

Выполнить практические работы и курсовой проект по дисциплине «Процессы ОГР».
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №6
Тема: «РАСЧЕТ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ»

Цель работы. Приобретение практических навыков расчета производительности экскаватора, паспорта забоя экскаватора при выемке мягких, плотных пород из массива и взорванных скальных пород из развала.

Задачи практической работы:

1. Ознакомление с теорией.
2. Закрепление теоретических знаний:
 - в соответствии с вариантом (табл. 6.1) выполнить расчет показателя трудности экскавации горных пород P_3 ;
 - на основании показателя трудности экскавации горных пород P_3 определить класс и категорию экскавируемости горной породы;
 - выбрать марку экскаватора, тип транспорта на добыче и на вскрыше;
 - рассчитать техническую, эксплуатационную (часовую, сменную, суточную и годовую), эффективную производительность экскаватора на добыче и на вскрыше;
 - в соответствии с вариантом (табл. 6.1) выполнить расчет параметров забоя экскаватора при экскавации горной породы;
 - построить в масштабе паспорт забоя экскаватора;
 - провести анализ выполненных расчетов и сделать вывод.

Порядок проведения практического занятия и распределение времени, мин.:

- в начале занятия проводится опрос студентов по лекционному материалу, 10;
- после опроса для закрепления теоретических знаний студенты получают индивидуальные задания по вариантам и приступают к их выполнению, 10;
- самостоятельная работа студентов, 50;
- проверка, анализ самостоятельной работы студентов и предварительная оценка выполненной работы, 20.

Таблица 6.1

Исходные данные для решения практической работы №6

Вариант	Руда				Порода				Уступ				$K_B, \text{ м}^3/\text{т}$	$A_p, \text{ МЛН.Т ГОД}$
	f_p	$L_\phi, \text{ км}$	$\gamma_p, \text{ т/м}^3$	наименование	f_p	$S_o, \text{ км}$	$\gamma_p, \text{ т/м}^3$	наименование	добычной		вскрышной			
									$\alpha_\partial, \text{ гра}$	$H_y^\partial, \text{ м}$	$\alpha_B, \text{ гра}$	$H_y^B, \text{ м}$		

									Д		Д			
1	8	5,1	3,0	мрамор	2	-	1,9	алевро-лит	80	10	55	20	3,2	10,0
2	10	5,2	3,1	мрамор	4	5,4	2,0	песчаник	75	12	60	10	3,0	11,0
3	12	5,6	3,3	мрамор	4	5,3	2,2	песчаник	80	15	65	12	2,8	12,0
4	14	5,0	3,4	поли-металл.	2	-	2,0	алевро-лит	75	10	70	22	2,6	13,0
5	12	5,3	3,3	поли-металл.	4	-	2,2	песчаник	70	12	55	15	2,4	14,0
6	16	4,7	2,9	железная руда	2	-	1,8	алевро-лит	80	15	60	20	2,2	5,0
7	10	3,8	2,8	мрамор	4	4,9	2,0	песчаник	70	10	65	15	2,0	6,0
8	14	3,6	3,0	поли-металл.	2	-	2,0	алевро-лит	75	12	70	20	1,8	7,0
9	12	2,5	3,2	поли-металл.	4	4,6	2,1	песчаник	65	15	55	12	1,6	8,0
10	10	2,4	3,1	мрамор	2	-	2,2	алевро-лит	70	10	60	20	1,4	9,0
11	12	2,2	3,3	поли-металл.	4	4,1	2,2	песчаник	75	12	65	12	1,2	2,0
12	14	2,0	3,4	боксит	4	-	2,3	песчаник	65	15	70	20	1,3	2,1
13	16	1,9	3,2	железная руда	2	-	2,0	алевро-лит	80	12	55	10	1,1	2,2
14	18	1,8	3,0	железная руда	4	-	1,9	песчаник	75	12	60	25	0,9	3,0
15	16	1,6	3,2	железная руда	2	3,5	2,2	алевро-лит	80	15	65	12	0,8	4,0
16	14	1,5	3,3	боксит	4	-	2,1	песчаник	70	15	70	15	0,7	5,0
17	8	4,9	3,0	мрамор	2	-	1,9	алевро-лит	75	10	55	15	0,6	10,0
18	10	5,6	3,1	мрамор	4	5,4	2,0	песчаник	80	12	60	10	0,5	11,0
19	12	5,1	3,3	поли-	4	5,3	2,2	песча-	75	15	65	15	1,5	12,0

				металл.				ник							
20	14	5,2	3,4	поли-металл.	2	-	2,0	алевролит	80	10	70	12	1,7	13,0	
21	12	5,0	3,3	поли-металл.	4	-	2,2	песчаник	65	12	55	22	2,0	14,0	
22	16	1,5	2,9	железная руда	2	-	1,8	алевролит	80	15	60	25	2,2	5,0	
23	10	1,6	2,8	мрамор	4	4,9	2,0	песчаник	75	10	65	10	2,3	6,0	
24	14	1,8	3,0	поли-металл.	2	-	2,0	алевролит	70	12	70	20	2,4	7,0	
25	12	1,9	3,2	поли-металл.	4	4,6	2,1	песчаник	70	15	55	12	2,5	8,0	

Основные методические положения

Выемочные машины по принципу действия подразделяются на машины циклического и непрерывного действия, а по функциональному признаку – на выемочно-транспортирующие и выемочно-погрузочные.

