласта; α — коэффициент, зависящий от характера изменения напора на контуре карьера (по мере его углубления); $\alpha = 3{,}14$ — при "мгновенном" снижении напора, $\alpha = 0{,}8$ при равномерном снижении напора со скоростью $v_к = S_t/t$.

Формула (14.3) применима при условии $t < 0{,}3L^2/a$, где L — расстояние от контура карьера до ближайшей границы питания дренируемого пласта. При $t > 0{,}3L^2/a$ водоприток в карьер стабилизируется и его расчет следует выполнять по формуле (14.1).

Распределение неустановившихся водопритоков по контуру карьера оценивают по лентам тока, ортогональным линиям равных напоров естественного потока подземных вод. Удельный водоприток на расчетный момент времени рассчитывают по формуле (14.2), в которой расчетная длина ленты определяется выражением $L_л = \sqrt{\alpha at}$, а напор на границе питания $H_г$ соответствует "естественному" напору на внешней границе ленты (на расстоянии $L_л$ от контура дренажа).

14.9.3. Расчет параметров дренажных систем

Расчет системы водопонижающих скважин, обеспечивающих опережающее снижение напора (ниже подошвы карьера), выполняют по зависимости:

$$S_t = 0{,}183\sum_{i=1}^{i=n}(Q_i \lg\frac{2{,}25at}{r_i^2})/T, \quad (14.4)$$

где S_t — понижение напора на расчетный момент времени t в любой расчетной точке дренируемого пласта; Q_i — дебит i - й скважины; n — число скважин; r_i — расстояние от i - й скважины до расчетной точки.

Для частного случая расчета кругового контура равнодебитных водопонижающих скважин применяют формулу:

$$S_{0t} = 0{,}183\, nQ_c(\lg\frac{2{,}25at}{r_0^2})/T, \quad (14.5)$$

где r_0 — радиус кругового контура; Q_c — дебит каждой из скважин.

Формулы (14.4) и (14.5) применимы при условии $r^2/at < 0{,}4$. Возможность отбора заданного дебита скважинами контролируют, определяя понижения в них напоров. Понижения напора в водопонижающих скважинах (S_c) не должны превышать максимально возможные (S_{max}), соответствующие отметкам установки погружных насосов или нижнему водоупору. При малом числе произвольно расположенных скважин определяют понижения в них по формуле (14.4), в которой $r_1 = r_c$ (r_c — радиус расчетной скважины).

При контурном расположении скважин контролируют их дебит Q_c, диаметр d_c и расстояния между ними σ, используя критерий:

$$S_c = S_p + \frac{0{,}366Q_c}{T}\lg\frac{0{,}32\sigma}{d_c} < S_{max},$$

где S_p — среднее понижение на контуре скважин.

Параметры заградительного дренажа, т.е. контурных систем скважин, взаимодействующих с карьером, можно определить на основе предварительно построенных лент тока от контура карьера к границе питания дренируемого пласта. Параметры контурной системы скважин в пределах каждой расчетной ленты тока определяют в следующей последовательности:

1. Устанавливают расчетное положение контура скважин (минимальное расстояние по ленте от карьера до ряда скважин $L_р$ и расстояние от ряда до границы питания $L_т$);

2. Определяют средний напор на линии ряда скважин ($H_р$), при котором удельные водопритоки в карьер не будут превышать допустимого значения (q_0):

$$H_р = \frac{2q_0B_кL_р}{T(B_р + B_к)} + H_к,$$

где $B_к$ и $B_р$ — ширина расчетной ленты на контуре соответственно карьера и дренажных скважин; $H_к$ — напор на контуре карьера;

3. Определяют суммарный дебит скважин ряда:

$$Q_\Sigma = \frac{T(H_г - H_р)(B_г + B_р)}{2L_г} - q_o B_ж$$

где $B_г$ — ширина ленты на границе питания пласта;

4. Подбором определяют расстояния σ между скважинами, их дебит $Q_с$ и диаметр $d_с$ с выполнением условий:

$$Q_с = \frac{Q_\Sigma \sigma}{B_р};$$

$$H_с = H_р - \frac{0{,}366 Q_с}{T} \lg \frac{0{,}32\sigma}{d_с} > H_{min};$$

$$Q_с < Q_{вз},$$

где $H_с$ — напор, соответствующий уровню воды в скважине; H_{min} — минимально допустимый напор в скважине; $Q_{вз}$ — водозахватная способность скважины.

Водозахватная способность скважин $Q_{вз}$ определяется опытным путем. При дренировании песчаных пород ориентировочная оценка $Q_{вз}$ может быть выполнена согласно зависимости:

$$Q_{вз} \approx 200 d_с l_с \sqrt[3]{k},$$

где $l_с$ — длина фильтровой части скважины; k — коэффициент фильтрации песчаных пород.

С приближением фронта горных работ к ряду скважин следует предусмотреть корректировку числа и дебита скважин или перенос ряда.

Прогноз водопритоков в карьер и оптимизацию параметров дренажных систем в сложных гидрогеологических условиях (неоднородность дренируемых пластов, сложная конфигурация области фильтрации, напорно-безнапорный режим) следует выполнять с привлечением математического моделирования.

14.10. Гидрогеологические наблюдения

Для уточнения гидрогеологических условий эксплуатации карьера с целью корректировки проектных решений по дренажу карьерного поля геологические службы должны проводить наблюдения, включающие гидрогеологическую съемку в карьере и на поверхности, замеры водопритоков в карьер и к дренажным устройствам, замеры напоров (уровней) дренируемых горизонтов. Для замера напоров подземных вод согласно проекту создают сеть наблюдательных скважин (пьезометров). Пьезометры оборудуют на участках размещения дренажных средств (для оценки их эффективности) и в зоне возможного изменения уровенного режима подземных вод. Обычно пьезометры группируют, располагая в виде створов, ориентированных от карьера к границам питания дренируемых пластов. В простых условиях (в частности — при эксплуатации только открытого водоотлива из карьера) наблюдательная сеть должна состоять из 5—10 пьезометров. Для сложных условий число пьезометров может достигать нескольких десятков (регламентируется проектом дренажных и природоохранных мероприятий). По мере выхода пьезометров из строя наблюдательная сеть должна пополняться. Замеры уровней подземных вод следует выполнять синхронно с замерами водопритоков в карьер и к дренажным устройствам систематически в течение года. В зависимости от изменчивости техногенного режима подземных вод частоту регламентируют от двух—трех замеров в месяц до одного замера в квартал.

Наблюдения на участках действующего или предполагаемого загрязнения подземных вод имеют двойное назначение. С одной стороны, они выполняют контрольные функции, обеспечивая своевременное выявление неблагоприятных тенденций в изменении качества подземных, в

первую очередь, дренажных вод и давая основу для принятия оперативных решений по устранению или ограничению этих тенденций. С другой стороны, режимные наблюдения призваны обеспечивать детализацию и расширение представлений о возможных механизмах миграции загрязнений в районе, о расчетных моделях миграции и их количественных характеристиках.

По общей направленности наблюдения за загрязнением подземных вод подразделяются на собственно гидрохимические и гидродинамические. На последние возлагаются важные функции по уточнению условий взаимосвязи поверхностных и подземных вод, а также детализации фильтрационных потоков в водоносных горизонтах, во многом определяющих особенности развития контролируемых процессов загрязнения подземных вод.

14.11. Выбор и расчет конструкций дренажных скважин

Конструкция дренажных скважин зависит от их назначения и способа бурения, горно-геологических и гидрогеологических условий, применяемой техники и технологии производства работ, числа дренируемых горизонтов и способов их вскрытия, типа эксплуатируемых водоподъемных средств и определяется числом спускаемых обсадных колонн, глубиной их установки, способом соединения труб между собой, высотой подъема тампонажных растворов в затрубном пространстве, характером устройства устья и водоприемной части.

Определяющими факторами при выборе и расчете конструкций являются глубина залегания дренируемого горизонта и проектируемое снижение в нем уровня, тип водоприемной части и водоподъемного оборудования.

Число обсадных колонн, входящих в конструкцию скважины, принимается исходя из условия недопустимости бурения интервалов скважины без предварительного закрепления ранее пройденного участка обсадными колоннами. При этом учитывается необходимость изоляции дренируемого водоносного горизонта от других водоносных горизонтов.

Для бурения дренажных скважин при отсутствии фактических данных по бурению скважин аналогичного назначения в конструкцию их целесообразно включать резервные промежуточные колонны. Практическая необходимость спуска резервной промежуточной колонны на этих скважинах уточняется в процессе производства буровых работ.

Диаметр породоразрушающего инструмента принимается на 10—20 % больше диаметра обсадных труб диаметром не более 508 мм при муфтовом, ниппельном и сварном соединениях и на 20—30 % — для труб диаметром более 508 мм при сварном соединении.

Внутренний диаметр обсадной колонны должен быть больше диаметра породоразрушающего инструмента, принимаемого для бурения под очередную обсадную колонну, на 6—8 мм.

Зазор между обсадной колонной и стенкой скважины зависит от диаметра труб, способа их соединения, сложности геологического разреза, величины выхода из-под башмака предыдущей обсадной колонны.

Диаметр бурения скважины под фильтровые колонны принимается больше диаметра фильтра (перфорированного, сетчатого, проволочного и каркасно-стержневого) не менее чем на 50 мм; при устройстве гравийно-засыпного фильтра — не менее чем на 200 мм. Разность между диаметрами смежных обсадных колонн принимается не менее 50 мм. При жестких компоновках обсадных колонн из труб большого диаметра разность между диаметрами смежных колонн следует принимать не менее 100 мм.

В напорных водоносных горизонтах фильтры располагают, как правило, в середине пласта, а в безнапорных — ближе к его почве. В неоднородных слоистых пластах фильтры устанавливают на участках с наибольшей проницаемостью по-

род. Малопроницаемые интервалы водоносных горизонтов перекрываются глухими трубами фильтровой колонны.

Длина фильтра принимается в зависимости от расчетной производительности скважины, при этом его водопропускная способность должна превышать расчетную производительность не менее чем в 1,2 раза. При размещении насоса ниже фильтра длина отстойника определяется с учетом размеров насоса и необходимой величины подпора над ним. Длина отстойника в других случаях принимается в пределах 2—3 м.

В конструкциях дренажных устройств различают следующие виды обсадных колонн:

кондуктор — для крепления верхней неустойчивой части разреза, изоляции водоносных горизонтов от загрязнения и перекрытия зон поглощения промывочной жидкости, для опоры при спуске последующих обсадных колонн;

промежуточные колонны — для крепления и изоляции интервалов геологического разреза, несовместимых по условиям бурения и эксплуатации с нижележащими. При оборудовании скважин фильтрами "впотай" и в бесфильтровых скважинах последняя промежуточная колонна может служить в качестве эксплуатационной;

эксплуатационные колонны — для изоляции дренируемого водоносного горизонта от смежных горизонтов, предназначены для откачки подземных вод различными водоподъемниками. Эксплуатационная колонна может являться непосредственным продолжением фильтровой части;

фильтровые колонны — для крепления ствола скважин в интервале залегания дренируемого водоносного горизонта.

Фильтровая колонна состоит из отстойника, рабочей части (собственно фильтра) и надфильтровых труб.

Вид и диаметр обсадных колонн выбирают на основании анализа геолого-технических условий бурения снизу вверх, начиная с эксплуатационной и фильтровой колонн. Диаметр эксплуатационной колонны выбирается с учетом технической характеристики применяемого водоподъемного оборудования и технических условий на водопонижение.

Внутренний диаметр эксплуатационных колонн принимается согласно соответствующим техническим требованиям и инструкциям эксплуатации водоподъемного оборудования. При необходимости оборудования погружного насоса защитным кожухом (когда предусматривается снижение уровня ниже кровли дренируемого водоносного горизонта) указанный зазор должен соблюдаться как между водоподъемником и кожухом, так и между кожухом и эксплуатационной колонной.

Спускаемые колонны труб должны оснащаться башмаками, направляющими пробками и центраторами. Этим обеспечиваются их установка на проектную глубину и качественное цементирование затрубного пространства.

В конце спуска колонны рекомендуется последние одну-две трубы спускать с одновременной промывкой. Полностью разгружать колонны на забой скважины не рекомендуется. Скорость спуска обсадной колонны следует принимать не более 1 м/с. Верхняя часть обсадных труб, на которых монтируется оголовок, должна выступать на высоту не более 500 мм над поверхностью земли.

14.12. Водоприемная часть дренажных устройств

Водоприемная часть дренажных устройств является одним из наиболее важных элементов их конструкции. В зависимости от литологического состава пород дренируемого горизонта водоприемная часть дренажных устройств может быть бесфильтровой или оборудована фильтром. Скважина не оборудуется фильтром при дренируемых горизонтах, сложенных устойчивыми скальными и полускальными породами при условии, если не предусматривается заглубление погружных насосов в водоприемную часть скважин, и оборудуется фильтрами, когда дренируемые водоносные горизонты представлены

рыхлыми и неустойчивыми породами, а также в устойчивых породах в случае проектируемого заглубления погружных насосов в водоприемную часть водопонижающих скважин.

Конструкция и размеры фильтра выбираются в зависимости от гидрогеологических условий, литологического состава пород дренируемого водоносного горизонта, расчетного дебита, режимов и сроков эксплуатации дренажных устройств в соответствии с рекомендациями табл. 14.1.

При установке фильтров в скважины, пробуренные в рыхлых породах, вокруг рабочей части фильтра делается обсыпка из отсортированного и промытого песчано-гравийного материала, который не должен содержать частиц диаметром менее 0,5 и более 7 мм.

Состав обсыпки подбирается из условия

Таблица 14.1.
Рекомендуемая конструкция фильтров

Характеристика пород, слагающих водоносный горизонт	Тип и конструкция фильтров	Размеры проходных отверстий или тип сеток
Скальные и полускальные устойчивые породы	Установка фильтров не требуется	
Полускальные, неустойчивые породы, щебенистые и галечниковые породы с преобладанием частиц щебня и гальки крупностью 10—100 мм (число таких частиц более 50 %)	Трубчатые фильтры с круглой и щелевой перфорацией. Каркасно-стержневые фильтры без проволочной обмотки	Круглые отверстия диаметром 10—25 мм, щелевые отверстия шириной 100—200 мм. Размер щелей каркасно-стержневых фильтров 150×200 мм
Гравий, пески крупные, гравелистый песок с частицами крупностью 1—10 мм и с преобладанием частиц крупностью 2—5 мм (число таких частиц 50 %)	Трубчатые фильтры с круглой перфорацией, щелевые фильтры с проволочной обмоткой из нержавеющей стали	Диаметр отверстия 5—10 мм, ширина щелей 2,5—5 мм, длина 50—200 мм
Пески крупные с преобладанием частиц крупностью 1—2 мм (число таких частиц более 50 %)	Щелевые фильтры всех типов: из просечного листа с сетками на трубчатых каркасах, с обмоткой из просечного листа	Ширина щели 1,25—3 мм, просечной лист из нержавеющей стали толщиной 0,8 мм с отверстиями 1,5—2 мм. Сетка с ячейками размером от 1×1 до 2×2 мм. Расстояние между витками проволочной обмотки 1,5—2 мм
Пески средние с преобладанием частиц крупностью 0,25—0,5 мм (число таких частиц более 50 %)	Гравийные фильтры с однослойной обсыпкой с различными опорными каркасами, каркасно-стержневыми, проволочными, щелевыми, сетчатыми с сеткой галунного плетения, фильтры из синтетических материалов, блочные фильтры с обсыпкой в уширенном контуре прифильтровой зоны	Ширина щелей на каркасно-стержневых и щелевых фильтрах выбирается в зависимости от преобладающей крупности частиц обсыпки. Сетки от № 6/70 до 10/70, отверстия на каркасах под сетку диаметром 15—20 мм. Расстояние между витками проволоки 1—2 мм
Пески мелкие с преобладанием частиц крупностью 0,1—0,25 мм (число таких частиц более 50 %)	Гравийные фильтры с двухслойной песчаной или песчано-гравийной обсыпкой, с опорными каркасами стержневыми, щелевыми, сетчатыми. Кожуховые фильтры с песчано-гравийным заполнением. Фильтры из синтетических материалов. Фильтры с обсыпкой в уширенном контуре прифильтровой зоны	Ширина отверстий в зависимости от преобладающей крупности обсыпки. Сетка от № 6/70 до 10/70, на опорных каркасах под сетку отверстия диаметром 15—20 мм или щели шириной 7—10 мм, длиной до 100 мм

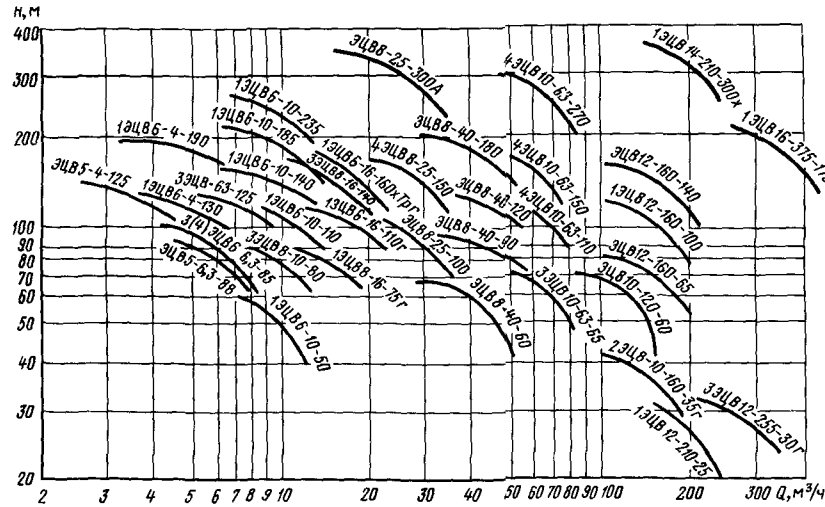


Рис. 14.6. Сводный график характеристики насосов типа ЭЦВ

$$\frac{D_{50}}{d_{50}} = 8 \div 12,$$

где D_{50} — и d_{50} — размер частиц соответственно в обсыпке и водоносной породе, меньше которого содержится 50 %.

Толщина обсыпки фильтров из просечного листа, проволочной обмотки, щелевых и дырчатых фильтров должна быть не менее 60 мм.

Скважность трубчатых фильтров с круглой или щелевой перфорацией должна быть 20—25 %, фильтров из проволочной обмотки или штампованного стального листа — не более 30 %.

В случае необходимости понижения уровня дренируемого горизонта ниже его кровли предусматривается заглубление погружных насосов в водоприемную часть дренажных устройств. В водопонижающих скважинах, где погружной насос устанавливается ниже водообильных зон рабочей части фильтров, при определении диаметра последних следует учитывать необходимость оборудования насосов специальными кожухами, обеспечивающими охлаждение электродвигателей погружных насосов.

14.13. Скважинные насосные установки

При выполнении осушительных работ для откачки воды из дренируемых водоносных горизонтов водопонизительные скважины оборудуются глубинными насосами двух типов:

с электродвигателями, погружаемыми в скважину ниже динамического уровня (погружные насосы);

с электродвигателями, устанавливаемыми над устьями скважин.

Наибольшее распространение при строительстве и эксплуатации дренажных систем на горных предприятиях получили погружные насосы типа ЭЦВ.

Из насосов с электродвигателями, расположенными на поверхности, промышленностью стран СНГ для целей осушения горных пород выпускаются насосы типов АТН, А.

Сводный график характеристик насосов типа ЭЦВ приведен на рис. 14.6, а насосов типов АТН и А — на рис. 14.7.

Перечень заводов стран СНГ, выпускающих погружные насосы, приведен в табл. 14.2.

Таблица 14.2.
Перечень заводов СНГ, выпускающих погружные насосы

Наименование	Рег. № завода	Почтовый адрес	Типы насосов, выпускаемых серийно
Электромеханический завод	1—20	601755, пгт Бавлены, Кальчугинского р-на, Владимирской обл	ЭЦВ8-25-100*
Завод "Южгидромаш"	1—49	332440, г Бердянск, Запорожской обл , Мелитопольское шоссе, 81	3ЭЦВ8-16-140, 2ЭЦВ10-160-35Г, 1ЭЦВ14-210-300Х, 3ЭЦВ10-120-60, 3ЭЦВ12-255-30Г, 1ЭЦВ16-375-175Х
Станкостроительный завод	1—135	140600, г Зарайск, Московской обл , Красноармейская, 36	ЭЦВ5-6,3-80, ЭЦВ5-4-125
Акционерное общество "Гидротехника"	1—168	277047, г Кишинев, Республика Молдова, ул Тимошенко, 3	1ЭЦВ6-4-130, 1ЭЦВ6-10-185, 4ЭЦВ10-63-65, ЭЦВ12-160-40ХГ, 1ЭЦВ6-4-190, 1ЭЦВ6-10-235, 4ЭЦВ10-63-110, 1ЭЦВ12-210-25, 4ЭЦВ6-6,3-85, 1ЭЦВ6-16-160ХТрГ, 4ЭЦВ10-63-150, 1ЭЦВ6-10-50, 4ЭЦВ8-25-100, 4ЭЦВ10-63-270, 1ЭЦВ6-10-110, 4ЭЦВ8-25-150, 1ЭЦВ12-160-65, 1ЭЦВ6-10-140, 1ЭЦВ8-25-150ХТрГ, 1ЭЦВ12-160-100
Машиностроительный завод	1—229	399, г Лебедянь, Липецкой обл	2ЭЦВ8-25-100
Механический завод	1—284	107120, г Москва, В Сыромятническая, 7	1ЭЦВ6-16-75Г, 1ЭЦВ6-16-110Г
Энергомеханический завод	1—1046	301670, г Новомосковск, Тульской обл , Клинский проезд, 7	ЭЦВ6-40-90, ЭЦВ8-16-140*, ЭЦВ8-40-120
Насосный завод	1—351	714002, г Ош, Республика Кыргызстан, ул Кыргызстана, 44	3ЭЦВ6-6,3-85, 3ЭЦВ10-63-65, 3ЭЦВ8-6,3-125, 3ЭЦВ10-63-150, 3ЭЦВ6-10-80
Арматурный завод	1—376	309310, п Ракитное, Белгородской обл , Пролетарская, 26	ЭЦВ6-10-185*, ЭЦВ8-65-100*
Завод коммунального оборудования "Молот"	1—412	335003, г Севастополь, Республика Крым, ул Кожанова, 12	ЭЦВ8-25-100, ЭЦВ12-160-65, ЭЦВ10-120-60, ЭЦВ12-160-140
Насосный завод	1—410	245033, п Свесса, Сумской обл	20-18×1, 24А-18×1, 20А-18×3
Опытный завод насосного и бурового оборудования	1—467	300020, г Тула, Большие Гончары	3ЭЦВ12-160-140
Машиностроительный завод	1—518	665408, г Черемхово, Иркутской обл , 4-й заводской пер , 4	АТН8-1-16, ЭЦВ8-25-300А, АТН8-1-22, ЭЦВ8-40-60, ЭЦВ8-40-180
Машиностроительный завод	1—537	301030, г Ясногорск, Тульской обл	АТН10-1-4, АТН10-1-11, АТН14-1-3, АТН10-1-6, АТН10-1-13, АТН14-1-4, АТН10-1-8, АТН10-1-15, АТН14-1-6

* Первые опытные партии

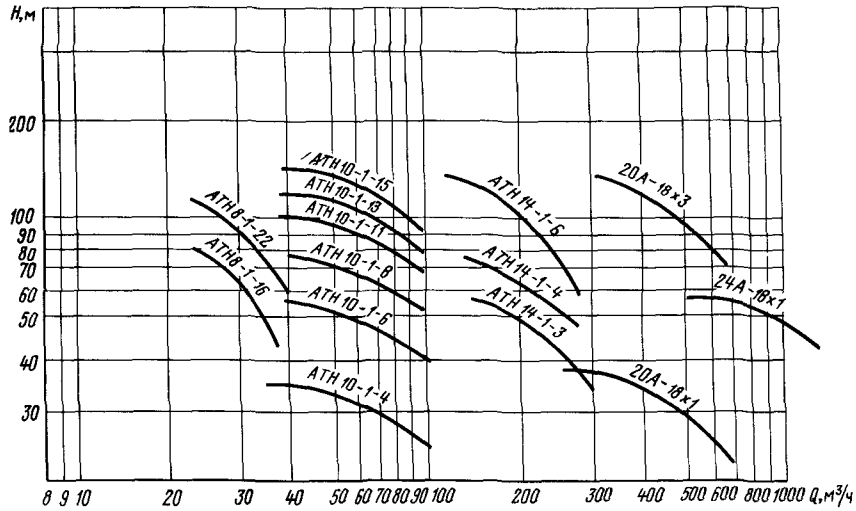


Рис. 14.7. Сводный график характеристик насосов типов А и АТН

Погружные насосы предназначены для откачки подземных вод с минерализацией не выше 1500 мг/л, температурой не выше 25°С и с массовой долей твердых механических примесей не более 0,01 %. Для откачки подземных вод, по своим свойствам отличающихся от приведенных выше, погружные насосы изготавливаются по специальному заказу.

Центробежные насосы типа АТН с электродвигателями, расположенными на поверхности, предназначены для откачки с глубины, не превышающей 100 м, из вертикальных скважин подземных вод с минерализацией до 2000 мг/л, массовой долей твердых примесей не более 0,5 % с температурой до 35°С.

Насосы типа А используют для откачки воды и других неагрессивных жидкостей с температурой до 35°С и массовой долей твердых примесей не более 0,1 %.

14.14. Основные сведения о зарубежном оборудовании водопонижения

Одним из самых крупных производителей погружных насосов является Германия. Кроме того, выпуск этих насосов налажен в Австралии, Австрии, Бельгии, Великобритании, Дании, Италии, Польше и некоторых других странах.

Для целей выполнения водопонижения на карьерах предпочтительны погружные насосы, выпускаемые в Германии. Ведущими в этой области являются фирмы "Грундфос", "Ритц", "Плейгер", "KSB", "ЕМУ" и после объединения Германии фирма "Оддессе" (ранее фирмы "KREG" и "КДЕG"). Эти фирмы выпускают широкую гамму типоразмеров погружных насосов, предназначенных для откачки не только чистых вод, но также и агрессивных с повышенным содержанием механических взвесей подземных вод.

Погружные насосы производства фирм Германии изготавливаются из высокопрочных износостойких материалов.

Насосы фирмы "Грундфос" специально предназначены для откачки загрязненных вод. Основные элементы насосов (направляющие аппараты, рабочие колеса и т.д.) штампуются из листовой хромоникелевой стали, а остальные элементы — из полированной легированной стали, что предотвращает истирание и коррозию при откачке вод с высоким содержанием механических примесей. На рис. 14.8 приведен

Таблица 14.3.
Техническая характеристика глубинных насосов фирмы "Плейгер" (ФРГ)

Тип	Подача, м³/ч	Напор, м	Мощность электродвигателя, кВт	Диаметр скважины, мм	Максимальный размер насоса по диаметру (с кабелем), мм
А	0,4—2,5	97—15	0,56—1,12	100	90
В	0,9—45	163—14	1,12—11,2	150	136—139
Д	6—30	224—8	2,24—18,6	200	190
Д-53-ХП	9,6	245	18,6	200	190
Е	18—48	208—96	2,24—22,4	200	190
Н	До 84	До 130	—	200	190
Г	15—104	289—18	3,7—67	250—300	238—250
Г-87/Х	25	400	67	300	250
	До 263	До 168	—	300	264
	До 317	До 180	—	350	315
F-175	До 500	До 200	До 105	450	420
К	119—600	119—13	14,9—149	425—450	415—433
К-173-УП	180	140	130	450	433
	133—1550	44—11	9,7—186	550	350
К-211-IVа	360	60	97	350	309

сводный график характеристик насосов фирмы "Грундфос".

Рабочие колеса насосов фирмы "Ритц" изготовлены из высококачественной бронзы. Для работы с агрессивными водами элементы корпуса 3-кратно покрывают эмалированным лаком с обжигом. Для откачки воды с абразивными частицами рабочие колеса и другие внутренние элементы насоса хромируются. Характеристики погружных насосов фирмы "Ритц" изменяются в широком диапазоне с подачей от 1,8 до 450 м³/ч и более и напором от 10 до 1000 м.

Фирма "KSB" производит насосы для скважин диаметром 100—300 мм. Для скважин диаметром 100 мм агрегаты выпускаются с заполненными маслом двигателями, для остальных скважин — с двигателями, заполненными водой. В обычном исполнении корпус насоса чугунный, отдельные узлы из бронзы.

Фирма "KSB" также производит 30 различных типов погружных насосов во взрывобезопасном исполнении.

Основные параметры насосов фирмы "Плейгер" приведены в табл. 14.3.

В Дании фирмой "Сфанех" для водопонижения выпускаются погружные многоступенчатые насосы с диагональными или радиальными рабочими колесами. Насосы могут работать горизонтально и наклонно.

Основные показатели погружных насосов, выпускаемых фирмой "Сфанех" приведены ниже.

Тип	Р5	Р10	Р25	ВРД135	ВРД165	ВРД190
Подача, м³/ч	3,0	8,0	25	20	70	120
Напор, м	125	110	135	125	100	70

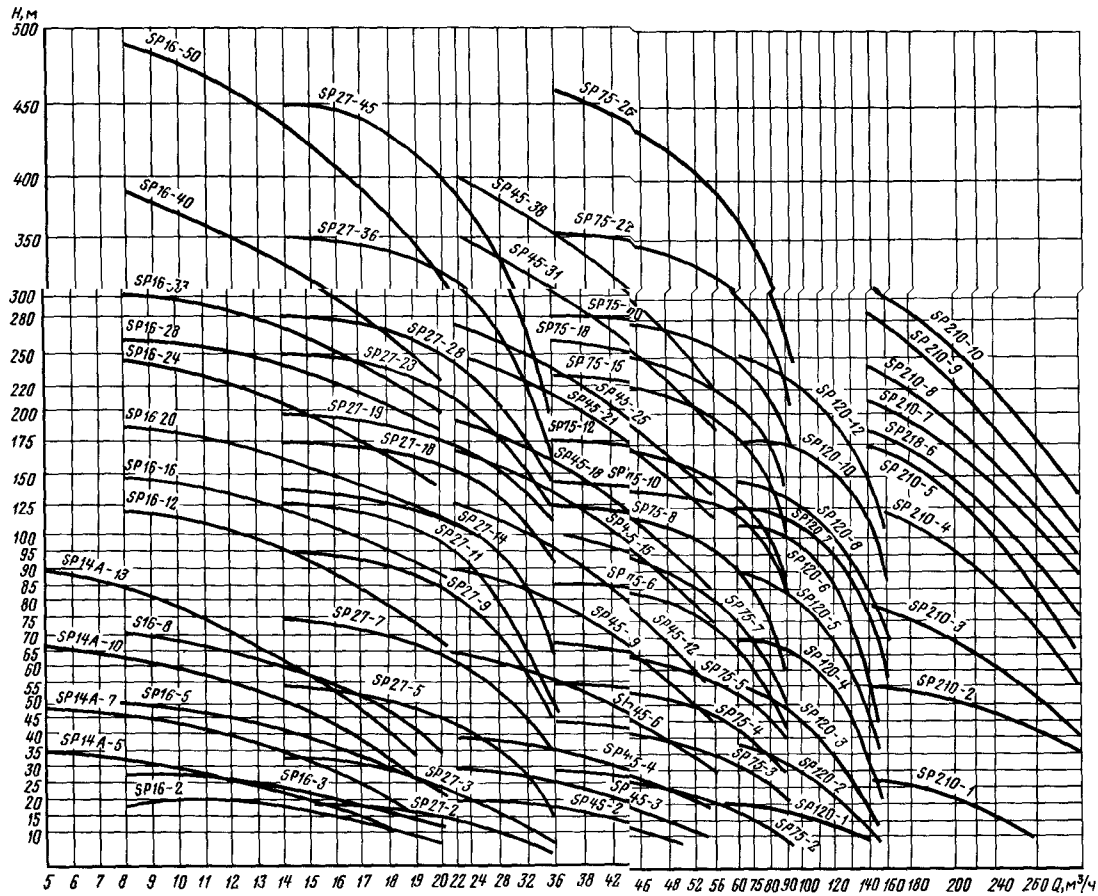


Рис. 14.8 Сводный график характеристик насосов фирмы "Грундфос"

В Великобритании фирмой "Хаювад Тулер" выпускаются погружные насосы, которые могут работать не только в вертикальном, но и в наклонном положении.

Фирмой выпускаются насосы с радиальным и смешанным потоками.

Основные показатели насосов со смешанным потоком следующие:

Диаметр скважины, мм	200	250	300	360	400	460	500	600	700
Подача, м³/ч	140	245	270	550	740	1100	1900	2200	2770
Напор, м	150	150	250	170	170	180	120	110	80

Основные показатели насосов с радиальным потоком

Диаметр скважины, мм	200	250	300	400	500	600
Подача, м³/ч	50	120	216	500	500	685
Напор, м	300	330	290	300	380	210

14.15. Буровые установки и основные технологические процессы при бурении водопонижающих скважин

14.15.1. Буровые установки для проходки скважин на воду

Для бурения водопонижающих скважин диаметром до 1 м, наблюдательных и других скважин, составляющих систему осушения карьера, используются самоходные, передвижные, полупередвижные установки вращательного, ударно-канатного и шнекового действия.

Техническая характеристика ударно-канатных буровых установок

Буровая установка	1УГВ-3УК	УГБ-4УК
Глубина бурения, м	100	200
Наибольший диаметр скважины, мм	600	900
Тип приводного электродвигателя	АО2-72-6	АО2 91 8
Мощность электродвигателя, кВт	22	40
Грузоподъемность мачты, т	20	25
Транспортная база установки	Колесный код	
Габариты установки, мм		
в рабочем положении	7200× ×2300× ×13400	8400× ×2640× ×16400
в транспортном положении	8800× ×2300× ×2900	10000× ×2640× ×3500
Масса установки, т	8,0	12,8
Допустимая скорость передвижения по шоссе, км/ч	До 20	До 20

Техническая характеристика самоходных установок для вращательного бурения скважин глубиной 350—500 м

Установка	УКБ-500С	УРБ-2А-2	УРБ-ЗАЗ
Глубина бурения, м	500/300	200—300	300—500
Диаметр скважины, мм	59/93	93—150	93—243
Привод установки	Дизельный	От двигателя автомобиля	Дизельный
Тип приводного двигателя	Д144	—	Д-54 или СМД-14Б
Мощность двигателя, кВт	29,5	—	40/45,5
Тип бурового насоса	НБ3120/40	НБ40	11Гр
Высота мачты, м	12,43	9,5	16,0
Грузоподъемность мачты, т	10	5,88	10
Транспортиая база установки	Урал-4320 Урал-375Е МАЗ-5334	ЗИЛ-157	МАЗ-500
Габариты установки в транспортном положении, мм	10000×2860×3780	7850×2450×3370	10700×2800×3400
Масса установки, т:			
на шасси МАЗ	11,5	10,04	13,7
на шасси Урал	12,5	10,04	13,7

Техническая характеристика буровых агрегатов колонкового бурения скважин глубиной 500—1200 м

Буровой агрегат	ЗИФ-650М(СКБ5)	ЗИФ-1200МР(СКБ7)
Глубина бурения, м	500—800	1500—2000
Диаметр скважины, мм:		
начальный	200	250
конечный при бурении твердыми сплавами и алмазными коронками	93	93
Привод установки (станка)	Электрический и дизельный	Электрический
Тип электродвигателя	А2-72-4	АК-2-91-6
Мощность электродвигателя, кВт	30	55
Тип двигателя внутреннего сгорания	Д54А	—
Мощность двигателя, кВт	39,7	—
Тип бурового насоса	НГР-250/50	11ГРИ
Подача, $м^3/с$	$4{,}17 \cdot 10^3$	$5 \cdot 10^3$—$3{,}75 \cdot 10^3$
Давление, МПа	5	5—6
Число насосов	1	2
Габариты установки (станка) с приводом, мм:		
от электродвигателя	2700×1200×2260	3475×1430×1850
от двигателя внутреннего сгорания	3600×1645×2200	—
Масса станка, т:		
без двигателя	2,0	—
с двигателем	2800 (2400)/4,360*	5,2 (5,5)

* Над чертой — масса станка с электродвигателем, под чертой — с двигателем внутреннего сгорания.

Техническая характеристика буровых установок роторного бурения скважин глубиной до 600 м

Буровая установка	УРБ-ЗАЗ	1БА-15В	УБВ-600
Глубина бурения, м	600	500	600
Диаметр скважин, мм			
начальный	243	394	490
конечный	93	194	214
Грузоподъемность, т			
номинальная	6,5	12,5	32,0
максимальная	13,0	20,0	50,0
Транспортная база	Шасси МАЗ-5337	Шасси МАЗ-5337	КрАЗ-250-200 (два шасси)
Тип привода	Дизель А-41Г	ЯМЗ-236/Д-108	ЯМЗ-238М2-Д (два двигателя)
Мощность, кВт	66	77/80	176×2
Высота мачты, м	18	18	22,4
Частота вращения, с$^{-1}$	1,25, 2,50, 4,75	1,08, 2,17, 4,08	1,75, 3,05
Тип бурового насоса	НБ12-63-40	НБ12 63-40	9МГр-61 (два насоса)
Приводная мощность, кВт	50	50	125
Габариты основного блока в транспортном положении, мм	10860×3000×3750	10850×3000×3750	12460×2650×4160
Масса основного блока, т	14,8	14,7	24,1 (буровой) 20,9 (насосный)

Техническая характеристика буровых установок для бурения скважин большого диаметра с обратной промывкой

Буровая установка	1БА-15В-ОП	УРБ-2А-ОП
Максимальная глубина бурения, м		
с обратной промывкой путем всасывания	50	25
с помощью эрлифта	250	60
Тип двигателя установки	ЯМЗ-236	Двигатель автомобиля ЗИЛ 131
Номинальная грузоподъемность, кг	120	25
Максимально допустимая нагрузка на крюке, кН	200	50
Диаметр проходного отверстия стола ротора, мм	410	250
Тип вакуумного насоса	КВМ-4	—
Габариты установки в транспортном положении, мм	10850×3000×3750	10850×2250×3460
Масса установки, т	13,6	10

14.15.2. Способы бурения и породоразрушающий инструмент

Способ бурения рекомендуется применять в зависимости от конкретных гидрогеологических условий, глубины и диаметра скважин.

Характеристика и условия применения различных способов бурения

Способ бурения	Область применения
Вращательный с прямой промывкой глинистым раствором	В рыхлых неустойчивых породах и при вскрытии напорных водоносных горизонтов
Вращательный с прямой промывкой или продувкой воздухом	В устойчивых скальных породах, в многолетнемерзлых породах, необводненных, трещиноватых и закарстованных породах
Вращательный с обратной промывкой	Скважины диаметром до 1000 мм и более в породах без включения валунов и большого количества крупной гальки при глубине залегания уровня подземных вод 3 м и более от поверхности земли
Ударно-канатный	В породах различной крепости: рыхлых крупнообломочных породах; на безнапорные водоносные горизонты; в районах, где затруднительно организовать водоснабжение для промывки скважины в процессе бурения, а также когда гидрогеологические особенности месторождения недостаточно изучены
Комбинированный (ударно-канатный и роторный)	Скважины глубиной более 150 м в рыхлых породах в сложных гидрогеологических условиях
Реактивно-турбинный	Скважины диаметром более 500 мм глубиной не менее 200 мм

При бурении скважин на воду в качестве породоразрушающего инструмента при вращательном способе обычно применяются марочные долота, а при ударно-канатном наиболее употребительны округляющие, плоские, крестовые долота и желонки.

Рекомендации по выбору типа породоразрушающего инструмента приведены в табл. 14.4 и 14.5.

14.15.3. Способы промывки и промывочные жидкости

При бурении дренажных скважин, как в целом скважин на воду, применяются способы прямой и обратной промывки.

В отечественной практике до настоящего времени наибольшее распространение имеет бурение с прямой промывкой. В благоприятных геологических условиях (отсутствуют зоны поглощения, газопроявления, обвалы стенок и т.д.) в качестве промывочной жидкости обычно используется нормальный глинистый раствор с параметрами: плотность 1,10—1,25 т/м^3, содержание песка (по массе) — до 4 %, суточный отстой — 3—4 %.

При бурении скважин в неустойчивых, трещиноватых породах, плывунах, набухающих породах рекомендуется применять специальные промывочные растворы (со сниженной плотностью, с высокими значениями вязкости и статического напряжения сдвига), в состав которых входят соответствующие реагенты. Наиболее употребительные из них приведены в табл. 14.6.

Тип и дозировка реагентов должны уточняться лабораторными исследованиями на месте производства работ в зависимости от химического состава применяемых воды и глины.