Для отработки блоков необходимо выбрать выемочное оборудование. Выбор выемочной машины производят на основании горно-геологической характеристики месторождения, мощности и угла падения залежи, физико-механических свойств горных пород, проектной производительности предприятия, размеров карьера, а также с учетом относительного показателя трудности экскавации из массива $P_{э.м.}$ или из развала после предварительного разрушения породы $P_{э.р.}$ (табл. 6.2).

Таблица 6.2

Выемочные машины, применяемые на открытых горных работах

Оборудование	Емкость ковша, (вала породы), м ³	Высота уступа, (толщина стружки), м	Показатель трудности экскавации		Дальность транспортирования, м
			$P_{э.м.}$	$P_{э.р.}$	
В ы е м ч н о – т р а н с п о р т и р у ю щ и е м а ш и н ы					
Скреперы	40	(0,5)	4	3	1500
Бульдозеры	(15)	(0,7)	6-8	5-7	70
Погрузчики	33	15	6	7	1500
В ы е м ч н о – п о г р у з о ч н ы е м а ш и н ы с ж е с т к и м з а к р е п л е н и е м р а б о ч е г о о р г а н а					
Прямые мехлопаты	153	57	12	16	123

Обратные мехлопаты	4	8	7	8	15
Струги	(6)	10	8	-	10
Цепные экскаваторы	4,5	66	9	-	190
Роторные экскаваторы	6,3	75	16	-	180
Выемочно-погрузочные машины с гибкой подвеской рабочего органа					
Драглайны	170	85	8	10	160
Канатные скреперы	12	30	3	2	300
Башенные экскаваторы	14	100	4	3	500

При выемке горных пород из массива для мягких, плотных и полускальных горных пород относительный показатель трудности экскавации определяется по формуле

$$P_{э.м.} = 3K_c \cdot (0,2 \cdot \sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,03 \cdot \gamma \cdot g, \quad (6.1)$$

где K_c – коэффициент структурного ослабления горного массива, $K_c = 0,85 \dots 1,00$ для мягких пород, $K_c = 0,95 \dots 1,00$ для песчано-гравийных смесей, $K_c = 0,80 \dots 1,00$ для плотных пород, $K_c = 0,60 \dots 0,70$ для трещиноватых пород; $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ – пределы прочности пород соответственно на сжатие, сдвиг и растяжение, МПа; γ – плотность горных пород, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с².

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского по величине $P_{э.м.}$ все породы делятся на 5 классов и 25 категорий (5 категорий в классе):

I класс – легкоэкскавируемые сплошные песчаные, неуплотненные мягкие, плотные средней трещиноватости и сильнотрещиноватые горные породы категории 1...5, $\sigma_{сж} < 20$ МПа, ($0 < P_{э.м.} \leq 5$);

II класс – средней трудности экскавации плотные монолитные и средней трещиноватости, легко разрушаемые полускальные чрезвычайно трещиноватые горные породы категории 6...10, $\sigma_{сж} = 20 \dots 30$ МПа, ($5 < P_{э.м.} \leq 10$);

III класс – трудноэкскавируемые плотные сплошные, полускальные сильнотрещиноватые и чрезвычайно трещиноватые породы категории 11...15, $\sigma_{сж} = 30 \dots 40$ МПа, ($10 < P_{э.м.} \leq 15$);

IV класс – весьма трудноэкскавируемые полускальные средней трещиноватости, сильнотрещиноватые и чрезвычайно трещиноватые породы категории 16...20, $\sigma_{сж} = 40 \dots 50$ МПа, ($15 < P_{э.м.} \leq 20$);

V класс – исключительно трудноэкскавируемые полускальные и скальные малотрещиноватые, средней трещиноватости и сильнотрещиноватые породы категории 21...25, $\sigma_{сж} = 45...50$ МПа, ($20 < P_{э.м.} \leq 25$).

Породы, которые имеют относительный показатель трудности экскавации $P_{э.м.} > 25$ относятся к внекатегорийным. Экскавация таких пород из массива нецелесообразна, так как они требуют предварительного разрыхления или разупрочнения. Выемка внекатегорийных горных пород производится из развала. При этом относительный показатель трудности экскавации определяется по формуле

$$P_{э.р.} = 0,22 \cdot [A + 10A / (K_p)^9], \quad (6.2)$$

где K_p – коэффициент разрыхления горных пород в развале;

$$A = 10^{-2} \cdot \gamma \cdot g \cdot d_{ср} + \sigma_{сдв}, \quad (6.3)$$

где γ – плотность горных пород, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с²; $\sigma_{сдв}$ – предел прочности горных пород на сдвигание, МПа; $d_{ср}$ – средний размер кусков породы в развале, м;

$$d_{ср} = (0,1...0,2) \sqrt[3]{E}, \quad (6.4)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³. Если марка экскаватора не задана, то для расчетов можно принять $d_{ср} = 0,2...0,4$ м.

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского по величине $P_{э.р.}$ все разрыхленные породы также подразделяются на 5 классов и 25 категорий (по 5 категорий в классе):

I класс – легкоэкскавируемые плотные, полускальные и скальные разрушенные горные породы категории 1...5, очень мелкой, мелкой и средней кусковатости при $K_p = 1,05...1,60$, ($0 < P_{э.м.} \leq 5$);

II класс – средней трудности экскавации плотные, полускальные, скальные разрушенные горные породы категории 6...10, очень мелкой, мелкой, средней кусковатости при $K_p = 1,02...1,40$, а также крупной и весьма крупной кусковатости при $K_p = 1,25...1,60$, ($5 < P_{э.м.} \leq 10$);

III класс – трудноэкскавируемые плотные, полускальные, скальные разрушенные горные породы категории 11...15, мелкой, средней кусковатости при $K_p = 1,01...1,20$, а также крупной и весьма крупной кусковатости при $K_p = 1,10...1,30$, ($10 < P_{э.м.} \leq 15$);

IV класс – весьма трудноэкскавируемые полускальные и скальные разрушенные горные породы категории 16...20, средней и крупной кусковатости при $K_p = 1,01...1,15$, а также весьма крупной кусковатости при $K_p = 1,03...1,20$, ($15 < P_{э.м.} \leq 20$);

V класс – исключительно трудноэкскавируемые полускальные и скальные разрушенные породы категории 21...25, средней и крупной

кусковатости при $K_p = 1,01 \dots 1,08$, а также весьма крупной кусковатости при $K_p = 1,01 \dots 1,12$, ($20 < P_{э.м.} \leq 25$).

Расчетные показатели трудности экскавации, учитывающие конкретный вид и типоразмер применяемого оборудования, определяются по формулам:

$$P_{э.м.}' = K_в \cdot K_{тр} \cdot P_{э.м.}; \quad (6.5)$$

$$P_{э.р.}' = K_в \cdot K_{тр} \cdot P_{э.р.}, \quad (6.6)$$

где $K_в$ и $K_{тр}$ – коэффициенты, учитывающие тип и типоразмер выемочной машины. Значение коэффициента $K_в$ определяется в соответствии (В.В. Ржевский), а значение $K_{тр}$ – по данным (В.В. Ржевский) соответственно для скреперов, бульдозеров, погрузчиков, механических лопат, драглайнов, цепных и роторных экскаваторов.

На основании величины относительных показателей трудности экскавации породы $P_{э.м.}'$ и $P_{э.р.}'$ (рассчитанных по формулам) производят выбор типа экскаватора путем сравнения с паспортной величиной показателя трудности экскавации пород $P_{э.п.}$ (см. табл.6.2).

Выбор марки экскаватора производится путем определения суммарной кубоемкости ковша экскаватора на вскрыше ($E_в^1, м^3$) и на добыче ($E_д^1, м^3$) по формулам:

$$E_в^1 = A_в \times K_p \times t_{ц} / (T_{см} \times n_{см} \times N \times k_{н.к.} \times k_{и} \times 3600), \quad (6.7)$$

где $A_в$ – годовая производительность карьера по вскрыше, $м^3/год$; K_p – коэффициент разрыхления породы в ковше – для мягких пород $K_p = 1,2 \dots 1,4$, для скальных – $K_p = 1,4 \dots 1,6$; $t_{ц}$ – время цикла экскаватора, с; $T_{см}$ – время смены, ч; $n_{см}$ – число смен в сутки, смен/сут.; N – число рабочих дней в году, сут.; $k_{н.к.}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора, в легких песках и суглинках $k_{н.к.} = 1,0 \dots 1,1$; в легких песчано-глинистых породах $k_{н.к.} = 0,8 \dots 1,0$; в песчано-глинистых породах средней плотности $k_{н.к.} = 0,6 \dots 0,8$; в плотных песчано-глинистых породах $k_{н.к.} = 0,6 \dots 0,7$; во взорванных скальных породах $k_{н.к.} = 0,6 \dots 0,75$; в плохо взорванных скальных породах $k_{н.к.} = 0,4 \dots 0,6$; $k_{и}$ – коэффициент использования рабочего времени, при работе: в отвал $k_{и} = 0,85 \dots 0,90$; в конвейерный транспорт $k_{и} = 0,75 \dots 0,85$; в автомобильный транспорт $k_{и} = 0,65 \dots 0,75$; в железнодорожный транспорт $k_{и} = 0,5 \dots 0,6$

$$E_д^1 = Q_д \times K_p \times t_{ц} / (T_{см} \times n_{см} \times N \times k_{н.к.} \times k_{и} \times 3600), \quad (6.8)$$

где $Q_д$ – годовая производительность карьера по добыче полезного ископаемого, $м^3/год$.