Бурение скважин с обратной промывкой предпочтительно применять при вскрытии безнапорных или слабонапорных водоносных горизонтов, при этом избыточное гидростатическое давление в скважине должно быть не менее 300 Па. В качестве циркуляционного рабочего агента применяется техническая вода или ес-

Таблица 14.4.
Рациональная область применения трехшарошечных долот

Тип шарошек	Область применения	Исполнение шарошек
М	Бурение мягких пород	С фрезерованными зубьями
МЗ	Бурение мягких абразивных пород	Со вставными зубьями
МС	Бурение пород мягких с пропластками средней твердости	С фрезерованными зубьями
МСЗ	Бурение мягких абразивных пород с пропластками средней твердости	С фрезерованными и вставными зубьями
С	Бурение пород средней твердости	С фрезерованными зубьями
СЗ	Бурение абразивных пород средней твердости	Со вставными зубьями
СТ	Бурение пород средней твердости с пропластками твердых пород	С фрезерованными зубьями
Т	Бурение твердых пород	С фрезерованными зубьями
ТЗ	Бурение твердых абразивных пород	Со вставными зубьями
ТК	Бурение твердых пород с пропластками крепких пород	Со вставными зубьями и фрезерованными
К	Бурение крепких пород	Со вставными зубьями
ОК	Бурение очень крепких пород	Со вставными зубьями

Таблица 14.5.
Рациональная область применения долот для ударно-канатного способа бурения

Порода	Породоразрушающий инструмент
Граниты, кварциты, крепкие абразивные породы, крепкие известняки, песчаники, глинистые сланцы	Округляющие долота с большим углом притупления и вогнутым лезвием. Желонки с плоским клапаном
Мягкие известняки, суглинки, твердые глины, мел, мергель	Округляющее или плоское долото. Желонка с ножом. При условии разбуривания мягких пород допускается применение желонки с плоским клапаном или с окнами. В комплект бурового снаряда включается короткая утяжеленная штанга. При бурении обрушающихся пород диаметр желонки принимается на 100 мм меньше внутреннего диаметра обсадной колонны
Глинистые и песчанистые породы с валунами	Крестовые и округляющие долота. Желонка с плоским клапаном
Пески	Скважины бурятся с одновременным креплением стенок обсадными трубами. Разрушение и удаление из забоя породы желонкой. Сухие пески предварительно разрыхляются плоским или двутавровым долотом. Диаметр желонки на 100 мм меньше внутреннего диаметра спускаемой обсадной колонны. С целью уменьшения объема извлекаемой горной породы бурение целесообразно производить с опережением забоя башмаком обсадных труб на глубину 2 м
Галька с валунами	При встрече одинаковых валунов диаметром меньше диаметра скважины последние отжимаются в стенки скважины пирамидальным или эксцентричным долотом. При условии невозможности отжатия в сторону валун разбивают крестовым или округляющим долотом. Эффективно разрушение валунов взрывным способом
Галечник и гравий	Скважины бурятся с одновременным спуском обсадных труб. Забой скважины разрыхляется двутавровым долотом с последующим подъемом породы желонкой с плоским клапаном. Диаметр желонки на 100 мм меньше внутреннего диаметра спускаемой обсадной колонны

Таблица 14.6.
Химические реагенты для обработки буровых растворов

Химический реагент	Назначение химического реагента	Нормы добавки в буровой (глинистый) раствор и дозировки компонентов
Поваренная соль	Структурообразователи	До 39 % по массе от объема раствора
Жидкое стекло	"	До 5 % по массе от объема раствора
Асбест	"	До 1—2 % по массе от объема раствора
Палыгорскит	"	На 1 м³ раствора, насыщенного солью, до 100 кг
Углещелочной реагент (УЩР)	Стабилизаторы	До 5 % по массе от объема раствора
Торфощелочной реагент (ТЩР)	"	То же
Карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ)	"	До 3 % по массе от объема раствора
Полиакрилаты (метас) гипан	"	До 2,5 по массе от объема раствора
Сульфитно-спиртовая барда (ССБ)	"	До 5 % по массе от объема раствора
Крахмальный реагент	"	2—3 % по массе от объема раствора
Кальцинированная сода	Связывающие ионы кальция	До 0,5 % по массе от объема раствора
Форсфаты натрия	То же	До 0,25 % по массе от объема раствора
Хлористый кальций	Поставляющие ионы кальция	2—3 % по массе от объема раствора
Гашеная известь	То же	До 0,5 % по массе от объема раствора
Каустическая сода	Регуляторы щелочности	0,01—0,25 % от объема раствора
Бурый уголь	То же	Добавляется в буровой раствор в виде 20—30 %-ной взвеси

тественный глинистый раствор, образующийся от взаимодействия воды с частицами выбуренной породы.

В зарубежной практике бурения скважин на воду наряду с глинистыми растворами широкое распространение получили растворы на полимерной основе.

В США на основе полимера ХС используются растворы "Куик трол", полимерные растворы типа "Сепаран" (АР30, Р2), в ФРГ — "Престол2850". При ударном бурении фирма "Бейнер Дрил" (Канада) применяет воду, обработанную препаратом "Тригель".

Список литературы

1. Гидрогеологические исследования в горном деле / В.А. Мироненко, Ю.А. Норватов, Л.И. Сердюков и др. — М.: Недра, 1976.

2. Мироненко В.А., Мольский Е.В., Румынин В.Г. Горнопромышленная гидрогеология. — М.: Недра, 1989.

3. Плотников Н.И., Рогинец И.И. Гидрогеология рудных месторождений. — М.: Недра, 1987.

4. Справочник по осушению горных пород. Под редакцией И.К. Станченко. — М.: Недра 1984.

15
Электроснабжение и освещение

15.1. Электроснабжение карьеров

15.1.1. Построение систем электроснабжения карьеров

Электроснабжение карьеров должно осуществляться, как правило, от районных энергосистем по воздушным линиям электропередачи (ВЛ) напряжением 35—220 кВ с применением принципа глубокого ввода высокого напряжения.

Рекомендуется глубокий ввод высокого напряжения осуществлять путем установки передвижных трансформаторных подстанций (ПКТП) напряжением 35/6—10 кВ в пределах горных работ, в том числе непосредственно на уступах карьера.

Для питания передвижных электроустановок напряжением до 35 кВ следует применять систему с изолированной нейтралью.

Для сетей напряжением 6—10 кВ допускается заземление нейтрали через высокоомные резисторы, трансформаторные и другие устройства, обеспечивающие наложение активного тока замыкания на землю.

Рекомендуемые значения сопротивления высокоомных резисторов в зависимости от емкостного тока металлического замыкания на землю в сети напряжением 6—10 кВ приведены ниже.

Емкостной ток замыкания в сети, А	0,7—2*	3—4	5—6	7—8	9—10
Сопротивление резистора в нейтрали (кОм) при напряжении сети:					
6 кВ	3	2	1	1	0,75
10 кВ	4	3	2	1,5	1

* Для сетей, оснащенных защитами от замыкания на землю типа ЗЗП-1, значения сопротивления резистора в указанном диапазоне емкостных токов должны быть увеличены в 2 раза.

Допускается применение системы с глухозаземленной нейтралью для электрических сетей напряжением до 380 В стационарных объектов на территории карьера (железнодорожные станции, гаражи, бытовые помещения, осветительные установки, водопонижающие установки, расположенные за границей ведения горных работ и т.п.) при условии, что питание этих объектов предусмотрено от отдельных трансформаторов.

Для электроснабжения потребителей карьера следует предусматривать, как правило, напряжения:

35 кВ — для распределения электроэнергии и питания электроприемников вскрышных и добычных горных машин и комплексов;

10 или 6 кВ — для питания электродвигателей и распределения электроэнергии;

до 1 кВ — для питания остальных электроприемников.

Схемы электроснабжения карьеров рекомендуется принимать:

при транспортной системе разработки — продольную, с расположением передвижных ВЛ напряжением 6—10 кВ на уступах (рис. 15.1.). В отдельных случаях

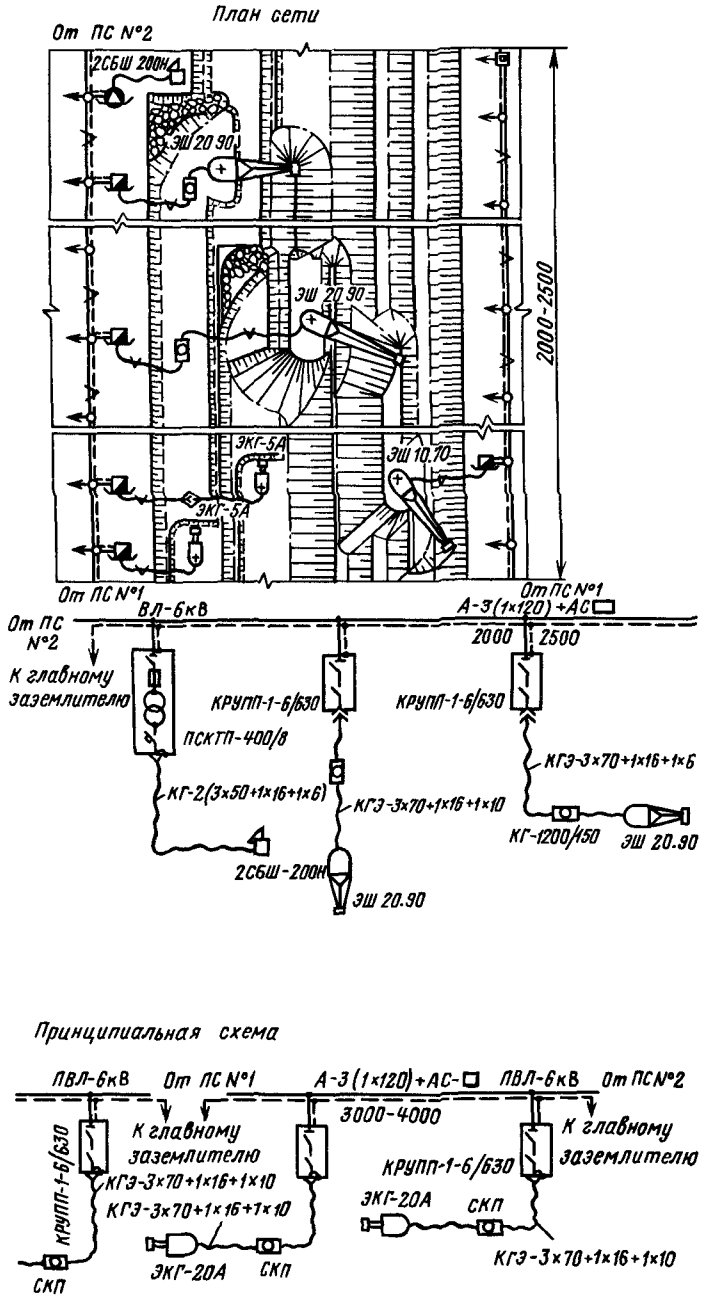


Рис. 15.1. Электроснабжение участка при транспортной системе разработки с двумя

Перечень условных обозначений


Экскаватор одноковшовый (ЭКГ или ЭВГ)


Экскаватор шагающий (ЭШ)


Экскаватор роторный (ЭРП, ЭРГВ)


Отвалообразователь


Перегружатель (ПГ)


Экскаватор цепной


Ленточный конвейер (КЛЗ, КЛТЛ)


Буровой станок (СБШ, СБШК, СБР)


Самоходный кабельный передвижчик (СКП)


Кран-укосина с кабельным барабаном


Подстанция 110/35/6(10) кВ, стационарная (существующая, ГПП)


Подстанция 35/6(10) кВ, стационарная


Подстанция 35/6(10) кВ, передвижная (ПКТП)

Подстанция 6(10)/0,4 кВ, передвижная (ПСКТП)


Передвижной комплектный распределительный пункт с выключателями (КРУП-6В)


Передвижной комплектный распределительный пункт с разъединителями (КРУП)

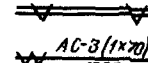

Передвижной приключательный пункт с выключателем 35 кВ


Передвижной приключательный пункт с выключателем 6-10 кВ (КРУПП)

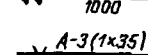

Передвижной приключательный пункт с разъединителем


Кабельный штепсельный разъем

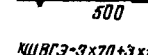
Двухцепная воздушная ЛЭП на напряжение 6(10) кВ



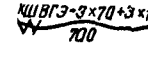
Воздушная ЛЭП 35 кВ с проводом АС сечением 3 (1×70) мм^2, длиной 1000 м



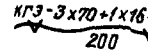
Воздушная ЛЭП 6(10) кВ с проводом А сечением 3 (1×35) мм^2, длиной 500 м



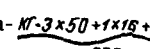
Кабель гибкий 35 кВ марки КШГВЭ сечением 3×70+3×16, длиной 700 м



Кабель гибкий 6 кВ марки КГЭ сечением 3×70+1×16+1×10, длинои 200 м



Кабель гибкий 0,6б кВ марки КГ сечением 3×50+1×16+1×6, длиной 200 м


Заземляющий провод


Электрод заземления

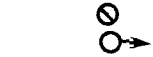
Опора промежуточная стационарная


Опора промежуточная стационарная с разъединителем


Опора стационарная с подкосом


Опора промежуточная передвижная


Опора промежуточная передвижная с разъединителем


Опора угловая стационарная


Опора угловая передвижная

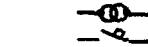

Опора концевая стационарная

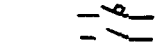

Опора концевая передвижная


Опора ответвительная стационарная


Грансформатор


Выключатель автоматический


Выключатель (вакуумный)


Разъединитель


Предохранитель

экскаваторами ЭКГ-20 на уступе и БВР. План сети и принципиальная схема

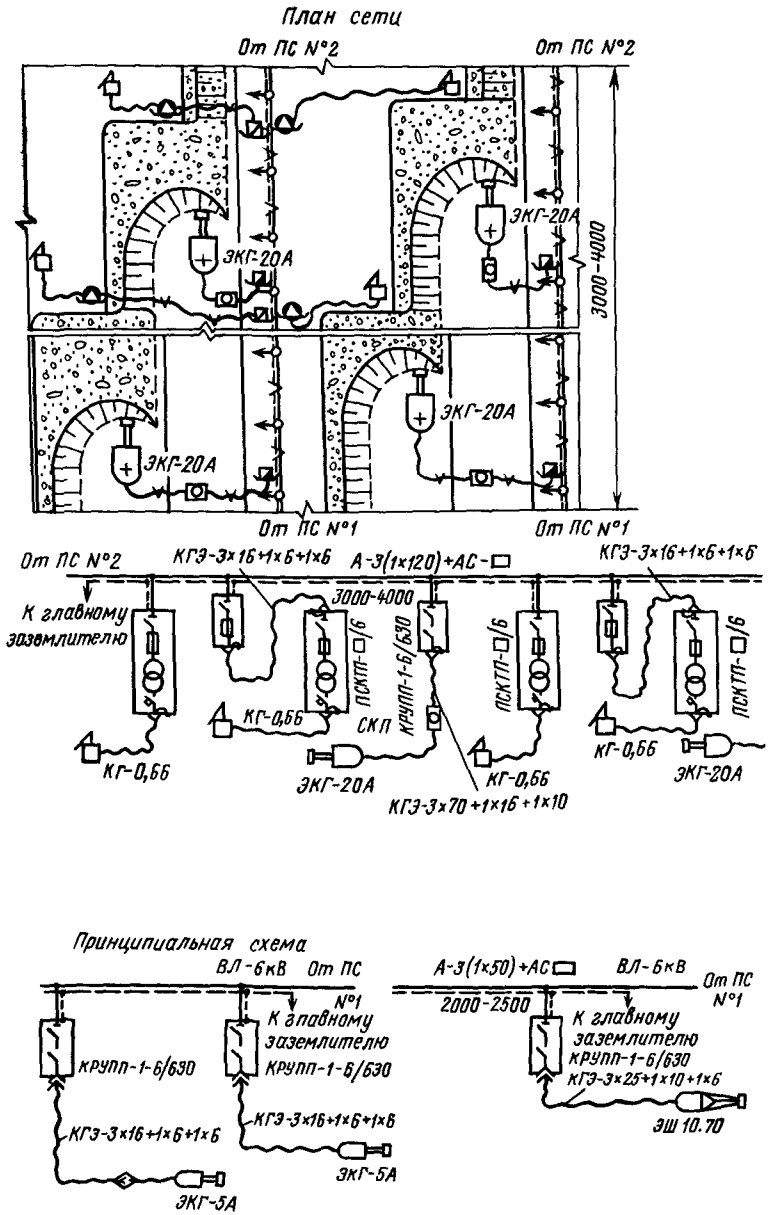


Рис. 15.2. Электроснабжение участка при бестранспортной системе разработки с двумя экскаваторами ЭШ20.90 на вскрыше, ЭШ10.70 на переэкскавации и БВР (два наклонных пласта). План сети и принципиальная схема

(большой объем буровзрывных работ, значительная протяженность фронта горных работ и др.) при технико-экономическом обосновании возможно применение поперечной схемы электроснабжения;

при бестранспортной системе разработки — построенную по принципу блока "ВЛ 35-110 — ПКТП 35-110/6-10 кВ" с бортовыми магистральными и радиально-поперечными ВЛ 6-10 кВ (рис. 15.2.);

при применении техники непрерывного действия — магистрально-радиальную с расположением кабельных линий электропередачи (КЛ) на уступах (рис. 15.3.);

при комбинированной системе разработки — состоящие из комбинаций схем карьеров с цикличной и поточной технологией (рис. 15.4.).

Вопрос об окончательном выборе системы электроснабжения следует решать технико-экономическим сравнением возможных вариантов системы. При этом (при различных уровнях надежности системы) рекомендуется учитывать ущерб от перерывов электроснабжения основных электроприемников карьера.

Питание технологически связанных горнотранспортных машин и комплексов рекомендуется осуществлять от общего источника питания или линии электропередачи.

К одной передвижной ВЛ напряжением 6-10 кВ рекомендуется присоединять не более:

трех экскаваторов с ковшом вместимостью до 5 $м^3$ и трех ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;

двух экскаваторов с ковшом вместимостью до 15 $м^3$ и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;

одного экскаватора с ковшом вместимостью 20 $м^3$ и более и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;

двух роторных (многочерпаковых) экскаваторов с теоретической производительностью до 1300 $м^3/ч$ и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;

одного роторного (многочерпакового) экскаватора с теоретической производительностью свыше 1300 $м^3/ч$ и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;

пяти буровых станков напряжением 6-10 кВ или ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А для питания силовых потребителей или десяти ПКТП единичной мощностью до 100 кВ·А для питания осветительных установок.

Допускается в обоснованных случаях изменять число подключаемых к одной ПВЛ потребителей.

Суммарная протяженность гальванически связанных воздушных и кабельных сетей напряжением 6-10 кВ, как правило, должна быть такой, чтобы емкостной ток металлического однофазного замыкания на землю не превышал 15 А. В случае превышения указанного значения тока сеть рекомендуется разукрупнять установкой дополнительных ПКТП 35/6-10 кВ.

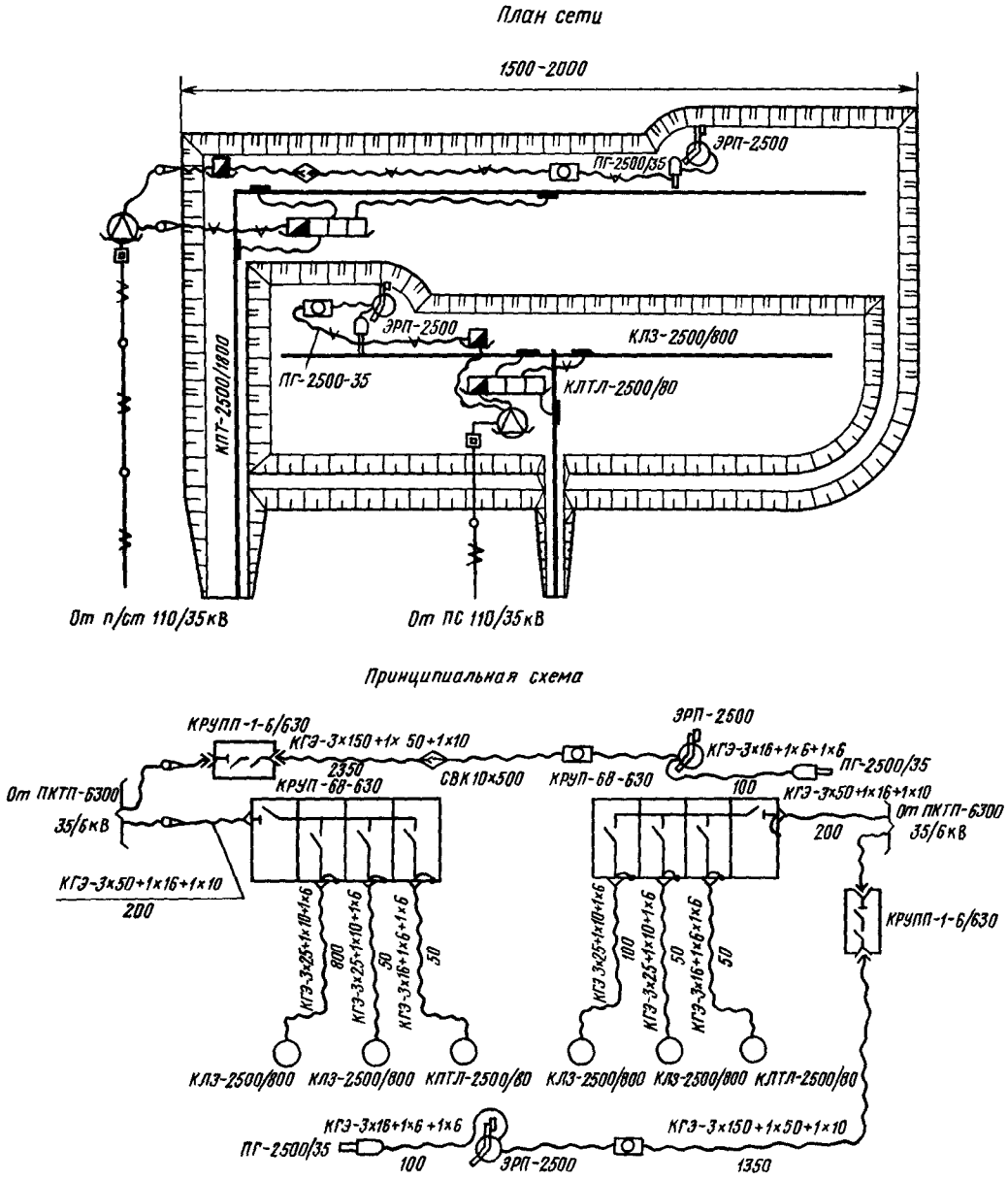


Рис. 15.3. Электроснабжение участка с техникой непрерывного действия — двумя роторными комплексами производительностью по 2500 м^3/ч. План сети и принципиальная схема

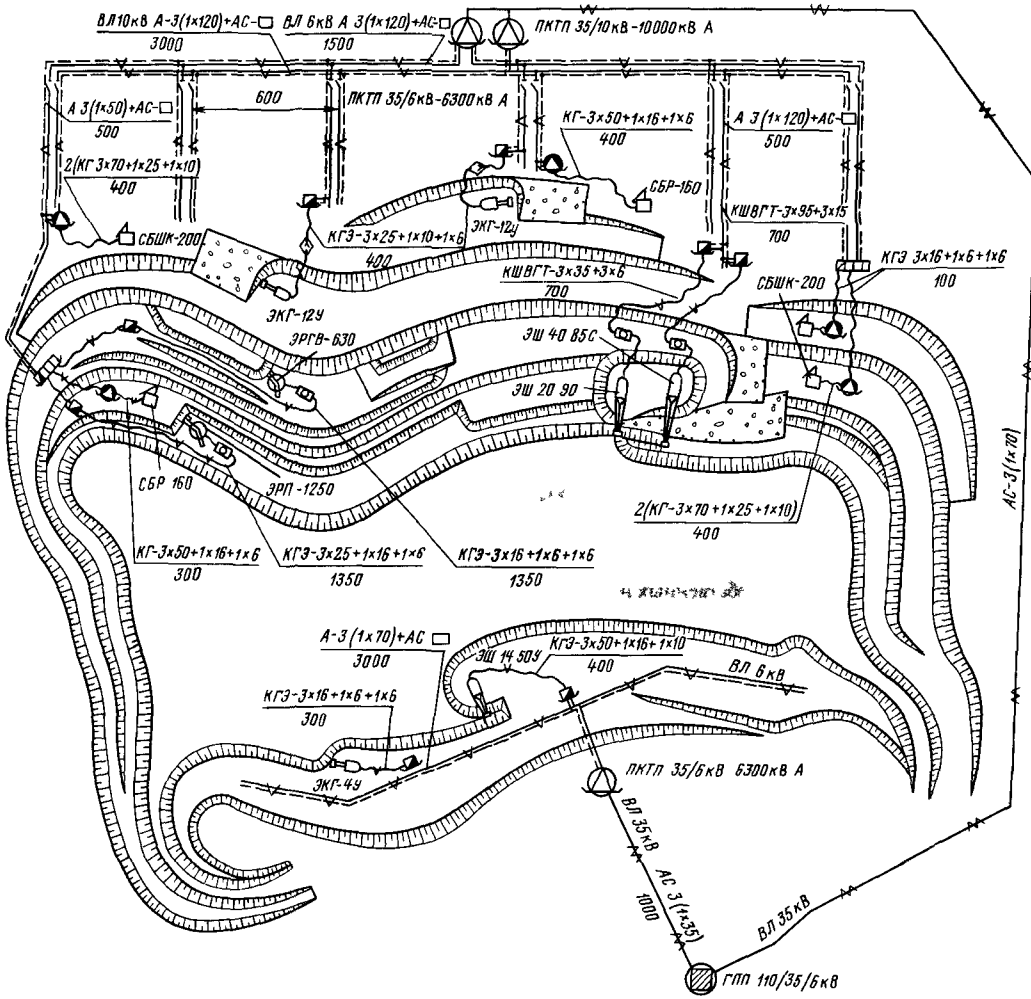


Рис. 15.4. Электроснабжение карьера с комбинированной системой разработки. План сети

Питание электроустановок карьера должно, как правило, выполняться обособленно (отдельно) от потребителей другого назначения (городских, шахтных и др.).

Совместное питание потребителей от одной секции шин допускается при условии оборудования всех отходящих присоединений, в том числе питающих сторонние потребители, селективными защитами (основной и резервной) от однофазных замыканий на землю с действием на отключение.

Присоединение передвижных электроустановок к линиям электропередачи напряжением до 35 кВ должно осуществляться с помощью приключательных (ПП) или распределительных (РП) пунктов, а также с использованием РУ передвижных подстанций. Подключение двух экскаваторов к одному ПП не разрешается.

Допускается подключение к одному ПП экскаватора и ПКТП для питания буровых станков, если присоединение двух отходящих кабелей предусмотрено конструкцией ПП.

15.1.2. Передвижные комплектные трансформаторные подстанции

Передвижные комплектные трансформаторные подстанции ПКТП 35/6-10 кВ предназначены для питания горных машин напряжением 6-10 кВ, а также строительных и других временных площадок в системе электроснабжения открытых горных работ. Техническая характеристика ПКТП приведена ниже.

Номинальная мощность, кВ А	2500, 4000, 6300, 10000
Номинальное первичное напряжение, кВ	35
Номинальное вторичное напряжение, кВ	6 или 10
Тип силового трансформатора	Двухобмоточный масляный с естественным воздушным охлаждением (для 10000 кВ А — дутьевое охлаждение)
Регулирование напряжения	Под нагрузкой, с диапазоном и ступенями регулирования ± 10 % (± 4×2,5 %), для 10000 кВ А — регулирование без возбуждения, ручное, пределы и степени регулирования ± 5 % (± 2 × 2,5)
Напряжение короткого замыкания, %	6,5—7,5
Схема и группа соединения обмоток	У/Д — 11
Мощность трансформатора собственных нужд, кВ А	100
Тип выключателей на стороне ВН и НН	Вакуумные
Число вводов	1
Число выводов	4
Исполнение вводов и выводов	Воздушные и кабельные
Степень защиты встроенного электрооборудования по ГОСТ 14254—80	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УХЛ1
Габариты, мм	
длина (всех блоков)	20180
ширина	3175
высота при вводе и выводах	
кабельных	3760
воздушных	4500—4750
Масса с учетом массы силового трансформатора, т	До 49,5

Передвижные комплектные подстанции ПСКТП 6/0,4 кВ с сухими трансформаторами (табл. 15.1) предназначены для питания горных машин и механизмов сравнительно небольшой мощности (буровых станков, ленточных конвейеров, передвижных компрессоров, водоотливных установок, освещения и т.д.) на карьерах.

Передвижные комплектные подстанции ПСКТП 6/0,4—0,23 кВ мощностью 25—63 кВ А с сухими трансформаторами предназначены для электроснабжения переменным током осветительных установок и других вспомогательных передвижных электроприемников на открытых горных работах. Техническая характеристика ПСКТП 6/0,4—0,23 приведена ниже.

Тип подстанции	25/6	40/6	63/6
Номинальная мощность, кВ·А	25	40	63
Номинальное первичное напряжение, кВ	6 ± 5 %	6 ± 5 %	6 ± 5 %
Номинальное вторичное напряжение, кВ	0,4 0,23	0,4 0,23	0,4 0,23
Схема и группа соединения обмоток	$Y/Y_н$	Y/Yн	Y/Yн
Напряжение короткого замыкания, %	3,7	3,7	3,7
Ток холостого хода, %	6,0	6,0	6,0
Ввод ВН	Воздушно-кабельный		
Число выводов НН	1	2	2
Исполнение выводов	Кабельное		
Степень защиты встроенного электрооборудования по ГОСТ 14254—80	IP 54	IP 54	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УХЛ1	УХЛ1	УХЛ1
Габариты, мм:			
длина	2000	2000	2000
ширина	1300	1300	1300
высота при вводе:			
кабельном	2170	2170	2170
воздушном	4500	4500	4500
Масса, кг	1900	2000	2100

Таблица 15.1.
Техническая характеристика ПСКТП

Показатели	Тип подстанции			
	100/6	250/6	400/6	630/6
Номинальная мощность, кВ·А	100	250	400	630
Номинальное первичное напряжение, кВ	6±5 %	6±5 %	6±5 %	6±5 %
Номинальное вторичное напряжение, кВ	0,4; 0,23	0,4	0,4	0,69; 0,4
Схема и группа соединения обмоток	$Y/Y_н$—0	Y/Δ—11	Y/Δ—11	Y/Y—0; Y/Δ—11
Напряженне короткого замыкания, %	3,7	3,5	3,5	3,5
Ток холостого хода, %	6,0	3,5	2,5	1,9
Ввод ВН	Воздушно-кабельный			
Число выводов НН	1	3	3	3
Исполнение выводов	Кабельное			
Тип выключателей выводов	А 3700	А 3700	А 3700	ВА53-41
Степень защиты встроенного электрооборудования по ГОСТ 14254—80	IP 54	IP 54	IP 54	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УХЛ1	УХЛ1	УХЛ1	УХЛ1
Габариты, мм:				
длина	3900	4050	4200	4130
ширина	1320	1320	1320	1320
высота при вводе				
кабельном	2180	2180	2180	2270
воздушном	4500	4500	4500	4935
Масса, кг	2500	3500	4300	5350

15.1.3. Передвижные комплектные распределительные пункты

Передвижные комплектные распределительные пункты (ПРП) предназначены для распределения электрической энергии напряжением 6—10 кВ и разветвления кабельных сетей в схемах электроснабжения передвижного горнотранспортного оборудования на открытых горных работах.

Техническая характеристика ПРП приведена ниже.

Тип ПРП	КРУП-10В-630УХЛ1	КРУП-10-630УХЛ1
Номинальное напряжение, кВ	6, 10	6, 10
Номинальный ток сборных шин, А	630	630
Число вводов	1	1
Исполнение вводов	Воздушно-кабельный	
Число выводов	3	3
Исполнение выводов	Кабельное	
Тип выключателя	Вакуумный разъединитель	
Степень защиты по ГОСТ 14254—80	IP 54	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УХЛ1	УХЛ1
Габариты, мм		
длина	4800	4200
ширина	2720	2720
высота при вводе —		
кабельном	3410	3410
воздушном	4600	4600
Масса, кг	7500	6000

15.1.4. Передвижные приключательные пункты

Передвижные приключательные пункты (ПП) предназначены для подключения, питания и защиты электрооборудования потребителей карьеров напряжением 6—10 кВ.

Техническая характеристика ПП приведена ниже.

Тип ПП	КРУПЭ-10УI	КРУПП-1-6(10)/630УХЛI	ЯКНО 10УI
Номинальное напряжение, кВ	6, 10	6, 10	6, 10
Номинальный ток, А	630	630	630
Ввод	Воздушный	Воздушно-кабельный	Воздушный (кабельный)
Число выводов	1, 2	1, 2	1, 2
Исполнение выводов		Кабельное	
Тип выключателя		Вакуумный	
Степень защиты по ГОСТ 14254—80	IP 54	IP 54	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УI	УХЛI	УI
Габариты, мм			
длина	3210	4860	2500
ширина	1750	2500	2180
высота при вводе —			
воздушном	4500	4605	4500
кабельном	—	2360	2900
Масса, кг	1500	2500	1500(2100)

15.1.5. Воздушные линии электропередачи

Для электроснабжения электроприемников карьеров сооружают стационарные и передвижные воздушные линии (ВЛ) электропередачи напряжением 6—35 кВ.

Для сооружения стационарных ВЛ 6—35 кВ рекомендуется применять типовые опоры, разработанные институтами "Энергосетьпроект" и "Сельэнергопроект", алюминиевые и сталеалюминиевые провода сечением 35—185 мм^2.

При сооружении передвижных ВЛ 6—10 кВ рекомендуется применять деревянные одностоечные опоры на железобетонных основаниях, конструкции которых разработаны институтами Центрогипрошахт, Гипроруда (г. Санкт-Петербург), Сибгипрошахт, алюминиевые провода сечением 35—120 мм^2 (возможно применение сталеалюминиевых проводов сечением < 95 мм^2).

Расстояние (пролет) между передвижными опорами определяется конкретными климатическими условиями, но не должно превышать 50 м.

Секционирование стационарных и передвижных ВЛ 6—10 кВ производят посредством установки секционных разъединителей на опорах в местах разветвления электрической сети Расстояние между секционными разъединителями передвижных ВЛ — 400—600 м.

15.1.6. Кабельные линии электропередачи

Для электроснабжения электроприемников карьеров применяют магистральные и распределительные кабельные линии электропередачи (ЛЭП) напряжением 6—10 кВ, прокладываемые по уступам.

Магистральные и распределительные кабельные ЛЭП 6—10 кВ выполняют гибкими кабелями КГЭ-6, КГЭТ-6, КВГВ-10 и др.

Для питания электроприемников напряжением до 1 кВ применяют гибкие кабели КГ-0,66 со вспомогательной жилой (ТУ16-705.356—84).

Конструктивные размеры и допустимые токовые нагрузки основных марок силовых гибких кабелей приведены в табл. 15.2—15.5.

Таблица 15.2.
Конструктивные размеры силовых гибких кабелей 6 кВ (ГОСТ 9388—82)

Число и номинальное сечение жил, мм^2			Номинальный наружный диаметр кабеля, мм	Расчетная масса 1 км кабеля, кг			
основных	заземления	вспомогательных		КГЭ, КГЭ-ХЛ	КГЭТ	КГЭ-Т	КВГВ
3×10	1×6	1×6	41,2	2170	2143	2304	—
3×16	1×6	1×6	43,8	2522	2491	2665	—
3×25	1×10	1×6	46,4	3014	2979	3173	—
3×35	1×10	1×6	50,2	3641	3601	3819	—
3×50	1×16	1×10	53,9	4309	4266	4543	—
3×70	1×16	1×10	63,3	5835	5783	6120	—
3×95	1×25	1×10	66,5	6998	6941	7319	—
3×120	1×35	1×10	72,0	8267	8203	8618	—
3×150	1×50	1×10	77,6	9802	9730	10195	—
3×150	1×50	7×2,5	89,3	—	—	—	12144

Примечание. Длительно допустимая температура на токоведущих жилах кабелей КГЭ, КГЭ-Т не должна превышать 75°С, кабелей КГЭТ, КВГВ — не более 85°С и кабеля КГЭ-ХЛ — 80°С

Таблица 15.3.
Длительно допустимые токовые нагрузки кабелей при номинальной температуре воздуха +25°С

Сечение основной жилы, мм	Длительно допустимый ток, А				
	КГЭ, КГЭ-Т	КГЭ-ХЛ	КГЭТ	КГ	КВГВ
10	82	91	94	—	—
16	106	117	121	—	—
25	141	157	161	148	—
35	170	189	195	178	—
50	213	235	242	222	—
70	260	289	296	268	—
95	313	346	356	323	—
120	367	403	417	381	—
150	413	458	470	—	500

Примечания. 1 Для кабелей, намотанных на барабан, длительно допустимый ток определяется с учетом поправочных коэффициентов: 0,8 — при числе слоев навивки равным 1; 0,6 — при числе слоев навивки — 2; 0,5 — при числе слоев навивки — 3. 2. При температуре воздуха, отличной от +25°С, применяются поправочные коэффициенты, приведенные в табл. 15 5

Таблица 15.4.
Конструктивные размеры силовых гибких кабелей марки КГ-0,66 со вспомогательной жилой

Число и номинальное сечение жил, мм			Номинальный наружный диаметр кабеля, мм	Расчетная масса 1 км кабеля, кг
основных	заземления	вспомогательных		
3×25	1×10	1×4	30,5	1691
3×35	1×10	1×4	34,7	2204
3×50	1×16	1×6	41,2	3129
3×70	1×25	1×10	45,7	4079
3×95	1×35	1×10	51,0	5238
3×120	1×35	1×10	55,9	6440

Примечание. Длительно допустимая температура на токоведущих жилах кабелей не должна превышать 75°С.

Таблица 15.5.
Длительно допустимые токовые нагрузки на гибкие кабели в зависимости от температуры окружающей среды*

Допустимая температура нагрева жил кабелей, °С	Коэффициент k_t при температуре (°С) окружающей среды*							
	—60	—50	—40	—30	—20	—10	—5	0
65	1,76	1,69	1,62	1,54	1,45	1,37	1,32	1,27
85	1,56	1,50	1,44	1,38	1,32	1,26	1,23	1,19

Продолжение табл. 15.5.

Допустимая температура нагрева жил кабелей, °С	Коэффициент k_t при температуре (°С) окружающей среды*							
	+5	+10	+15	+20	+25	+30	+40	+50
65	1,22	1,17	1,12	1,06	1,00	0,94	0,79	0,61
85	1,15	1,12	1,08	1,04	1,00	0,96	0,86	0,78

* Значения коэффициента k_t приняты согласно "Руководству по эксплуатации и ремонту гибких кабелей на напряжение 6-10 кВ на открытых горных работах".

15.1.7. Соединительные муфты и разъемы для гибких кабелей

Соединительные муфты предназначены для временного соединения отрезков гибких высоковольтных экскаваторных кабелей на карьерах в аварийных случаях и при перегонах экскаваторов. Техническая характеристика муфт приведена ниже.

Соединительная муфта	СМ1	СМ2
Сечение рабочих жил кабеля, мм²	70—120	70—120
Наружный диаметр кабеля, мм	49—89	49—89
Номинальное напряжение, кВ	10	10
Номинальный ток, А	250	250
Габариты, мм		
длина	1180	1400
ширина	680	850
высота	1145	755

Высоковольтный кабельный разъем РК-3-6/250 предназначен для соединения между собой отрезков силовых гибких кабелей с резиновой изоляцией, а также для присоединения этих кабелей к передвижному электрооборудованию (подстанциям, приключательным пунктам) и технологическим машинам, работающим в условиях открытых горных работ.

Техническая характеристика разъема РК-3-6/250

Номинальное напряжение главных цепей, кВ	6
Наибольшее рабочее напряжение, кВ	7,2
Номинальный ток, А	250
Номинальное напряжение цепи управления, В	400
Номинальный ток цепи управления, А	10
Число контактов разъема	
главных	3
заземления	1
управления	1
Сечение рабочих жил кабеля, мм²	16—95
Наружный диаметр кабеля, мм	До 70
Размеры разъема в сборе, мм	
длина	590
диаметр	156
Масса разъема в сборе, кг	12,5

15.1.8. Расчет электрических нагрузок силовых потребителей карьеров

Расчет удельного расхода электроэнергии горно-технологическим оборудованием карьеров приведен в табл. 15.6.

Сменный расход электроэнергии (кВт·ч):

горных машин (экскаватора, конвейерной установки, перегружателя, отвалообразователя, транспортно-отвального моста, бурового станка и т.п.)

$$W_{см} = kw_i П_i;$$

водоотливной установки

$$W_{см} = kw_i П_i H_г,$$

где k — коэффициент потерь электроэнергии (принимается $k = 1,1$ для высоковольтных электроприемников и $k = 1,15$ для низковольтных); w_i — удельный расход электроэнергии (см. табл. 15.6.); $П_i$ — сменная производительность машины или установки; $H_г$ — геодезическая высота подъема воды, м.

Среднесменная активная мощность (кВт) машины или установки

$$p_{см1} = W_{см}/t_{см},$$

где $t_{см}$ — продолжительность смены, ч.

Среднесменная активная мощность (кВт) группы прочих потребителей (освещение, рембаза, техкомплекс и др.)

$$p_{см2} = k\, k_и P_{ном},$$

где $k_и$ — коэффициент использования (табл. 15.7); $P_{ном}$ — суммарная номинальная мощность группы приемников, кВт.

Среднемесячная реактивная мощность (квар):

машины или установки

$$p_{Qсм1} = p_{см1} \operatorname{tg}\varphi_1;$$

прочих приемников

$$p_{Qсм1} = p_{см1} \operatorname{tg}\varphi_2,$$

где $\operatorname{tg}\varphi_1$ и $\operatorname{tg}\varphi_2$ — коэффициенты реактивной мощности (см. табл. 15.7).

Таблица 15.6.