Полученные в результате расчета величины суммарной кубоемкости ковша экскаватора на вскрыше ($E_в^1$) и на добыче ($E_д^1$) позволя-

ют определить количество вскрышных (N_3^B) и добычных (N_3^D) экскаваторов определенной марки по формулам:

$$N_3^B = E_3^1 / E_3,$$

(6.9)

где E_3 – вместимость ковша экскаватора принятого на вскрыше, m^3 ;

$$N_3^D = E_3^1 / E_3,$$

(6.10)

где E_3 – вместимость ковша экскаватора принятого на добыче, m^3 .

Производительность карьерных выемочных машин является одним из важнейших ТЭП открытых горных работ. Она определяет требуемый парк выемочного оборудования и в большой степени влияет на производительность и требуемый парк транспортного оборудования, производительность труда горнорабочих и затраты на производство горных работ.

Паспортная (теоретическая) производительность (Q_n , $m^3/ч$) выемочных машин определяется по формуле

$$Q_n = E \cdot n_n,$$

(6.11)

где E – расчетная вместимость экскавирующего органа (ковша, отвала и т.д.), m^3 ; n_n – конструктивно-расчетное число разгрузок экскавирующего органа в час.

Техническая производительность (Q_m , $m^3/ч$) является наибольшей возможной часовой производительностью выемочной машины при непрерывной его работе в конкретных горно-геологических условиях при конкретных экскавируемых породах, видах и типоразмерах средств механизации смежных производственных процессов и параметрах забоев и определяется по формулам

$$Q_m = Q_n \cdot K_n \cdot K_3 = E \cdot K_n \cdot K_3 (3600 / T_{ц.н.}), \quad (6.12)$$

$$Q_m = K_{м.в.} (K_{н.н.} / K_{р.н.}) \cdot (3600 \cdot E / T_{ц}) = K_{м.в.} \cdot K_3 \cdot (3600 \cdot E / T_{ц}),$$

(6.13)

где K_n – коэффициент влияния горной породы; K_3 – коэффициент забоя (коэффициент влияния параметров забоя); $K_{м.в.}$ – коэффициент влияния технологии выемки; $K_{н.н.}$ – коэффициент наполнения экскавирующего органа (ковша, отвала и т.д.); $K_{р.н.}$ – коэффициент разрыхления породы в экскавирующем органе (ковше, отвале и т.д.); K_3 – коэффициент экскавации; $T_{ц}$ – минимальная продолжительность рабочего цикла выемочной машины в конкретных горно-геологических условиях, с.

Эффективная производительность выемочной машины ($Q_{эф}$, $m^3/ч$) является максимальной часовой эксплуатационной производительностью выемочной машины в конкретных горно-геологических условиях. Она учитывает изменение продолжительности основных и

вспомогательных операций, параметров забоя, ручного управления машиной и определяется по формуле

$$Q_{эф} = Q_m \cdot \eta_n \cdot K_{nom} \cdot K_y \cdot K_{mp}, \quad (6.14)$$

где η_n – коэффициент, учитывающий изменение производительности выемочной машины в зависимости от сложности забоя; K_{nom} – коэффициент, учитывающий потери породы при производстве выемочных работ; K_y – коэффициент управления, учитывающий квалификацию машиниста выемочной машины; K_{mp} – коэффициент, учитывающий простои по транспортным условиям.

Эксплуатационная производительность ($Q_э$) характеризуется объемом

работы, который выполняет или реально может выполнить выемочная машина с учетом действительных затрат времени на технические, технологические и организационные работы и перерывы.

В зависимости от длительности рассматриваемого периода различают среднечасовую, сменную, суточную, месячную и годовую эксплуатационную производительность выемочной машины.

Среднечасовая эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_э = Q_{эф} \cdot \eta_u, \quad (6.15)$$

где $\eta_u = 0,67 \dots 0,85$ – коэффициент использования выемочной машины.

Сменная эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_{см} = Q_{эф} \cdot \eta_u \cdot T_{см}, \quad (6.16)$$

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

Суточная эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_{сут} = Q_{эф} \cdot \eta_u \cdot T_{см} \cdot n_{см}, \quad (6.17)$$

где $n_{см}$ – количество смен в сут, смен.

Месячная эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_{мес} = Q_{сут} \cdot N_{мес}, \quad (6.18)$$

где $N_{мес}$ – количество рабочих дней в месяц, сут.

Годовая эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_{год} = Q_{сут} \cdot N, \quad (6.19)$$

где N – количество рабочих дней в году, сут.

Сменная производительность выемочной машины является основой оперативного планирования горных работ. Месячная производительность выемочной машины используется при текущем, перспективном планировании горных работ.

При разработке мягких и плотных пород карьерными мехлопатами выемка производится из массива (рис.6.1). При этом

$$(6.20) \quad \frac{2}{3} H_{н.в} < H_y < H_{ч.мах},$$

где $H_{н.в}$ – высота расположения напорного вала экскаватора, м; H_y , $H_{ч.мах}$ – высота уступа и максимальная высота черпания экскаватора, м.

Черпание породы обычно производят при радиусе черпания $R_ч = (0,7... 0,8) R_{ч.мах}$, а разгрузку – при радиусе разгрузки $R_p = (0,8...0,9)R_{р.мах}$, где $R_{ч.мах}$ и $R_{р.мах}$ – максимальные радиусы черпания и разгрузки.

Наиболее широко применяются заходки нормальной ширины

$$(6.21) \quad A_n = (1,5...1,7) R_{ч.у},$$

где $R_{ч.у}$ – радиус черпания на уровне стояния, м.

При использовании для верхней погрузки карьерных мехлопат с удлиненным рабочим оборудованием высота уступа

$$(6.22) \quad H_y < H_{р.мах} - h_b - e,$$

где h_b – высота транспортного сосуда, м; e – безопасный зазор между кузовом

и ковшом в момент разгрузки ($e = 0,5...0,7$), м.

При выемке взорванных пород карьерными мехлопатами

$$(6.23) \quad H_y = H_{р.мах} + \Delta,$$

При сыпучих породах в развале $\Delta = 0,5 H_{ч.мах}$ (большее значение Δ принимается с разрешения органов Госгортехнадзора).

При связно-сыпучих породах в развале $\Delta = 2...3$ м.

При связных породах или селективной выемке $\Delta = 0$.

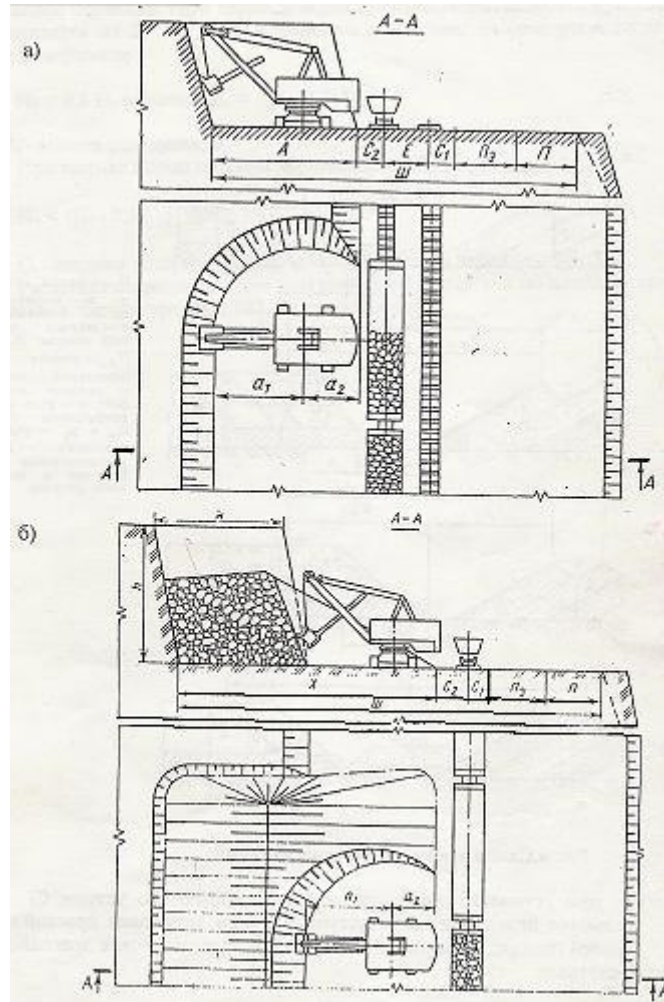


Рис. 6.1. Схема выемки пород мехлопатами:

а) – выемка мягких пород; б) – разработка скальных пород

При этом соблюдается условие

$$(6.24) \quad \text{Ш}_{\text{в.б}} = n \cdot A$$

Драглайны в основном используются для перевалки вскрышных пород в выработанное пространство. При этом они могут располагаться на верхней площадке вскрышного уступа или подуступа, нижней площадке вскрышного уступа и на предотвале, что определяет нижнее, верхнее или смешанное черпание.