Расчетные формулы удельного расхода электроэнергии горно-технологическим оборудованием карьеров

Наименование работ	Машины и механизмы	Расчетная формула удельного расхода электроэнергии	Размерность удельного расхода	Обозначение величин, их размерности
Экскавация	Прямая мехлопата	$w_э = E(0{,}028 + 103/П_э)$	кВт·ч/м³ породы в целике	E — вместимость ковша одноковшового экскаватора, м³
	Драглайн с $E \leq 25$ м³	$w_э = E(0{,}055 + 94/П_э)$		$П_э$ — сменная производительность экскаватора, м³
	ЭШ40.85с	$w_э = 1{,}1 + 3260/П_э$		
	ЭШ100.125	$w_э = 1{,}2 + 7878/П_э$		
	ЭРГ-400	$w_э = 0{,}86 + 152/П_э$		
	ЭР-1250, ЭРП-1250	$w_э = 0{,}14 + 1282/П_э$		
	ЭРП-2500, ЭР-2500	$w_э = 0{,}22 + 2892/П_э$		Для не указанных экскаваторов удельный расход электроэнергии определяется в соответствии с Инструкцией по расчету норм расхода электроэнергии в угольной промышленности (ВН 12.25.007—81)
	ЭРГ = 1600	$w_э = 0{,}73 + 4223/П_э$		
	ЭРШРД-5000, ЭРШР-5000	$w_э = 0{,}68 + 2048/П_э$		
Транспортирование и отвалообразование	Ленточные конвейеры, перегружатели, отвалообразователи и транспортно-отвальные мосты	$w_к = 0{,}22 + 1{,}1cv_л/Q_к \pm 4{,}0H_к/L_к$	кВт·ч/(т·км)	c — коэффициент ($c = 24 \div 134$ при ширине ленты 500—2500 мм); $v_л$ — скорость ленты, м/с; $Q_к$ — часовая производительность конвейерной установки, т/ч; $H_к$ — разность конечного и начального уровней конвейерной установки, км; $L_к$ — длина конвейера, км
	Буровые станки: шарошечного бурения	$w_б = 2{,}66 + 0{,}47/(dv_б)$	кВт·ч/м	d — диаметр скважины, м; $v_б$ — механическая скорость бурения, м/мин
	вращательного бурения	$w_б = 0{,}53/v_б$		
	ударно-вращательного бурения	$w_б = 1{,}75/v_б$		
Водоотлив	Насосные установки	$w_b = 0{,}0031/(\eta_н \eta_т)$	кВт·ч/(м³·м)	$\eta_н$, $\eta_т$ — КПД соответственно насосной установки и трубопровода
Гидромеханизация	Гидромониторы	$w_{гм} = \beta H_{м.н} 0{,}0031/(\eta_н \eta_т)$	кВт·ч/м³ породы в целике	

Продолжение табл. 15.6.

Наименование работ	Машины и механизмы	Расчетная формула удельного расхода электроэнергии	Размерность удельного расхода	Обозначение величин, их размерности
	Гидротранспорт	$w_{гт} = H_{м\,з}[0{,}0045(\gamma_г - 1) + 0{,}0031/\eta_з]\alpha$		β — удельный расход напорной воды, $м^3/м^3$, $H_{м\,н}$ — манометрический напор воды, создаваемой насосами, м, $H_{м\,з}$ — манометрический напор землесоса, м, $\gamma_г$ — плотность гидросмеси, $т/м^3$, α — относительное содержание породы в гидросмеси, $м^3/м^3$, $\eta_з$ — КПД землесоса
Производство сжатого воздуха	Компрессорные установки	$w_с = 1{,}1A/(3600\,\eta_к)$	кВт ч	A — работа сжатия 1 $м^3$ воздуха до заданного давления, $Дж/м^3$, $\eta_к$ — КПД компрессорной установки

Таблица 15.7.
Коэффициенты использования и реактивная мощность прочих приемников

Группа приемников	$k_и$	$tg\varphi_2$
Наружное освещение на карьере и промплощадке	0,45—0,50	0,1
Внутреннее освещение	0,35—0,45	0,1
Посты ЭЦ	0,40—0,50	0,1
Административно-бытовой комбинат	0,50—0,60	0,01
Механическая мастерская карьера	0,18—0,20	1,17
Депо	0,40—0,50	1,01
Котельная промплощадки	0,60—0,70	0,88
Техкомплекс промплощадки	0,40—0,50	1,01
Клетевой подъем дренажной шахты	0,50—0,60	1,01
Вентиляционная дренажной шахты	0,60—0,70	1,01
Горные работы дренажной шахты	0,30—0,40	1,17
Насосная	0,60—0,70	0,88
Складское хозяйство	0,40—0,50	1,01
Компрессоры промплощадки	0,65—0,75	0,88
Калориферная	0,60—0,65	0,88
Химлаборатория	0,40—0,50	0,88
Перегрузочные пункты	0,50—0,60	1,01
Прочие мелкие установки	0,55—0,65	1,01

Значения коэффициента реактивной мощности $\mathrm{tg}\varphi_1$ приемников электроэнергии основных вспомогательных технологических процессов следующие:

Экскаваторы одноковшовые с приводом на постоянном токе по системе Г—Д	
на вскрышных работах	1,17—1,69 (отстающ.), 0,33—0,75 (опереж.)
на добыче угля	1,01—1,69 (отстающ.), 0,48—0,75 (опереж.)
Экскаваторы одноковшовые с приводом на постоянном токе по системе "Тиристорный преобразователь — Двигатель"	
на вскрышных работах	0,75—1,01
на добычных работах	0,70—0,95
Экскаваторы роторные	1,01
Отвалообразователи и ленточные конвейеры	1,01—1,17
Станки шарошечного бурения	1,01
Станки вращательного бурения	1,01
Гидромониторы	0,88
Землесосы мощностью, кВт	
< 200	0,88
> 200	0,50 (опереж.)
Компрессоры мощностью, кВт	
< 200	0,75
< 400	0,63
> 400	0,33 (опереж.)
Насосы водоотливные мощностью, кВт	
< 50	1,01
< 200	0,75
< 500	0,63
> 500	0,50 (опереж.)

Среднемесячная полная мощность (кВ·А) линий электропередачи и подстанций, питающих более четырех электроприемников или карьер в целом,

$$P_{S\text{см}} = [(\sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i})^2 + (\sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}2i})^2]^{\frac{1}{2}}$$

Расчетная мощность:
активная мощность (кВт)

$$P_{\text{расч}} = k_{\max} \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i};$$

реактивная мощность (квар)

$$P_{Q\text{расч}} = k_{Q\max} \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}2i};$$

полная мощность (кВ·А)

$$P_{S\text{расч}} = (P_{\text{расч}}^2 + P_{Q\text{расч}}^2)^{\frac{1}{2}},$$

где $k_{\max}$ — коэффициент максимума активной мощности (принимается $k_{\max} = 1{,}42$ при $t_{\text{см}} = 7$ ч, $k_{\max} = 1{,}44$ при $t_{\text{см}} = 8$ ч, $k_{\max} = 1{,}49$ при $t_{\text{см}} = 12$ ч); $k_{Q\max} = 1{,}1$ — коэффициент максимума реактивной мощности.

Средняя активная мощность (кВт) отдельного электроприемника за рабочий цикл

$$p_{\text{ср}i} = w_i \Pi_{\text{т}i} / t_{\text{см}},$$

где $\Pi_{\text{т}i}$ — техническая производительность горной машины или установки.

Средний полный ток (А) отдельного электроприемника

$$I_{\text{ср}i} = p_{\text{ср}i} (1 + \mathrm{tg}^2\varphi_i)^{\frac{1}{2}} / (\sqrt{3} U_{\text{ном}}).$$

Расчетная активная (кВт) и реактивная (квар) мощность отдельного электроприемника карьера

$$p_{\text{расч}i} = k_{\text{ф}} p_{\text{ср}i};$$

$$p_{Q\text{расч}i} = P_{\text{расч}i} \mathrm{tg}\varphi_i,$$

где $k_{\text{ф}}$ — коэффициент формы графика нагрузки отдельного электроприемника карьера (принимается $k_{\text{ф}} = 1{,}25$ для экскаватора типа "прямая лопата", $k_{\text{ф}} = 1{,}16$ для драглайна, $k_{\text{ф}} = 1{,}04$ для роторного экскаватора и станка шарошечного бурения, $k_{\text{ф}} = 1{,}0$ для остальных электроприемников).

Расчетный ток (А)

$$I_{\text{расч}} = (p^2_{\text{расч}} + p^2_{Q\text{расч}})^{\frac{1}{2}} / (\sqrt{3} U_{\text{ном}})$$

Расчетные активные (кВт) и реактивные (квар) нагрузки карьерных линий и подстанций, питающих менее четырех потребителей:

$$P_{\text{расч}} = [(\sum_{i=1}^{n} p_{\text{ср}i})^2 + \sum_{i=1}^{n} (p^2_{\text{ср}i} (k^2_{\text{ф}} - 1))]^{\frac{1}{2}};$$

$$P_{Q\text{расч}} = [(\sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{ср}i})^2 + \sum_{i=1}^{n} (p^2_{Q\text{ср}i} (k^2_{\text{ф}} - 1))]^{\frac{1}{2}}.$$

Средневзвешенное значение коэффициента реактивной мощности за наиболее загруженную смену

$$\text{tg}\varphi_{\text{см}} = P_{Q\text{см}} / (\sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i}),$$

где $P_{Q\text{см}}$ — средняя реактивная мощность с учетом компенсации $P_{Q\text{к}}$, квар,

$$P_{Q\text{см}} = \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}2i} - P_{Q\text{к}}.$$

Эффективная (среднеквадратическая) мощность (кВ·А) группы из четырех приемников

$$P_{S\text{э}} = (1{,}04 \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i})(1 + \text{tg}^2\varphi_{\text{см}}).$$

Расчетная активная нагрузка (кВт) при длительности осреднения $T_{\text{о}} > 30$ мин.

$$P_{\text{расч}T} = k_{\text{max}T} \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i}.$$

Расчетная реактивная нагрузка (квар)

$$P_{Q\text{расч}T} = k_{\text{max}QT} \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}2i}.$$

Расчетная полная мощность (кВ·А)

$$P_{S\text{расч}T} = (P^2_{\text{расч}T} + P^2_{Q\text{расч}T})^{\frac{1}{2}},$$

где $k_{\text{max}T}$ — коэффициент максимума активной нагрузки,

$$k_{\text{max}T} = 1 + (k_{\text{max}} - 1)(2T_{\text{о}})^{\frac{1}{2}}.$$

$k_{\text{max}QT}$ — коэффициент максимума реактивной нагрузки,

$$k_{\text{max}QT} = 1 + (k_{\text{max}Q} - 1)(2T_{\text{о}})^{\frac{1}{2}}.$$

Пиковый ток (А) линии электропередачи и трансформатора при работе одноковшового экскаватора

$$I_{\text{пик}} = k_{\text{пик}} I_{\text{ср}} + \sum_{i=1}^{n} I_{\text{расч}i}$$

где $k_{\text{пик}}$ — коэффициент максимума пиковой нагрузки экскаватора (принимается $k_{\text{пик}} = 1{,}9 \div 2{,}1$ в зависимости от типа и мощности экскаватора; $I_{\text{ср}}$ — средний полный ток экскаватора; $I_{\text{расч}\,i}$ — расчетный полный ток остальных электроприемников в группе.

15.1.9. Определение мощности трансформаторных подстанций

Для главных понизительных подстанций (ГПП) карьера следует предусматривать, как правило, установку двух силовых трансформаторов с регулированием напряжения под нагрузкой. Мощность каждого из них равна 0,65—0,75 суммарной максимальной нагрузки на момент освоения проектной мощности карьера.

Номинальная мощность (кВ·А) трансформатора по условиям длительного нормального режима работы с учетом эквивалентной температуры охлаждающей среды (в летний период)

$$P_{S\text{ном}\,T} \geq P_{S\text{э}} / (k_{\text{т}} N),$$

где $k_{\text{т}}$ — коэффициент допустимой длительной перегрузки трансформатора, учитывающий отклонение эквивалентной летней температуры охлаждающей среды от номинальной (+20°С) (принимается $k_{\text{т}} = 1{,}0 \div 1{,}08$ по ГОСТ 14209—85); N — число однотипных трансформаторов ГПП.

Проверка возможности работы трансформатора в режиме максимальных (получасовых) нагрузок (кВ·А)

$$P_{S\text{ном}\,T} \geq P_{S\text{расч}} / (k_{\text{п}} N),$$

где $k_{\text{п}}$ — предельное значение коэффициента допустимой перегрузки (принимается $k_{\text{п}} = 1{,}5$ согласно ГОСТ 14209—85).

Коэффициент эквивалентной нагрузки

$$k_1 = P_{S\text{э}} / (N P_{S\text{ном т}}).$$

Условие нормального режима работы трансформатора

$$k_1 \le 0{,}8.$$

Условие бесперебойного электроснабжения потребителей с общей нагрузкой (аварийный режим работы подстанции)

$$P_{S\text{ном т}} \ge P_{S\text{расч.а}} / [k_{\text{п}}(N-1)]$$

$$\text{при } P_{S\text{ном.т}} \ge P_{S\text{э.а}} / [k_{\text{т}}(N-1)],$$

где $P_{S\text{расч а}}$, $P_{S\text{э а}}$ — соответственно расчетная и эффективная мощность аварийного режима с учетом категории приемников и возможности отключения неответственных приемников.

Номинальная мощность трансформатора передвижной комплектной подстанции (ПКТП) по условию нагрева

$$P_{S\text{ном.т}} \ge P_{S\text{расч}}.$$

Условие нормального пуска сетевого двигателя наиболее мощного и удаленного экскаватора при выбранной мощности трансформатора ПКТП

$$U'_{\text{д.п}} = U_{\text{д.п}} / U_{\text{ном}} \ge 0{,}75,$$

где $U'_{\text{д.п}}$ — кратность напряжения на зажимах двигателя в момент его пуска; $U_{\text{д.п}}$ — напряжение на зажимах двигателя в момент его пуска, кВ; $U_{\text{ном}}$ — номинальное напряжение двигателя, кВ.

15.1.10. Выбор сечений проводников

Сечение проводников воздушных и кабельных ЛЭП напряжением до и выше 1000 В выбирается по нагреву токами нагрузки с последующей проверкой:

по экономической плотности тока (только ЛЭП 6-35 кВ со сроком службы более 5 лет);

на термическую стойкость от воздействия токов короткого замыкания (только кабельные ЛЭП-6-10 кВ);

по допустимой потере напряжения.

Расчетный ток (А) в линии

$$I_{\text{расч}} = P_{S\text{расч}} / (\sqrt{3} U_{\text{ном}}) =$$

$$= P_{\text{расч}} / (\sqrt{3} U_{\text{ном}} \cos\varphi_{\text{расч}}),$$

где $U_{\text{ном}}$ — номинальное напряжение сети, кВ.

Условие выбора сечения проводников по нагреву

$$I_{\text{расч}} \le I_{\text{доп}}.$$

Условие термической стойкости от воздействия короткого замыкания (к.з.)

$$P_{S\min} = \alpha I_{\text{у}} t_{\text{п}}^{\frac{1}{2}},$$

где $P_{S\min}$ — минимальная расчетная мощность, кВ·А; α — расчетный коэффициент, определяемый допустимой температурой нагрева (для кабелей с бумажной изоляцией до 10 кВ с медными жилами равен 7, с алюминиевыми жилами — 12, для гибких кабелей с резиновой изоляцией — 9); $I_{\text{у}}$ — установившееся значение тока к.з., кА; $t_{\text{п}}$ — приведенное время действия тока к.з. (принимается равным суммарному времени срабатывания защиты и выключателя), с.

Потеря напряжения в трехфазной сети (%), состоящей из M участков с N нагрузками, сосредоточенными в конце ЛЭП на расстояниях один от другого, обусловленных технологией ведения горных работ,

$$\Delta U = 0{,}1 U_{\text{ном}}^{-2} \left[\sum_{i=1}^{N} p_{\text{расч } ij} \sum_{j=1}^{M} l_j (r_{oj} + x_{oj} \operatorname{tg}\varphi_{\text{расч } i})\right],$$

где $p_{\text{расч } ij}$ — расчетная нагрузка i-го электроприемника, приходящаяся на j-й участок сети, кВт; l_j — длина j-го участка сети, км; r_{oj}, x_{oj} — соответственно удельное активное и индуктивное сопротивление j-го участка сети, Ом/км.

Условие допустимой потери напряжения в трехфазной сети:

при длительном режиме работы двигателей электроприемников

$$\Delta U \le 5\ \%;$$

при пиковом режиме работы двигателей электроприемников

$$\Delta U \le 10\ \%.$$

15.1.11. Проверка сети по потере напряжения в пусковом режиме

Напряжение (кВ) на зажимах сетевого двигателя наиболее мощного и удаленного экскаватора в момент его пуска

$$U_{д\,п} = (U_х - \Delta U_{пр}) / (1 + \sqrt{3} k_{ном\,п} I_{ном.д} U_{ном}^{-1} X_{вн} 10^{-3}),$$

где $U_х$ — напряжение холостого хода, кВ; $\Delta U_{пр}$ — потеря напряжения от прочей нагрузки в общих с пускаемым двигателем элементах сети, кВ; $k_{ном\,п}$ — номинальная кратность пускового тока двигателя; $I_{ном.д}$ — номинальный ток двигателя; $X_{вн}$ — внешнее индуктивное сопротивление участка сети от питающего трансформатора до пускаемого двигателя, Ом.

$$\Delta U_{пр} = (R_{общ} + X_{общ}) P_{расч.пр} 10^{-3} / U_{ном},$$

где $R_{общ}$, $X_{общ}$ — соответственно активное и индуктивное сопротивление элементов сети, общих с пускаемым двигателем, Ом; $P_{расч\,пр}$ — расчетная нагрузка прочих электроприемников с асинхронным приводом (мощностью более 500 кВт), подключенных к сети.

$$X_{вн} = X_т + X_{ВЛ} + X_{КЛ},$$

где $X_т$ — индуктивное сопротивление трансформатора, Ом; $X_{ВЛ}$, $X_{КЛ}$ — индуктивное сопротивление соответственно воздушной (ВЛ) и кабельной (КЛ) ЛЭП, Ом.

$$X_т = 10 U_к U_х^2 / P_{Sном\,т};$$

$$X_{ВЛ} = 0{,}4 l_{ВЛ} / n_{ВЛ},$$

где $U_к$ — напряжение короткого замыкания, %; $P_{Sном\,т}$ — номинальная мощность трансформатора, кВ·А; $l_{ВЛ}$ — длина ВЛ, км; $n_{ВЛ}$ — число параллельных ВЛ.

$$X_{КЛ} = 0{,}08 l_{КЛ} / n_{КЛ},$$

где $l_{КЛ}$ — длина КЛ, км; $n_{КЛ}$ — число параллельных КЛ.

При невыполнении условия нормального запуска сетевого двигателя экскаватора следует рассмотреть возможность применения установки продольно-емкостной компенсации, повышения мощности питающего трансформатора, уменьшения длины ВЛ 6-10 кВ (приближения подстанции к экскаватору).

15.1.12. Расчет токов короткого замыкания в электроустановках напряжением выше 1 кВ

Расчетные формулы для определения сопротивлений элементов системы электроснабжения, выраженных в относительных единицах, приведенных к базисной мощности $P_{Sб}$ МВ·А (принимается кратной 10, т.е. 100, 1000), приведены в табл. 15.8.

Источники питания места к.з. — внешняя система электроснабжения и синхронные электродвигатели.

Расчетное сопротивление (Ом) цепи синхронных двигателей

$$X_{*с.д\ расч} = X_{*\Sigma} P_{S\Sigma} / P_{Sб} + 0{,}07,$$

где $X_{*\Sigma}$ — суммарное сопротивление цепи от синхронных двигателей до места к.з., Ом; $P_{S\Sigma}$ — суммарная номинальная мощность синхронных двигателей, МВ·А.

Ток (кА) к.з. от энергосистемы (источники неограниченной мощности),

$$I'' = I_t = I_у = P_{Sб} / (\sqrt{3} U_б X_{*\Sigma c}),$$

где I_t — действующее значение полного тока к.з. для произвольного момента времени выбора выключателей по отключенному току, кА; $I_у$ — установившийся ток к.з. для проверки на термическую устойчивость электрических аппаратов и кабелей, кА; $U_б$ — базисное напряжение (для каждой ступени трансформации принимается равным 115; 37; 10,5; 6,3 кВ); $X_{*\Sigma c}$ — суммарное сопротивление ветви от энергосистемы до точки к.з., Ом.

Токи (кА) к.з. от синхронных двигателей,

$$I_t = k_t I_{ном\Sigma},$$

где $I_{ном\Sigma} = P_{Sном\Sigma} / (\sqrt{3} U_{ном})$ — суммарный номинальный ток синхронных двигателей, кА; k_t — кратность периодической составляющей тока к.з. для различных моментов времени.

Таблица 15.8.
Сопротивление элементов системы электроснабжения

Элементы системы электроснабжения	Расчетные формулы	Примечание
Сопротивление энергосистемы	$x_{*6\,с} = P_{Sб}/P_{Sк}$, где $P_{Sк}$ — мощность трехфазного к.з. на шинах ГПП, от которой питается участковая подстанция	
Двухобмоточные трансформаторы	$x_{*6\,т} = U_к P_{Sб}/(100 P_{Sт})$	
Линия электропередачи	$x_{*6л} = x_0 l P_{Sб}/U_б^2$ $r_{*6л} = r_0 l P_{Sб}/U_б^2$ $z_{*6л} = \sqrt{x_{*6л}^2 + r_{*6л}^2}$	Для ВЛ-6-35 кВ $x_0 = 0{,}4$ Ом/км Для КЛ-6/10 кВ $x_0 = 0{,}08$ Ом/км Для КЛ-35 кВ $x_0 = 0{,}12$ Ом/км
Синхронные двигатели	$x_{*6\,с.д} = 0{,}2\,P_{Sб}/P_{Sдв.ном}$	
Трехобмоточные трансформаторы	$x_{*6\,тВ} = U_{кВ} P_{Sб}/(100 P_{SномВ})$ $x_{*6\,тС} = U_{кС} P_{Sб}/(100 P_{SномС})$ $x_{*6.тН} = U_{кН} P_{Sб}/(100 P_{SномН})$	$U_{кВ} = \frac{1}{2}(U_{кВ\text{-}Н} + U_{кВ\text{-}С} - U_{кС\text{-}Н})$; $U_{кС} = \frac{1}{2}(U_{кВ\text{-}С} + U_{кС\text{-}Н} - U_{кВ\text{-}Н})$; $U_{кН} = \frac{1}{2}(U_{кВ\text{-}Н} + U_{кС\text{-}Н} - U_{кВ\text{-}С})$
Примечание. Буквами В, С, Н обозначены обмотки трехобмоточного трансформатора соответственно высокого, среднего и низкого напряжения; $U_{кВ}$, $U_{кС}$, $U_{кН}$, $U_{кВ\text{-}Н}$, $U_{кВ\text{-}С}$ и т.д. — напряжения короткого замыкания соответствующих обмоток В, С, Н, В-Н, В-С, %		

Суммарный ток к.з. в данной точке для соответствующих моментов времени

$$I_{t\Sigma} = \sum_{i=1}^{n} I_{it},$$

где I_{it} — ток к.з. от i-го источника в момент времени t, кА; n — число источников питания места к.з.

Ударный ток к.з. (мгновенное значение)

$$i_{уд} = k_{уд}\sqrt{2}\,I'',$$

где $k_{уд}$ — ударный коэффициент при к.з. (в цепях с малым активным сопротивлением ($r_\Sigma \le 0{,}3X_\Sigma$) принимается равным 1,8).

Наибольшее действующее значение полного тока (кА) к.з.

$$I_{уд} = I''[1 + 2(k_{уд} - 1)^2]^{\frac{1}{2}}.$$

Мощность (МВ·А) к.з. для любого момента времени

$$P_{St} = \sqrt{3}\,U_б I_{t\Sigma}.$$

Токи при двухфазном к.з. через токи трехфазного к.з.:

$$I''^{(2)} = 0{,}87I'';$$

$$i_{уд}^{(2)} = 0{,}87 i_{уд};$$

$$I_у^{(2)} = 0{,}87 I_у.$$

15.1.13. Расчет токов однофазного замыкания на землю в сетях 6-10 кВ

Ток однофазного замыкания на землю (А) в сетях 6-10 кВ с изолированной нейтралью

$$I_з = 0{,}545\,U_л C_\Sigma,$$

где $U_л$ — линейное напряжение сети, кВ; C_Σ — суммарная емкость на фазу сети 6-10 кВ, мкФ.

$$C_{\Sigma} = C_{к} l_{к} + (5{,}5 l_{в} + 50 n_{эк}) 10^{-3},$$

где $C_{к}$ — удельная емкость на фазу кабельной ЛЭП 6-10 кВ (принимается по табл. 15.9, 15.10), мкФ/км; $l_{к}$, $l_{в}$ — длина соответственно кабельных и воздушных ЛЭП 6-10 кВ, км; $n_{эк}$ — количество экскаваторов, подключенных к сети 6-10 кВ.

Таблица 15.9.
Удельные емкости на фазу и емкостные токи для бронированных кабелей с бумажной пропитанной изоляцией

Сечение жил кабеля, мм^2	Удельная емкость жилы кабеля, мкФ/км·10^{-3}		Удельный емкостной ток кабеля, А/км·10^{-3}	
	6 кВ	10 кВ	6 кВ	10 кВ
3×25	140	110	460	360
3×35	160	130	520	420
3×50	180	140	590	460
3×70	210	160	680	520
3×95	240	190	790	620
3×120	270	200	890	650
3×150	315	240	1030	780
3×185	360	260	1180	850
3×240	400	300	1300	980

Таблица 15.10.
Расчетные удельные емкости на фазу и емкостные токи для силовых гибких кабелей

Сечение жил кабеля, мм^2	Удельная емкость жилы кабеля, мкф/км·10^{-3}		Удельный емкостной ток кабеля, А/км·10^{-3}	
	6 кВ	10 кВ	6 кВ	10 кВ
3×25 + 1×10	290	220	950	720
3×35 + 1×10	330	250	1080	820
3×50 + 1×16	360	280	1180	920
3×70 + 1×16	430	320	1400	1040
3×95 + 1×25	490	350	1600	1140
3×120 + 1×35	530	370	1730	1210
3×150 + 1×50	590	420	1930	1370

15.1.14. Расчет защитного заземления

Согласно "Единым правилам безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом" сопротивление заземления наиболее удаленной электроустановки не должно превышать 4 Ом.

Допустимое сопротивление заземления (Ом) в районах в наиболее неблагоп-

риятное время года с удельным сопротивлением земли более 500 Ом·м при неприемлемых по экономическим соображениям заземлителях

$$R_{доп} \leq 4\frac{\rho}{500},$$

где ρ — удельное максимальное сопротивление земли (табл. 15.11), Ом·м.

Таблица 15.11.
Приближенные значения удельных сопротивлений грунтов и воды ρ, Ом·м·10^2

Грунт	Пределы колебаний	Рекомендуемые для предварительных расчетов
Песок	4—10 и более	7
Супесок	1,5—4 и более	3
Суглинок	0,4—1,5 и более	1
Глина	0,08—0,7 и более	0,4
Садовая земля	0,4	0,4
Значительный слой глины /до 7—10 м/, глубже каменистый — скала или гравий	—	0,7
Каменистая глина /приблизительно 50 %, верхний слой глины толщиной 1—3 м/, ниже гравий, каменистый хрящ	—	1,0
Мергель, известняк, крупнозернистый песок с валунами	—	10—20
Скала, валуны	—	20—40
Чернозем	0,096—5,3 и более	2,0
Торф	—	0,2
Речная вода /на равнинах/	0,1—0,8	0,5
Морская вода	0,002—0,01	0,01

Допустимое сопротивление (Ом) заземляющего устройства по току однофазного замыкания на землю

$$R_{доп} \leq 125/I_з,$$

где $I_з$ — расчетный ток однофазного замыкания на землю, А.

Сопротивление (Ом) центрального заземления

$$R_{ц.з} = R_{доп}R_{з.п},$$

где $R_{з.п}$ — сопротивление заземляющих проводников от центрального заземления до наиболее удаленного заземляемого электроприемника, Ом.

Сопротивление (Ом) искусственного заземления

$$R_{и.з} = R_{ц.з}R_{е.з}/(R_{е.з} - R_{ц.з}),$$

где $R_{е.з}$ — сопротивление естественного заземления, Ом.

Сопротивление (Ом) заземляющих проводников от центрального заземлителя до наиболее удаленной заземляемой электроустановки

$$R_{з.п} = R_{м.з} + R_{з.ж},$$

где $R_{з.ж}$ — сопротивление заземляющей жилы гибкого кабеля от магистрали до электроустановки, Ом; $R_{м.з}$ — сопротивление магистрали заземления, Ом.

Сопротивление (Ом) магистрального заземляющего провода, проложенного по опорам воздушных ЛЭП,

$$R_{м\,з} = r_{0м} l_{м\,з},$$

где $l_{м\,з}$ — длина магистрали заземления, км; $r_{0м}$ — удельное активное сопротивление провода, Ом/км.

Сопротивление заземляющей жилы гибкого кабеля

$$R_{з.ж} = r_{0з.ж} l_{з.ж},$$

где $l_{з.ж}$ — длина заземляющей жилы кабеля, км; $r_{0з.ж}$ — удельное активное сопротивление заземляющей жилы кабеля, Ом/км.

Число одиночных заземлителей (электродов) центрального заземляющего устройства

$$n = R/(R_{и\,з}\eta_и),$$

где R — сопротивление растеканию одного электрода заземления, Ом; $\eta_и$ = 0,47÷0,95 — коэффициент использования электродов заземления.

15.2. Тяговые сети

Тяговые сети карьеров выполняются на постоянном токе номинальным напряжением 1,5 и 3,0 кВ или однофазном переменном токе номинальным напряжением 10 кВ.

Контактная сеть должна быть разделена на отдельные участки (секции), которые отделяются друг от друга при помощи секционных изоляторов, нейтральных вставок или изолирующих сопряжений. Питание секций контактной сети, как правило, одностороннее.

Питающие и отсасывающие линии должны выполняться воздушными из алюминиевых проводов.

Для тяговых сетей применяются, как правило, фасонные контактные провода из твердотянутой меди марки МФ сечением 100 мм^2.

Для питающих, отсасывающих и усиливающих линий используют алюминиевые провода марки А сечением 70—185 мм^2, изготавляемых из отдельных твердотянутых алюминиевых проволок.

Изоляция основных узлов тяговой сети обеспечивается тарельчатыми (подвесными) или стержневыми изоляторами. На линиях постоянного тока количество подвесных изоляторов принимается: при напряжении 1,5 кВ — один изолятор, при напряжении 3 кВ — два изолятора; на линиях переменного тока при напряжении 10 кВ — два изолятора.

Стержневые изоляторы используются, как правило, в тяговых сетях переменного тока по одному изолятору в узле.

Для подвески проводов тяговой сети могут применяться железобетонные, металлические и деревянные опоры.

15.2.1. Выбор тяговых подстанций

Условия обеспечения бесперебойности электроснабжения электровозного транспорта карьеров, как нагрузки второй категории, — установка на тяговой подстанции не менее двух трансформаторов с загрузкой каждого в нормальном режиме около 0,7 $P_{S\,нт}$, и в аварийном режиме с перегрузкой оставшегося в работе трансформатора на 0,4 $P_{S\,нт}$.

Средний ток (А) тяговой подстанции постоянного тока в наиболее интенсивный период работы транспорта

$$I_{ср\,п} = W_р N_л/(1{,}1 U_с t_{ср}),$$

где $W_р$ — расход электроэнергии поездом за полный средний рейс, кВт·ч; $N_л$ — максимальное число электровозов или тяговых агрегатов, одновременно находящихся в зоне питания; $U_с$ — напряжение тяговой сети, кВ; $t_{ср}$ — среднее время рейса, ч.

Наибольший эффективный ток (30 мин)

$$I_{эф} = I_{ср\,п}(1 + 0{,}75\sqrt{k_{эф}^2 - 1}),$$

где $k_{эф}$ — коэффициент эффективности нагрузки тяговой подстанции:

$k_{эф} = [(1{,}1\alpha - 1)/П_{ср} + 1]^{\frac{1}{2}}$ — для одностороннего питания;

$k_{эф} = [(1{,}4\alpha - 1)/П_{ср} + 1]^{\frac{1}{2}}$ — для двустороннего питания;

α — отношение среднего времени хода поезда по участку ко времени потребления тока; $П_{ср}$ — среднее количество поездов на участке питания.

Наибольший пиковый ток (А)

$$I_{пик} = I_{ср\,п}\,(1 + 3\sqrt{k_{эф}^2 - 1}).$$

Количество кремниевых выпрямительных агрегатов (рекомендуется принимать не более трех для $U_с = 1{,}5$ кВ и двух для $U_с = 3{,}0$ кВ)

$$N_{агр} = I_{эф}/I_{ном\,агр},$$

где $I_{ном\,агр}$ — номинальный ток выпрямительного агрегата (по данным каталогов).

Количество тяговых подстанций

$$m = N_{агр}/N,$$

где N — число преобразовательных агрегатов на подстанции. Расчетная мощность (кВ·А) тяговых подстанций постоянного тока

$$P_{Sр} = 1{,}1 N_{агр} I_{нагр} U_с/\cos\varphi,$$

где $\cos\varphi$ — коэффициент мощности (принимается равным 0,8—0,85).

Количество электровозов, питающихся от фазы A трехфазных тяговых подстанций,

$$N_{эА} = k_A N_э,$$

где k_A — относительное количество электровозов, питающихся от фазы А (принимается равным 0,4); $N_э$ — рабочий парк электровозов (тяговых агрегатов).

Количество электровозов, питающихся от фазы B,

$$N_{эВ} = N_э - N_{эА}.$$

Активные составляющие средних токов (А) по фазам A и B:

$$I_{а\,ср\,А} = W_р N_{эА} k_ф/(1{,}1 U_с t_{ср});$$

$$I_{а\,ср\,В} = W_р N_{эВ} k_ф/(1{,}1 U_с t_{ср}),$$

где $k_ф$ — коэффициент формы синусоидального напряжения (принимается равным 1,12).

Коэффициенты формы тока фаз A и B:

$$k_{фА} = [1 + (k_ф^2/k_A - 1)/N_{эА}]^{\frac{1}{2}};$$

$$k_{фВ} = [1 + (k_ф^2/k_В - 1)/N_{эВ}]^{\frac{1}{2}}.$$

Активные и реактивные составляющие эффективных токов фаз A и B:

$$I_{аА} = k_{фА} I_{а\,срА};\ I_{рА} = 0{,}8 I_{аА} - 20;$$

$$I_{аВ} = k_{фВ} I_{а\,срВ};\ I_{рВ} = 0{,}8 I_{аВ} - 30.$$

Полные токи (А) фаз A и B:

$$I_А = (I_{аА}^2 + I_{рА}^2)^{\frac{1}{2}};$$

$$I_В = (I_{аВ}^2 + I_{рВ}^2)^{\frac{1}{2}}.$$

Расчетная мощность (кВ·А) тяговых трехфазных подстанций

$$P_{Sр} = 1{,}29\,(2I_{max} + 0{,}65 I_{min})\,U_с,$$

где I_{max} и I_{min} — соответственно ток наиболее и наименее загруженных фаз, А.

Расчетная мощность (кВ·А) трансформатора

$$P_{Sр\,т} = P_{Sр}/(N_т k_з),$$

где $N_т$ — общее количество трансформаторов на тяговых подстанциях; $k_з$ — коэффициент загрузки трансформатора в нормальном режиме (принимается равным 0,7).

Количество тяговых подстанций

$$m = P_{Sр}/(2 k_з P_{Sном\,т}),$$

где $P_{Sном\,т}$ — номинальная мощность трансформатора (рекомендуется $P_{Sном.т} \le 25000$ кВ·А), кВ·А.

15.2.2. Расчет тяговой сети электровозного транспорта

Расчет для передвижных путей в карьере проводится для одной нагрузки — пуска электровоза груженого поезда в конце расчетного участка.

При выборе сечения проводов контактной сети, питающих и отсасывающих линий для продолжительности работы 20 мин и более и при температуре окружающего воздуха 40°С исходят из следующих плотностей электрического тока: для медных контактных и голых многопрово-

лочных проводов 6—6,5 А/мм², для голых алюминиевых — 3—3,5 А/мм².

Величина тока $I_{пост}$, потребляемого электровозом постоянного тока, определяется по тяговой характеристике электровоза — зависимости тока от тягового усилия и скорости электровоза.

Величина тока (А), потребляемого электровозом переменного тока,

$$I_{пер} = I_{пост}U_{пост}/(U_{пер}\,\eta_{пер}\cos\varphi),$$

где $U_{пост}$ — напряжение на зажимах тяговых двигателей, кВ; $U_{пер}$ — напряжение тяговой сети на токоприемнике электровоза, кВ; $\eta_{пер}$ — КПД тягово-преобразовательных устройств электровоза (принимается $\eta_{пер} = 0{,}97 \div 0{,}98$); $\cos\varphi$ — коэффициент мощности электровоза и сети (принимается 0,8).

Полное электрическое сопротивление участка тяговой сети постоянного тока по удельным сопротивлениям (Ом/км) элементов сети (контактная сеть, питающие и отсасывающие линии, рельсовая сеть) рассчитывается по табл. 15.12—15.18.

Активное сопротивление контактных проводов $r_к$ (Ом/км) на 1 км длины при постоянном и полное сопротивление на 1 км длины петли провода (рельса) $Z_{кр}$ (Ом/км) при переменном токе даны для различных комбинаций контактных и усиливающих проводов, а также для рельсов Р50. При рельсах Р65 и Р43 значения $Z_{кр}$ соответственно понижаются и повышаются на 4 %.

Устойчивая работа электровозного транспорта зависит от правильного выбора устройств тяговой сети на основе расчетов потери напряжения и токов к.з. Согласно техническим условиям на электровозы максимальные потери напряжения в период наиболее тяжелых условий работы допускаются (от номинального напряжения на тяговых шинах подстанции): 35 % для постоянного тока (в исключительных случаях 45 %); 25 % для переменного тока (в исключительных случаях 30 %).

Потери напряжения в тяговой сети постоянного тока складываются из потерь напряжения в отдельных элементах этой сети. В отличие от этого в тяговой сети переменного тока потери напряжения зависят от конфигурации тяговой сети, схемы питания и секционирования, взаимного расположения элементов сети вследствие наличия взаимного магнитного влияния всех токоведущих элементов тяговой сети (рассчитываются по табл. 15.17).

Токи к.з. тяговой сети рассчитываются (см. табл. 15.18) для установления условий успешной работы защиты.

Таблица 15.12.
Сопротивление контактной сети

Марка и количество проводов	Сопротивление $r_к$, Ом/км	Сопротивление $Z_{кр}$, Ом/км, на участке	
		однопутном	двупутном
МФ-85	0,21	$0{,}381 + j\,0{,}724$	$0{,}162 + j\,0{,}260$
МФ-100	0,18	$0{,}324 + j\,0{,}705$	$0{,}189 + j\,0{,}270$
2 МФ-100	0,09	$0{,}235 + j\,0{,}503$	$0{,}113 + j\,0{,}232$
МФ-100+А-120	0,11	$0{,}256 + j\,0{,}352$	$0{,}129 + j\,0{,}157$
МФ-100+А-185	0,087	$0{,}232 + j\,0{,}345$	$0{,}117 + j\,0{,}153$
МФ-100+2А-185	0,058	$0{,}222 + j\,0{,}353$	$0{,}112 + j\,0{,}157$
2 МФ-100+А-185	0,059	$0{,}200 + j\,0{,}350$	$0{,}101 + j\,0{,}156$
2 МФ-100+2А-185	0,044	$0{,}194 + j\,0{,}284$	$0{,}096 + j\,0{,}122$
2 МФ-100+3А-185	0,035	$0{,}183 + j\,0{,}274$	$0{,}092 + j\,0{,}117$

Таблица 15.13.
Сопротивление рельсовой сети

Тип рельса	Сопротивление $r_к$ при постоянном токе на однопутном участке, Ом/км	Сопротивление $Z_{кр}$ при переменном токе на участке, Ом/км	
		однопутном	двупутном
Р43	$20{,}7 \cdot 10^{-3}$	$0{,}215 + j\,0{,}69$	$0{,}144 + j\,0{,}548$
Р50	$17{,}8 \cdot 10^{-3}$	$0{,}195 + j\,0{,}67$	$0{,}136 + j\,0{,}541$
Р65	$13{,}8 \cdot 10^{-3}$	$0{,}175 + j\,0{,}65$	$0{,}127 + j\,0{,}534$

Таблица 15.14.
Сопротивление голых проводов

Сечение провода, мм^2	Сопротивление проводов при $t = 20°C$, Ом/км	
	медных	алюминиевых
95	0,20	0,33
120	0,16	0,27
150	0,12	0,21
185	—	0,17

Таблица 15.15.
Основные данные медных и сталеалюминиевых контактных проводов

Материал и марка провода	Сечение, мм^2	Разрушающая нагрузка, А	Электрическое сопротивление при 20°С, Ом/км	Коэффициент температурного удлинения	Длительно допустимая электрическая нагрузка, А
Медный МФ-85	85	30600	0,211	0,000017	550
" МФ-100	100	35000	0,179	0,000017	600
" МФО-120	120	42000	0,148	0,000017	700
" МФО-150	150	52000	0,119	0,000017	750
Сталемедный	85	34000	0,530	0,000015	500
"	100	40000	0,450	0,000015	550
Сталеалюминиевый (алюминий 125, сталь 55)	180	34500	0,190	0,0000165	520

Таблица 15.16.
Сопротивление медных контактных проводов

Число параллельно включенных проводов	Сопротивление, Ом/км	
	МФ-85	МФ-100
1	0,21	0,18
2	0,117	0,09
3	0,078	0,067

Таблица 15.17.
Расчет потерь напряжения в тяговой сети

Расчетный параметр	Расчетные формулы или значения параметров	
	при постоянном токе	при переменном токе
Суммарная потеря напряжения в тяговой сети, в	$\Delta U = \Delta U_к + \Delta U_р + \Delta U_п + \Delta U_0$	$\Delta U = \Delta U_п + \Delta U_{кр} + \Delta U_р + \Delta U_0$
Потеря напряжения в контактной сети, В	$\Delta U_к = r_к \sum I l_к$	$\Delta U_{кр} = \sum I l Z'_{кр}$
Потеря напряжения в рельсовой сети, В	$\Delta U_р = r_р \sum I l_р$	
Потеря напряжения в питающей линии, В	$\Delta U_п = r_п l_п \sum I$	$\Delta U_п = \sum I l_п Z'_п$
Потеря напряжения в отсасывающей линии, В	$\Delta U_о = r_о l_о \sum I$	$\Delta U_о = \sum I_о l_о Z'_о$
Полное активное сопротивление питающей или отсасывающей линии при постоянном токе $r_п$ и $r_о$, Ом/км	$r_п = \frac{1}{0{,}9\gamma S_п}$; $r_о = \frac{1}{\gamma S_о}$	—
Полное сопротивление питающей или отсасывающей линии при переменном токе $Z_п$ и $Z_о$, Ом/км	—	$Z_п = r_п + j(0{,}145 \lg\frac{2h}{R_п} + 0{,}157)$ $Z_о = r_о + j(0{,}145 \lg\frac{2h}{R_о} + 0{,}157)$

Примечание. $\sum Il$ — сумма моментов токов электровозов, работающих на участке; $r_к$ — активное сопротивление контактного провода, Ом/км; γ — удельная проводимость материала провода (для меди — 56; для алюминия — 32), См/м; $S_п$, $S_о$ — сечение соответственно питающего и отсасывающего провода, мм²; h — высота линии над землей, м; $R_п$, $R_о$ — радиусы соответственно питающего и отсасывающего провода, Ом.

Таблица 15.18.
Расчет токов короткого замыкания в тяговых сетях

Расчетный параметр	Расчетная формула	
	при постоянном токе	при переменном токе
Ток короткого замыкания, А	$I_к = \frac{1{,}15U_{пст} - \Delta U_д}{(r_к + r_р)l_к + r_о l_о + r_п l_п}$	$I_к = \frac{U_{пст}}{Z_э} = \frac{U_{пст}}{\sqrt{r_{тс}^2 + (2x_с' + 2x_т' + x_{тс})^2}}$
Внутреннее сопротивление подстанции при постоянном токе и индуктивное сопротивление тяговой обмотки трансформатора при переменном токе, Ом	$r_{пст} = \frac{1{,}07U_{пст}^2}{10^5 P_{пст}}$	$x_т = \frac{U_к U_{пст}^2}{100 P_{Sном}}$
Индуктивное сопротивление первичной сети, Ом	—	$x_с = \frac{U_{пст}^2}{P_{Sк}}$
Ток уставки максимальной защиты на питающих линиях, А	$I_{n\max + 200} \le I_{уст} \le I_{к\min} - 300$	$k_н I_{n\max} < I_{уст} < I_{к\min}/k_ч$

Примечание. $r_к$, $r_р$, $r_п$, $r_о$ — удельные сопротивления соответственно контактной, рельсовой сети, питающей и отсасывающей линий (см. табл. 15.18—15.27), Ом/км; $U_{пст}$ — номинальное напряжение на шинах тяговой подстанции, В; $\Delta U_д$ — падение напряжения в электрической дуге (100 В при $U_{пст} = 1500$ В; 200 В при $U_{пст} = 3000$ В), В; $P_{пст}$ — номинальная рабочая мощность тяговой подстанции, кВт; $U_к$ — напряжение к.з. тягового трансформатора, %; $r_{тс}$, $x_{тс}$ — соответственно активное и индуктивное сопротивления участка тяговой сети, Ом; $l_к$ — расстояние от начала участка контактной сети до места к.з., км; $l_п$ и $l_о$ — расчетные длины питающей и отсасывающей линий, км; $P_{Sном}$ — мощность трансформатора, МВ·А; $P_{Sк}$ — мощность к.з на шинах тяговой подстанции со стороны питающей ЛЭП, МВ·А; $I_{к\min}$ — минимальный ток к.з. на участке, А; $I_{n\max}$ — максимальный ток питающей линии, А; $k_н = 1{,}15 \div 1{,}24$ — коэффициент надежности; $k_ч = 1{,}5$ — коэффициент чувствительности; $I_{уст}$ — ток уставки выключателя питающей линии, А.

15.2.3. Расчет устройств электроснабжения дизель-троллейвозного транспорта

При централизованной системе электроснабжения тяговой сети дизель-троллейвозного транспорта каждая подстанция питает как примыкающие к ней, так и удаленные секции контактной сети. Мощность подстанции рассчитывается методом эффективного тока, основанного на годовом или суточном расходе электроэнергии, потребляемой дизель-троллейвозами. Суточный расход рассчитывают по средним величинам удельного расхода электроэнергии на основных маршрутах движения дизель-троллейвозов.

Действующее значение расчетного тока (А) тяговой подстанции

$$I_{\text{действ}} = k_{\text{эф}} I_{\text{ср}},$$

где $k_{\text{эф}}$ — коэффициент эффективности, зависимый от частоты движения дизель-троллейвозов; $I_{\text{ср}}$ — средний ток за расчетное время, потребляемый дизель-троллейвозами, находящимися в зоне питания тяговой подстанции.

Расчетный средний ток (А)

$$I_{\text{ср}} = W_{\text{сут}} 10^3 / (T_{\text{сут}} U_{\text{ном}}),$$

где $W_{\text{сут}}$ — общий суточный расход электроэнергии на тягу в зоне питания подстанции, кВт·ч; $T_{\text{сут}}$ — суточная продолжительность работы транспорта, ч; $U_{\text{ном}}$ — номинальное напряжение на шинах тяговой подстанции, В.

Возможный максимальный расчетный ток тяговой подстанции

$$I_{\text{max пик}} = 1,5 k_{\text{эф}}^2 I_{\text{ср}}.$$

Коэффициент эффективности, входящий в формулы, зависит от частоты движения (N_r) и при большой частоте близок к единице:

$$N_r = m_{\text{см}} / t_{\text{см}},$$

где $m_{\text{см}}$ — число рейсов дизель-троллейвозов в смену; $t_{\text{см}}$ — длительность работы дизель-троллейвозов за смену, обычно принимается 7,5 ч.

При децентрализованной системе электроснабжения подстанции питают только примыкающие к ней секции контактной сети и тяговые нагрузки носят обычно неопределенный (пиковый), резко меняющийся характер, поэтому при расчете мощности подстанции используют более точный графический метод (с учетом длительности величин токовой нагрузки на шинах подстанции).

Суммарные потери напряжения рассчитывают в наиболее удаленной от питающего пункта точке контактной сети:

$$\sum \Delta U_{\text{max}} = \Delta U_{\text{к}} + \Delta U_{\text{п}},$$

где $\Delta U_{\text{к}}$, $\Delta U_{\text{п}}$ — потери напряжения соответственно в контактной и питающей сети, В.

Отдельные составляющие суммарных потерь рассчитывают по табл. 15.17.

Токи к.з. тяговой сети рассчитывают для определения тока срабатывания автоматических выключателей. Их выбирают из соотношения

$$I_{\text{уст}} — (1,2 \div 1,3) I_{\text{max}},$$

где I_{max} — максимальный ток питающей линии, А.

15.2.4. Электроснабжение дизель-троллейвозного транспорта (фирма "Сименс")

В системе электроснабжения, разработанной фирмой "Сименс", питание электроэнергией дизель-троллейвозного транспорта осуществляется по контактной сети от мобильной подстанции, запитывающейся от высоковольтной линии.

Техническая характеристика тяговой подстанции

Номинальная мощность, МВ А	2,4, 3,0, 5,0
Номинальное напряжение постоянного тока, В	1200
Допустимые токовые перегрузки, А	4000

Подстанция — открытая, передвижная, модульная. В ее составе два основных модуля:

1. Контейнерный с выключателями постоянного тока, выпрямителями, вспомогательным трансформатором, ячейками распредустройств и предохранительным устройством;

2. Трансформаторный с монтажной рамой и двумя основными трансформаторами.

Конструкция подстанции рассчитана на работу в условиях большой запыленности, коррозионного воздействия окружающей среды, высоких температур и 24-часового режима работы.

В составе контактной сети две цепные линии, одна из которых используется для подвода электроэнергии, другая — как обратная линия. Для запитки контактной сети используются медные тросы поперечным сечением 150 мм^2. Контактная сеть крепится на стандартных опорах диаметром 0,406 м, длиной 12,5 м. Опоры устанавливаются на фундаменте.

Контактная сеть и тяговая подстанция соединены центральной системой заземления. Заземляющий трос и кабель питания системы освещения проложены по остриям опор. Светильники закреплены на консолях опор.

Транспортные средства оснащены устройством управления, двумя токосъемниками на опорной раме на фронтальной стороне автомобиля. Переключение дизельного привода на режим электропитания происходит автоматически при прикосновении токоприемников контактной сети.

Режим работы с электрическим приводом позволяет увеличивать скорость движения транспорта, прежде всего на участках подъема до 22 км/ч, благодаря чему сокращается время рейса транспортных средств.

В данной системе электроснабжения обеспечивается экономичное использование электроэнергии, экономия дизельного топлива составляет 30 %. Система обладает высокой гибкостью и может быть без особых усилий адаптирована к специфическим конкретным условиям. После многолетней эксплуатации она может быть расширена или демонтирована и перенесена на другое место.

Система фирмы "Сименс" для электроснабжения дизель-троллейвозного транспорта зарекомендовала себя на карьерах ряда стран, в том числе ЮАР ("Palabora Mining Company", 1981—1985), Намибии ("Rossing Mine", 1986) и Заира ("Gecamines", 1986), как надежная, экономически эффективная и экологически чистая.

15.3. Освещение

В соответствии с табл. 2 ЕПБ для электрического освещения территорий и помещений карьеров необходимо обеспечить соответствующие нормы освещенности.

15.3.1. Расчет освещения светильниками

Наружное освещение автодорог, линий забойных конвейеров, конвейерных галерей выполняется светильниками типов СПО, СПП, СЗП с лампами накаливания и типов СПОР, СППР, СЗПР и других с лампами ДРЛ.

Расчет освещения светильниками проводится точечным методом. Предварительно выбирается тип светильника. Высота установки светильников над уровнем освещаемой поверхности (h) выбирается согласно требованиям СН и П 11-4—79 "Естественное и искусственное освещение". Для ограничения слепящего действия светильников высота установки их над уровнем земли должна быть:

для светильников с защитным углом < 15° — не менее указанной в табл. 15.19;

для светильников с защитным углом 15° и более — не менее 3,5 м при любых источниках света.

Допускается не ограничивать высоту подвеса светильников с защитным углом 15° и более (или рассеивателями из молочного стекла без отражателей) на площадках для прохода людей или обслуживания технологического (или инженерного) оборудования.

Таблица 15.19.
Высота установки светильников наружного освещения

Светораспределение светильников	Максимальный световой поток ламп в светильниках, установленных на одной опоре, клм	Минимальная высота установки светильников, м	
		с лампами накаливания	с газоразрядными лампами
Полуширокое	< 5	6,5	7
	5—10	7	7,5
	10—20	7,5	8
	20—30	—	9
	30—40	—	10
	> 40	—	11,5
Широкое	< 5	7	7,5
	5—10	8	8,5
	10—20	9	9,5
	20—30	—	10,5
	30—40	—	11,5
	> 40	—	13

Расстояние между светильниками (м) принимается равным 5-кратной высоте установки светильника

$$l = 5h.$$

Световой поток (лм) лампы, установленной в светильнике,

$$F_л = 1000 E_{min} k_з h^2 / \sum \varepsilon,$$

где E_{min} — минимальная горизонтальная освещенность (принимается по табл. 2ЕПБ), лк; $k_з = 1,5$ — коэффициент запаса, учитывающий старение лампы, загрязнение светильника и запыленность воздуха; $\sum \varepsilon$ — относительная общая освещенность в заданной точке, создаваемая совместным действием ближайших светильников, лк. Относительная освещенность ε, создаваемая одним светильником, определяется по кривым относительной освещенности при известном отношении d/h или h/d, меньшем единицы, где d — горизонтальная проекция расстояния от светильника до наиболее удаленной точки освещаемой им поверхности. Относительная освещенность ε находится для каждого из светильников, в зоне которого находится расчетная точка, и затем подсчитывается $\sum \varepsilon$.

Значение номинального светового потока (лм) стандартной лампы

$$F_{ном.л} = (0,9 \div 1,2) F_л.$$

Число светильников, необходимых для освещения дорог или протяженных участков работ,

$$n_{св} = L/l,$$

где L — длина дороги (участка), м.

15.3.2. Расчет освещения прожекторами

Освещение складов, железнодорожных станций и других открытых территорий, площадок и участков карьера (места бурения, экскаваторные забои), где требуется повышенная освещенность, выполняется приборами дальнего действия — прожекторами заливающего света типа ПЗС, фокусирующими типов ПФС, ПКН.

Расчет освещения прожекторами проводится методом светового потока.

Суммарный световой поток (лм) для создания необходимой освещенности E_{min} рабочих поверхностей

$$F_{\Sigma} = E_{min} S k_з k_п,$$

где S — площадь освещаемой поверхности, м^2; $k_з = 1,5$ — коэффициент запаса; $k_п = 1,15 \div 1,5$ — коэффициент, учитывающий потери света в зависимости от конфигурации освещаемой поверхности.

Необходимое число прожекторов

$$N_{пр} = F_{\Sigma} / (F_{ном.л} \eta),$$

где $F_{ном.л}$ — номинальный световой поток лампы прожектора, лм; $\eta = 0,35 \div 0,38$ — КПД прожектора.

Высота (м) установки прожектора

$$H \geq (I_{max}/300)^{\frac{1}{2}},$$

где I_{max} — максимальная (осевая) сила света прожектора.

Оптимальный угол наклона (градус) оптической оси прожектора при освещении горизонтальной поверхности

$$\theta_{г\,опт} = \arcsin [m_{пр} + n_{пр}(E_г H^2)^{\frac{2}{3}}]^{\frac{1}{2}},$$

где $m_{пр}$ и $n_{пр}$ — постоянные коэффициенты для данного прожектора (табл. 15.20); $E_г$ — горизонтальная освещенность, лк.

$E_г = k_з E_{min}$ — если освещение выполнено одним прожектором; $E_г = k_з E_{min}/2$ — если освещение выполнено двумя прожекторами.

Оптимальный угол наклона (градус) оптической оси прожектора при освещении вертикальной поверхности

$$\theta_{в\,опт} = 2 \operatorname{arctg} [I_{max}/(E_в H^2)]^{\frac{1}{2}},$$

где $E_в$ — требуемая вертикальная освещенность, лк.

Таблица 15.20.

Техническая характеристика прожекторов и значение коэффициентов $m_{пр}$ и $n_{пр}$

Прожектор	Напряжение, В	Мощность лампы, Вт	Максимальная сила света, ккд	Световой поток, лм	Полный угол рассеивания в плоскости, градус		$m_{пр}$	$n_{пр}$
					горизонтальной	вертикальной		
ПЗ-24	127	150	10	—	26	26	—	—
	220	250	6	—	26	26	—	—
ПЗС-35	127	300	35	—	20	18	0,022	—
	220	300	25	4900	23	20	0,03	0,0011
	127	500	70	10500	26	18,5	0,027	0,0016
	220	500	40	9800	26	20	0,030	0,0011
ПЗС-45	127	1000	264,5	19000	21	19,7	0,022	0,00064
	220	1000	140	21000	23	25	0,030	0,00077

15.3.3. Лампы

Для освещения объектов на территории карьера применяются лампы накаливания: общего пользования типа НГ, специальные прожекторные типа ПЖ (табл. 15.21), галогенные типов КИ, КГ (табл. 15.22, 15.23). Газоразрядные лампы: ртутные лампы высокого давления типа ДРЛ (табл. 15.24), металлогалогенные типа ДРИ и натриевые ДНаТ (табл. 15.25) используются в светильниках для наружного освещения территорий промплощадок карьеров, автодорог и др. Дуговые ксеноновые ДКсТ (табл. 15.26) — наиболее мощные газоразрядные источники света — применяют для общего освещения карьеров.

Таблица 15.21.
Техническая характеристика ламп накаливания общего пользования и специальные прожекторные лампы

Лампа*	Мощность, Вт	Световой поток, клм		Основные размеры, мм		Срок службы, ч	Цоколь
		номинальный	наименьший	длина	диаметр колбы		
НГ-220-500	500	8,1	7,5	232±8	112	1000	Р-40-1
НГ-220-1000	1000	18,2	16,9	335±10	152	1000	Р-40-2
ПЖ-50	300	4,9	4,4	180	197	400	—
ПЖ-51	500	8,5	7,65	192	112	400	—
ПЖ-52	1000	17	15,33	220	132	400	—
ПЖ-53	3000	58,3	52,5	390	122	400	—

* Напряжение 220 В

Таблица 15.22.
Техническая характеристика галогенных ламп с йодным циклом

Лампа	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Напряжение, В	Размеры лампы, мм	
				диаметр	длина
КИ-220-1000-5	1000	22	220	10,75	191
КИ-220-1500	1500	33	220	10,75	246
КИ-220-2000-4	2000	44	220	10,75	337
КИ-220-5000	5000	125	220	21,0	310
КИ-220-10000	10000	260	220	26,0	520
КИ-380-20000	20000	580	380	36,0	720

Таблица 15.23.
Техническая характеристика кварцевых галогенных ламп накаливания

Лампа*	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Длина, мм	Цоколь
КГ-240-1000	1000	22	189,1	R7S
КГ-240-1500	1500	33	254,1	R7S
КГ-240-2000	2000	44	330,8	R7S
КГ-240-2000-1	2000	44	334	K7S/12

* Напряжение 240 В

Таблица 15.24.
Техническая характеристика разрядных ламп высокого давления типа ДРЛ

Лампа*	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Номинальный ток, А	Размеры, мм		Средний срок службы, ч
				длина	диаметр колбы	
ДРЛ-80	80	3,2	0,80	265	81	10000
ДРЛ-125	125	5,4	1,15	184	91	10000
ДРЛ-250	250	12	2,13	227	91	12000
ДРЛ-400	400	22	3,25	292	122	15000
ДРЛ-700	700	37	5,40	368	152	12000
ДРЛ-1000	1000	52	7,50	410	181	10000
ДРЛ-2000	2000	120	8,00	445	187	6000

* Напряжение 220 В

Таблица 15.25.
Техническая характеристика металлогалогенных ламп типа ДРИ и натриевых ламп типа ДНаТ

Лампа	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Номинальный ток, А	Размеры, мм		Средний срок службы, ч
				длина	диаметр колбы	
ДРИ-250	250	18,7	2,15	227	91	3000
ДРИ-400	400	34	3,40	227	91	6000
ДРИ-700	700	59,5	6,50	300	122	5000
ДРИ-1000	1000	90	8,55	300	122	3000
ДРИ-2000	2000	190	9,00	440	1000	1500
ДРИ-3500	3500	300	18,00	485	100	1000
ДНаТ	250	25	2,5	250	60	1000
ДНаТ-400	400	40	3,5	255	62	1000

Примечание. ДРИ-2000 и ДРИ-3500 на $U_{ном}$ = 380 В, остальные на $U_{ном}$ = 220 В.

Таблица 15.26.
Техническая характеристика дуговых ксеноновых ламп типа ДКсТ

Лампа	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Напряжение, В	Размеры, мм	
				диаметр	длина
ДКсТ-5000	5000	88	110	25	642
ДКсТ-10000	10000	220	220	35	1260
ДКсТ-20000	20000	600	380	35	1990
ДКсТ-50000	50000	1600	380	42	2610

15.3.4. Светильники общего назначения

Светильники общего назначения типов СВ, СКЗЛ, СПЗЛ, СПО, СПП и СЗП с лампами накаливания, а также типов СПОР, СППР, СЗПР, СКЗР, СКЗПР и СВР с дуговыми ртутными лампами (табл. 15.27) широко применяют для освещения подъездных дорог, отвалов и распредпунктов карьеров.

Светильники специального назначения типов ОУКсН, ККУ03, ИСУ01, ИСУ02 с ксеноновыми лампами (табл. 15.28) устанавливаются на специальных мачтах и применяют для освещения больших территорий карьеров.

Таблица 15.27.
Техническая характеристика светильников

Светильник	Лампа	КПД	Габариты, мм	Масса, кг
СПП-200М	Г-220-200	70	450×320	6
СПО-200	Г-220-200	65	335×300	4
СЗП-500М	Г-220-500	70	350×350	8
СВ-300	Г-220-300	65	600×600	10
СВ-500	Г-220-500	65	650×600	11
СПЗЛ3×40М	ЛБ-40	60	1430×346	14
СПЗЛ2×80М	ЛБ-80	60	1740×302	17
СПЗЛ3×80М	ЛБ-80	70	1740×360	28
СКЗЛ3×40М	ЛБ-40	60	1470×255	20
СКЗЛ2×80М	ЛБ-80	60	1770×208	26
СКЗЛ3×80М	ЛБ-80	70	1770×208	28,3
СППР-125М	ДРЛ-125	70	450×380	10
СПОР-250	ДРЛ-250	70	350×460	12
СЗПР-250	ДРЛ-250	70	350×500	7
СКЗР-125	ДРЛ-125	70	860×148	8,5
СКЗР-250	ДРЛ-250	70	860×148	8,5
СКЗР2-250	ДРЛ-250	70	1282×163	20
СКЗР3-125	ДРЛ-125	70	1582×163	21
СКЗПР-400	ДРЛ-400	60	730×300	7
СВР-125	ДРЛ-125	63	675×600	12,7
СВР-250	ДРЛ-250	63	675×600	13,0

Таблица 15.28.
Техническая характеристика светильников специального назначения

Светильник	Лампа	Габариты, мм			Масса, кг
		высота	длина	ширина	
ОУКсН-20000	ДКсТ-20000	1610	2500	870	34
ОУКсН-50000	ДКсТ-50000	2260	3000	1050	42
ККУ03-10000	ДКсТ-10000	1000	1470	550	55
ККУ03-20000	ДКсТ-20000	1000	2260	550	75
ИСУ01-2000	КГ-220-2000	412	415	210	8
ИСУ02-5000	КГ-220-5000	582	816	267	21

15.3.5. Прожекторы

Для освещения складов, железнодорожных станций и других открытых территорий и площадок карьеров наибольшее применение нашли прожекторы заливающего света типов ПЗИ, ПЗМ, ПЗР, ПЗС, фокусирующие прожекторы типа ПФС с лампами накаливания, типа ПФР со специальными сферическими ртутными лампами ДРШ-500 и прожекторы ПКН с галогенными лампами накаливания (табл. 15.29).

Таблица 15.29.
Техническая характеристика основных типов прожекторов

Прожектор	Лампа	Максимальная сила света, ккд	Угол рассеивания, градус		Габариты, мм			Масса, кг
			в горизонтальной плоскости	в вертикальной плоскости	высота	ширина	длина	
ПЗР-250	ДРЛ-250	11	60	60	560	430	475	16
ПЗР-400	ДРЛ-400	19	60	60	570	535	575	18
ПЗИ-700	ДРИ-700	700	10	10	650	545	600	10
	Г-220-1000	130	26	24	650	545	600	—
	Г-220-1500	225	25	26	650	545	600	—
ПЗС-45	ДРЛ-700	30	100	100	730	600	380	21
	ДРЛ-400	14	84	90	730	600	380	—
ПЗС-35	Г-220-560	50	21	19	580	460	290	10
ПЗС-25	Г-220-200	16	16	12	480	360	250	8
ПЗМ-35	Г-220-500	40	30	20	580	469	290	10
ПЗМ-25	Г-220-200	10	8	8	480	360	250	8
ПФС-35-3	ПЖ-51	70	± 4,5	Вверх 18 Вниз 9	635	496	480	28
ПФС-45-2	ПЖ-52	125	+ 6	Вверх 11 Ввнз 12	760	615	530	40
ПКН-1000-1	КГ-220-1000-5	52	92	18	410	345	225	9
ПКН-1000-2	КГ-220-1000-5	30,5	90	40	—	—	—	—
ПКН-1500-1	КГ-220-1500	90	92	20	410	400	225	10
ПКН-1500-2	КГ-220-1500	45,5	106	54	—	—	—	—
ПФР-45	ДРШ-500	300	18	18,8	—	—	—	40

15.3.6. Расчет осветительной сети

Ток (А) нагрузки сети

$$I_{\text{нагр}} = P_{\text{л}} n / (\sqrt{3} U_{\text{ном}} \cos\varphi_{\text{св}} \eta_{\text{св}}),$$

где $P_{\text{л}}$ — мощность лампы, Вт; n — число ламп; $U_{\text{ном}}$ — номинальное напряжение ламп, В; $\cos\varphi_{\text{св}}$ — коэффициент мощности светильников (для светильников с лампами накаливания $\cos\varphi_{\text{св}} = 1$); $\eta_{\text{св}}$ — КПД светильников с лампами накаливания $\eta_{\text{св}} = 1$; с люминесцентными лампами $\eta_{\text{св}} = 0{,}83$).

Потери напряжения в сети от трансформатора до наиболее удаленных ламп при максимальной нагрузке не должны превышать 2,5 % номинального.

Сечение (мм^2) провода или кабеля по допустимой потере напряжения

$$S = \sqrt{3}\,100 I_{\text{нагр}} l_{\text{расч}} \cos\varphi_{\text{св}} / (\gamma \Delta U U_{\text{ном}}),$$

где $l_{\text{расч}}$ — расчетная длина провода (кабеля), м; γ — удельная проводимость провода (кабеля), м/(Ом·мм^2); ΔU — допустимая потеря напряжения, %.

Расчетная длина (м) провода (кабеля)

$$l_{\text{расч}} = l_1 + l_2/2,$$

где l_1 — длина провода (кабеля) от трансформатора до первого светильника, м; l_2 — длина участка провода (кабеля), к которому присоединены светильники, м.

Расчетная мощность (кВ·А) трансформатора для питания осветительных установок

$$P_{S\text{тр}} = \Sigma P_{\text{л}} / (1000\,\eta_{\text{с}}\eta_{\text{св}}\cos\varphi_{\text{св}}),$$

где $\Sigma P_{\text{л}}$ — суммарная мощность всех ламп, Вт; $\eta_{\text{с}} = 0{,}95 \div 0{,}96$ — КПД осветительной сети.

Список литературы

1. Расчет и построение систем электроснабжения угольных разрезов. РТМ 12.25.006 — 90. — М.: 1990.

2. Справочник по электроустановкам угольных предприятий. Электроустановки угольных разрезов и обогатительных фабрик/Ш.Ш. Ахмедов, А.Г. Кузьмичев, Ю.Т. Разумный и др.; Под общ. ред. В.В. Дегтярева. — М.: Недра, 1988.

3. Справочник энергетика карьера /В.А. Голубев, П.П. Мирошкин, Н.М. Шадрин и др.; Под ред. В.А. Голубева — М.: Недра, 1986.

16
ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

16.1. Основные положения

16.1.1. Влияние деятельности карьеров на окружающую среду

В процессе ведения горных работ на карьерах возникают неизбежные изменения окружающей среды, под которой в общепринятом смысле понимается верхняя часть литосферы, вся гидросфера и нижний слой атмосферы земли, находящиеся в зоне непосредственного контакта и взаимодействия с человеком. Перечисленные элементы окружающей среды, образующие в совокупности биосферу, непосредственно воспринимают техногенную нагрузку открытых горных разработок.

В общем виде влияние деятельности карьеров на окружающую среду приведено в табл 16.1. При этом характер и масштабы этого влияния в каждом конкретном случае различны и определяются природными и производственно-технологическими особенностями разрабатываемых месторождений.

16.1.2. Основные компоненты техногенных загрязнений и условия их образования

Техногенные загрязнения водных объектов, атмосферного воздуха и почв непосредственно связаны с образованием на карьерах твердых, жидких и пылегазообразных отходов горного производства, содержащих в своем составе различные токсичные химические вещества и соединения (табл. 16.2)

Эффективность их нейтрализации и устранения во многом зависит от степени совершенства природоохранной деятельности, осуществляемой практически на каждом горнодобывающем предприятии с учетом природно-климатических и производственно-технических условий.

16.1.3. Назначение и виды природоохранной деятельности

Природоохранная деятельность на карьерах — это совокупность научно-обоснованных организационно-технических мероприятий, практическая реализация которых в рамках отдельных горнодобывающих предприятий или регионе в целом обеспечивает достижение установленных экологических норм и нормативов непосредственно в процессе ведения открытых горных работ. Составной частью этих мероприятий являются: оптимизация организационных структур управления охраной природы, сокращение количества сбрасываемых неочищенных или недостаточно очищенных сточных вод, перевод на нормируемое водопотребление и замкнутые бессточные системы водообеспечения, ликвидация мелких промышленных и коммунально-бытовых котельных, оснащение источников выбросов вредных веществ в атмосферу высокоэффективным пылегазоулавливающим оборудованием, увеличение темпов и качества работ по рекультивации нарушенных горными работами земель, а в последние годы — создание и внедрение экологически безопасных (чистых) технологических процессов добычи полезных ископаемых открытым способом с максимальной утилизацией образующихся жидких, твер-

Таблица 16.1.
Основные направления и результаты воздействия открытых горных разработок на окружающую среду

Элементы окружающей среды	Направление воздействия	Результат воздействия
Водные ресурсы	Осушение месторождения. Ликвидация или перенос поверхностных водоемов и водотоков. Сброс карьерных и дренажных вод. Устройство водозаборов для технических и бытовых нужд предприятия	Истощение запасов подземных и поверхностных вод. Нарушение гидрогеологического и гидрологического режимов территории. Ухудшение качества и загрязнение водного бассейна. Исчезновение мелких рек и ручьев
Воздушный бассейн	Организованные и неорганизованные выбросы вредных веществ в атмосферу	Запыление и загрязнение атмосферы в рабочей зоне карьера и прилегающей территории. Сокращение срока службы зданий и оборудования. Рост заболеваемости живых организмов
Земельные ресурсы	Проведение горных выработок различного назначения. Сооружение породных отвалов, шламохранилищ и инженерных коммуникаций. Промышленное и гражданское строительство	Деградация земной поверхности и формирование техногенного рельефа. Сокращение площадей и продуктивности земельных угодий. Усиление эрозионных процессов. Загрязнение и засоление почв и грунтов. Ухудшение условий обитания живых организмов
Недра	Извлечение полезных ископаемых и сопутствующего минерального сырья. Выемка вскрышных пород. Дренаж горного массива. Самовозгорание горючих ископаемых и углевмещающих пород. Захоронение отходов производства и вредных веществ. Сброс сточных вод	Истощение минерально-сырьевых ресурсов. Нарушение геологического строения и геодинамического состояния массива горных пород. Снижение уровня и истощение запасов подземных вод. Загрязнение недр. Ускорение карстовых процессов. Потери полезных ископаемых при добыче

Таблица 16.2.
Характеристика отходов производства и содержащихся в них вредных компонентов

Вид отхода	Фазовая характеристика	Загрязняющие вещества и соединения
Твердые	Вскрышные породы, размещаемые во внутренних и внешних отвалах; часть балансовых запасов полезных ископаемых, попадаемых при выемке в пустые породы; бедные и забалансовые руды и горючие ископаемые; осадок водоочистных устройств и сооружений	Соединения железа, алюминия, серы, натрия, магния, калия, кальция, кремния, титана и фосфора; микроэлементы
Жидкие	Карьерные и дренажные воды, сточные воды вспомогательных производств	Взвешенные вещества, БПК, нефтепродукты, фенолы, сульфаты, хлориды, карбонаты, гидрокарбонаты, ПАВ, азотные соединения, ионы тяжелых и легких металлов, pH, бактерии
Пылегазообразные	Продукты сгорания топлива, технологических процессов и аспирации, отходящие газы	Пыль, сажа, оксиды азота и углерода, диоксид серы, сероводород, сероуглерод, аммиак, формальдегид, фосфорный ангидрид, хлор, бенз(а)пирен, микроэлементы

Таблица 16.3.
Виды природоохранной деятельности и перечень решаемых ими задач

Вид природоохранной деятельности	Решаемые задачи
Охрана и рациональное использование водных ресурсов	Предотвращение понижения уровня подземных вод, их истощения и обезвоживания почв на прилегающих территориях; сокращение притоков воды в горные выработки, уменьшение загрязнения карьерных и дренажных вод; очистка сточных вод от вредных примесей до безопасных уровней; максимальное использование очищенных сточных вод на производственные нужды
Охрана атмосферного воздуха	Создание технологических процессов и горнотранспортного оборудования, обладающих низким пылегазообразованием; предотвращение и снижение выделения вредных выбросов в атмосферу при производстве горных работ; разработка и освоение способов, систем улавливания и утилизации газообразных продуктов, образующихся при сжигании в топках котлоагрегатов; предотвращение самовозгорания и пыления породных отвалов, открытых складов руды и угля, бортов карьеров; тушение эндогенных пожаров
Охрана и рациональное использование земель	Совершенствование горных работ в направлении сокращения изымаемых из оборота нарушаемых земель; ускорение темпов и снижение трудоемкости рекультивационных работ; рационализация способов технической и биологической рекультивации земель, включая восстановление гидродинамического режима грунтовых вод; создание и освоение комплексов специальных машин для рекультивации; разработка мероприятий и технических средств, исключающих отрицательное воздействие горных работ на прилегающие территории
Охрана недр и комплексное использование минеральных ресурсов	Сиижение потерь полезных ископаемых при добыче; вовлечение в эксплуатацию некондиционных и сложноструктурных залежей; извлечение полезных ископаемых из разубоженной горной массы; селективная выемка и использование сопутствующего минерального сырья; утилизация попутного газа (метана)

дых и пылегазообразных отходов производства.

В общепринятом значении природоохранная деятельность на карьерах включает четыре основных вида (табл. 16.3).

16.2. Очистка и обеззараживание сточных вод

16.2.1. Нормативные требования и условия сброса сточных вод

Необходимая глубина очистки сточных вод от техногенных загрязнений на карьерах (взвешенные вещества, минеральные соли и соли тяжелых металлов, нерастворимые частицы органического происхождения, бактерии) при сбросе их в водные объекты определяются состоянием водоема-приемника и степенью их разбавления в зависимости от предельно-допустимых концентраций (ПДК) различных загрязняющих ингредиентов. При этом должно соблюдаться условие:

$$C_1/ПДК_1 + C_2/ПДК_2 ... C_n/ПДК_n \le 1,$$

где $C_1, C_2, ..., C_n$ — концентрация поступающих в водные объекты загрязняющих веществ с одинаковыми лимитирующими показателями вредности; $ПДК_1$, $ПДК_2$, ..., $ПДК_n$ — предельно допустимые концентрации тех же веществ.

Предельно допустимая концентрация загрязняющих веществ с учетом разбавляющей способности водных объектов устанавливается решением уравнения

$$qK_{ст.} + aQK_р = (q—aQ)\ K_{пр.доп},$$

где Q и q — нормативные расходы соответственно воды водоема-приемника и сточных вод, м^3/ч; $K_{ст.}$ и $K_р$ — концентрация загрязняющих веществ одинакового вида соответственно в сточной воде и в месте их выпуска, г/м^3; a — коэффициент смешения; $K_{пр.доп}$ — предельно допустимая концентрация загрязняющего вещества в водоеме, г/м^3.

Сброс сточных вод в водные объекты в горнодобывающей промышленности регламентируется действующими "Правилами охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами" (М.: Минздрав СССР. 1988), согласно которым для каждого выпуска устанавливается предельно допустимый сброс (ПДС), утвержденный соответствующими контролирующими органами. В настоящее время нормы ПДС имеются для большинства карьеров. Они установлены на срок 1—5 лет, периодически пересматриваются и ужесточаиваются.

По данным за 1989—1991 гг. установленные нормы ПДС и ПДК на карьерах имеют следующие значения, мг/дм^3:

	Нормы ПДС	Нормы ПДК
Взвешенные вещества	1,5—32	+0,25+0,75
БПК, мгO_2/дм3	3—6	3—6
Нефтепродукты	0,05—0,3	0,05—0,3
Фенолы	0,0005—0,01	0,001
Железо	0,5	0,3
Общее солесодержание	1000	1000
Сульфаты	100—500	100—500
Хлориды	150—350	300—350
СПАВ	0,1—0,5	0,1
Азот нитритов	0,01—0,04	0,02
Азот нитратов	0,1—10	10
pH	6,5—8,5	6,5—8,5

16.2.2. Мероприятия по уменьшению количества сточных вод и поступления в них загрязняющих веществ

Осуществляемые на карьерах мероприятия по сокращению образования сточных вод и поступления в них загрязняющих веществ условно подразделяют на две группы:

1. Горнотехнические мероприятия, выполняемые в процессе производства горных работ;

2. Общетехнические, выполнение которых не связано непосредственно с горными работами (табл. 16.4).

16.2.3. Методы очистки и обеззараживания сточных вод

В связи с большим разнообразием качественно-количественного состава и свойств сточных вод на карьерах применяют следующие методы их очистки и обеззараживания: от взвешенных веществ, минеральных солей, солей тяжелых металлов, органических и бактериальных загрязнений, пространственной локализации или использования (рис. 16.1).

Очистка от взвешенных веществ основана на принципе удаления из сточных вод нерастворимых твердых частиц, которые выпадают в осадок или всплывают на поверхность под действием гравитационных сил (механическая очистка) и в результате изменения их физического состояния под воздействием специальных добавок органического и неорганического происхождения (физико-химическая очистка). По мере накопления осажденные или взвешенные частицы водоочистки удаляются. Механическая очистка осуществляется отстаиванием, фильтрованием, флотацией и центрифугированием; физико-механическая — коагуляцией, флокуляцией, сорбцией, электрокоагуляцией, электрофлотацией и электронейтрализацией.

Очистка от минеральных солей заключается в опреснении сточных вод с солесодержанием более 1 г/дм^3 путем выделения, разделения и очистки содержащихся в них минеральных примесей до товарных продуктов. Наиболее распространенные способы очистки: термические, основанные на изменении агрегатного состояния очищаемой сточной воды (дистилляция, вымораживание и др.), мембранные (обратный осмос, электродиализ) и реагентные (ионный обмен, осаждение солей).

Очистка от солей тяжелых металлов обусловлена присутствием в сточных водах растворенных солей железа и алюми-

Таблица 16.4.
Перечень технических мероприятий по сокращению образования и загрязнения сточных вод

Группа мероприятий	Способ осуществления	Достигаемый экологический результат
Горнотехнические	Централизация поверхностного дренажа в зонах ведения горных работ	Понижение уровней подземных вод прибортовой части карьера. Предотвращение регионального истощения запасов подземных вод. Предотвращение изменения водно-солевого режима почв
	Устройство дренажных канав и временных водосборников на вскрышных уступах	Предотвращение попадания подземных вод в выработанное пространство карьера
	Сооружение поверхностных водопонижающих скважин для осушения месторождения	Раздельные откачка и сброс незагрязненных подземных вод
	Сооружение подземных дренажных выработок со сквозными и забивными фильтрами	Предотвращение попадания подземных вод в выработанное пространство карьера и их загрязнения
Общетехнические	Тампонаж заброшенных и бездействующих водопонижающих скважин, оборудование кранами самоизливающихся или фонтанирующих скважин	Сокращение запасов подземных вод
	Сооружение водонепроницаемых противофильтрационных завес (барражей) вокруг очагов загрязнения и истощения подземных вод	Предотвращение истощения и загрязнения подземных вод
	Обратная закачка в водоносные горизонты подземных вод через поглощающие скважины	Восстановление гидрогеологического режима и уровней подземных вод
	Закачка сточных вод в глубокие водоносные горизонты	Сокращение сброса сточных вод в водоемы-приемники

ния, а также других тяжелых металлов в виде микроэлементов. В технологическом плане она осуществляется переводом растворенных солей металлов в твердую фазу (нейтрализация воды) и разделением жидкой и твердой фаз с последующим обезвоживанием и утилизацией образующегося осадка водоочистки. Для нейтрализации обычно используют известь или известняк в сочетании с известью, для разделения жидкой и твердой фаз — последовательное проведение процессов осветления воды, уплотнения и обезвоживания осадка.

Очистка от органических загрязнений состоит в окислении органических примесей в сточных водах с помощью микроорганизмов, способных в процессе своей жизнедеятельности разлагать их на минеральные составляющие. Этот способ очистки может осуществляться в естественных условиях (поля орошения и фильтрации, биологические пруды) и в специально созданных сооружениях (биологические фильтры, аэротенки и др.).

Очистка от бактериальных загрязнений осуществляется химическим, физическим и другими способами воздействия на сточные воды перед сбросом их в природные водные объекты. В качестве бактерицидных приемов очистки используют: хлорирование (жидкий хлор, гипохлорит натрия и калия, хлорная известь), озонирование, электролиз и облучение.