При верхнем черпании производительность драглайна снижается на 20...25 % по сравнению с нижним черпанием. Высота уступа при верхнем черпании

$$(6.25) \quad H_y < 0,8 H_p \quad (\text{обычно } H_y = (0,6...0,7) H_p,$$

где H_p – высота разгрузки, м.

При выемке пород нижним черпанием

$$(6.26) \quad H_y < (H_q - 0,5 C_x) \cdot \operatorname{tg} \alpha$$

где C_x – ширина хода драглайна, м; α – угол откоса забоя ($\alpha = 30 \dots 35^\circ$).

Расчетная ширина заходки драглайнов определяется по данным приведенным в литературе [В.В.Ржевский, стр.182].

Средняя фактическая производительность экскаваторов на вскрыше равна:

ЭКГ-4,6 – 1,36 млн. м³/год;

ЭКГ- 5 – 1,5 млн. м³/год;

ЭКГ-8И – 1,8 млн. м³/год;

ЭКГ-12,5 – 2,0 млн. м³/год;

ЭКГ-15 – 2,2 млн. м³/год;

ЭКГ-20 – 2,5...3,0 млн. м³/год;

ЭВГ-15 – 2,85 млн. м³/год;

ЭШ-14/60 – 3,0 млн. м³/год;

ЭШ-15/90 – 3,5 млн. м³/год.

На добыче фактическая производительность экскаваторов ниже, чем на производстве вскрышных работ, в пределах 10-15 %.

Ширина ковша мехлопаты ориентировочно может быть определена по формуле

$$B_k = 1,20 \times \sqrt[3]{E};$$

Для драглайна

$$B_k = 1,15 \times \sqrt[3]{E}.$$

Исходные данные для решения практической работы приведены в табл.6.

Таблица 6

Исходные данные для решения практической работы №6

Вариант	Руда				Порода				Уступ				К _в , м ³ /т	А _р , млн.т год
	f _р	L _ф , км	γ _р , т/м ³	наименование	f _п	S _о , км	γ _п , т/м ³	наименование	добычной		вскрышной			
									α _д , град	H _у ^д , м	α _в , град	H _у ^в , м		
1	8	5,1	3,0	мрамор	2	-	1,9	алевролит	80	10	55	20	3,2	10,0
2	10	5,2	3,1	мрамор	4	5,4	2,0	песчаник	75	12	60	10	3,0	11,0
3	12	5,6	3,3	мрамор	4	5,3	2,2	песчаник	80	15	65	12	2,8	12,0
4	14	5,0	3,4	полиметалл.	2	-	2,0	алевролит	75	10	70	22	2,6	13,0
5	12	5,3	3,3	полиметалл.	4	-	2,2	песчаник	70	12	55	15	2,4	14,0
6	16	4,7	2,9	железная руда	2	-	1,8	алевролит	80	15	60	20	2,2	5,0
7	10	3,8	2,8	мрамор	4	4,9	2,0	песчаник	70	10	65	15	2,0	6,0
8	14	3,6	3,0	полиметалл.	2	-	2,0	алевролит	75	12	70	20	1,8	7,0
9	12	2,5	3,2	полиметалл.	4	4,6	2,1	песчаник	65	15	55	12	1,6	8,0
10	10	2,4	3,1	мрамор	2	-	2,2	алевролит	70	10	60	20	1,4	9,0
11	12	2,2	3,3	полиметалл.	4	4,1	2,2	песчаник	75	12	65	12	1,2	2,0
12	14	2,0	3,4	боксит	4	-	2,3	песчаник	65	15	70	20	1,3	2,1
13	16	1,9	3,2	железная руда	2	-	2,0	алевролит	80	12	55	10	1,1	2,2
14	18	1,8	3,0	железная руда	4	-	1,9	песчаник	75	12	60	25	0,9	3,0
15	16	1,6	3,2	железная руда	2	3,5	2,2	алевролит	80	15	65	12	0,8	4,0
16	14	1,5	3,3	боксит	4	-	2,1	песчаник	70	15	70	15	0,7	5,0

17	8	4,9	3,0	мрамор	2	-	1,9	алевро-лит	75	10	55	15	0,6	10,0
18	10	5,6	3,1	мрамор	4	5,4	2,0	песчаник	80	12	60	10	0,5	11,0
19	12	5,1	3,3	поли-металл.	4	5,3	2,2	песчаник	75	15	65	15	1,5	12,0
20	14	5,2	3,4	поли-металл.	2	-	2,0	алевро-лит	80	10	70	12	1,7	13,0
21	12	5,0	3,3	поли-металл.	4	-	2,2	песчаник	65	12	55	22	2,0	14,0
22	16	1,5	2,9	железная руда	2	-	1,8	алевро-лит	80	15	60	25	2,2	5,0
23	10	1,6	2,8	мрамор	4	4,9	2,0	песчаник	75	10	65	10	2,3	6,0
24	14	1,8	3,0	поли-металл.	2	-	2,0	алевро-лит	70	12	70	20	2,4	7,0
25	12	1,9	3,2	поли-металл.	4	4,6	2,1	песчаник	70	15	55	12	2,5	8,0

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №7

Тема: «АВТОМОБИЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ»

Цель работы. Приобретение практических навыков расчета парка автосамосвалов на горнодобывающих предприятиях.