Пространственная локализация или **использование** заключается в экологиче-

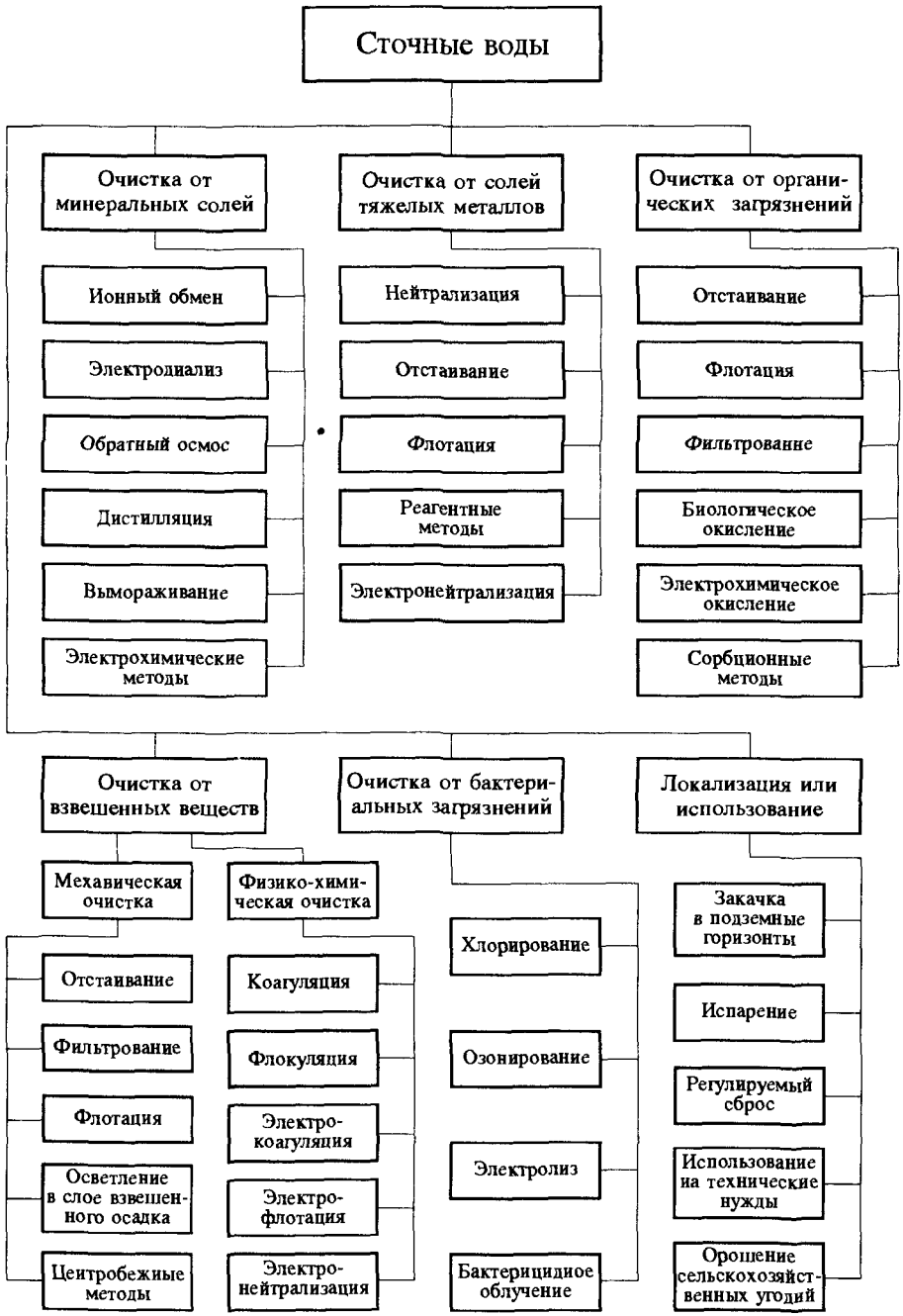


Рис. 16.1. Классификация основных методов очистки и обеззараживания сточных вод на карьерах

ски безвредном захоронении или консервации сточных вод путем закачки в подземные горизонты, испарения в прудах-испарителях и регулируемого сброса в природные водные объекты, а также широкого применения их на технические нужды и для орошения сельскохозяйственных угодий при соответствии техническим условиям объектов водопотребления.

Как правило, каждый из указанных выше методов очистки и обеззараживания сточных вод реализуется на индивидуальных и групповых очистных сооружениях, имеет свои технологические схемы и аппаратурное оформление, которые необходимо учитывать при их выборе в зависимости от производственно-технических и климатических условий применения.

16.2.4. Технологические схемы и конструкции водоочистных сооружений и установок

Для очистки сточных вод от взвешенных веществ на карьерах в основном применяют технологические схемы с использованием отстойников, прудов-отстойников, осветлителей со взвешенным слоем осадка и фильтров с восходящим потоком. Пруды-отстойники могут применяться отдельно и в виде каскада из двух-четырех секций, а также в сочетании со скорыми песчаными фильтрами. При самостоятельном использовании прудов-отстойников глубина очистки сточных вод от взвешенных веществ составляет 20-30 мг/дм^3, а в сочетании со скорыми песчаными фильтрами — до 2—10 мг/дм^3 (табл. 16.5).

Для примера в табл. 16.6 приведены основные технико-экономические показатели технологических схем очистки сточных вод, применяемых в угольной промышленности. Видно, что применяемые технологические схемы базируются на традиционных приемах отстаивания, фильтрования и обеззараживания, на стадии окончательной очистки используют различного рода скорые фильтры с загрузкой их кварцевым песком. Наиболее распространены открытые однослойные и напорные фильтры, менее — открытые двухслойные фильтры, контактные осветлители и виброфильтры (табл. 16.7).

В последние годы в угольной промышленности для очистки сточных вод от взвешенных веществ получают распространение новые типы водоочистных сооружений на базе аппаратов заводского изготовления, напорной флотации, промышленного культивирования макрофитов и др. Применение их в практике угольных предприятий обеспечивает достижение нормативной очистки сточных вод при более благоприятных технико-экономических показателях (табл. 16.8).

Определяющим принципом в подходе к выбору технологических схем и конструкций сооружений по очистке сточных вод от минеральных солей принято исход-

Таблица 16.5.
Состав и эффективность работы основных типов очистных сооружений

Состав сооружений	Эффективность очистки, %	Содержание взвеси после очистки, мг/дм^3
Отстойники	25—70	30—100
Пруды-отстойники	50—95	20—30
Отстойники + пруды-отстойники	60—97	10—50
Отстойники с коагуляцией	60—80	20—80
Отстойники + фильтры	95—99	2—10
Осветлители со взвешенным слоем осадка	85—90	8—15

Таблица 16.6.
Технико-экономические показатели применяемых технологических схем очистки сточных вод угольных предприятий

Показатели	Состав очистных сооружений											
	пруды, скорые фильтры, хлораторная			осветлители со взвешенным слоем осадка, хлораторная			тонкослойные отстойники, скорые фильтры, хлораторная			фильтры с восходящим потоком, хлораторная		
Производительность, $м^3/ч$	300	500	1000	300	500	1000	300	500	1000	300	500	1000
Содержание взвеси в воде, $мг/дм^3$:												
исходной	Не ограничивается			≥150	≥150	≥150	Не ограничивается			≤200	≤200	≤200
очищенной	5	5	5	10—15	10—15	10—15	5	5	5	5	5	5
Численность обслуживающего персонала, чел-смен/сут	16	18	20	21	24	27	20	23	26	20	22	29

ное солесодержание. Учитываются также химический состав сточных вод и сфера возможного применения опресненных вод, включая связанные с ними гигиенические аспекты обработки и потребления.

На рис. 16.2 представлена принципиальная схема деминерализации карьерных вод в горнодобывающей промышленности, разработанная ВНИИОСуглем на основе технико-экономических оценок. На долю термического метода опреснения приходится около 1,5 % всех сбрасываемых минерализованных вод; остальные объемы подлежат обезвреживанию мембранными методами — обратным осмосом (7 %) и электродиализом (96,5 %). Помимо стадий опреснения в технологии деминерализации выделены стадии предочистки (удаление взвешенных веществ, умягчение, обработка осадка) и переработки концентрированных рассолов, что обеспечивает полное обезвреживание минерализованных вод в соответствии с действующими экологическими ограничениями.

В отечественной практике наиболее высокий уровень развития получила электродиализная техника очистки минерализованных вод (табл. 16.9). Однако выпускаемое оборудование по производительности не в полной мере удовлетворяет потребности открытых горных разработок и требует дальнейшего совершенствования.

Для очистки сточных вод от солей тяжелых металлов чаще применяют технологические схемы, включающие двухрежимную или двухстадийную нейтрализацию стоков с получением очищенной воды и переводом растворенных солей металлов в осадок с последующим его уплотнением, обезвоживанием и утилизацией в народно-хозяйственных целях. Данные технологические схемы относятся к числу безотходных, позволяют нормализовать водородный показатель и получать из образующегося осадка водоочистки широкий ассортимент сырья и продуктов для промышленности и сельского хозяйства.

В угольной промышленности накоплен опыт по подготовке природных железосодержащих вод в зоне открытых горных разработок для питьевых целей. На Ипполитовском водозаборе ПО "Приморскуголь" внедрена установка по стабилизации агрессивных железосодержащих вод

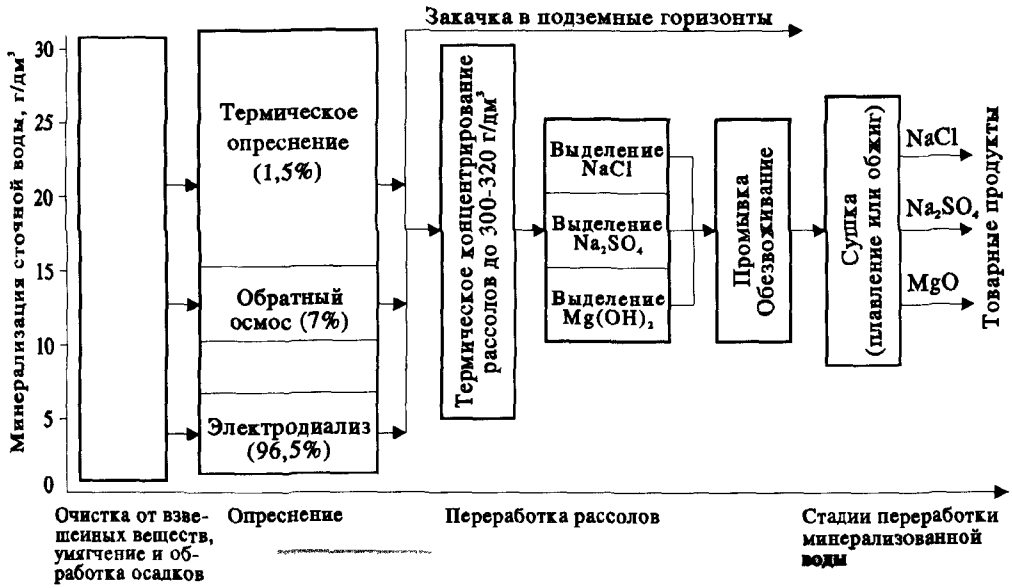


Рис. 16.2. Принципиальная схема деминерализации карьерных вод в горнодобывающей промышленности

производительностью 200 м³/ч. Стабилизация производится в две стадии путем последовательной обработки железосодержащей воды физическим методом (рис. 16.3). Далее стабилизационная вода поступает на фильтры для обезжелезивания. Достигнутые показатели очистки: концентрация ионов железа уменьшается с 6—10 до 0,3 мг/дм³, содержание агрессивной углекислоты с 50—60 мг/дм³ до 0.

В состав сооружений по очистке сточных вод от органических загрязнений (БПК—25—250 мг O_2/дм³; ХПК—3,2—275 мг O_2/дм³; фенолы — 0,001—0,2 мг/дм³; нефтепродукты — 0,15—17,5 мг/дм³) входят горизонтальные и вертикальные отстойники, септики, биофильтры, поля биофильтрации и биологические пруды. Однако эффективность их работы в современных условиях недостаточна, что обуславливает необходимость ускоренного внедрения на горнодобывающих предприятиях водоочистных сооружений биологической очистки, базирующихся на применении компактных установок заводского изготовления. Этим требованиям в полной мере отвечают малогабаритные установки типа ТАБС производства СП "ЭКО-ТАБС" (г. Сланцы, Ленинградской обл.), включающие в себя усреднитель, систему раздельно расположенных аэротенков и отстойников с активным илом, реагентное хозяйство и обезвоживающее оборудование. Аэротенки и отстойники выполнены в виде цилиндрических емкостей с металлическими стенками и бетонными основаниями, характеризуются высокой технологической и санитарно-гигиенической надежностью эксплуатации практически в любых производственно-технических и климатических условиях. Производительность установок — 160—1650 м³/сут (табл. 16.10).

Наличие в карьерных водах значительного бактериального загрязнения (коли-титр — 720000—2000000, наличие условно-патогенных энтеробактерий) обуславливает необходимость принятия специальных мер по обеззараживанию практически всех категорий сточных вод

Таблица 16.7.
Технические показатели зернистых фильтров

Конструкция фильтров	Характеристика фильтрующей перегородки				
	высота поддерживающих гравийных слоев, м	высота фильтрующего слоя, м		крупность зерен фильтрующего материала, мм	
		песок	антрацит	песок	антрацит
Скорые однослойные открытые	0,05—0,25	0,7—2,0	—	0,5—2,0	—
Скорые однослойные напорные	—	1,0—1,3	—	0,5—1,6	—
Скорые двухслойные	0,05—0,25	0,6—0,7	0,4—0,5	0,5—1,25	0,8—18
Контактные осветлители	0,1—0,28	2,0—2,3	—	0,7—4,0	—
Виброфильтры	Латунная сетка	0,03	—	0,08—0,2	—

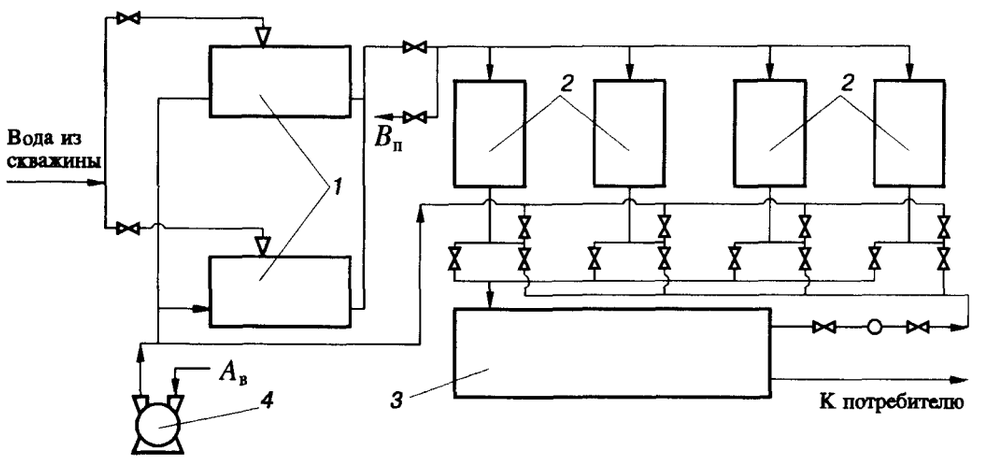


Рис. 16.3. Технологическая схема подготовки железосодержащих агрессивных вод для питьевых целей:

1 — узлы стабилизации воды, *2* — фильтры, *3* — резервуар очищенной воды, *4* — компрессор, $B_п$ — промывная вода, идущая на осветление, $A_в$ — воздух

перед сбросом их в водоемы. Как правило, обеззараживание сточных вод производится путем хлорирования, озонирования или прямого электролиза очищаемых стоков на водоочистных сооружениях. Преимущества процесса хлорирования воды — высокая надежность и простота конструктивного оформления дозирующего устройства, недостаток — ухудшение органолептических показателей воды, которое практически исключается в схемах обеззараживания озонированием или прямого электролиза.

Очистка сточных вод пространственной локализацией или их использование имеет ограниченное распространение.

Технологические показатели фильтров					Конструкция фильтров
скорость фильтрования, м/ч	длительность фильтро-цикла, ч	интенсивность промывки, $дм^3/(с·м^2)$	относительный расход воды на промывку, %	число промывок в сутки	
5,5—8,0	8—12	13—15	10—15	2—3	Скорые однослойные открытые
6—8	6—12	14—16	5—15	2—4	Скорые однослойные напорные
8—10	8—12	13—15	10—15	2—3	Скорые двухслойные
4,5—6,0	8—24	14—16	10—16	1—3	Контактные осветлители
12—15	0,5—1	4—6	1—3	24—48	Виброфильтры

Таблица 16.8.
Технико-экономические показатели новых технологий очистки сточных вод угольных предприятий

Показатели	Тип сооружений с использованием					
	аппаратов заводского изготовления (ОН-10, ФОВ-3, ФС-6, центрифуга)			напорной флотации	тонкослойных фильтров(ОН-10, ФТ-15, ФС-6, центрифуга)	промышленного культивирования макрофитов
Производительность станции, $м^3/ч$	200	300	600	300	300	300
Содержание взвешенных веществ, $мг/дм^3$, в воде:						
исходной	Не ограничивается			1000	Не ограничивается	
очищенной	3—5	3—5	3—5	3—5	3—5	3—5
Численность обслуживающего персонала, чел.	10	22	16	20	7	2

Технологические схемы их реализации в каждом конкретном случае определяются проектом с учетом геологических и природно-климатических условий района размещения открытых горных разработок.

Таблица 16.9.
Техническая характеристика отечественных электродиализных аппаратов

Показатели	Однопакетные			Двухпакетные со средним электродом			
	Родник-3М	Э-400.01	ЭХО-5000×200	ЭХО-500×300.01	ЭДА-1500×1000	Родник-21К, Родник-21У	Родник-23К, Родник-23У (эскизная проработка)
Производительность по опресненной воде, $м^3/ч$	1	8	20	30	60—70	50	100
Солесъем за один проход, %	70—85	50	40	40	30	30—40	30—40
Минерализация рассола, $г/дм^3$	40	—	—	—	—	80	80
Размер мембран, мм	450 × 480	750 × 480	1470 × 480	1470 × 480	1492 × 992	1470 × 480	1470 × 990
Число рабочнх ячеек (пар мембран)	200	200	200	2 × 150	2 × 150	2 × 200	2 × 200
Потери давления в аппарате при рабочей производительности, Па	$1,5 \cdot 10^5$	$2,0 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1,0 \cdot 10^5$	$1,0 \cdot 10^5$
Разработчик	НПО "Пластмассы"	ВНИИВОДГЕО				НПО "Пластмассы" ТФ ОКТБ	
Изготовитель	ПО "Тамбовмаш"	АЭМЗ				ПО "Тамбовмаш"	—

Таблица 16.10.
Техническая характеристика установок ТАБС

Показатели	ТАБС-15	ТАБС-20	ТАБС-50	ТАБС-110
Производительность, $м^3/сут$:				
минимальная	160	220	500	1100
максимальная	225	300	750	1650
Допустимое загрязнение исходной воды, $мг/дм^3$:				
органическими веществами по $БПК_5$	250	250	250	250
взвешенными веществами	600	600	600	600
Максимальная концентрация в очищенной воде, $мг/дм^3$:				
органических загрязнений по $БПК_5$	20	20	20	20
взвешенных веществ	30	30	30	30
Объем избыточного ила, $м^3/сут$	—	4,6	—	22—33
Расход материалов:				
хлор, кг/сут	1,1	1,5	3,75	8,26
флокулянт, кг/сут	0,6	0,8	2,0	4,0
водопроводная вода, $м^3/ч$	6	6	6	6
Потребляемая мощность, кВт	—	32	—	47
Занимаемая площадь, $м^2$	600	800	1000	1600
Продолжительность монтажа установок, дней	75	80	90	120

16.3. Предотвращение пылегазовых загрязнений атмосферного воздуха

16.3.1. Нормативные требования к атмосферному воздуху и к технологическим выбросам загрязняющих веществ

В основу принятой регламентации пылегазовых загрязнений атмосферного воздуха на карьерах положены три критерия вредности:

1. Допустимой может быть признана только такая концентрация атмосферных загрязнений, которая не оказывает на человека прямого или косвенного вредного или неприятного действия, не снижает его работоспособности и не влияет на самочувствие и настроение;

2. Привыкание к вредным веществам должно рассматриваться как неблагоприятный момент и доказательство недопустимости изучаемой концентрации;

3. Недопустимы также такие концентрации вредных веществ, которые неблагоприятно влияют на растительность, климат, прозрачность атмосферы и бытовые условия жизни населения.

Исходя из этих принципов, предельно допустимые концентрации (ПДК) атмосферных загрязнений устанавливаются в двух показателях: максимально разовые и среднесуточные.

Максимально разовые ПДК устанавливаются с целью предупреждения заболеваний органов дыхания и рефлекторных реакций человека (ощущение запаха, изменение биоэлектрической активности головного мозга, световая чувствительность глаз и др.) при кратковременном воздействии атмосферных загрязнений (до 30 мин), а *среднесуточные* — с целью предупреждения их резорбтивного, общетоксического, канцерогенного, мутагенного и других явлений. К настоящему времени в нашей стране ПДК обоснованы и утверждены для 114 вредных веществ и 24 комбинаций загрязнения атмосферного воздуха; в сокращенном виде перечень ПДК для основных видов атмосферных загрязнений приведен в табл. 16.11.

При содержании в атмосферном воздухе нескольких вредных веществ однонаправленного действия должно соблюдаться условие:

$$\frac{C_1}{ПДК_1} + \frac{C_2}{ПДК_2} + \ldots + \frac{C_n}{ПДК_n} \le 1,$$

где C_1, C_2, ..., C_n — фактические концентрации загрязняющих веществ в атмосфере, мг/м^3; $ПДК_1$, $ПДК_2$, ..., $ПДК_n$ — предельно допустимые концентрации загрязняющих веществ, мг/м^3.

Эффектом суммации из числа наиболее распространенных загрязняющих веществ на открытых горных работах обладают диоксиды серы и азота, диоксид серы и сероводород.

В настоящее время в отечественной практике осуществляется переход от установления ПДК к более прогрессивной системе предельно допустимых выбросов (ПДВ), представляющей собой строго контролируемый технический показатель деятельности промышленного предприятия. ПДВ устанавливаются санитарными органами для каждого источника загрязнения, а на период их достижения — временно согласованные выбросы (ВСВ) с учетом фоновой концентрации и эффективности проводимых воздухоохранных мероприятий.

В практическом плане ПДВ и ВСВ на карьерах определяются в следующей последовательности:

составляются физико-географическая и климатическая характеристики района расположения предприятий (по данным органов гидромета);

описываются источники и параметры выбросов вредных веществ в атмосферный воздух, включая условия их рассеивания (по расчетам или замерам);

рассчитываются загрязнения атмосферного воздуха при существующем комплексе воздухоохранных мероприятий по обеспечению нормативов ПДВ и ВСВ;

рассчитываются загрязнения атмосферного воздуха с учетом осуществления планируемых воздухоохранных мероприятий;

Таблица 16.11.
Перечень ПДК для основных видов атмосферных загрязнений

Вещества	ПДК, мг/м^3	
	максимальная разовая	среднесуточная
Пыль нетоксичная	0,5	0,15
Оксид углерода	3	1
Диоксид азота	0,085	0,085
Сернистый ангидрид	0,5	0,05
Сероводород	0,008	0,008
Сероуглерод	0,03	0,005
Серная кислота	0,3	0,1
Аммиак	0,2	0,2
Ацетон	0,35	0,35
Бензин (в пересчете на С)	5	1,5
Сажа (копоть)	0,15	0,05
Фенол	0,01	—
Формальдегид	0,035	—
Фосфорный ангидрид	0,15	0,05
Хлор	0,1	0,03

планируются мероприятия по регулированию выбросов при неблагоприятных метеорологических условиях;

устанавливаются границы санитарно-защитных зон с расчетом их параметров по формуле:

$$l = L_0 \frac{P}{P_0},$$

где L_0 — расчетное расстояние от источника выброса (или центра группы источников) до линии нормы в направлении рассматриваемого румба на карте рассеивания, м; P — среднегодовая повторяемость направлений ветра противоположного румба, %; P_0 — повторяемость направлений ветров одного румба при круговой розе ветров, %;

обосновываются нормативы ПДВ и ВСВ для каждого источника выброса и предприятия в целом, включая сроки их действия.

Расчеты загрязнения атмосферного воздуха производятся на ЭВМ с использованием унифицированных программ УПРЗА-1-ЕС и ЭФИР-5. По результатам расчета выбросы вредных веществ в атмосферу нормируются для конкретных промышленных объектов с учетом фоновой концентрации, поправок на рельеф и суммации действия нескольких загрязняющих ингредиентов.

Разработаны и утверждены нормативы ПДВ и ВСВ для подавляющего большинства горнодобывающих предприятий, расположенных в городах с повышенным уровнем загрязнения воздушного бассейна (Кемерово, Качканар, Красноуфимск, Нерюнгри, Тула, Южно-Сахалинск и др.).

16.3.2. Токсичное влияние технологий открытых горных работ

Взрывные работы на карьерах характеризуются периодическими массовыми выбросами вредных веществ и пыли.

Высокая экономичность и безопасность аммиачно-селитряных взрывчатых

веществ стимулировали их широкое применение, что привело к резкому увеличению выбросов ядовитых оксидов азота и углерода (табл. 16.12).

Количество выбрасываемой взрывом пыли достигает 17 г/м^3, высота пылегазового облака — 1600 м. Ядовитые газы, остающиеся после взрыва во взорванной горной массе, выделяются из разрушенной породы в течение длительного времени.

Производство массовых взрывов на угольных разрезах Экибастуза приводит к выбросу в атмосферу за один взрыв до 150—200 т пыли и 6—8 тыс. м^3 вредных газов, высота пылегазового облака достигает 150—200 м. Концентрация пыли составляет 680—4250 мг/м^3, удельное пылеобразование — 43—250 г на 1 кг ВВ. Содержание диоксида серы увеличивается в 40 раз.

Одним из основных источников токсичных газообразных примесей, выбрасываемых в атмосферу карьера и примыкающего района, является технологический автотранспорт, работающий на дизельном топливе. Расход топлива зависит от режима работы двигателей.

Паспортный удельный расход топлива при номинальной мощности составляет для дизелей 6ДМ-21А (БелАЗ-549) и 8ДМ-21А (БелАЗ-7519) 211 г/(кВт·ч), для дизеля 8РА4-185 (БелАЗ-75191) — 238 г/(кВт·ч).

Расход топлива повышается при работе в плохих дорожных условиях, при низкой температуре, при износе двигателя, в условиях частых остановок и разгонов. Суммарное влияние этих факторов повышает расход топлива в 1,5 раза.

Количество вредных выбросов при сгорании 1 т дизельного топлива составляет:

Таблица 16.12.
Вредные выбросы при взрывных работах

Взрывчатые вещества	Компоненты, %	Кислородный баланс, %	Содержание ядовитых газов в продуктах взрыва, л/кг		
			CO	NO_x	условная сумма
Гранулотол	Тротил — 100	74	84,4	—	84,4
Алюмотол	Тротил — 85, Алюминий — 15	76	72	—	72
Граммонит 30/70В	Тротил — 70, аммиачная селитра — 30	46	69	2—3	82—98,5
Граммонит 50/50В	Тротил — 50, аммиачная селитра — 50	27	64	4	90
Граммонит 79/21	Тротил — 21, аммиачная селитра — 79	0	35—60	6	74—99
Игданит	Дизельное топливо — 5,5, аммиачная селитра — 94,5	0	22	6	61
Игданит	Дизельное топливо — 6,7, аммиачная селитра — 93,3	7	14	21	151
Игданит	Дизельное топливо — 4,3, аммиачная селитра — 95,7	7	65	3	84

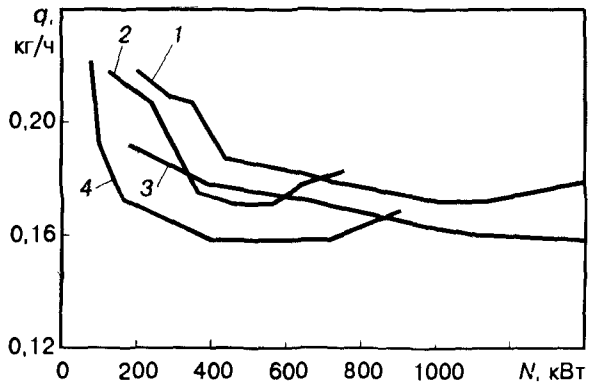


Рис. 16.4. График зависимости удельного расхода дизельного топлива от мощности дизеля тепловоза:

1—4 — для тепловозов соответственно ТЭ-3, ТЭМ-1, ТЭМ-7 и ТЭМ-2

CO — 0,1 г, углеводородов — 0,03 г, NO_2 — 0,04 г, SO_2 — 0,02 г, сажи — 15,5 кг, бенз(а)пирена — 0,32 г.

При разгоне дизеля до номинальной частоты вращения (от 900 до 1600 мин$^{-1}$) распределение выбросов изменяется следующим образом: при разгоне — CO — 4,2 %, NO_2 — 95,1 %, сажи — 0,7 %; при установившемся режиме — CO — 1,8 %, NO_2 — 97,8 %, сажи — 0,3 %.

Для расчета совокупного влияния вредных выбросов определяется количество их в условных тоннах, для пересчета компонентов используется коэффициент A, значения которого для некоторых веществ, выбрасываемых в атмосферу, приведены ниже.

Оксид углерода CO	1
Диоксид серы SO_2	22
Оксиды азота в пересчете (по массе) на NO_2	41,1
Летучие низкомолекулярные углеводороды (пары жидких топлив) по углероду:	
45° широты севернее	1,26
45° широты южней	3,16
Сажа без примесей (пыль углерода без учета примесей)	41,5
3,4—бенз(а)пирен	$12{,}6 \cdot 10^5$

Зависимость удельного расхода топлива q тепловозами от мощности N дизеля показана на графике (рис. 16.4).

Традиционная техника на карьерах является в значительной степени пылящей, что ухудшает состояние приземного слоя атмосферы в районе открытых горных работ, в особенности при разработке месторождений цветных металлов и угля.

На разрезах Экибастуза при отключенной системе пылеподавления концентрация пыли в забоях мощных роторных экскаваторов достигает 2750—7600 мг/м^3, в местах перегрузки — до 26000 мг/м^3. При работе пылеподавляющих устройств концентрация пыли остается на уровне 1600—2600 мг/м^3 при расходе воды на средних роторных экскаваторах до 2 м^3/ч и на мощных — до 14,5 м^3/ч.

16.3.3. Мероприятия по снижению вредных выбросов в атмосферный воздух

Технологические процессы разработки месторождений открытым способом сопровождаются образованием значительного количества пылегазовых выбросов, содержащих вредные компоненты (пыль, сажа, оксиды азота и углерода, диоксид серы и др.) и загрязняющих атмосферу прилегающей территории. Пылегазовое загрязнение происходит при буровзрывных работах, экскавации, погрузке в транспортные средства и транспортировании горной массы, внутреннем и внешнем отвалообразовании, а также при работе энергетических и сушильных установок, на открытых складах, технологических комплексах промплощадок, приемных ямах и станциях примыкания. Доля газо-

образных вредных веществ на карьерах составляет 13 %, твердых — 87 %.

В качестве примера в табл. 16.13 приведены данные по удельному выделению пыли и газов от неорганизованных источников на ряде угольных разрезов России и Казахстана. Из представленных данных видно, что пыль выделяется при всех технологических процессах, газообразные вещества — в основном при эндогенных пожарах и автотранспортом, в меньшей степени — при взрывных работах. Интен-

Таблица 16.13.
Удельные выбросы вредных веществ в атмосферу от неорганизованных источников на разрезах

Объединение, разрез	Вредные вещества, выделяемые в атмосферу разрезов	Выделение вредных веществ на 1 т добычи по источникам загрязнения, кг				
		всего	в том числе			
			взрывные работы	технологическое оборудование	автотранспорт	эндогенные пожары на угольных уступах
ПО "Красноярскуголь" Бородинский	Всего	0,108	0,057	0,014	0,037	—
	В том числе:					
	пыль	0,039	—	0,0020	0,037	—
	газы	0,069	0,057	0,012	—	—
	из них:					
	оксид углерода	0,0557	0,044	0,0117	—	—
	оксиды азота	0,0053	0,005	0,0003	—	—
	углеводороды	0,008	0,008	—	—	—
ПО "Кемеровоуголь" Им 50-летия Октября	Всего	8,89	0,64	0,23	0,52	7,5
	В том числе:					
	пыль	0,534	—	0,014	0,52	—
	газы	8,36	0,64	0,22	—	7,5
	из них.					
	оксид углерода	7,06	0,42	0,13	—	6,51
	оксиды азота	0,275	0,12	0,09	—	0,065
	углеводороды	0,1	0,1	—	—	—
	диоксид серы	0,65	—	—	—	0,65
	сероводород	0,27	—	—	—	0,27
ПО "Экибастузуголь" "Богатырь"	Всего	0,41	0,019	0,03	0,37	—
	В том числе:					
	пыль	0,3713	—	0,0018	0,37	—
	газы	0,039	0,019	0,028	—	—
	из них:					
	оксид углерода	0,027	0,015	0,017	—	—
	оксиды азота	0,011	0,003	0,011	—	—
	углеводороды	0,001	0,001	—	—	—

сивность пылевыделения при работе технологического оборудования достигает: бурового станка — 4,3 г/с, экскаватора-мехлопаты — 2 г/с, экскаватора-драглайна — 11 г/с, разгрузке думпкара — 64—275 мг/с, автосамосвала — 15 г/с, 1 м ленточного конвейера — 50 мг/с, бульдозера (ДЭ-250, Т-180) — 97—200 мг/с.

Основой воздухоохранных мероприятий на карьерах является комплексный подход к их разработке и реализации. Для каждого вида источников вредных выбросов в атмосферу имеются типовые технические решения по уменьшению выделения загрязняющих веществ, обоснованы пределы достигаемой эффективности от их внедрения, определена номенклатура серийно выпускаемого пылегазоулавливающего оборудования, пригодного для применения в условиях открытых горных разработок. В качестве основных направлений этой работы приняты следующие:

применение технических средств и технологических процессов производства с минимальным выделением загрязняющих веществ в атмосферу карьеров;

локализация и подавление вредных веществ непосредственно в местах их образования (гидроорошение, обработка пылесвязывающими составами, заиливание и др.);

очистка промышленных выбросов в атмосферу от загрязняющих веществ с помощью специальных устройств (циклоны, скрубберы и т.д.).

Для предотвращения пылеобразования при выемочно-погрузочных работах и отвалообразовании обычно применяют увлажнение отбитой горной массы или предварительное увлажнение рабочей части уступов. Отбитая горная масса увлажняется поверхностным орошением водой с помощью различного рода распылителей, а также поливочных машин и установок, оборудованных гидромониторами. Предварительное увлажнение массива может осуществляться нагнетанием жидкости через скважины с помощью насосных установок или борозды под воздействием гравитационных сил.

Для борьбы с пылью при погрузочно-разгрузочных и транспортных работах на карьерах получили распространение гидроорошение, механические устройства и аппараты для пылеподавления (укрытия, оснащенные аспирацией, и ограждения), физико-химические методы (пена, искусственный снег, пылесвязывающие вещества, смачиватели и т.п.).

Применение аспирационных укрытий позволяет осуществлять локализацию источников пылеобразования и последующую очистку запыленного воздуха в пылеулавливающих аппаратах. При выборе схем аспирации обычно исходят из компоновки технологического оборудования и условий его применения. Для этой цели используют различные формы и конструкции укрытий, обеспечивающих равномерное разрежение воздуха по укрытиям и исключающих выбивание пыли в рабочую зону. Предусмотрена также взаимная блокировка приводов технологического оборудования и вентилятора в системе аспирации. Для очистки аспирационного воздуха, поступающего от транспортных средств с запыленностью < 5 г/м^3, устанавливаются мокрые или батарейные циклоны сухой очистки (рис. 16.5, *а*, *б*), при концентрации пыли > 5 г/м^3 — две ступени пылеулавливающих аппаратов (рис. 16.6). Общая степень очистки достигает 90—99,5 %.

Высокие результаты на перегрузочных пунктах ленточных конвейеров дает применение устройств эжекционного пылеотсоса конструкции НПЛ "Экопыль" (г. Алчевск Луганской обл., Украина).

Проблема предотвращения сдувания пыли с открытых штабелей сыпучих материалов решается с помощью специальных ограждений, уноса пыли с больших поверхностей — путем сооружения ветрозащитных барьеров. Перспективным направлением в этих случаях является формирование пылевлагосвязующих покрытий пылящих поверхностей из естественных и искусственных материалов.

Возможный путь снижения пылеобразования и очистки от взвешенной пыли на карьерах — использование воды в твердом агрегатном состоянии в виде снега и мелких ледяных кристаллов. Малая плот-

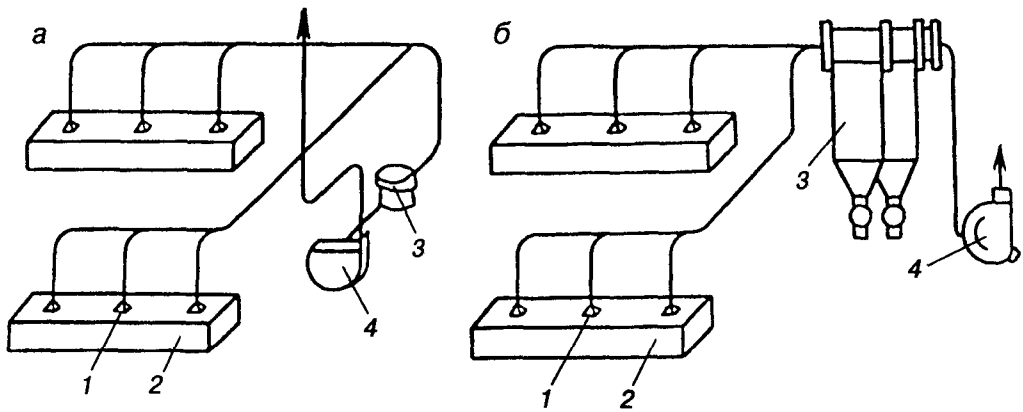


Рис. 16.5. Схемы аспирационных установок обеспыливания транспортных механизмов с одной ступенью очистки отходящего воздуха с применением циклона-промывателя СИОТ (*а*) и батарейного циклона сухой очистки ПБЦ (*б*):

1 — воздухоприемники, *2* — укрытия для конвейеров, *3* — циклон; *4* — вентилятор

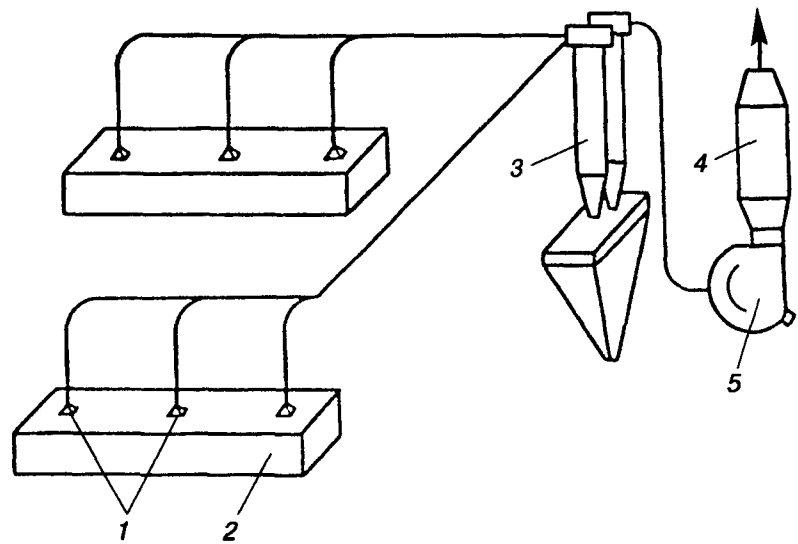


Рис. 16.6. Схема аспирационной установки обеспыливания транспортных механизмов с двумя ступенями очистки отходящего воздуха:

1, 2 — см. рис. 16.5; *3* — группа циклонов ЦН-15; *4* — мокрый пылеуловитель МПР; *5* — вентилятор

ность снега; большая площадь поверхности, определяющая высокую пылеемкость; отсутствие смерзания материала, коррозии металлических частей оборудования и дополнительного загрязнения окружающей среды — преимущества данного метода пылеподавления при низких температурах воздуха.

Одно из перспективных направлений борьбы с пылью — пылеподавление с помощью воздушно-механической пены. Однако применение пенного способа для

борьбы с пылью в настоящее время сдерживается рядом технических и технологических причин, затрудняющих широкое внедрение способа на карьерах.

Санитарная очистка отходящих газов от диоксида серы, образующегося при сжигании угля в энергетических установках, осуществляется несколькими способами: мокрым (известняковый, известковый, магнезитовый, аммиачный), сухим (содовый, пиролюзитный), вдуванием связующих компонентов непосредственно в топку. Однако разработанные и испытанные в производственных масштабах различные способы очистки от диоксида серы сложны и дорогостоящи, требуют специальных мероприятий по переработке и утилизации попутных продуктов, поэтому они чаще всего применяются в смежных отраслях промышленности, выбросы которых велики по сравнению с выбросами горных предприятий.

Очистка отходящих газов от оксидов азота и углерода, несмотря на многообразие апробированных методов, не получила широкого промышленного применения в России и за рубежом, поскольку предложенные для этой цели аппараты оказались технологически сложными и дорогостоящими, малопригодными для работы в загрязненной среде.

Дальнейшее повышение эффективности мероприятий по охране атмосферного воздуха от пылегазовых загрязнений на карьерах возможно путем перехода на малоотходные и безотходные технологии производства, обеспечивающие минимальное выделение вредных примесей в атмосферу, создания и освоения систем автоматического контроля и прогнозирования загрязнения атмосферного воздуха в рабочих зонах для принятия оперативных мер по их уменьшению, применения новых средств пылегазоочистки с учетом специфики промышленных производств и природно-климатических условий. Для улучшения санитарно-гигиенической обстановки на карьерах необходимо ускорить внедрение эффективных способов и средств управления воздухообменом на глубоких горизонтах и активного воздействия на туманы при неблагоприятных метеорологических условиях.

16.3.4. Оборудование и материалы для комплексного обеспыливания технологических процессов на карьерах

Выбор необходимого оборудования зависит от пылеобразующей способности разрушаемого и перемещаемого горного массива, вида производственного процесса и применяемого горного оборудования. Обеспыливание карьеров должно осуществляться комплексным применением в различных сочетаниях увлажнения горных массивов, орошения, пылеотсоса, пылеподавления пеной, покрытия пылящих поверхностей специальными химическими составами и т.п.

Ниже приведены сведения об оборудовании, применяемому при различных технологических процессах на открытых разработках.

Бурение скважин. Все буровые станки оснащаются пылеулавливающими установками и устройствами для бурения скважин с промывкой.

В системах пылеулавливания буровых станков применяются три ступени очистки: ступень I — от буровой мелочи и крупных фракций пыли, ступень II — от средних и мелких фракций пыли, ступень III — от тонких фракций пыли.

В ступени I используются пылеприемные колпаки или пылеприемники, улавливающие до 95 % буровой мелочи (размером более 500 мкм), в ступени II — циклоны с эффективностью пылеулавливания частиц размером более 10 мкм 90 %, а в ступени III — тканевые фильтры с эффективностью улавливания тонких фракций пыли (размером менее 10 мкм) до 99 % и более.

В системе пылеулавливания бурового станка 2СБШ-200 (рис. 16.7) пылеприемником является зонт. Для подъема и опускания зонта предусмотрена лебедка. С помощью эжекторного устройства запыленный воздух от пылеприемника поступает в пылеосадительную камеру, где

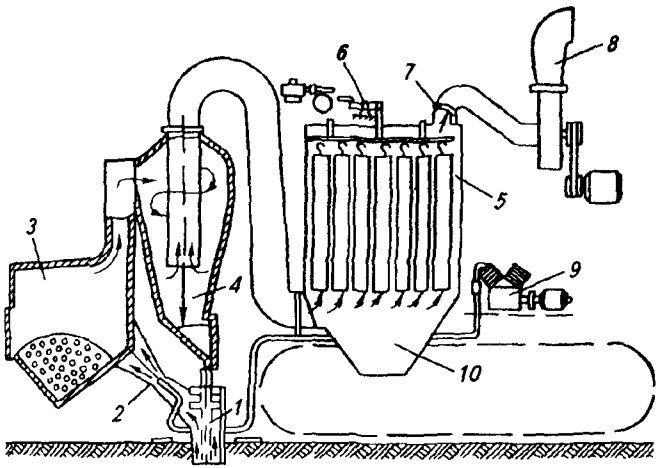


Рис. 16.7. Схема пылеулавливающей установки бурового станка 2СБШ-200:

1 — пылеприемник, *2* — эжекторное устройство, *3* — пылеосадительная камера, *4* — циклоны, *5* —рукавный фильтр, *6* — встряхивающее устройство, *7* — шибер, *8* — вентилятор, *9* — компрессор, *10* — бункер

осаждаются крупные частицы. Частично очищенный воздух поступает в циклоны, где очищается от основного количества пыли На стадии III запыленный воздух проходит через рукавный фильтр, имеющий механизм встряхивания рукавов, подвешенных на четырех пружинах к подвижной раме. В фильтрах воздух проходит окончательную очистку и через выхлопной патрубок вентилятора выбрасывается в атмосферу. При бурении обводненных пород предусмотрено отключение узла рукавных фильтров с помощью заслонок.

Техническая характеристика системы пылеулавливания бурового станка 2СБШ-200

Число ступеней очистки	3
Объем брезентового зонта, м^3	0,2
Диаметр циклона, м	0,45
Число циклонов	2
Рукава	
диаметр, м	0,16
площадь фильтрации, м^2	22
материал	Сукно № 2, арт 20 (ГОСТ 6985—69)
Вентилятор	
тип	ВВД-8у
подача, м^3/с	2,25—1,16
давление, МПа	0,006
частота вращения, об/мин	1800
потребляемая мощность, кВт	14
масса, кг	248
Завод-изготовитель	Бузулукский завод тяжелого машиностроения им В В Куйбышева (г Бузулук Оренбургской обл)

На буровых станках СБШ-2М в качестве ступени III применены труба Вентури и циклоны с обратным конусом, где воздух очищается мокрым способом.

Для станков пневмоударного бурения типов БМК-4 и СБМК-5 институтом "Средазнипроцветмет" разработана пылеулавливающая установка УПП-5 для улавливания пыли при сухом бурении скважин. Установка имеет четыре ступени очистки и состоит из пылеприемника, бункера для отдельных крупных фракций, группового циклона, гидравлического осадителя для улавливания тонкодисперсной пыли и вентилятора высокого давления.

При начальной концентрации пыли 300—400 г/м^3 коэффициент пылеочистки составляет 99,9 %, что позволяет поддерживать уровень запыленности воздуха на рабочих местах в пределах, допустимых санитарными нормами

Для буровых станков шарошечного и пневмоударного бурения институт "Гипроникель" разработал фильтр тонкой очи-

стки. В системе пылеулавливания фильтр — последняя ступень очистки пылевоздушного потока, отсасываемого из скважины. Конструкция фильтра позволяет увеличить скорость фильтрации в 4—8 раз по сравнению с принятыми в рукавных фильтрах, что приводит к соответствующему уменьшению поверхности фильтра.

Техническая характеристика фильтра тонкой очистки воздуха конструкции "Гипроникель"

Площадь поверхности, $м^2$	18
Пропускная способность, $м^3/ч$	5000
Фильтровальная ткань	Нитрон тройного сплетения
Скорость фильтрации, м/с	0,08
Запыленность очищаемого воздуха, $г/м^3$	До 6
Диаметр фильтровального рукава, мм	350
Число рукавов	8
Регенерация фильтра	Струйная продувка с автоматическим управлением
Скорость движения каретки, м/с	0,5
Вместимость воздухосборника, $м^3$	2,7
Давление в воздухосборнике, МПа, не менее	0,25
КПД фильтра, %	99,8
Габариты (без бункера), мм	3000×1800×1060
Масса фильтра, кг	970

Для уменьшения выбросов в атмосферу пыли и токсичных газов, образующихся при работе станков термомеханического бурения СБТМ-20 с воздушным окислением горючего, предназначена установка ПГПУ, разработанная институтом ВНИИБТГ. Она состоит из двух узлов: пылеподавления и уменьшения токсичности газов.

Пыль подавляется распылением воды из четырех распылителей, установленных по два на каждую вытяжную трубу.

Токсичность газов уменьшают заменой технологического горючего топливно-водяной эмульсией, приготовляемой в установке, находящейся на станке.

Техническая характеристика установки ПГПУ

Расход воды через форсунку, $м^3/ч$	0,13
Общий расход воды, $м^3/ч$	2,1
Эффективность очистки воздуха, %	
от пыли	90—99
от оксида углерода	81
от оксидов азота	80
от альдегидов	100

При огневом бурении на станках СБО-1 и СБО-2 применяется пенный способ пылеулавливания, при котором от аспирационного укрытия — бункера воздух направляется в пенный аппарат и пропускается через слой пены для очистки от пыли и вредных газов до уровней ПДК.

Взрывные работы. Средствами уменьшения запыленности атмосферы при взрывных работах являются:

взрывание зарядов ВВ в скважинах с воздушными промежутками с целью обеспечения равномерного разрушения горной массы;

взрывание угольного массива в режиме рыхления с последующим гравитационным увлажнением разрыхленной горной массы летом холодной и зимой подогретой до 20—50°С водой с добавками смачивателя или рассолами NaCl или $CaCl_2$;

взрывание с применением внешней (с удельным расходом воды 1,4 $кг/м^3$ взорванной массы) и внутренней (с удельным расходом 0,8 $кг/м^3$ взорванной массы) гидрозабоек скважин;

взрывание высоких уступов (до 30 м и более), снижающих высоту подъема пылегазового облака;

взрывание в условиях зажатой среды (например, на неубранную горную массу шириной не менее 20 м), что предотвращает образование вторичного пылегазового облака.

Для снижения пылевыделения при массовых взрывах наряду с рациональными сетками расположения скважин, короткозамедленным взрыванием и зарядами с воздушными промежутками используется гидрообеспыливание.

Таблица 16.14.
Удельные расходы воды ($дм^3/м^3$) при увлажнении различных массивов

Горная порода	Гидромониторы	Нагнетание в массив или фильтрация	Оросители
Скальные породы, крепкие руды, породы вскрыши	20—30	160—180	150—200
Уголь, перегоревшие угольные навалы	60—85	40—170	100—160

Гидрообеспыливание при массовых взрывах может применяться до взрыва, одновременно и после него. В зависимости от интенсивности образования пыли во время взрыва, обусловленной свойствами взрываемых горных пород, используются сочетания различных способов гидрообеспыливания.

Для гидрообеспыливания массовых взрывов до их проведения применяют в основном три способа: 1. Предварительное орошение взрываемого блока и прилегающих к нему площадей; 2. Предварительное увлажнение взрываемого массива; 3. Предварительное увлажнение за счет свободной фильтрации воды из канав, расположенных на поверхности взрываемого массива.

Предварительное орошение осуществляется с помощью гидропоездов и поливочных машин с расходом воды около 10 $дм^3$ на 1 $м^2$ площади. При использовании гидропоездов и поливочных машин орошение осуществляется гидромониторами.

Предварительное увлажнение массива через скважины осуществляют в основном нагнетанием воды насосами различных типов.

Удельные расходы воды для увлажнения горных пород при различных способах гидрообеспыливания приведены в табл. 16.14.

Предварительное нагнетание воды или растворов солей, а также их свободная фильтрация одновременно с обеспыливанием взрывных работ снижают пылевыделение на последующих операциях разработки месторождений открытым способом.

При обеспыливании воздуха в процессе взрыва с помощью внешней водяной забойки расход воды составляет около 0,4—0,5 $м^3$ на каждую скважину и должен определяться исходя из ее удельного расхода, равного 1—1,5 $дм^3$ на 1 $м^3$ взрываемой горной массы. Внутренняя водяная забойка обеспечивает повышенный эффект при использовании дополнительного запирающего заряда дробления, составляющего 20—30 кг ВВ. Для этого заряда используется часть ВВ основного заряда, который взрывается через 7—10 мс после запирающего. Расход воды на внутреннюю водяную забойку составляет 50—70 $дм^3$ на каждую взрываемую скважину.

Для обеспыливания воздуха после массовых взрывов используются водовоздушные струи, создаваемые оросительно-вентиляционными установками ОВ-3 или УМП-1.

Способы гидрообеспыливания массовых взрывов могут применяться и в холодный период года при использовании вместо воды растворов хлоридов магния, кальция или натрия (рис. 16.8).

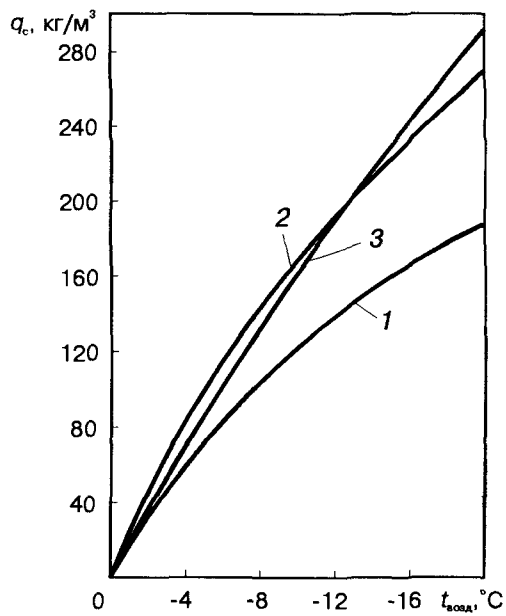


Рис. 16.8. График для определения удельного расхода q_c хлоридов магния (*1*), натрия (*2*) и кальция (*3*) в зависимости от тепературы воздуха $t_{возд}$

Экскаваторные работы. Погрузка угля и вскрышных пород одноковшовыми экскаваторами сопровождается высоким пылевыделением (от 400 до 11000 мг/с), уровень которого зависит от физико-химических свойств экскавируемого материала и производительности экскаватора.

Для предотвращения пылеобразования при ведении экскаваторных работ следует применять увлажнение отбитой горной массы или предварительное увлажнение массива угля.

Отбитая горная масса может увлажняться поверхностным орошением с помощью подключаемых к водопроводу стволов-распылителей типов РС, СА, лафетных стволов типа ЛС-1 и других распылителей, а также с помощью оросительно-вентиляционных установок УМП-1А, самоходного поливочного агрегата СПА-1 и других поливочных машин, оборудованных гидромониторами.

Средства орошения располагают на верхней или нижней площадке уступа с учетом направления ветра относительно положения экскаватора в забое.

Породно-угольные навалы с горизонтальной поверхностью и супесчаные породы рекомендуется увлажнять за счет свободной фильтрации воды, подаваемой в специальные канавы или углубления.

Предварительное увлажнение массива угля может осуществляться нагнетанием жидкости через скважины или борозды насосными установками, за счет давления в карьерном водопроводе или под воздействием гравитационных сил.

Для нагнетания жидкости используются скважины диаметром 100—160 мм, пробуренные перпендикулярно (по возможности) к плоскости напластования. Длина скважин принимается равной высоте уступа.

Параметры нагнетания жидкости в скважины (давление и расход) определяются опытным путем.

На угольных разрезах расход составляет 50—100 л/мин, давление воды — 1,5—6 МПа, а расстояние между скважинами — от 5 до 15 м.

Для предварительного увлажнения угольного массива через скважины могут применяться серийные насосные установки типов 2УГН, УНР, ГР-16/40 и др.

Для герметизации скважин при предварительном увлажнении угольного массива можно применять герметизаторы типа СГС-3 конструкции НИИОГРа и ГСН конструкции Сибгипрогормаша, а для нагнетания воды в уплотненные и слежавшиеся навалы перед их экскавацией — герметизатор ГН-1 конструкции НИИОГРа.

Техническая характеристика герметизаторов приведена ниже.

Герметизатор	СГС-3	ГСН	ГН-1
Расход воды, м³/с	$1{,}7 \cdot 10^{-3}$	$3{,}3 \cdot 10^{-3}$	$3{,}3 \cdot 10^{-3}$
Давление нагнетания, МПа	1,0—1,5	5	0,8—1.3
Диаметр скважин, мм	110—160	100—150	—
Габариты, мм:			
длина	1600	4118	1600—2000
диаметр	100—140	85—120	50—70
Масса, кг	12	36,4—60,5	10

Для орошения и осаждения пыли, образующейся в процессе экскавации горной массы, применяют различного вида оросители и распылители, наиболее распространенные ствол-распылитель типа РС и ручной пожарный ствол СА с расходом воды 280—440 л/мин при давлении 0,3 МПа.

Изготовители: стволов типа РС — Харцызский машзавод (г. Харцызск Донецкой обл.), стволов типа СА — предприятие Управления охраны общественного порядка Челябинского облисполкома.

Для орошения навалов большой площади конусообразной формы и с горизонтальной поверхностью предназначена радиальная оросительная установка РОУ-1. Орошаемая площадь при этом составляет 600—1200 м^2, удельный расход воды 1 дм^3/мин на 1 м^2 площади. Разработчик — НИИОГР (г. Челябинск). Изготовители — механические мастерские предприятий.

Для подачи струи воды или пены для орошения горной массы служат лафетные стволы конструкции ЦНИИПО (г. Москва) типа ПЛС со съемной опорой (переносной) и типа ЛС-1 (стационарный).

Изготовитель ствола ПЛС — Харцызский машзавод, ствола ЛС-1 — Ливенский завод противопожарного машиностроения (г. Ливны Орловской обл.).

Институт ВНИИБТГ (г. Кривой Рог) для орошения взорванной и разрыхленной горной массы перед экскавацией разработал гидропоезд подачей 300 м^3/ч и с дальностью действия струи 50—70 м.

Гидропоезд состоит из пяти железнодорожных цистерн и платформы, на которой установлены две мощные оросительные установки. Цистерны сообщаются между собой гибкими резиновыми рукавами. Воду к установке подают по металлическим трубопроводам.

Орошение можно производить с одной установки или с двух одновременно. Изготовитель — Южный горно-обогатительный комбинат (г. Кривой Рог).

На разрезах одним из интенсивных источников пылевыделения являются угольные забои, где работают в основном роторные экскаваторы и комплексы производительностью от 1250 до 5250 м^3/ч. Работа роторных экскаваторов сопровождается интенсивным пылевыделением. Если при работе одноковшовых экскаваторов интенсивность пылевыделения составляет 2 г/с, то при работе роторных экскаваторов она достигает 2000 г/с. Запыленность воздуха при работе роторных экскаваторов в десятки и сотни раз превышает предельно допустимые концентрации (ПДК).

Роторные экскаваторы оснащаются фильтро-вентиляционными установками, которые позволяют поддерживать на рабочих местах санитарные нормы по запыленности воздуха. Фильтро-вентиляционные установки встраиваются в кондиционеры рабочих помещений и создают избыточное давление (экскаваторы ЭРГ-1250-ОЦ, ЭРП-1250, SRs(K)-2000, ЭРП-2500). На роторном комплексе ЭРШРД-5000 смонтированы вентиляционные системы для подачи в рабочие помещения очищенного воздуха. На комплексе предусмотрено пять таких систем, в кабинах — нижней рамы, консоли противовеса, машиниста ротора, погрузки и бункера.

В этих системах вентилятор производит забор воздуха из атмосферы и направляет для очистки в первый блок инерционных пылеотделителей, в котором воздух очищается от крупных фракций и большей части мелких. Затем очищенный воздух поступает во второй блок инерционных пылеотделителей для дополнительной очистки и после чего направляется в кондиционеры и в помещения. Пылевой концентрат с небольшим количеством воздуха из блоков инерционных пылеотделителей направляется в батарею циклонов, где пыль осаждается в бункерах, а очищенный воздух поступает обратно во всасывающий патрубок вентилятора.

Вентиляционные системы в кабине машиниста ротора, в кабинах погрузки и бункера создают избыточное давление внутри этих помещений, а также подогревают или охлаждают воздух в зависимости от метеоусловий.

Эти системы имеют фильтры и обеспечивают запыленность воздуха в помещениях на уровне ПДК. Эффективность пылеулавливания составляет 89—99 %.

Все типы роторных экскаваторов заводами-изготовителями оснащаются системами орошения.

Система орошения на экскаваторах ЭРП-1250 и ЭР-1250-ОЦ смонтирована в

зоне рабочего органа и состоит из насоса 2,5 ЦВ-1,1, трех баков для воды общей вместимостью 16,8 м^3, четырех форсунок и трубопроводов. Факелы форсунок направлены в зону экскавации и в зону разгрузки ковшей в приемный бункер. Давление воды в системе составляет 0,7—1,4 МПа, расход воды — 100 л/мин. Эффективность системы составляет 75—85 %.

На экскаваторе SRs(K)-2000 система гидрообеспыливания смонтирована в приемном бункере ротора, в центральной воронке, на перегрузках и в перегрузочном лотке и состоит из девяти форсунок.

На экскаваторе SRs(K)-2000 эти системы комбинированные, т.е. могут работать при положительной и отрицательной температурах воздуха. В зимних условиях орошение производится щелочным раствором.

На роторном экскаваторе ЭРП-2500 смонтирована система гидрообеспыливания, состоящая из шести форсунок в приемном бункере ротора, трубопроводов, двух насосов ОН-2 и двух емкостей для воды. Система работает с низкой эффективностью вследствие малого давления, развиваемого насосами ОН-2.

На роторном комплексе ЭРШРД-5000 смонтированы три самостоятельные системы орошения: на поворотной части машины для орошения приемного бункера конвейера, ротора и приемного кожуха дробилки из трех баков вместимостью по 14 м^3, трубопроводов, насосных установок и восьми форсунок; на перекидном шибере разгрузочной консоли из четырех форсунок; на приемном бункере СПУ из восьми форсунок и бака вместимостью 3 м^3.

Создана новая система пылеподавления для высокопроизводительных роторных экскаваторов ЭРП-2500 и роторных комплексов ЭРП-5250.

В конструкцию экскаватора ЭРП-2500 заложены следующие способы борьбы с пылью: высоконапорное гидрообеспыливание (в теплый период года), аспирация и сухое пылеулавливание.

Система высоконапорного гидрообеспыливания применяется во всех местах пылеобразования. Она включает высоконапорный насос типа 2УГН-М, центробежный насос для подпитки высоконапорного, емкости для воды, форсунки типа ФЦ, высоконапорные гидроэжекторы ГЭВ-200, высоконапорные трубопроводы, гибкие рукава и арматуру, аппаратуру управления.

На экскаваторе предусмотрены две самостоятельные системы аспирации и сухого пылеулавливания — в бункере ротора и на центральной перегрузке (рис. 16.9).

Укрытие конвейеров и мест перегрузок применяется на всех отечественных экскаваторах.

Эффективность применения систем орошения при работе роторных экскаваторов на разрезе "Богатырь" ПО Экибастузуголь находится в пределах 40—85 %.

Ширина пылевого потока с удалением от места выделения пыли постепенно увеличивается за счет размывания границ с чистым воздухом, а высота его постепенно уменьшается (на 0,13—2 % на каждом 1 м расстояния).

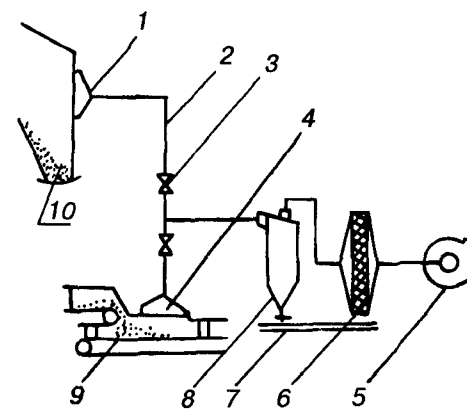


Рис. 16.9. Схема аспирации роторного экскаватора ЭРП-2500:

1 — аспирационная коробка приемного бункера роторного колеса; *2* — воздуховод; *3* — задвижка; *4* — аспирационная воронка; *5* — вентилятор; *6* — фильтр; *7* — конвейер; *8* — циклон-пылеотделитель; *9* — укрытие узла перегрузки; *10* — приемный бункер роторного колеса

Ширина пылевого облака при работе роторного экскаватора ЭРШРД-5000 достигает 80 м вследствие перемещения исполнительного органа по забою. При работе роторного экскаватора SRs(K)-2000 ширина пылевого потока несколько уменьшается, так как он прижимается к уступу потоком воздуха. При движении пылевого потока он расширяется вследствие турбулентного перемешивания пограничных слоев с чистым воздухом. Угол расширения пылевого потока составляет 4,2—10,1°. Распространение пыли от источника пылевыделения зависит от размера частиц, высоты пылевого потока, скорости воздуха и плотности пыли. Частицы размером менее 5 мкм распространяются от места выделения на расстояние до 500—1600 м.

На всех машинах комплекса ЭРП-5250 предусмотрены высоконапорное гидрообеспыливание, аспирация и сухое пылеулавливание.

На роторном экскаваторе ЭРП-5250 в комплекс системы пылеподавления СПРЭ входят:

для гидроорошения (рис. 16.10): два высоконапорных насоса подачей не менее 90 л/мин, давлением более 10 МПа, установленные на поворотной части и на нижней раме машины; два центробежных подпиточных насоса напором 0,4 МПа; бак вместимостью не менее 40—50 м^3 на поворотной части и вместимостью 15—20 м^3 на нижней раме; девять форсунок (на поворотной части — 4 шт., на нижней части — 5 шт.), расположенные — две в зоне экскавации, одна — в приемном бункере ротора, одна — в бункере дробилки, одна — в месте перегрузки с конвейера нижней рамы на конвейер разгрузочной консоли; четыре — в нижней части разгрузочной воронки разгрузочного конвейера;

для сухого пылеулавливания на конвейере нижней рамы: пылевой вентилятор; батарейный циклон ПБЦ-15; укрытие с двойными стенками (в пределах оболочки нижней рамы); двойные фартуки — на выходе из приемного бункера ротора, на входе в бункер додрабливающего устройства, в укрытии конвейера нижней рамы и на выходе из приемного бункера конвейера разгрузочной консоли; байпас диаметром 300 мм, соединяющий воронку и кожух бункера додрабливающего устройства.

На межуступном перегружателе ПМД-5250 система пылеподавления СППМ включает:

для гидроорошения: один высоконапорный насос подачей не менее 90 л/мин и напором более 10 МПа; один центробежный насос давлением до 0,4 МПа, бак вместимостью 15—20 м^3, пять форсунок, размещаемых: одна — в бункере перегрузки с приемного на разгрузочный конвейер и четыре — в нижней части разгрузочной воронки разгрузочного конвейера;

для сухого пылеулавливания в местах перегрузки с приемного на разгрузочный конвейер и в приемном бункере, который выполнен с двойными стенками: пылевой вентилятор, батарейный циклон, двойные фартуки на входе и выходе из укрытия перегрузки.

На забойном перегружателе ПКЗ-5250 установлена система пылеподавления СППК, включающая: один высоконапорный насос подачей не менее 90 л/мин и напором не менее 10 МПа, один центробежный насос давлением 0,4 МПа, бак вместимостью 15—20 м^3; четыре форсунки в нижней части разгрузочной воронки конвейера.

На ленточных конвейерах ЛК-5250 в комплексе системы пылеподавления ПЛК для гидроорошения узлов перегрузки на приводных станциях установлены один высоконапорный насос подачей не менее 30 л/мин и давлением не менее 10 МПа, бак вместимостью 22 м^3 и одна форсунка.

Особенность пылеподавления роторного экскаватора ЭРШРД-5000 — наличие для предотвращения сдувания пыли при загрузке бункера ротора и перегрузках с конвейера на конвейер укрытий всех мест перегрузки угля. Пыль в укрытиях подавляется гидроорошением, а также отсосом и пылеулавливанием с помощью систем сухого обеспыливания. Ленточные конвейеры имеют ограждения высотой 0,5 м на всей длине конвейера.

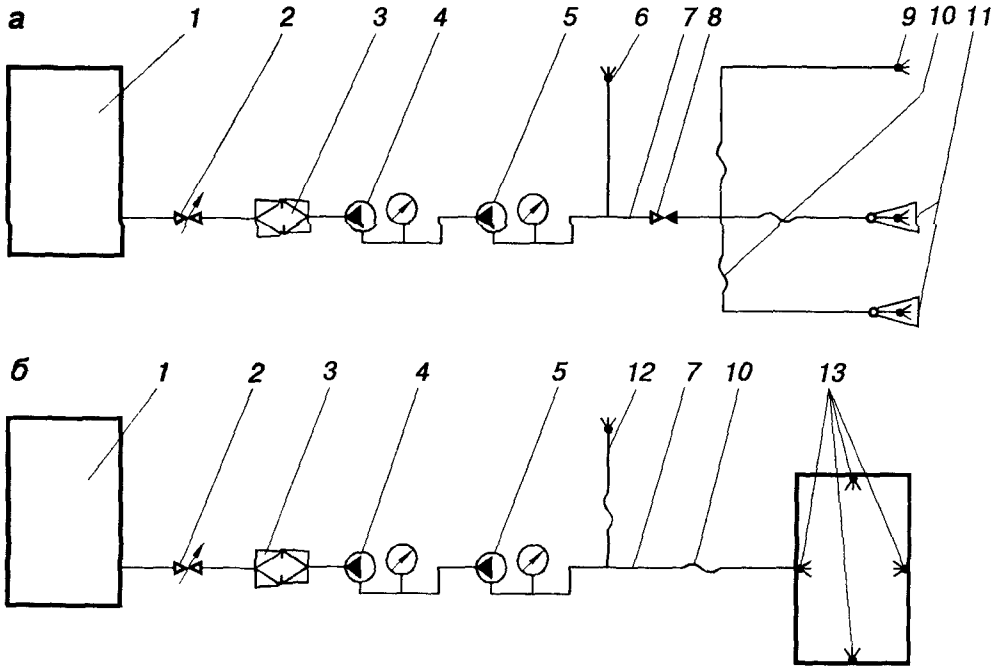


Рис. 16.10. Принципиальная схема орошения узла роторного колеса и дробилки (*а*) и узла перегрузки с промежуточного конвейера разгрузочной консоли и разгрузочной воронки (*б*) роторного экскаватора ЭРП-5250:

1 — бак с водой вместимостью 50 м^3; *2* — электромагнитный вентиль ВЭГ-3Д; *3* — фильтр ФШ-1; *4* — центробежный подпиточный насос подачей до 90 л/м и давлением до 0,4 МПа; *5* — высоконапорный насос типа 2УГНМ; *6* — ороситель в дробилке; *7* — трубопровод; *8* — обратный проходной клапан; *9* — ороситель в приемном бункере, *10* — гибкий рукав; *11* — гидроэжекторы; *12* — ороситель на узле перегрузки; *13* — оросители на разгрузочной воронке

Для орошения зоны экскавации угля применяют высоконапорные гидроэжекторы ГЭВ-200, факелы которых должны перекрывать зону резания угля.

Для подавления пыли в приемном бункере конвейера стрелы ротора при выгрузке угля из ковшей предусматривается форсунка типа ФЦ с углом раскрытия факела 75°. Факел форсунки направлен сверху вниз на ленту конвейера навстречу ее движения под углом 30—35°. Предусмотрена возможность изменения угла наклона установки форсунки.

Орошение в додрабливающем устройстве осуществляется с помощью форсунки ФЦ, устанавливаемой в верхней части кожуха. Факел форсунки направляется вниз на била дробилки и в пространство над отбойной плитой.

Система аспирации и пылеулавливания на промежуточном конвейере и пункте перегрузки на конвейер разгрузочной консоли включает в себя: два всасывающих патрубка щелевидной формы длиной 1500 и высотой 400 мм (один — на расстоянии не менее 2100 мм от течки дробилки в верхней части наружной стенки двойного укрытия, другой — под отбойной плитой на боковой стенке), батарейный циклон ПБЦ-15 с расходом воздуха 12000—15000 м^3/ч и пылевой вентилятор ЦП-7-40 подачей 10000—15000 м^3/ч.

На межуступном перегружателе ПМД-5250 предусмотрены системы гид-

рообеспыливания и сухого пылеулавливания.

Схема высоконапорного орошения основных узлов перегрузки угля аналогична принципиальной схеме орошения экскаватора ЭРП-5250.

Аспирация и пылеулавливание на перегружателе ПМД-5250 также выполнены аналогично такой системе на роторном экскаваторе. Запыленный воздух отсасывается из мест перегрузки с приемного на разгрузочный конвейер с подсоединением к приемному бункеру разгрузочного конвейера, выполняемого с двойными стенками.

На забойном конвейерном перегружателе ПКЗ-5250 состав системы высоконапорного орошения аналогичен ранее описанной системе орошения узла перегрузки.

Автомобильные дороги. Дороги с жесткими покрытиями необходимо систематически очищать от просыпавшейся мелочи и пыли сухим или мокрым способом.

Сухой способ очистки дорог применяют в районах ограничения применения воды и в холодный период года. Очистка производится легкими или средними бульдозерами, автогрейдерами, универсальными фрезерными погрузчиками или снегопогрузчиками с лаповыми питателями. Пыль на автодорогах с жесткими и промерзшими покрытиями убирается подметально-уборочными машинами КО-304, КО-304А, ВПМ-53А, КО-309.

Для очистки полотна автодорог от просыпавшейся горной массы и снега, рыхления и орошения пылесвязующими веществами верхнего слоя дорожного покрытия институтом НИИОГР разработана дорожная машина ДМ на базе шасси автомобиля БелАЗ-540А.

Мокрая очистка автодорог в теплое время года осуществляется поливочными машинами (табл. 16.15).

Поливомоечная машина ПМ-130Б предназначена для поливки и мойки водой проезжей части автомобильных дорог. Кроме того, она может очищать налипший снег и просыпавшуюся мелочь с сильно загрязненных дорог, производить поливку горной массы и тушить горящие угольные и угольно-породные отвалы.

На базе поливомоечной машины ПМ-130Б НИИОГР создал механизированный поливочный комплекс МПК. Он включает в себя самоходный поливочный агрегат на базе поливомоечной машины ПМ-130Б и заправочный пункт. Отличие его от базовой машины ПМ-130Б заключается в замене щелевых оросителей, расположенных в передней части машины, коллектором с установленными за баком форсунками. Кроме того, агрегат оборудован противопожарными средствами.

Заправочный пункт предназначен для хранения и подогрева, а также для заправки самоходного поливочного агрегата пылесвязующими веществами. Он представляет собой стационарное устройство, размещенное на специально спланированной для этой цели площадке. В него входят сливные приспособления для перекачки пылесвязывающей жидкости из железнодорожной цистерны в резервуар, насосная станция, стойка и трубопроводы с вентилями.

На грунтовых автомобильных дорогах простейшего и переходного типов следует после пропитки покрытия одним из связывающих веществ производить профилирование и укатку. Рекомендации по применению пылесвязывающих веществ приведены в табл. 16.16.

Вещества, содержащие пек, не рекомендуется применять. Применение новых связывающих материалов должно быть согласовано с органом санитарного надзора.

В теплое время года мокрые способы пылеподавления необходимо применять на всех технологических автодорогах разрезов, а в зимний период на углевозных путем замораживания осевшей угольной пыли холодной водой с помощью разливочного устройства, с обогревателем воды выхлопными газами конструкции ПО "Якутуголь".

Транспортирование горной массы конвейерами. Пыль при транспортировании горной массы ленточными конвейерами должна подавляться путем укрытия мест пылеобразования, орошения, аспирации и пылеулавливания или с помощью пены.

Таблица 16.15.
Техническая характеристика поливочных машин

Показатели	РЖТ-16	СПА-1	УМП-1А	ПМ-130Б	КПМ-64
Вместимость цистерны, $м^3$	16	20	30	6	5,15
Рабочая скорость, км/ч:					
при мойке	—	5—10	—	До 20	До 12
при поливе	До 10	До 10	До 12	До 20	До 15
Ширина, м:					
полосы поливки	10	До 5	До 15	15—18	14—18
смываемой полосы	—	6	—	До 8	До 7
Число форсунок	10	6	10	2	2
База	К-701	БелАЗ-540А	БелАЗ-548А	ЗИЛ-130	
Производительность, тыс.$м^3$/ч:					
при мойке	—	30	—	12,3	15
при поливе	100	50	150	54,5	55
Масса (без воды), т	6,8	24,35	32,4	5,5	5,75
Завод-изготовитель	Ремзаводы производственных объединений		Пермский завод ГШО	Мценский завод коммунального машиностроения	

Орошение и пылеподавление пеной применяют при положительных температурах воздуха, аспирацию и пылеулавливание — при положительных и отрицательных.

Стационарные конвейерные линии должны по возможности иметь укрытия по всей длине для предотвращения сдувания пыли ветром.

Институтом НИПИОТстром (г. Новороссийск) разработано ограждение ленточного конвейера, состоящее из секций, сблокированных с приводом конвейера. При снятии любой части ограждения привод конвейера отключается. Конструкция ограждения исключает доступ обслуживающего персонала в опасные зоны конвейера во время его работы и обеспечивает защиту от выдувания пыли из транспортируемого материала.

В укрытиях мест перегрузок горной массы с конвейера на конвейер необходимо устанавливать оросители с направлением факелов в место падения угля. Оросительные устройства должны включаться в работу автоматически при наличии на движущейся ленте горной массы.

Расход воды на конвейерах принимается в пределах 10—30 $дм^3$ на 1 $м^3$ транспортируемой горной массы. При этом из общего количества воды 30—40 % расходуется на первом перегрузочном пункте, а остальное количество воды равномерно распределяется между последующими пунктами. На перегрузочных пунктах форсунки следует устанавливать в укрытиях на расстоянии 0,5—1 м до места перегрузки и непосредственно в точке ее перегрузки. Факел распыленной воды должен перекрывать всю ширину ленты. Для уменьшения непроизводительного расхода воды, предотвращения обводнения рабочих мест и улучшения их санитарно-гигиенического состояния оросительные установки на конвейерах снабжаются устройствами автоматического управления гидрообеспыливанием типа ОПУ-1 конструкции НИИОГР (г. Челябинск) или ГШП-1 конструкции КНИУИ (Казахстан, г. Караганда).

Аспирацию рекомендуется применять на стационарных конвейерных линиях путем укрытия пунктов перегрузки, из-под которых производится отсос запылен-

Таблица 16.16.
Способы и параметры применения пылесвязывающих веществ на автодорогах

Условия применения	Рекомендуемые вещества для пылеподавления	Способ применения	Расход на 1 м^2 покрытия, кг	Срок службы разовой обработки, сут (ориентировочно)
Положительные температуры воздуха, малое или умеренное количество осадков	Универсин-Л (летний)	Пропитка или поверхностная обработка разрыхленного сухого дорожного покрытия с последующей укаткой	0,7—2,0	10—30
	Лигносульфонаты	Поверхностная обработка спрофилированной дороги с последующей укаткой*	1,5—3,0	До 20
	Смесь воды, лигносульфонатов (5—10 % масс.) и полиакриламида (0,2—0,5 % масс.)	Орошение спрофилированной и увлажненной поверхности дороги с последующей обработкой 0,2—0,5 %-ным раствором полиакриламида и укаткой	6	5—10
	Лигнодор	Поверхностная обработка спрофилированной дороги с последующей укаткой*	2,0—2,2	До 45
	Битумные эмульсии ЭБА — 3	Поверхностная обработка очищенной от слоя пыли, спланированной и увлажненной поверхности дороги с последующей россыпью песка или мелкого щебня	0,8—1,5	До 30
	Глина	Нанесение на подготовленное полотно слоя сухой глины с последующим периодическим (1 раз в смену) увлажнением ее водой	50—80	7—15
		Нанесение на подготовленное полотно глинистой суспензии с последующим периодическим (2 раза в смену) увлажнением ее водой	16—18 кг глины (40—50 л суспензии)	6—10
	Битумы СГ, МГ, МГО (40/70)	Пропитка разрыхленной поверхности сухой дороги с последующей укаткой	0,7—2,0	10—30
	Гигроскопические соли	Орошение поверхности дороги	0,8—2,5	5—15
Положительные температуры воздуха, большое количество осадков	Универсин—В (высоковязкий)	Пропитка разрыхленной поверхности сухой дороги с последующей укаткой, либо неразрыхленной с последующей россыпью мелкого щебня и укаткой*	1,5—2,5	20—30
	Битумы СГ, МГ, МГО (70/130)	Устройство дорожных одежд способом смешения на дороге	7—8	40—60
Низкие отрицательные температуры, малое количество осадков	Универсин—С	Поверхностная обработка разрыхленной (при необходимости) поверхности дороги с последующей укаткой	1—2	5—15
Отрицательные температуры, большое количество осадков	Гигроскопические соли	Внесение в поверхностный слой проезжей части дороги с последующей укаткой и перемешиванием	2,5—3,5	10

*Возможно устройство дорожных одежд способом смешения на дороге.

ного воздуха с последующей его очисткой в циклонах или фильтрах. При высоких уровнях запыленности целесообразней двухступенчатая очистка, включающая циклоны (первая ступень) и рукавные или зернистые фильтры (вторая ступень). Запыленный воздух из-под укрытий отсасывается центробежными пылевыми вентиляторами во взрывобезопасном исполнении, например вентиляторами ЦП7-40.

Уловленная в циклонах пыль выгружается в автосамосвал, на конвейер или на почву с орошением при выходе из трубопровода пылесвязывающим веществом.

Для герметизации пунктов перегрузки следует применять типовые укрытия с одинарными или двойными стенками и наклонные желоба. В этих целях возможно эффективно применять устройства эжекционного пылеотсоса ЭПП (рис. 16.11) конструкции НПЛ "Экопыль" (г. Алчевск Луганской обл.).

Наклонные желоба устанавливаются с минимально допустимыми углами наклона к горизонтали. Конструкция их должна обеспечивать выход материала в направлении движения конвейерной ленты со скоростью, близкой к скорости ее движения, а также иметь надежное уплотнение для предотвращения выбивания пыли из-под укрытия.

Для уменьшения объема эжектируемого воздуха устанавливаются двойные фартуки на входе в укрытие и выходе из него ленты и одинарные — по обе стороны всасывающего патрубка, а также байпасы (обводные трубы) для выравнивания давления воздуха в верхней и нижней частях укрытия. Для предотвращения забивания пылью байпасов в них предусматриваются устройства для контроля отложений пыли и очистки от нее (контрольные замерные точки, смотровые лючки, быстроразборные соединения).