Задачи практической работы:

- в соответствии с вариантом (табл.7) определить годовую производственную мощность карьера по вскрыше (A_B , тыс.т/год);

- в соответствии с вариантом (см. табл.7) определить эксплуатационную годовую производительность вскрышного экскаватора (Q_B , тыс.т/год);

- на основании годовой производственной мощности карьера по вскрыше (A_B) и эксплуатационной годовой производительности вскрышного экскаватора (Q_B) определить общее число экскаваторов занятых на вскрыше (N_3^B , шт);

- в зависимости от расстояния (S_0 , км) и времени движения автосамосвала от забоя до отвала (см. табл.7) определить количество автосамосвалов обеспечивающих эффективную работу вскрышного экскаватора (N_a^B , шт);

- в зависимости от общего числа экскаваторов занятых на вскрыше (N_3^B) определить общее количество автосамосвалов на карье-

ре для транспортирования пород вскрыши на внутренние и внешние отвалы ($N_{в}$, шт);

- в соответствии с вариантом (см. табл.7) определить эксплуатационную годовую производительность добычного экскаватора ($Q_{д}$, тыс.т/год);

- на основании заданной годовой производственной мощности карьера по добыче полезного ископаемого ($A_{д}$) и эксплуатационной годовой производительности добычного экскаватора ($Q_{д}$) определить общее число экскаваторов занятых на добыче полезного ископаемого ($N_{э}^{д}$, шт);

- в зависимости от расстояния ($L_{ф}$, км) и времени движения автосамосвала от забоя до обогатительной фабрики (см. табл.7) определить количество автосамосвалов обеспечивающих эффективную работу добычного экскаватора ($N_{а}^{д}$, шт);

- в зависимости от общего числа экскаваторов занятых на добыче полезного ископаемого ($N_{э}^{д}$) определить общее количество автосамосвалов на карьере для транспортирования полезного ископаемого на обогатительную фабрику ($N_{д}$, шт);

- провести анализ выполненных расчетов и сделать выводы.

Таблица 7

Исходные данные для определения парка автосамосвалов на карьере

№ за да ния	Модель экскаватора		$A_{д}$, тыс.т/год	$S_{о}$, км	$L_{ф.}$, км	$K_{в.}$, м ³ /т	γ , т/м ³	$T_{см}$, час	$N_{дн.}$, сут./год	n , см./сут
	на добыче	на вскрыше								
1	ЭГ-20	ЭКГ-12УС	10000	5,0	4,5	1,0	2,0	12	353	2
2	ЭГ-12	ЭКГ-8У	8000	4,2	4,8	0,8	2,1	8	300	3
3	ЭКГ-20	ЭКГ-6,3УС	11000	5,0	4,0	0,7	2,2	8	251	1
4	ЭКГ-12,5	ЭКГ-4У	9000	4,4	4,2	1,0	1,5	12	353	2
5	ЭКГ-8И	ЭКГ-2У	6000	4,0	3,0	0,6	2,4	8	300	3
6	ЭКГ-5А	ЭКГ-20	2000	3,5	4,6	2,0	2,5	8	251	1
7	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-12,5	5000	3,1	2,0	1,5	2,6	12	353	2
8	ЭКГ-4	ЭКГ-8И	4000	2,5	2,4	2,5	2,7	8	300	3
9	ЭКГ-3,2	ЭКГ-5А	3000	2,0	3,0	2,3	2,8	8	251	1
10	ЭКГ-20	ЭКГ-4,6Б	12000	4,5	5,0	0,5	1,9	12	353	2
11	ЭКГ-12,5	ЭКГ-12УС	10000	4,5	4,0	1,0	3,0	8	300	3
12	ЭКГ-8И	ЭКГ-8У	10000	3,0	3,5	0,8	2,0	8	251	1
13	ЭКГ-5А	ЭКГ-	8000	3,5	2,8	1,5	2,1	12	353	2