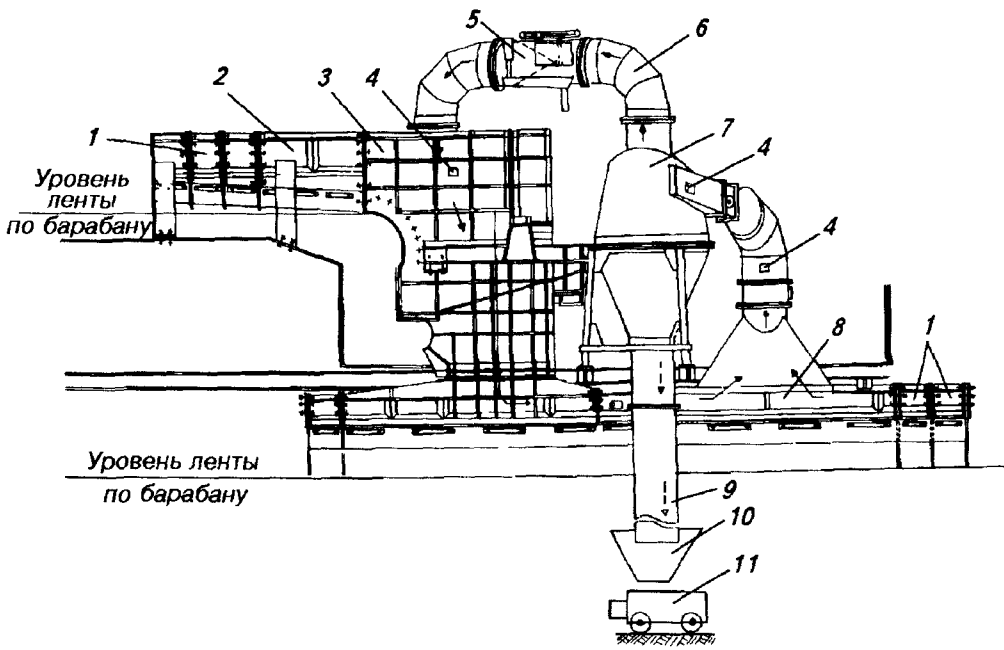


Рис. 16.11. Устройство эжекционного пылеотсоса ЭПП на перегрузочном пункте ленточного конвейера:

1 — шлюзовая камера; *2* — укрытие верхнего конвейера; *3* — разгрузочный бункер; *4* — окно для замеров запыленности; *5* — камера эжектора; *6* — трубопровод; *7* — пылеотделитель; *8* — укрытие нижнего конвейра; *9* — трубопровод для сброса пыли; *10* — бункер; *11* — автосамосвал

Аспирационные системы блокируются с конвейерами, что обеспечивает включение системы пылеулавливания одновременно с запуском конвейеров и отключение при необходимости аспирационной системы.

Подавление пыли пеной рекомендуется при дефиците воды на орошение и недостаточной эффективности систем аспирации при положительных температурах. Для пылеподавления рекомендуется пена кратности 150—300.

Обеспыливающее проветривание. Обеспыливающее проветривание производится установками местного проветривания или вентиляторно-оросительными установками при экскавации угля с погрузкой его в автосамосвалы и железнодорожные полувагоны для обеспечения хорошей видимости.

Для местного проветривания и пылеподавления в экскаваторных забоях и на больших площадях используют установки ПВУ-6 конструкции Донгипроуглемаша (г. Донецк) и УМП-1 конструкции НИПИгормаш.

Для проветривания застойных зон и подавления локальных очагов пыли и растворимых газов, орошения отбитой горной массы и полотна автодорог угольных разрезов, для очистки полотна автодорог от свежевыпавшего снега и посыпки их песком, для создания направленного движения воздуха в небольших угольных разрезах и общего их проветривания в комплексе с основными вентиляционными установками предназначена установка местного проветривания УМП-1А конструкции НИПИгормаш.

Оросительная система установки УМП-1А оборудуется водяным баком, гидромонитором, коллектором с форсунками для орошения и обработки реагентами покрытия автодорог.

Для проветривания застойных зон глубоких горизонтов и обеспечения видимости работ применяется разработанная управлением "Разрезмонтаж" ПО "Якутуголь" установка проветривания забоя "Вихрь-1".

Для проветривания и увлажнения забоев и больших площадей на разрезах также применяют установки АИ-20КВ и НК-12КВ.

Установка АИ-20КВ на базе турбовинтового двигателя и воздушного винта диаметром 4,5 м смонтирована на шасси автомобиля. Для пылеподавления в струю воздуха подается вода (расход воды 120—150 $м^3/ч$). Вентиляционная установка НК-12КВ на базе силовой установки самолета ТУ-114 с двумя соосными винтами встречного вращения рассчитана на создание горизонтальных или слабонаклонных струй большой дальнобойности. Она состоит из автотягача, на котором смонтирована емкость объемом 28 $м^3$ для топлива, и прицепа с установленным на нем турбовинтовым двигателем НК-12КВ.

Для проветривания застойных зон объемом 20—40 млн $м^3$ глубоких горизонтов разрезов, применяющих автотранспорт, а также для водораспыления с помощью мощных воздушных струй и очистки автодорог при снежных заносах предназначена универсальная вентиляционная установка УВУ, монтируемая на шасси автосамосвала БелАЗ-540А.

16.4. Рекультивация нарушенных земель

16.4.1. Нормативные требования к качеству рекультивированных земель

Рекультивация земель предусматривает комплекс горнотехнических, инженерных, сельско-, лесохозяйственных и других мероприятий, направленных на восстановление биологической продуктивности и народнохозяйственной ценности отработанных горными или иными работами земельных площадей, а также улучшение состояния окружающей среды. Обеспечение требуемого качества рекультивированных земель — одно из показателей технического и технологического совершенства горного производства, соответствия его современным экологическим требованиям и нормативам.

Содержание и объем нормативных требований к качеству рекультивированных

земель зависят от вида освоения нарушенных территорий (сельско-, лесо- и водохозяйственное, строительное, рекреационное и санитарно-гигиеническое). При сельско- и лесохозяйственном направлениях рекультивации нормативные требования сводятся к созданию биологически продуктивных участков земной поверхности с необходимыми условиями для роста и развития растений; при водохозяйственном направлении — к соблюдению технологических и геомеханических ограничений при выполнении гидротехнических работ; при строительном направлении — к созданию участков земной поверхности, пригодных для размещения промышленных площадок и жилых массивов. При рекреационном и санитарно-гигиеническом направлениях рекультивации подлежат учету многие из перечисленных выше требований, необходимых для создания зон отдыха и консервации нарушенных земель.

При оценке качества рекультивированных земель на карьерах учитываются: морфометрические параметры техногенного рельефа, подлежащего рекультивации, и его местонахождение; агрохимические и физико-механические свойства пород и грунтов, слагающих объекты рекультивации; соответствие выполненных технологических процессов и видов работ утвержденному проекту; состав и свойства материалов, примененных при рекультивации (мелиоранты, удобрения и др.); соответствие нормам ПДК вновь образованных почв по характерным загрязняющим ингредиентам.

Качественно-количественная характеристика регламентированных свойств почвогрунтов, применяемая при оценке качества вновь созданных дерново-подзолистого, средне- и легкосуглинистого типов, следующая:

Технологические свойства:
- контурность, га ..... 15—20
- эродированность ..... Отсутствует

Морфологические признаки:
- мощность пахотного горизонта, см ..... 25—35
- структурность ..... Хорошо выраженная
- содержание водопрочных агрегатов, % .. 70—80

Агрохимические свойства:
- содержание гумуса, % ..... 2—2,5
- валовый запас гумуса, т/га ..... 60—70
- концентрация доступных форм азота, мг/100 г почвы ..... 3—4,5
- концентрация подвижных форм фосфора, мг/100 г почвы ..... 25—30
- концентрация обменного калия, мг/100 г почвы ..... 20—25
- реакция почвенного раствора, pH ..... 6—6,5
- степень насыщенности основаниями, % ... 80—90
- сумма поглощения оснований, мг-экв/100 г почвы ..... 8—12

Водно-воздушный режим почвы:
- запас продуктивной влаги в слое 0—5 см к началу вегетации, мм ..... 130—150
- плотность, г/м^3 ..... 1,1—1,2
- пористость общая, % ..... 50—55

Приведенный комплекс регламентированных свойств вновь созданных почв полностью отражает плодородие и определяет урожайность сельскохозяйственных культур. Поэтому на стадии технического этапа рекультивации должен создаваться определенный уровень плодородия восстановленных почв, который в дальнейшем повышается до уровня зональных почв в процессе биологического этапа рекультивации.

Основные морфометрические параметры техногенного рельефа, нормируемые при добыче полезных ископаемых открытым способом, в зависимости от направления рекультивации приведены в табл. 16.17. Строгое соблюдение указанных параметров при ведении горно-восстановительных работ позволяет обеспечить высокое качество рекультивированных земель практически для всех возможных направлений их использования в народном хозяйстве.

16.4.2. Классификация способов и схем рекультивации нарушенных земель

Современная практика рекультивации нарушенных земель на карьерах базируется в основном на детальном анализе

технологических схем ведения горных работ и отвалообразования с учетом возможности создания благоприятных условий для формирования корнеобитаемого слоя и произрастания ценных сельскохозяйственных культур и древесно-кустарниковых пород, применяемых для этих целей.

В зависимости от категорий пригодности вскрышных пород, почвенных и природно-климатических условий, а также выбранного вида освоения применяют следующие способы рекультивации земель на карьерах:

нанесение на рекультивируемые грунты плодородного слоя почвы или слоя лёссовидных суглинков 30—120 см с применением комплекса минеральных удобрений;

непосредственная обработка рекультивируемых грунтов с проведением мелиоративных работ (известкование, внесение минеральных удобрений, мелиоративные севообороты);

непосредственная обработка рекультивируемых грунтов с использованием биоактивизированных препаратов, приготовленных из бурых углей и отходов углеобогащения, и активных штаммов почвенных микроорганизмов.

Первые два способа рекультивации нарушенных земель получили на карьерах широкое распространение, третий находится в стадии промышленной проверки и внедрения.

В последние годы в отечественной практике и за рубежом предприняты попытки технологически увязать основные процессы открытой добычи полезных ископаемых с рекультивацией нарушаемых ими земель. В основе такой увязки заложен принцип совмещения горных и рекультивационных работ в едином комплексе горного производства, включая технический и биологический этапы восстановления продуктивности земельных угодий.

В табл. 16.18 представлена классификация схем технической рекультивации земель, разработанная ВНИИОСуглем. По признаку связи с системой разработки месторождений схемы технической рекультивации земель подразделены на *совмещенные, раздельные и комбинированные* с учетом вида последующего освоения (сельско- и лесохозяйственное, строительное, рекреационное).

Согласно этой классификации, к группе *совмещенных* схем технической рекультивации относятся технологические схемы, отличительная особенность которых — выполнение всех работ по рекультивации нарушенных земель (транспортирование и укладка на рекультивируемые поверхности почв и потенциально пригодных пород, планировка поверхности, формирование откосов отвалов и другие) основным горным и транспортным оборудованием без привлечения специальной дополнительной техники. Из-за специфики и наличия на карьерах мощного технологического оборудования реализация совмещенных схем не всегда практически осуществима. Но при проектировании технологии вскрышных работ следует максимально использовать возможность применения этих схем, учитывая их экономическую эффективность.

К группе *раздельных* схем технической рекультивации относятся технологические схемы, представляющие самостоятельный технологический процесс в общем цикле ведения вскрышных работ. Отличительная особенность этих схем — выполнение рекультивационных работ специальным оборудованием вне связи с горным производством, т.е. по самостоятельному производственно-технологическому циклу. Условия применения таких схем:

невозможность включения работ по рекультивации в основной технологический процесс по причинам неприспособленности основного технологического оборудования для ведения рекультивационных работ;

несоответствие горно-геологических условий и параметров горных работ требованиям последующей рекультивации или ее направлению;

возможность достижения более высоких технико-экономических показателей работы предприятия при конкретном ва-

Таблица 16.17.
Морфометрические параметры техногенного рельефа на карьерах

Показатели	Направление рекультивации						Показатели
	сельскохозяйственное		лесохозяйственное	водохозяйственное	рекреационное	санитарно-гигиеническое	
	пашни	сенокосы, пастбища					
Мощность снимаемого плодородного слоя почвы, м	Определяется проектом в соответствии с рекомендациями ГИЗРа (Рекомендации по снятию плодородного слоя почвы при пронзводстве горных, строительных и других работ, — М.: ГИЗР. 1983.)			Определяется проектом в соответствии с рекомендациями ГИЗРа (Рекомендацин по снятию плодородного слоя почвы при производстве горных, строительных и других работ, — М ГИЗР 1983)			Мощность снимаемого плодородного слоя почвы, м
Высота временного склада плодородного слоя почвы, м, не более	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	Высота временного склада плодородного слоя почвы, м, не более
Мощность насыпного плодородного слоя почвы после усадки, м, не менее	0,30 0,40**	0,20	—	0,20*	0,20*	—	Мощность насыпного плодородного слоя почвы после усадки, м, не менее
Мощность снимаемого слоя потенциально-плодородных пород, м	Определяется проектом с учетом требований биологического этапа			Определяется проектом с учетом требований биологического этапа			Мощность снимаемого слоя потенциально-плодородных пород, м
Мощность насыпного слоя потенциально-плодородных пород после усадки, м, не менее	0,5*** 1,0**	0,3*** 0,8**	2,0***	—	1,0*** (для зеленых зон)	0,3*** (при озеленении)	Мощность насыпного слоя потенциально-плодородных пород после усадки, м, не менее
Площадь рекультивируемого участка, га, не менее	10,0	5,0	Не лимитируется	0,5	Не лимитируется		Площадь рекультивируемого участка, га, не менее
Уклон поверхности отвала, градус, не более	2	6	10	—	Угла устойчивого откоса		Уклон поверхности отвала, градус, не более
Уклон откоса отвала, градус не более	—	12	18	—	20 (при озеленении)	20 (при озеленении)	Уклон откоса отвала, градус, не более
Уклон борта карьерной выемки, градус, не более	—	12	18	8****	20 (при озеленении)	20 (при озеленении)	Уклон борта карьерной выемки, градус, не более
Глубина водоема в карьерной выемке, м, не менее	—	—	—	1,5	1,5	—	Глубина водоема в карьерной выемке, м, не менее
Террасы:							Террасы
ширина, м, не менее	—	—	12	—	6,5	6,5	ширина, м, не менее
расстояние между террасами по вертнкали, м, не более	—	—	15,0	—	15,0	15,0	расстояние между террасамн по вертикали, м, не более
поперечный уклон, градус	—	—	2—3	—	2—3	2—3	поперечный уклон, градус
уклон откоса подуступа, градус, не более	—	—	Угла устойчивого откоса	Угла устойчивого откоса			уклон откоса подуступа, градус, не более
Водозадерживающий вал на отвале, м, не менее:							Водозадерживающий вал на отвале, м, не менее
высота	0,7	0,7	0,7	—	0,7	—	высота
ширина по подошве	1,5	1,5	1,5	—	1,5	—	ширина по подошве
Мощность слоя глины для перекрытия выходов угольных пластов в карьерных выемках, м, не менее	—	—	—	1,0	1,0	1,0	Мощность слоя глины для перекрытия выходов угольных пластов в карьерных выемках, м, не менее
Глубина поверхностного слоя пород отвала, подвергающегося химической мелиорацни, м, не менее	0,3*****	0,3*****	0,2*****	—	0,2*****	0,2*****	Глубина поверхностного слоя пород отвала, подвергающегося химнческой мелиорации, м, не менее
Мощность насыпного экранирующего слоя, м	Определяется проектом			Определяется проектом			Мощность насыпного экранирующего слоя, м

* На мелководных зонах водоемов, создаваемых в карьерных выемках.
** Для отвалов, поверхность которых сложена непригодными породами (в скобках в черноземной зоне).
*** Для отвалов, поверхность которых сложена непригодными по химнческому составу породами.
**** Размеры участков могут меняться в зависимости от конкретных условий
***** Возможно использоваание потенциально-плодородных пород.

Таблица 16.18.
Классификация схем технической рекультивации земель

Система разработки	Схемы рекультивации по направлениям											
	совмещенная				раздельная		раздельная		комбинированная				Система разработки
	сельскохозяйственное	лесохозяйственное	строительное	рекреационное	сельскохозяйственное	лесохозяйственное	строительное	рекреационное	сельскохозяйственное	лесохозяйственное	строительное	рекреационное	
Бестранспортная простая	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	Бестранспортная простая
Усложненная	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	Усложненная
Транспортно-отвальная:													Транспортно-отвальная
с транспортно-отвальным мостом	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	с транспортно-отвальным мостом
с отвалообразователем	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	с отвалообразователем
Транспортная													Транспортная
с железнодорожным транспортом	+	+	+	—	+	+	+	+	+	+	+	+	с железнодорожным транспортом
с автотранспортом	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	с автотранспортом
с конвейерным транспортом	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	с конвейерным транспортом

Примечание. "+" — обеспечивает требования направления рекультивации,
"—" — не удовлетворяет требованиям направления рекультивации

рианте раздельной схемы рекультивации по сравнению с совмещенной;

необходимость выполнения технического этапа рекультивации обособленно от основного технологического процесса добычи (технология рекультивации приципиально отличается от технологии ведения горных работ; горные работы на участке рекультивации завершены с определенным опережением; рекультивируемый участок находится за пределами зоны недения горных работ, выполняемых основным технологическим оборудованием).

Работы по раздельным схемам рекультинации могут вестись до начала, в процессе и после завершения горно-вскрышных работ. Преимущестно раздельных схем — возможность обеспечения любых направлений народно-хозяйственного использонания рекультивируемых земель, в том числе сельскохозяйстненного, независимо от технологии недения нскрышных работ.

К группе *комбинированных* или частично сонмещенных схем технической рекультивации относятся технологические схемы, при которых часть объемов работ выполняется по совмещенной, а часть — по раздельной технологии. Преимущества таких схем — широкий диапазон их применения и возможность оптимизации вариантов ведения вскрышных работ в увязке с рекультивацией нарушенных земель н целях достижения более высоких технико-экономических показателей работы предприятий и обеспечения необходимого качества восстановленных земельных угодий.

Биологический этап рекультивации нарушенных земель, обычно, осуществляется землепользователями за счет средстн предприятий. Поэтому вопросы классификации способов и схем биологической рекультивации рассматриваются в горнодобывающей промышленности с точки зрения оптимизации условий применения и уроння требований к техническому этапу рекультивации, что, в свою очередь, позволяет повысить эффективность горных работ с учетом последующей рекультивации и снизить затраты на рекультивацию в целом при обязательном соблюдении экологических требований в части воспроизводства земельных ресурсов.

В табл. 16.19 приведена классификация способов биологической рекультивации нарушенных земель с учетом специфики угольной промышленности. При этом для каждого способа рекультивации и его базоных вариантон определены условия рационального применения.

В зарубежной практике получили распространение различные способы рекультивации нарушенных открытыми горными работами земель с нанесением или без нанесения плодородного слоя почвы на восстанавливаемую поверхность для последующего сельско-, лесохозяйственного, рекреационного, санитарно-гигиенического и других направлений использования. В зависимости от степени деградации почвенного покрова и природного ландшафта максимальный эколого-экономический эффект достигается ннесением больших доз минеральных удобрений, извести, золы и различных промышленных отходон, содержащих органические нещества: битумные эмульсии, биошлам, бытовые сточные воды, растительный материал (солома, лесная подстилка и др.) с посевом многолетних злаково-бобовых растений.

Так, в Великобритании при восстановлении отвальных площадей на их понерхность наносится почвенный слой 1,5—2 м. В США и Германии для восстановления нарушенных земель вносятся различные почвоулучшающие смеси (известь, минеральные удобрения, зола, солома, биошлам, битумные эмульсии, бытовые сточные воды) и высевают злаково-бобовые травосмеси. В Испании для восстановления плодородия земель используют мульчу (солома, бумага, опилки, торф, битум, мелкий граний, стекловолокно и др.), стабилизаторы (водные растноры органических и неорганических неществ) и удобрения, богатые органикой (мука из костей, рогов, копыт и т.д.).

Заслуживает внимания опыт использования при рекультинации земель на карьерах биоактивных препаратон на основе лигнита и минеральных удобрений (Венгрия), золы бурого угля и минеральных удобрений (Болгария), азотфиксато-

Таблица 16.19.
Классификация способов биологической рекультивации земель

Способ, вариант	Условия применения			
	пригодность пород для рекультивации	направление рекультивации	уклон поверхности, градус	показатель влажности
Нанесение плодородного слоя почвы на восстанавливаемую поверхность:				
посадка древесно-кустарниковых культур или посев многолетних трав	Непригодные	Сельскохозяйственное	≤ 12	0,30
		Лесохозяйственное, рекреационное, санитарно-гигиеническое	≤ 20	0,25
внесение минеральных удобрений, посадка древесно-кустарниковых и лесных культур или посев многолетних трав	"	Сельскохозяйственное	≤ 12	0,30
		Лесохозяйственное	≤ 20	0,25
		Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≤ 20	0,30
внесение мелиорантов, посадка древесно-кустарниковых и лесных культур или посев многолетних трав по первым двум способам	"	Сельскохозяйственное	≤ 12	0,30
		Лесохозяйственное	≤ 20	0,25
		Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≤ 20	0,30
внесение минеральных удобрений или мелиорантов, гидропосев многолетних трав и укладка торфодерновых ковров	"	Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≤ 20	0,30
внесение органоминеральных удобрений или мелиорантов, посев почвоулучшающих культур или введение мелиоративного севооборота	"	Сельскохозяйственное (пашня)	≤ 3	0,35
Без нанесения плодородного слоя почвы на восстанавливаемую поверхность				
посадка древесно-кустарниковых и лесных культур	Пригодные, малопригодные	Лесохозяйственное, рекреационное, санитарно-гигиеническое	≥ 20	0,25
посадка древесно-кустарниковых культур с внесением в посадочные ямы почвы	Непригодные, малопригодные	Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≥ 20	0,25
посадка древесно-кустарниковых культур с внесением в посадочные ямы минеральных удобрений и мелиорантов	Малопригодные, пригодные	Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≥ 20	0,25
гидропосев многолетних трав и укладка торфодерновых ковров	То же	Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≥ 20	0,30
посадка лесных и плодово-ягодных культур с внесением минеральных удобрений и мелиорантов	"	Лесохозяйственное	≤ 20	0,25
		Сельскохозяйственное	≤ 12	0,30

Продолжение табл. 16.19

Способ, вариант	Условия применения			
	пригодность пород для рекультивации	направление рекультивации	уклон поверхности, градус	показатель влажности*
посадка почвоулучшающих культур с последующим введением в древостой хозяйственно-ценных пород деревьев	Малопригодные	Лесохозяйственное	≤ 20	0,25
посев многолетних трав с внесением минеральных удобрений	Пригодные	Сельскохозяйственное: пастбища сенокосы	 ≤ 12 ≤ 6	 0,30 0,30
посев многолетних трав с внесением мелиорантов и минеральных удобрений	Малопригодные	Сельскохозяйственное: пастбища сенокосы	 ≤ 12 ≤ 6	 0,30 0,30
внесение органоминеральных удобрений, мелиорантов и введение мелиоративного севооборота или посев почвоулучшающих культур	Пригодные	Сельскохозяйственное (пашня)	≤ 3	0,35
внесение биоактивизированных или бактериальных препаратов	Пригодные, малопригодные, непригодные	Сельскохозяйственное: пастбища сенокосы пашня	 ≤ 12 ≤ 6 ≤ 3	 0,35 0,35 0,35

* Показатель влажности определяется путем деления годовой суммы осадков на годовую сумму дефицита влажности воздуха; при значениях его менее указанной в таблице величины необходим полив рекультивируемых земель

ров и грибной микрофлоры для ускоренной стабилизации структуры техногенных почв и повышения их биогенности (США), архитектурно-ландшафтное оформление рекультивируемых территорий на отработанных участках месторождений (Чехия, Германия, США).

Проводимые в зарубежных странах землевосстановительные мероприятия, как правило, осуществляются в процессе ведения открытых горных работ и обеспечивают качественное преобразование техногенных ландшафтов в целесообразные продуктивные антропогенные комплексы, не уступающие природным.

16.4.3. Технология и оборудование технического и биологического этапов рекультивации земель

Технический этап рекультивации земель на карьерах выполняется непосредственно промышленным предприятием или управлением (участком) по рекультивации в процессе производственной деятельности и включает в себя планировку поверхности, формирование рекультивационного горизонта, выполаживание откосов, строительство подъездных дорог, гидротехнических, мелиоративных и других сооружений, прочие земляные работы. Конечная цель рекультивации — создание "оптимального ландшафта", под которым понимается такая форма организации территории, которая позволяет обеспечить не только максимальную продуктивность земельных угодий, но и удовлетворить рекреационные, эстетические, санитарно-гигиенические и другие требования к природной среде.

Для выполнения отдельных производственных процессов и операций на техническом этапе рекультивации нарушенных земель на карьерах используется следующее оборудование (табл. 16.20):

Таблица 16.20.
Машины и механизмы для рекультивационных работ

Перечень работ	Наименование и тип оборудования	Марки и модели
Подготовка поверхности нарушенных земель к снятию плодородного слоя почвы (ПСП)		
Прокладка осушительных каналов	Экскаваторы гусеничные	ЭО-3122, ЭО-3221, ЭО-5123
	Экскаваторы траншейные	ЭТЦ-165А, ЭТЦ-208В, ЭТЦ-208Д, ЭТЦ-252А, ЭТР-134, ЭТР-204, ЭТР-223, ЭТР-224, ЭТР-253А
	Канавокопатель плужно-роторный	МК-28
	Экскаватор-канавокопатель	ЭТР-125А, ЭТР-206А
Очистка ПСП от деревьев, кустарников, пней и крупных камней	Кусторезы	ДП-24, МП-14, ДП-4, ДП-8
	Корчеватели-собиратели	МП-7А, МП-25, ДП-25, КМ-2А
	Агрегат корчевальный	МП-13
	Корчеватель	КР-1
	Корчеватель роторный	МП-12
	Камнеуборочные машины	СКН-3,2, ПСК-1,5, КУМ-12, УКП-0,7
	Прицепы для транспортирования камней и пней	2ПТО-8, 2ПТО-12, ПЛ-2,7
	Автотранспорт	КрАЗ-256Б, БелАЗ-549, БелАЗ-540А, БелАЗ-548А, МоАЗ-522А, ЗИЛ-ММЗ-4502, ГАЗ-САЗ-53В
Снятие ПСП	Рыхлители	ДП-26С, ДП-26, ДП-9ВХЛ, ДП-29АХЛ, ДЗ-141ХЛ, ДП-10С, ДП-22С, РПН-50
	Бульдозеры	ДЗ-42, ДЗ-53, ДЗ-54С, ДЗ-27С, ДЗ-42, ДЗ-43, ДЗ-110ХЛ, ДЗ-24А, ДЗ-35С, ДЗ-34С, ДЗ-17, ДЗ-13, ДЗ-28, ДЗ-25, ДЗ-60ХЛ, ДЗ-116В, ДЗ-13, ДЗ-117А, ДЗ-126А, ДЗ-129АХЛ, ДЗ-141ХЛ, ДЗ-94С, ДЗ-109, ДЗ-118
	Скреперы	ДЗ-53, ДЗ-20В, ДЗ-74, ДЗ-12, ДЗ-46, ДЗ-77С, ДЗ-23, ДЗ-79, ДЗ-11П, ДЗ-13, ДЗ-115, ДЗ-33А, ДЗ-87-1, ДЗ-111-А, ДЗ-107-2, ДЗ-77А
	Грейдер-экскаваторы	ДЗ-507А, ДЗ-50, ДЗ-50-1А, ДЗ-503
	Экскаваторы	ЭО-2621В, ЭО-2621А, ЭО-6112Б, ЭО-6121, ЭО-5122, Э-5015А, Э-2005, ЭШ6 45М, ЭШ10.70, ЭКГ-4,6, ЭШ10 60, ЭКГ-4у, ЭКГ-5А

Продолжение табл. 16.20

Перечень работ	Наименование и тип оборудования	Марки и модели
Погрузка ПСП	Экскаваторы	Те же (см. снятие ПСП)
	Погрузчики	ТО-5; ТО-6; ТО-7; ТО-10А; ТО-11; ТО-13; ТО-18; Д-584; ТО-21; ТО-25; ТО-30; ТМ-1А
	Роторные экскаваторы	ЭРГ-120; Р-100
	Бульдозеры	ДЗ-42; ДЗ-53; ДЗ-54С; ДЗ-27С; ДЗ-42; ДЗ-43; ДЗ-110ХЛ; ДЗ-24А; ДЗ-350; ДЗ-34С; ДЗ-17; ДЗ-18; ДЗ-28; ДЗ-25; ДЗ-60ХЛ; ДЗ-116В; ДЗ-13; ДЗ-117А; ДЗ-126А; ДЗ-129АХЛ; ДЗ-141ХЛ; ДЗ-94С; ДЗ-109; ДЗ-118
Транспортирование ПСП	Железнодорожный транспорт	
	Гидротранспорт	
	Конвейерный транспорт	
	Автотранспорт	Те же (см. очистку ПСП от деревьев)
	Скреперы	Те же (см. снятие ПСП)
	Тракторные поезда	
Планировка рекультивируемых поверхностей	Экскаваторы-драглайны	ЭШ10.70; ЭШ10.60; ЭШ6.45
	Бульдозеры	ДЗ-116В; ДЗ-117А; ДЗ-126А; ДЗ-110В; ДЗ-129АХЛ; ДЗ-141ХЛ; ДЗ-94С; Д-110А
	Грейдеры	ДЗ-99А-1-2; ДЗ-122А; ДЗ-122А-1; ДЗ-122А-12; ДЗ-143-1; ДЗ-148А; ДЗ-140; ДЗ-98А
	Скреперы	ДЗ-87-1; ДЗ-111А; ДЗ-115; ДЗ-107-2; ДЗ-79; ДЗ-77А; ДЗ-77; ДЗ-13А
	Планировщики	Д-719; П-4А; П-2,8; ПА-3

при подготовке поверхности к горным и горно-восстановительным работам, в том числе при отведении поверхностных вод и осушении участков месторождения, — навесные и самоходные канало- и канавокопатели, для очистки поверхностей от посторонних предметов — навесные и самоходные корчеватели, кусторезы и камнеуборочные машины;

при снятии плодородного слоя почвы — экскаваторы с ковшом вместимостью 0,4—4 м^3, для транспортирования — автосамосвалы или прицепные и самоходные скреперы с ковшом вместимостью 7—15 м^3. В отдельных случаях почвенный слой предварительно собирается бульдозерами с двигателем мощностью до 243 кВт в бурты, затем грузится в средства транспорта при помощи погрузчиков или экскаваторов типа "механическая лопата" и драглайнов. При транспортно-отвальной и бестранспортной системах разработки снятие и перемещение плодородного слоя почвы на поверхность внутренних отвалов обычно осуществляются с использованием основного горного и транспортного оборудования, применяемого на вскрышных и отвальных работах;

Таблица 16.21.
Рациональные комплексы механизации рекультивационных работ в зависимости от расстояния транспортирования пригодных пород

Наименование коплекса	Вариант технологической схемы	Машины, применяемые на операциях	
		снятие	погрузка
Бульдозерный		Бульдозер* ДЗ-34С	—
Скреперный	Использвание прицепных скреперов	Скрепер* ДЗ-23	—
	Использование самоходных скреперов	Скрепер* ДЗ-13 толкач-бульдозер ДЗ-34С	—
Автомобильный	С применением погрузки универсальными экскаваторами	Бульдозер ДЗ-34С	Экскаватор Э-2503
	С применением погрузчиков	Бульдозер ДЗ-34С	Погрузчик ТО-21
	С использованием карьерных экскаваторов	Бульдозер ДЗ-34С	Экскаватор ЭКГ-4,6Б
Железнодорожный	С использованием транспорта и экскаваторов разреза	Бульдозер ДЗ-34С	Экскаватор (в забое) ЭКГ-4,6Б или ЭКГ-8И

* Оборудование, совмещающее разработку, транспортирование и укладку пригодных пород

при разработке подстилающих и других почвообразующих пород — экскаваторы, скреперы и бульдозеры, аналогичные вышеуказанным;

при транспортировании почв, подстилающих и почвообразующих пород — скреперы, автосамосвалы грузоподъемностью 3—27 т с кузовом вместимостью 3,8—15,0 м^3;

для планировочных работ и перемещения пород на расстояние до 100 м — бульдозеры с механическим или гидравлическим приводом, поворотный и неповоротный лемехи длиной 2,5—4,5 м, установленные на базовом тракторе с двигателем мощностью до 24 кВт. Указанные машины и оборудование используются также для придания откосам устойчивой формы. Для этих целей применяют террасеры, которые могут работать на склонах крутизной до 40°. Для строительства мелиоративных сооружений кроме указанного оборудования используют плуги-канавокопатели.

Рациональные комплексы механизации рекультивационных работ для условий угольных и сланцевых разрезов в зависимости от расстояния транспортирования плодородного слоя почвы (ПСП) или потенциально плодородных пород (ППП) приведены в табл. 16.21.

Биологический этап рекультивации осуществляется землепользователями за счет средств предприятий, нарушающих земельные угодья. Биологическая рекультивация включает комплекс мероприятий по восстановлению плодородия нарушенных земель с использованием тракторов с прицепными, полунавесными и навесными плугами, гидрофицированных лущильников, борон, культиваторов, рыхлителей, а также прицепных и навесных фрез, катков и машин для приготовления и внесения минеральных и органических удобрений. В комплекс мероприятий по биологической рекультивации входят также посев трав и посадка первичных культур, для чего используют различные сеялки, навесные ямокопатели и лесопосадочные машины. Уход за посевами и посадками, в том числе орошение и полив,

Машины, применяемые на операциях			Рациональное расстояние транспортирования, км	Наименование комплекса
транспортирование	укладка	поддержание дорог		
Бульдозер ДЗ-34С	—	—	До 0,2	Бульдозерный
Скрепер ДЗ-23	—	Автогрейдер ДЗ-14А	До 1,0	Скреперный
Скрепер ДЗ-13	—	Автогрейдер ДЗ-14А	До 3,0	
Автосамосвал КрАЗ-256Б	Бульдозер ДЗ-34С	Автогрейдер ДЗ-14А	1,0—5,0	Автомобильный
Автосамосвал МоАЗ-522А	Бульдозер ДЗ-34С	Автогрейдер ДЗ-143	1,0—7,0	
Автосамосвал БелАЗ-540	Бульдозер ДЗ-34С	Автогрейдер ДЗ-143	1,0—10,0	
Думпкары 2ВС-105	Бульдозер ДЗ-34С	—	Свыше 3,0	Железнодорожный

выполняется при помощи дождевальных и поливочных машин, сбор урожая — косилками и комбайнами, используемыми в сельскохозяйственной практике.

Перечисленные типы машин и оборудования, используемые на техническом и биологическом этапах рекультивации, выпускаются серийно в обычном, тропическом и северном исполнениях. Широкий диапазон типов и моделей машин позволяет подбирать для конкретных условий оптимальные комплексы оборудования, которые соответствуют горнотехническим и природно-климатическим условиям разработки месторождений и обеспечивают на всех стадиях качественную рекультивацию нарушенных земель для их целенаправленного использования в народном хозяйстве.

Многолетняя практика показывает, что нарушенные земли, восстановленные с соблюдением всех требований технической и биологической рекультивации, могут использоваться в сельскохозяйственном производстве для выращивания всех сельскохозяйственных культур и обеспечивать урожайность не ниже, чем на старопахотных землях.

Ценный опыт в этом отношении накоплен на разрезах ПО "Тулауголь", где внедрены технологические схемы ведения горных работ, при которых токсичные надугольные породы (глина, супеси и суглинки) при помощи драглайнов размещаются в нижней части отвала, а породы, пригодные для биологической рекультивации, — в верхней. После завершения отсыпки пород с некоторым отставанием осуществляются планировка поверхности отвалов и нанесение на нее почвенного слоя до 30 см. Для планировки поверхности гребней отвалов обычно используют экскаваторы ЭШ10.60, для снятия, погрузки и транспортирования почвенного слоя — экскаваторы типа "механическая лопата" ЭКГ-4,6 и большегрузные автосамосвалы, для чистовой планировки поверхности — автоскреперы и бульдозеры. Рекультивируемые земли обычно передаются для сельско- и лесохозяйственного

использования. В первом случае создаются пахотные угодия и сенокосы, во втором — сплошные массивы лесонасаждений или лесные полосы противоэрозионного, водорегулирующего и ветрозащитного назначений.

На Запорожском карьере Орджоникидзевского ГОКа, где нижний уступ высотой 15—17 м отрабатывается по бестранспортной системе двумя экскаваторами ЭШ20.65, а верхний высотой 2—25 м — по транспортно-отвальной системе роторным комплексом ЭРГ-1600 в сочетании с отвалообразователем ОШР-4500/180, спланированная поверхность отвалов покрывается лессовидными суглинками мощностью 1,5 м и слоем чернозема толщиной 0,5 м. Восстановленные земли используются в сельскохозяйственном направлении и обеспечивают высокую урожайность зерновых культур.

В последние годы в угольной промышленности получает распространение *микробиологический способ рекультивации* породных отвалов для использования их под сельскохозяйственные угодия и в санитарно-гигиеническом направлении. Сущность данной технологии заключается в повышении биологической активности отвальных грунтосмесей путем сплошной инокуляции поверхности отвалов активной почвенной микрофлорой, адаптированной к местным условиям. При этом повышаются биогенность пород и количество полезных микроорганизмов, способствующих мобилизации потенциального плодородия субстрата и накоплению в рекультивируемых грунтах органического вещества и элементов питания в доступной для роста растений форме. В отличие от традиционных приемов рекультивации данный способ осуществляется непосредственно на рекультивируемых грунтах после их детального агрохимического и микробиологического обследований, причем образование продуктивного почвенного слоя, как показывает опыт ПО "Средазуголь" и "Приморскуголь", происходит в 2—3 раза быстрее. Во всех случаях кормовая ценность продукции растениеводства, выращенная на рекультивируемых землях, не отличалась от зональной.

16.5. Метрологическое обеспечение и контроль качества окружающей среды

16.5.1. Назначение метрологического обеспечения природоохранной деятельности

Осуществление метрологического обеспечения природоохранной деятельности на карьерах — составная часть управления качеством окружающей среды. С его помощью определяется реальное состояние окружающей среды в районах размещения промышленных производств, проверяется эффективность выполнения природоохранных мероприятий, выявляются и фиксируются нарушения санитарно-гигиенических правил и нормативов.

В качестве основных контролируемых параметров, характеризующих состояние окружающей среды при открытой разработке, приняты: при сбросе сточных вод в водоемы — количество взвешенных и минеральных веществ, нефтепродуктов, фенолов, остаточного хлора, состав микроэлементов, величина pH и расход воды; при промышленных выбросах в атмосферу — содержание пыли, диоксида серы, оксидов азота и углерода, а также влажность, температура, скорость, расход и давление выбрасываемого воздуха; для почв и грунтов при рекультивации земель — pH, общая сера, содержание питательных веществ, гумуса, а также влажность, влагоемкость, гигроскопичность и механический состав; для утилизируемых твердых отходов производства — зольность, влажность, содержание колчеданной и сульфатной серы, углерода, органических веществ, оксидов алюминия, кремния, железа, механический состав и др. Полученные сведения и результаты измерений служат основой при оценке качества и эффективности природоохранных работ и для заполнения форм статистической отчетности — 2ТП (водхоз),

2ТП (воздух) и 2ТП (рекультивация). Результаты контроля служат также основанием для принятия оперативных решений по улучшению природоохранной деятельности с учетом реальной экологической обстановки.

16.5.2. Методы и технические средства измерения параметров окружающей среды

В отечественной практике для измерения параметров окружающей среды на карьерах чаще всего используют химические методы анализа (грави-, титра-, колори- и потенциометрия и др.), которые в стационарных условиях обеспечивают высокую точность измерения, но отличаются большими сложностью и трудоемкостью. Из инструментальных методов контроля получили распространение около 40 видов комплектного оборудования и технических средств измерения, важнейшими из которых для контроля сточных вод являются:

гидрохимическая лаборатория 2ХЛ-66 для проведения физико-химического анализа состава природных и сточных вод производительностью 1000 анализов/год (обслуживает 6 чел., площадь 162 м^2);

комплектная лаборатория типа ЛАВ-1 для определения качества питьевой воды и воды водоемов, состава и свойств сточных вод и содержания в них вредных примесей производительностью 5000 проб/год (обслуживает 6 чел., площадь 162 м^2);

лаборатория ЛАВ-3 для проведения физических, химических и бактериологических анализов сточных вод промышленных предприятий производительностью 4000 анализов/год (обслуживает 8 чел., площадь 60 м^2);

переносный мутномер М-101 для периодических измерений концентрации взвешенных веществ по градуировочным кривым при наличии однозначной зависимости между мутностью и концентрацией взвеси;

кислородомер КЛ-115 для определения концентрации растворенного кислорода в пробах сточных вод (масса — 8 кг).

Для контроля загрязнения атмосферного воздуха на карьерах широко используют следующие виды отечественного оборудования:

станцию "Воздух-1", предназначенную для инструментального анализа атмосферного воздуха на диоксид серы и оксид углерода с помощью автоматических газоанализаторов, автоматического отбора проб воздуха для последующего химического анализа одновременно на четыре газовых ингредиента (регистрация информации от датчиков производится на перфоленте; производительность станции 40 тыс. проб/год, масса 5000 кг, размещается в стационарном павильоне);

передвижную лабораторию "Атмосфера-II", предназначенную для контроля атмосферного воздуха городов и промышленных зон путем инструментального анализа диоксида серы, сероводорода, озона и хлора (размещается на автомобиле типа УАЗ или "НЫСА");

дымомер ДМП-250М с самописцем для контроля оптической плотности дыма при сжигании топлива в топках паровых котлоагрегатов (масса 48,5 кг);

инфракрасный газоанализатор промышленных выбросов в атмосферу на базе интерференционных фильтров "Марс-1", предназначенный для определения содержания оксида азота в промышленных газовых выбросах (масса 50 кг);

технические средства контроля отработанных газов, выбрасываемых в атмосферу при работе автотранспорта: газоаналитическую систему АСГА-Т массой 1350 кг; портативный газоанализатор ГАИ-1 массой 11 кг; газоанализатор ГАИ-2 массой 13 кг.

Кроме того, в системах контроля используют газоанализаторы на оксид углерода (ГИАМ-10-СО), диоксид серы (ГИАМ-10-SO_2), оксиды азота (ГИАМ-10-NO и 344ХЛ-01), а также устройства динамического разбавления пробы, работающие совместно с газоанализаторами микроконцентраций (ГКП-1 для SO_2, ГМК-3 для СО, 645ХЛ-01 для NO и 623ИН-02 — для углеводородов). Устройства динамического разбавления обеспечивают раз-

жижение пробы газа, отбираемой из газохода, в заданном соотношении (до 1:500), что дает возможность использовать газоанализаторы с малыми диапазонами измерения и отказаться при этом от сложных и дорогостоящих устройств подогрева пробы при ее транспортировании к газоанализаторам. Указанные технические средства обеспечивают погрешность измерения не более 15—20 %.

Из числа новых средств контроля качества окружающей среды следует отметить портативные приборы и устройства, созданные институтом ВНИИОСуголь и выпускаемые им по заказам предприятий: модернизированный фотоэлектронный анализатор взвешенных веществ ФАВ-1М, автоматический потенциометрический анализатор остаточного хлора АР, кондуктометрический анализатор нерастворимых веществ КАНВ-1, химический газоопределитель ГХПВ-1 и сорбционные трубки ТСПВ для контроля выбросов вредных веществ в атмосферу.

Модернизированный фотоэлектронный анализатор ФАВ-1М предназначен для оперативного (не более 10 мин) определения концентрации взвешенных веществ в сточных водах. Принцип действия основан на измерении интенсивности светового потока, проходящего через анализируемую среду, при погружении фотоэлектрического датчика. Результат выдается в единицах массовой концентрации с точностью ±6 % в диапазонах измерений 0—25, 0—100, 0—1000 мг/дм^3. Точность измерений не зависит от цвета взвешенных частиц, цветности самой воды и уровня внешнего освещения. Максимальная дополнительная погрешность измерений при встречающихся на практике изменениях дисперсного состава взвесей не превышает ±25 %. Прибор работает от промышленной сети напряжением 220 В (50 Гц) и от автономного источника питания, потребляемая мощность не превышает 1 Вт.

Метрологическое обеспечение приборов ФАВ-1М заключается в их градуировке по суспензиям, приготовленным растворением в дистиллированной воде специальных таблеток на основе каолина с нормируемым содержанием взвешенных веществ. Достоверность результатов измерений обеспечивается тем, что дисперсный состав частиц каолина в поверочных суспензиях стабилен и близок к среднему составу производственных сточных вод:

Размер частиц каолина в поверочных суспензиях, мкм	1,2	1,2—3,3	3,5—5	5
Содержание фракций, %	11	27	35	27

Время растворения таблеток каолина в воде не превышает 5 мин, что позволяет оперативно с учетом количества используемых таблеток приготовить одну или целый ряд суспензий для поверки работоспособности прибора в разных условиях работы. Срок годности поверочных суспензий — 4 ч, таблеток — 2 года.

Работа автоматического анализатора АР основана на потенциометрическом методе измерения концентрации йода окислением йодида калия активным хлором, содержащимся в природных и сточных водах. Основные узлы анализатора функционируют автоматически по заданной программе, обеспечивающей выполнение необходимых операций по подготовке пробы для замера концентрации хлора по ГОСТ 18190—72 "Вода питьевая. Методы определения содержания остаточного активного хлора". Концентрация выделившегося йода в результате окисления йодида калия активным хлором определяется по потенциалу на платиновом электроде. Для повышения точности, стабильности и воспроизводимости результатов измерения природных и сточных вод анализатор дополнительно оснащен автоматическим устройством для предварительной обработки отбираемых проб.

Анализатор работает в комплекте с самопишущим потенциометром КСП-4 (КСР-4), что позволяет получать документальные данные о режимах хлорирования воды.

Техническая характеристика анализатора АР

Диапазон измерений, мг/дм^3	0,2—6
Погрешность измерений, %	±10
Потребляемая мощность от сети переменного тока, Вт	50
Габариты, мм	540×460×315
Масса, кг	15

Кондуктометрический анализатор нерастворимых веществ КАНВ-1 предназначен для лабораторного контроля массы, объема и плотности нерастворимых веществ в сточных водах, а также в других жидкостях, суспензиях и эмульсиях. Принцип измерения основан на предварительном осаждении нерастворимых веществ центрифугированием с последующим определением электропроводности и массы осадка.

Техническая характеристика кондуктометрического анализатора КАНВ-1

Диапазон измерений, мг/дм^3	10—15
Время измерений, мин	15
Предел допускаемой погрешности, %	10
Объем анализируемой воды, мл	100
Потребляемая мощность, Вт	100
Масса (общая), кг	15

Применение анализатора снижает в 10—15 раз затраты времени на определение нерастворимых веществ в жидкости по сравнению с существующими методами.

Сорбционные трубки ТСПВ и химический газоопределитель ГХПВ-1 предназначены для усовершенствования методов определения содержания диоксида серы и оксидов азота в дымовых газах промышленных и коммунально-бытовых котельных, сушильных установок обогатительных и брикетных фабрик, а также аспирационных систем ремонтно-механических цехов и машиностроительных заводов. В отличие от традиционных поглотительных приборов новые средства газового анализа компактны и имеют небольшую массу, они просты в изготовлении и подготовке к отбору проб, надежны в работе как при низких, так и при повышенных температурах.

Сорбционные трубки для отбора газовых проб (ТСПВ—SO_2 и ТСПВ—NO_x) представляют собой цилиндрические стеклянные трубки со слоем твердого носителя (стеклянной крошки), помещенного между двумя перфорированными перегородками. Принцип работы таких сорбционных трубок основан на свойстве газообразных веществ взаимодействовать с пленкой вязкого сорбирующего вещества, равномерно распределенного на твердом носителе. В качестве поглотительного раствора в сорбционных трубках для диоксида серы использован раствор тетрахлормеркурата натрия с добавлением ацетата натрия и этиленгликоля, для оксида азота — йодид калия, станнит натрия и этиленгликоль. В составе комплекта трубок предусмотрен окислительный патрон для оксида азота, который также представляет собой трубку со слоем стеклянной крошки, обработанной раствором оксида хрома в серной кислоте. Патрон шлангом соединяют с сорбционной трубкой. Кроме окислительной патрон выполняет защитную функцию — исключает мешающее влияние диоксида серы.

Отбор газов в сорбционные трубки осуществляется непосредственно из газового потока через пылезаборную трубку или полиэтиленовый мешок с помощью мехового аспиратора АМ-5. Отобранные в сорбционные трубки газы элюируют водой и определяют их содержание фотометрическим методом: диоксид серы — с пararозанилином и формальдегидом, диоксид азота — с реактивом Грисса-Илосвая. Пробы сохраняются в сорбционных трубках в течение 7 сут при комнатной температуре и 1 мес при хранении в холодильнике.

Методики выполнения измерений диоксида серы и оксидов азота с помощью сорбционных трубок ТСПВ прошли государственную метрологическую аттестацию во ВНИИМ им. Д. И. Менделеева и используются на предприятиях горнодобывающей промышленности.

Диапазон измеряемых концентраций диоксида серы составляет 0,01—10 г/м^3, оксидов азота (в пересчете на диоксид) — 0,01—0,6 г/м^3. Основная погрешность измерения диоксида серы составляет 15 %, оксидов азота — 20 % в диапазоне измеряемых концентраций. Граница суммарной погрешности измерения обоих компонентов с учетом дополнительных погрешностей (температуры, влажности, стабильности измерений) не превышает 25 %. Затраты времени на определение одного компонента с учетом времени, затрачиваемого на проведение всех подготовительных работ, отбор и анализ пяти проб, составляет в среднем 1,7 ч.

Химический газоопределитель промышленных выбросов ГХПВ-1 (рис. 16.12) выполнен в двух модификациях: ГХПВ-1 NO_x-1 — для определения оксидов азота; ГХПВ-1 SO_2-10 — для определения диоксида серы. Каждая модификация газоопределителя состоит из стеклянной индикаторной трубки с твердым наполнителем соответствующего типа (ТИ-NO_x-1 или ТИ-SO_2-10), являющейся измерительной частью устройства, и мехового аспиратора АМ-5, служащего для определения объема и просасывания анализируемых газов через трубку. Принцип действия газоопределителя и метод определения массовых концентраций газов основаны на изменении окраски массы наполнителя индикаторных трубок при взаимодействии с определяемым газом и измерении длины слоя, изменившего окраску. Длина прореагировавшего индикаторного слоя есть функция и мера массовой концентрации определяемого газа и его объема.

Диапазон измеряемых концентраций оксидов азота (в пересчете на диоксид) составляет 0,1—1 г/м^3; диоксида серы — 0,5—10 г/м^3. Основная приведенная погрешность газоопределителя не превышает 25 %. Газоопределитель прошел государственные испытания, аттестован на высшую категорию качества и внесен в государственный реестр.

Представляет практический интерес метод определения оксида углерода в выбросах предприятий угольной промышленности с использованием хроматографа "Газохром-3101". Действие прибора основано на приципе газоадсорбционной хроматографии при постоянной (комнатной) температуре насадочных колонок. Детектирование осуществляется термохимическим способом. Для калибровки прибора используют чистый оксид углерода или поверочные газовые смеси, выпускаемые Балашихинским кислородным заводом. Рабочим дозатором служит шприц на 5 мл. Газ из газохода отбирается в резиновую камеру или полиэтиленовый мешок с помощью газозаборной трубки и насоса по всасывающим и нагнетающим клапанам. Диапазон измеряемых концентраций 20—62500 мг/м^3. Погрешность измерения не превышает 6,4 % определяемой величины.

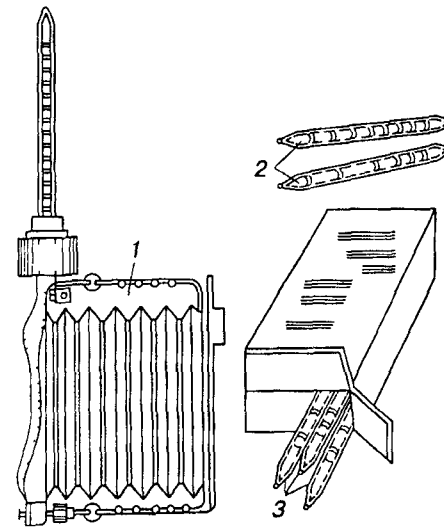


Рис. 16.12. Газоопределитель химический промвыбросов ГХПВ-1:

1 — аспиратор, *2* — индикаторные трубки, *3* — трубки в футляре

Выпускаемая отечественной промышленностью номенклатура технических средств для метрологического обеспечения природоохранных работ довольно представительна, необходимо более широко использовать эти средства в практике ведомственного контроля за загрязне-

нием окружающей среды отходами производства. Внедрение инструментальных методов позволяет не только снизить трудоемкость замеров контролируемых параметров на карьерах, но и существенно увеличить их число и повысить объективность получаемой информации.

Измерение концентрации пыли осуществляется аспирационными приборами АЭРА (периодический контроль) и концентратомерами пыли ИКАР-V (оперативный контроль).

Периодический контроль проводится работниками газоаналитических лабораторий ВГСЧ, оперативный — работниками пылевентиляционной службы карьеров.

Прибор АЭРА предназначен для набора проб пыли просасыванием запыленного воздуха через фильтр. Целесообразно использовать аналитические аэрозольные фильтры (АФА), помещаемые при наборе пробы в специальный патрон. Прибор обеспечивает набор пробы при постоянном расходе просасываемого воздуха.

Техническая характеристика прибора АЭРА

Объемная скорость засасывания запыленного воздуха, л/мин	20
Продолжительность непрерывной работы, мин	До 80
Габариты, мм	410×225×130
Масса, кг	8,1

Разработчик — конструкторское бюро Центральной научно-исследовательской лаборатории по горноспасательному оборудованию ВГСЧ Донбасса.

Изготовитель — Донецкий опытно-экспериментальный завод по горноспасательному оборудованию НПО "Респиратор" (г. Донецк).

Концентратомер пыли ИКАР-V — портативный прибор для определения массовой концентрации пыли в промышленных выбросах и других местах.

Прибор выполнен в нормальном и взрывобезопасном исполнениях. Принцип работы его основан на поглощении мягкого бета-излучения пылевыми частицами, осажденными из воздуха на фильтровальную ленту. Он позволяет измерять концентрацию пыли всех размеров (общей массы), а также концентрацию пыли размером менее 5 мкм.

Техническая характеристика ИКАР-V

Пределы измерения, мг/м^3	0,1 — 2500
Погрешность измерения, %, не более	15
Масса с источником питания, кг, не более	2,4
Питание прибора	Автономное (аккумуляторы)

Разработчики — акционерное общество "АЭРОКОН" (г. Люберцы, Московской обл.) и ИПКОН РАН (г. Москва).

За рубежом наибольшее распространение получили пылепробоотборники MP911 фирмы "Эрнст Ляйтц Ветцлар ГмбХ" (ФРГ), VT/BF 50 фирмы "Моллидор унд Мюллер" (ФРГ), 113А и 115 фирмы "Каселла" (Великобритания) и CPM-3 французского филиала фирмы "MSA" (США). Институтом ИНЕРИС (б. Сершар) создан малогабаритный индивидуальный пылепробоотборник SJP-10. Указанные зарубежные приборы предназначены для контроля количества пыли, вдыхаемой человеком на рабочем месте.

16.6. Развитие экологически безопасных технологий и производств на карьерах

В практике природоохранной деятельности на карьерах наряду с разработкой и внедрением эффективных мероприятий по защите окружающей среды все возрастающее значение приобретает экологизация технологических процессов добычи полезных ископаемых. Это направление научно-технического прогресса оформилось под общим названием "экологически безопасные (чистые) производства" и предусматривает применение совокупности технических средств и технологических приемов, обеспечивающих максимальную степень сохранения, использования и воспроизводства качества окружающей среды при функционировании горных предприятий.

Основой экологически безопасных производств на карьерах является организация мало- и безотходных технологических процессов добычи полезных ископаемых с частичным или полным использованием твердых, жидких или пылегазообразных отходов открытых горных работ, образование которых неизбежно в рамках отдельных предприятий или региона в целом. При этом под *малоотходным* производством понимается горное производство, вредное воздействие которого на окружающую среду не превышает уровня допустимого санитарными нормами; часть отходов такого производства по технологическим, экологическим, организационным и другим причинам не используется для удовлетворения нужд народного хозяйства и направляется на захоронение, длительную консервацию или ликвидацию. При *безотходном* производстве рационально используются все виды природных ресурсов и тем самым достигается экологическое равновесие окружающей среды в районах размещения карьеров.

Для оценки уровня безотходности действующих и вновь создаваемых горных производств в отечественной практике используют ряд обобщенных показателей, характеристика и расчетные формулы которых по видам образующихся отходов и извлекаемого минерального сырья представлены в табл. 16.22.

В общем виде отличительные признаки экологически безопасных производств при открытой добыче полезных ископаемых представлены в табл. 16.23.

В целях интенсификации работ по созданию и внедрению мало- и безотходных производств на карьерах в последние годы в ряде горнодобывающих отраслей регламентированы требования к технологическим схемам, процессам и оборудованию, обеспечивающие экологически безопасные условия добычи полезных ископаемых с учетом потенциальных возможностей промышленных производств и окружающей их природной среды (табл. 16.24).

Практическая реализация указанных выше направлений экологизации открытых горных работ на представительных объектах угольной промышленности позволила заметно повысить уровень их экологической безопасности и получить при этом значительный экономический эффект. Одновременно достигнуто более эффективное использование минерально-сырьевых ресурсов.

Таблица 16.22.
Показатели оценки уровня безотходности горного производства

Вид отхода, ресурса	Показатели оценки	Расчетная формула
Твердые (вскрышные) породы	Коэффициент безотходности (%) по породе	$k_{б}^{и} = \frac{V_{исп}}{V} \cdot 100$
	Удельный выход ($м^3/т$) породы с учетом ее использования	$k_{и}^{и} = \frac{V - V_{исп}}{Д}$
	Коэффициент (ед), характеризующий соотношение отработанных и рекультивированных земель	$\gamma = \frac{S_р}{S_{отр}}$
	Уровень соблюдения ПДК в почве (ед)	$\gamma_i = \frac{X_{фi}}{ПДК_i}$
Жидкие (карьерные и дренажные воды)	Коэффициент безотходности (%) по сточным водам	$k_{б}^{в} = \frac{q_1^{в} + q_2^{в} + q_3^{в} + Q_i^{в}}{Q_в}$
	Уровень использования попутно забираемых карьерных вод на производственные нужды (%)	$k_{и}^{в} = \frac{q_1^{в}}{W} 100$
	Коэффициент водооборота (%)	$k_{об} = \frac{V_{об}}{V_{об} + V_{пр}^{в}} \cdot 100$
	Уровень соблюдения ПДК (ед)	$\gamma_i = \frac{P_{фi}}{ПДК_i}$
Пылегазообразные промышленные выбросы в атмосферу	Коэффициент безотходности производства (%) по выбросам в атмосферу	$k_{б}^{а} = \frac{M_{ут}}{M_о} \cdot 100$
	Уровень соблюдения ПДК (ед)	$\gamma_i = \frac{C_{max_i}}{ПДК_i}$
Минеральное сырье (руда, уголь и др.)	Показатель использования минеральных ресурсов (ед)	$k_{из} = \frac{Q_{из}}{Q_б}$

Примечание. $V_{исп}$ — объем использованных вскрышных пород, тыс. $м^3$/год; V — общий объем вскрышных пород, тыс. $м^3$/год; $Д$ — годовая добыча полезного ископаемого, тыс. т; $S_р$ — площадь рекультивируемых земель, га; $S_{отр}$ — площадь отработанных земель за период эксплуатации карьера, га; $X_{фi}$ — фактическое содержание вредного вещества в почве, мг/кг; ПДКi — предельно допустимая концентрация вредного вещества, мг/[кг (мг/$дм^3$, мг/$м^3$)]; $i = 1,2, \ldots$ — индекс вида вредных веществ в почве, сточных водах и атмосферном воздухе; $q_1^{в}$, $q_2^{в}$, $q_3^{в}$ — объем попутно забираемой воды, используемой соответственно на собственные производственные нужды, нужды сельскохозяйственных предприятий и смежных производств, тыс. $м^3$/год; $Q_i^{в}$ — объем сброса попутно забираемых вод, соответствующих согласованным нормам качества (нормативно чистые без очистки и нормативно очищенные), тыс. $м^3$/год; $Q_в$ — общий объем попутно забираемой воды при добыче, тыс. $м^3$/год; W — общий объем использования карьерной воды на производственные нужды, тыс. $м^3$/год; $V_{об}$, $V_{пр}^{в}$ — объем соответственно оборотной и свежей подпиточной воды, тыс $м^3$/год; $P_{фi}$ — фактическое содержание i-го вредного вещества в сточных водах (взвешенные вещества, нефтепродукты, минеральные соли и др.), мг/$дм^3$; $M_{ут}$ — суммарное количество утилизированных вредных веществ, т/год; $M_о$ — общий объем отходящих (образующихся) вредных веществ, т/год; $C_{max\,i}$ — максимальная приземная концентрация i-го вредного вещества в атмосферном воздухе (пыль, диоксид серы, оксид углерода и т д.), мг/$м^3$; $Q_{из}$ — количество извлекаемых видов минерального сырья, тыс. т.; $Q_б$ — количество погашаемых балансовых запасов минерального сырья, тыс. т.

Таблица 16.23.
Нормативные величины критериев экологически безопасного горного производства

Значение критериев по видам отходов и ресурсов			
твердые	жидкие	пылегазообразные	минеральное сырье
$k_б^и = 75–100$ %	$k_б^в = 75–100$ %	$k_б^а = 75–100$ %	$k_{из} \to 1$
$k_и^и \to 0$	$k_и^в \to 100$ %	$\gamma_i \le 1$	
$\gamma = 1$	$k_{об} \to 100$ %		
$\gamma_i \le 1$	$\gamma_i \le 1$		

Таблица 16.24.
Основные направления экологизации открытых горных работ

Вид природоохранной деятельности	Перечень приоритетных направлений
Рациональное использование и охрана недр	Снижение потерь полезного ископаемого при добыче Вовлечение в эксплуатацию некондиционных и сложноструктурных пластов и залежей
	Извлечение товарных продуктов из разубоженной горной массы
	Селективная выемка и использование сопутствующего минерального сырья
Рациональное использование и охрана водных ресурсов	Сокращение притоков воды в горные выработки, уменьшение загрязнения воды, выдаваемой на поверхность в процессе эксплуатации
	Селективная выдача нормативно-чистой воды с рабочих горизонтов
	Безотходная очистка карьерных вод от природных и техногенных загрязнений с утилизацией образующегося осадка
	Комплексное использование очищенных карьерных вод
	Применение водооборотных систем при добыче полезных ископаемых
Охрана воздушного бассейна	Снижение пылегазообразования при технологических процессах производства, рационализация технологических средств улавливания пыли и газов Совершенствование сжигания топлива в энергетических установках Безвредное для окружающей среды складирование твердых отходов с последующей рекультивацией
	Предотвращение вредных выбросов из вентиляционных систем, усреднительно-погрузочных и сортировочных комплексов
	Утилизация продуктов пылегазоулавливани
Охрана земельных ресурсов	Расширение применения внутреннего отвалообразования на карьерах
	Увеличение номенклатуры и объемов использования твердых отходов в народном хозяйстве
	Рекультивация нарушенных земель с созданием культурных ландшафтов

Список литературы

1. Красавин А. П. Защита окружающей среды в угольной промышленности. — М.: Недра, 1991.

2. Оптимальные параметры плодородия почв. Под ред. Т. Н. Кульковской. — М.: Колос, 1984.

3. Типовые технологические схемы рекультивации нарушенных земель на разрезах. — Пермь: ВНИИОСуголь, 1984.

4. Рекомендации по снятию плодородного слоя почвы при производстве горных, строительных и других работ. — М.: ГИЗР, 1983.

5. Ищук И. Г., Поздняков Г. А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий: Справочник. — М.: Недра, 1991.

6. Методические указания по проектированию рекультивации нарушенных земель на действующих и проектируемых предприятиях угольной промышленности. — Пермь, ВНИИОСуголь, 1991.

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ 7

1. РОЛЬ И МЕСТО ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ 9

2. ХАРАКТЕРИСТИКА ГОРНЫХ ПОРОД 15

2 1 Общие сведения о горных породах и их свойствах 15

2 2 Шкалы, группы, категории и классификации горных пород 17

2 3 Сравнение шкал крепости, прочности и категорий горных пород по различным классификациям 42

Список литературы 45

3 ГЛАВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ КАРЬЕРА 47

3 1 Границы открытых разработок (предельная глубина) 47

3 1 1 Виды коэффициента вскрыши 47

3 1 2 Определение граничного коэффициента вскрыши 50

3 1 3 Определение глубины карьера в простых природных условиях 53

3 1 4 Определение глубины карьера в сложных природных условиях 54

3 1 5 Определение границ карьеров в условиях рыночной экономики 58

3 2 Производительность карьера 59

3 2 1 Основные положения 59

3 2 2 Определение производственной мощности карьеров 60

3 2 3 Производственная мощность и пронзводительность карьера 66

3 3 Устойчивость уступов, бортов, отвалов карьеров 67

3 3 1 Методы расчета устойчивости откосов 71

3 3 2 Рациональные профили и конструкции нерабочих бортов глубоких карьеров, устойчивость отвалов 75

Список литературы 80

4. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ 81

4 1 Основные положения 81

4 2 Расчет параметров карьера для размещения вскрывающих выработок 82

4 3 Конструкция бортов карьера и угол его откоса 84

4 4 Карьерное поле и этапы его отработки 85

4 5 Элементы и формы трассы траншей 86

4 6 Вскрытие карьерных полей наклонными горными выработками 88

4 7 Вскрытие карьерных полей крутыми траншеями 91

4 8 Вскрытие карьерных полей подземными горными выработками 91

4 9 Вскрытие рабочих горизонтов карьерного поля 93

4 10 Расчет объемов вскрывающих горных выработок 96

4 11 Способы проведения горных выработок 102

4 12 Объем горно-строительных работ для сдачи карьера в эксплуатацию 105

Список литературы 106

5. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 107

5 1 Классификация систем открытой разработки 107

5 1 1 Общие положения 107

5 2 Элементы системы разработки при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы 109

5 2 1 Общие положения 109

5 2 2 Высота вскрышного уступа (мощность вскрыши) при перевалке пород в выработанное пространство 110

5 2 3 Определение объема переэкскавации при перевалке вскрышных пород во внутренний отвал 115

5 2 4 Ширина заходки экскаватора и длина фронта работ при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы 116

5 3 Элементы транспортно-отвальнон системы разработки при примененни консольных отвалообразователеи 117

5 4 Элементы системы разработки при перемещении горнои массы железнодорожным транспортом 120

5 4 1 Общие положения 120

5 4 2 Высота уступа 121

5 4 3 Ширина заходки механической лопаты 125

5 4 4 Параметры забоев гидравлических экскаваторов 125

5 4 5 Ширина рабочей площадки при железнодорожном транспорте 127

5 4 6 Длина фронта работ при железнодорожном транспорте 129

5 5 Элементы системы разработки при перемещении горной массы автомобильным транспортом 134

5 5 1 Общие положения 134

5 5 2 Высота уступа и ширина заходки при перемещении горной массы автомобильным транспортом 134

5 5 3 Ширина рабочей площадки при автомобильном транспорте 135

5 5 4 Длина фронта работ при автомобильном транспорте 137

5 6 Элементы системы разработки при перемещении горной массы конвейерным транспортом 138

5 7 Параметры элементов системы разработки на некоторых зарубежных карьерах 140

Список литературы 140

6. БУРЕНИЕ 141

6 1 Основные сведения 141

6 1 1 Типаж буровых станков 141

6 1 2 Основные характеристики буримости горных пород 142

6 2 Расчет технических и энергетических параметров бурения 144

6 2 1 Станки шарошечного бурения 144

6 2 2 Станки вращательного бурения с режущим долотом 145

6 2 3 Станки ударно вращательного бурения 146

6 2 4 Производительность буровых станков 146

6 2 5 Нормативы времени бурения 148

6 2 6 Показатели работы буровых станков 150

6 3 Технические характеристики и описание буровых станков 152

6 3 1 Станки вращательного бурения шарошечными долотами 152

6 3 2 Станки вращательного бурения резцовыми коронками 155

6 3 3 Станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками 156

6 3 4 Требования безопасности к шуму, вибрации и запыленности рабочего места оператора бурового станка 158

6 4 Буровой инструмент 160

6 4 1 Инструмент для станков шарошечного бурения 160

6 4 2 Инструмент станков вращательного бурения резцовыми коронками 163

6 4 3 Комбинированный буровой инструмент 165

6 4 4 Инструмент ударно-вращательного бурения 165

6 5 Буровые станки зарубежного производства 167

6 5 1 Техническая характеристика 167

6 5 2 Конструктивные особенности буровых станков 171

6 5 3 Буровой инструмент 175

Список литературы 177

7. ВЗРЫВАНИЕ 179

7 1 Основные положения 179

7 2 Элементы теории взрыва и создания промышленных взрывчатых веществ 179

7 2 1 Классификация взрывов 179

7 2 2 Характеристика взрыва зарядов промышленных взрывчатых веществ 180

7 2 3 Общая характеристика промышленных взрывчатых веществ 181

7 2 4 Ассортимент промышленных взрывчатых веществ 181

7 3 Средства и способы инициирования зарядов промышленных взрывчатых веществ 188

7 3 1 Классификация средств и способов инициирования зарядов 188

7 3 2 Источники тока и аппаратура для контроля электрических взрывных цепей 188

7 3 3 Основные схемы и расчет электровзрывных цепей 189

7 3 4 Технология взрывания с помощью детонирующего шнура 193

7 4 Методы и условия взрывных работ на карьерах 195

7 4 1 Методы взрывных работ 195

7 4 2 Горно-геологическая оценка массивов пород в пределах карьерного поля 195

7 4 3 Требования к крупности дробления горной массы 196
7 5 Определение основных параметров расположения скважинных зарядов 196
7 5 1 Схемы расположения и конструкция зарядов 196
7 5 2 Диаметр зарядов 197
7 5 3 Расчетный удельный расход ВВ 199
7 5 4 Расчет параметров скважинных зарядов 201
7 5 5 Короткозамедленное взрывание зарядов 203
7 5 6 Рациональная конструкция заряда с воздушными, водовоздушными, водными промежутками и активной забойкой 207
7 5 7 Параметры взрывных работ на открытых работах некоторых горных предприятий 208
7 6 Метод шпуровых и камерных зарядов 211
7 6 1 Метод шпуровых зарядов 211
7 6 2 Метод камерных зарядов 211
7 6 3 Контурное взрывание 212
7 7 Сейсмическое и воздушное действие взрыва зарядов взрывчатых веществ 214
7 7 1 Сейсмическое действие взрыва 214
7 7 2 Действие ударных воздушных волн взрывов на окружающие сооружения 215
7 7 3 Отрицательные результаты взрывов скважинных зарядов и способы их предупреждения 217
7 8 Механизация взрывных работ на земной поверхности 218
7 8 1 Общие сведения 218
7 8 2 Машины и механизмы для погрузочно разгрузочных работ 219
7 8 3 Оборудование для растаривания ВВ 219
7 8 4 Оборудование для приготовления взрывчатых веществ на месте их применения 220
7 8 5 Оборудование для заряжания, осушения и забойки скважин 222
7 9 Вторичное дробление негабарита 224
7 9 1 Взрывные способы вторичного дробления 224
7 9 2 Механические способы вторичного дробления 225
7 9 3 Электрофизические способы вторичного дробления 226
7 10 Специальные виды взрывных работ 226
7 10 1 Взрывание скальных перемычек 226
7 10 2 Взрывание при добыче каменных блоков 227
7 10 3 Взрывные работы в стесненных условиях 228
Список литературы 230
8. ЭКСКАВАЦИЯ 231
8 1 Одноковшовые экскаваторы 231
8 1 1 Одноковшовые карьерные экскаваторы 231
8 1 2 Одноковшовые строительные экскаваторы 231
8 1 3 Зарубежные одноковшовые экскаваторы 243
8 1 4 Производительность одноковшовых экскаваторов 243
8 1 5 Фактические показатели работы одноковшовых экскаваторов 261
8 2 Многоковшовые экскаваторы 261
8 2 1 Основные положения 261
8 2 2 Роторные экскаваторы 264
8 2 2 1 Развитие, область применения, принципиальные конструктивные схемы 264
8 2 3 Цепные экскаваторы 268
8 2 4 Производительность многоковшовых экскаваторов 279
8 2 5 Соотношение параметров забоя и линейных параметров роторных экскаваторов 284
8 2 6 Силовые параметры роторных экскаваторов 286
8 2 7 Опыт применения роторных экскаваторов 288
8 2 8 Экскавационное оборудование непрерывного действия фрезерного типа 291
8 3 Колесные погрузчики 294
8 3 1 Конструктивные и технологические особенности 294
8 3 2 Производительность карьерных погрузчиков 301
8 4 Бульдозеры, рыхлители и колесные скреперы 304
8 4 1 Общие сведения о строительно-дорожной технике 304
8 4 2 Область применения 305
8 4 3 Классификация тракторов и тягачей 305

8 4 4 Классификация бульдозеров 309
8 4 5 Рыхлители и бульдозерно-рыхлительные агрегаты 317
8 4 6 Производительность бульдозеров и рыхлителей 318
8 4 7 Классификация колесных скреперов 320
8 4 8 Производительность колесных скреперов 324
Список литературы 326
9. ТРАНСПОРТ 327
9 1 Железнодорожный транспорт 327
9 1 1 Железнодорожный путь 328
9 1 1 1 Верхнее строение пути 328
9 1 1 2 Потребность материалов верхнего строения 333
9 1 1 3 Периодичность плановых ремонтов пути 333
9 1 1 4 Средства механизации путепереукладочных и путеремонтных работ 338
9 1 2 Подвижной состав 343
9 1 3 Тяговые расчеты 346
9 1 4 Тормозные расчеты 348
9 1 5 Проверка тяговых двигателей на нагрев 350
9 1 6 Мощность источника автономного питания 350
9 1 7 Расход энергии 350
9 1 8 Эксплуатационные расчеты 351
9 2 Автомобильный транспорт 354
9 2 1 Автодороги 354
9 2 2 Подвижной состав 357
9 2 3 Тяговые расчеты 362
9 2 4 Эксплуатационные расчеты 364
9 2 5 Техническое обслуживание и ремонт 367
9 2 6 Фактические показатели работы автотранспорта 370
9 3 Конвейерный транспорт 371
9 3 1 Конструкция конвейеров 371
9 3 2 Выбор основных параметров ленточных конвейеров 376
9 3 3 Технические характеристики конвейеров 380
9 3 4 Показатели работы ленточных конвейеров 382
9 3 5 Вспомогательные работы при конвейерном транспорте 383
Список литературы 388
10. ВНУТРИКАРЬЕРНОЕ МЕХАНИЧЕСКОЕ ДРОБЛЕНИЕ.....385
11. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ.....395
11 1 Основные положения 395
11 2 Некоторые характеристики отвальных пород 397
11 3 Экскаваторные отвалы 399
11 4 Бульдозерные отвалы 403
11 4 1 Технологии бульдозерного отвалообразования 403
11 4 2 Характеристики бульдозерного отвалообразования 406
11 5 Особенности размещения отвалов в условиях горного рельефа 407
11 6 Применение консольных отвалообразователей для размещения породы в отвале 407
11 7 Сравнительные данные по отвальным работам 412
11 8 Расчеты по отвалообразованию 413
11 8 1 Определение площади, необходимой для размещения вскрышных пород 413
11 8 2 Определение параметров отвальных полей 413
11 8 3 Отвальные работы при применении одноковшовых экскаваторов 414
Список литературы 414
12. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ 415
12 1 Основные положения 415
12 2 Технологические схемы перевалки вскрышных пород 418
12 2 1 Общие сведения 418
12 2 2 Схемы с перевалкой мягких пород драглайнами 420
12 2 3 Схемы с перевалкой взорванных пород 422
12 2 4 Производительность драглайнов в схемах с перевалкой пород 425

12 3 Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами 426
12 3 1 Общие сведения 426
12 3 2 Укрупненные технологические расчеты 427
12 4 Технологические схемы с карьерными погрузчиками и скреперами 432
12 5 Технологические схемы разработки экскаваторно-железнодорожными комплексами 432
12 5 1 Общие сведения 432
12 5 2 Производительность экскаваторно-железнодорожного комплекса 433
12 6 Технологические схемы разработки комплексами непрерывного действия 436
12 6 1 Общие сведения 436
12 6 2 Техиологические схемы разработки транспортно-отвальными комплексами 437
12 6 3 Технологические схемы разработки комплексами с конвейерным транспортом 440
12 7 Технологические схемы разработки комплексами с комбинированным транспортом 444
12 7 1 Общие сведения 444
12 7 2 Технологические схемы разработки автомобильно железнодорожными комплексами 444
12 7 3 Технологические схемы разработки автомобильно-конвейерными и железнодорожно-конвейерными комплексами 444
Список литературы 453

13. КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 455

Список литературы 458

14. ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ 459

14 1 Требования к системам дренажа 459
14 2 Типизация месторождений по условиям дренажа 459
14 3 Влияние техники дренажа на выбор системы осушения 460
14 4 Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А1 461
14 4 1 Целесообразиые пределы дренажа 461
14 4 2 Дренаж нерабочего борта карьера 462
14 4 3 Дренаж рабочего борта карьера 463
14 4 4 Дренаж пласта полезного ископаемого 465
14 4 5 Дренаж разрезной траншеи 466
14 5 Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А2 467
14 6 Дренаж карьерных полей месторождений группы Б 468
14 7 Дренаж внутренних отвалов и подошвы карьера 469
14 8 Организация поверхностного и внутрикарьерного стока 471
14 9 Фильтрационные расчеты 472
14 9 1 Расчет установившихся водопритоков в карьер 472
14 9 2 Расчет неустановившихся водопритоков в карьер 472
14 9 3 Расчет параметров дренажных систем 473
14 10 Гидрогеологические наблюдения 474
14 11 Выбор и расчет конструкций дренажных скважин 475
14 12 Водоприемная часть дренажных устройств 476
14 13 Скважинные насосные установки 478
14 14 Основные сведения о зарубежном оборудовании водопонижения 480
14 15 Буровые установки и основные технологические процессы при бурении водопонижающих скважин 483
14 15 1 Буровые установки для проходки скважин на воду 483
14 15 2 Способы бурения и породоразрушающии инструмент 487
14 15 3 Способы промывки и промывочные жидкости 487
Список литературы 489

15. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ И ОСВЕЩЕНИЕ 491

15 1 Электроснабжение карьеров 491
15 1 1 Построение систем электроснабжения карьеров 491
15 1 2 Передвижные комплектные трансформаторные подстанции 498
15 1 3 Передвижные комплектные распределительные пункты 500

15 1 4 Передвижные приключательные пункты 500
15 1 5 Воздушные линии электропередачи 501
15 1 6 Кабельные линии электропередачи 501
15 1 7 Соединительные муфты и разъемы для гибких кабелей 503
15 1 8 Расчет электрических нагрузок силовых потребителей карьеров 504
15 1 9 Определение мощности трансформаторных подстанций 508
15 1 10 Выбор сечений проводников 509
15 1 11 Проверка сети по потере напряжения в пусковом режиме 510
15 1 12 Расчет токов короткого замыкания в электроустановках напряжением выше 1 кВ 510
15 1 13 Расчет токов однофазного замыкания на землю в сетях 6—10 кВ 511
15 1 14 Расчет защитного заземления 512
15 2 Тяговые сети 514
15 2 1 Выбор тяговых подстанций 514
15 2 2 Расчет тяговой сети электровозного транспорта 515
15 2 3 Расчет устройств электроснабжения дизель-троллейвозного транспорта 519
15 2 4 Электроснабжение дизель-троллейвозного транспорта (фирма "Сименс") 519
15 3 Освещение 520
15 3 1 Расчет освещения светильниками 520
15 3 2 Расчет освещения прожекторами 521
15 3 3 Лампы 522
15 3 4 Светильники общего назначения 525
15 3 5 Прожекторы 526
15 3 6 Расчет осветительной сети 526
Список литературы 527
16. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ 529
16 1 Общие положения 529
16 1 1 Влияние деятельности карьеров на окружающую среду 529
16 1 2 Основные компоненты техногенных загрязнений и условия их образования 529
16 1 3 Назначение и виды природоохранной деятельности 529
16 2 Очистка и обеззараживание сточных вод 531
16 2 1 Нормативные требования и условия сброса сточных вод 531
16 2 2 Мероприятия по уменьшению количества сточных вод и поступления в них загрязняющих веществ 532
16 2 3 Методы очистки и обеззараживания сточных вод 532
16 2 4 Технологические схемы и конструкции водоочистных сооружений и установок 535
16 3 Предотвращение пылегазовых загрязнений атмосферного воздуха 541
16 3 1 Нормативные требования к атмосферному воздуху и к технологическим выбросам загрязняющих веществ 541
16 3 2 Токсичное влияние технологий открытых горных работ 542
16 3 3 Мероприятия по снижению вредных выбросов в атмосферный воздух 544
16 3 4 Оборудование и материалы для комплексного обеспыливания технологических процессов на карьерах 548
16 4 Рекультивация нарушенных земель 561
16 4 1 Нормативные требования к качеству рекультивированных земель 561
16 4 2 Классификация способов и схем рекультивации нарушенных земель 562
16 4 3 Технология и оборудование технического и биологического этапов рекультивации земель 569
16 5 Метрологическое обеспечение и контроль качества окружающей среды 574
16 5 1 Назначение метрологического обеспечения природоохранной деятельности 574
16 5 2 Методы и технические средства измерения параметров окружающей среды 575
16 6 Развитие экологически безопасных технологий и производств на карьерах 579

СПРАВОЧНОЕ ИЗДАНИЕ

Трубецкой Климент Николаевич
Потапов Михаил Геннадиевич
Виницкий Константин Ефимович
Мельников Николай Николаевич
и др.

Справочник. Открытые горные работы

Ведущий редактор Р С Яруллина
Компьютерная верстка М Юханова, А Курбатов
Переплет художника Ю Егорова

Сдано в набор 13 04 94 Подписано в печать 5 06 94 Формат 70 х 100 1/16 Бумага типографская №1
Гарнитура «Таймс»ю Печать офсетная Усл печ л Усл Кр -отт Уч -изд л
Тираж 15000 экз Заказ

Научно-инженерная фирма «Горное бюро»
107053 г Москва, Докучаев пер , 5
Тел (095) 975-15-95, факс (095) 975-13-74