		6,3УС								
14	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-4У	7000	4,0	2,2	1,2	2,2	8	300	3
15	ЭГО-15	ЭКГ-2У	9000	5,0	3,1	0,3	1,3	8	251	1
16	ЭГО-8	ЭКГ-20	6000	4,4	4,7	2,0	2,4	12	353	2
17	ЭГ-20	ЭКГ-12,5	9000	4,8	4,9	1,1	2,5	8	300	3
18	ЭГ-12	ЭКГ-8И	9000	4,7	2,3	1,0	2,6	8	251	1
19	ЭКГ-20	ЭКГ-5А	11000	4,9	2,7	1,2	1,7	12	353	2
20	ЭКГ-12,5	ЭКГ-4,6Б	12000	4,0	2,9	0,9	2,8	8	300	3
21	ЭКГ-8И	ЭКГ-12УС	5000	3,6	4,4	2,5	1,9	8	251	1
22	ЭКГ-5А	ЭКГ-8У	4000	3,5	4,0	2,0	3,0	12	353	2
23	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-6,3УС	3000	3,3	4,1	1,5	2,0	8	300	3
24	ЭКГ-4	ЭКГ-4У	2000	3,1	3,0	1,4	2,1	8	251	1
25	ЭКГ-3,2	ЭКГ-2У	1000	2,5	2,0	1,1	2,2	12	353	2

Методические указания по расчету парка автосамосвалов

Автомобильный транспорт применяют на карьерах малой и средней производственной мощности (грузооборот карьера до 25 млн.т/год или менее 10 млн.м³/год) при расстоянии транспортирования (L , км) менее 5 км (автосамосвалы грузоподъемностью до 5 т – 0,2...1,5 км, до 25 т – 1,0...3,0 км, до 50 т – 1,5...5,0 км). Возможный показатель трудности транспортирования $\Pi_T \leq 8$ (1-4 класс).

Модель автосамосвала выбирают в зависимости от типа и модели экскаватора, исходя из расчета 3...5 ковшей горной породы в один автосамосвал.

Общее количество автосамосвалов на карьере для транспортирования пород вскрыши во внутренние и внешние отвалы и руды на обогатительную фабрику (N , шт.) определяется по формуле

$$N = N_e + N_o, \quad (1)$$

где N_e – общее число автосамосвалов на карьере, принятое для транспортирования пород вскрыши во внутренние и внешние отвалы, шт.; N_o – общее число автосамосвалов на карьере, принятое для транспортирования руды на обогатительную фабрику, шт.

Общее количество автосамосвалов занятых на вскрышных работах определяется по формуле

$$N_e = N_a^e \times N_s^e, \quad (2)$$

где N_a^e – необходимое число автосамосвалов для обеспечения эффективной работы одного вскрышного экскаватора, шт.; N_s^e – общее число экскаваторов занятых на вскрышных работах, шт.

Количество автосамосвалов для обеспечения эффективной работы одного вскрышного экскаватора составляет

$$N_a^e = [(t_{\partial\delta} + t_p + t_m) / t_{noz}] + 1, \quad (3)$$

где $t_{\partial\delta}$, t_p , t_m , t_{noz} – соответственно время движения, разгрузки, маневров и погрузки автосамосвала, $t_{\partial\delta} = (t_{zp} + t_{nop})$, мин; t_{zp} – время движения груженого автосамосвала, $t_{zp} = 60 \cdot S_{zp} / u_{zp}$, мин; S_{zp} – расстояние движения груженого автосамосвала от забоя до отвала, км; u_{zp} – средняя скорость движения груженого автосамосвала, $u_{zp} = 15 \dots 20$ км/ч; t_{nop} – время движения порожнего автосамосвала, $t_{nop} = 60 \cdot S_{nop} / u_{nop}$, мин; S_{nop} – расстояние движения порожнего автосамосвала от отвала до забоя, км; u_{nop} – скорость движения порожнего автосамосвала, $u_{nop} = 35 \dots 40$ км/ч; $t_p = 1,0 \dots 1,5$ мин; $t_m = 1,0 \dots 1,5$ мин; $t_{noz} = n_k \cdot T_u / 60$, мин; n_k – число ковшей, необходимых для загрузки автосамосвала, $n_k = V_a \cdot K_p / (E K_{н.к})$, шт; T_u – продолжительность полного погрузочного цикла одноковшового вскрышного экскаватора, с; V_a – вместимость кузова автосамосвала, м³; K_p – коэффициент разрыхления горной породы; E – вместимость ковша экскаватора, м³; $K_{н.к}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора.

Общее число экскаваторов занятых на вскрышных работах равно

$$N_s^e = A_g / Q_g, \quad (4)$$

где A_g – годовая производительность карьера по вскрыше, тыс.т/год

$$A_g = A_d \times K_g \times \gamma, \quad (5)$$

где A_d – заданная годовая производственная мощность карьера по добыче руды, тыс.т/год; K_g – коэффициент вскрыши, м³/т; γ – объемный вес горных пород, т/м³; Q_g – эксплуатационная годовая производительность вскрышного экскаватора, тыс.т/год

$$Q_g = 3600 \times E \times K_{н.к} \times K_{т.в} \times K_{ном} \times K_\gamma \times K_{тр} \times T_{см} \times \eta_u \times n \times N_{\partialи} / (T_u \times K_{р.к}), \quad (6)$$

где $K_{т.в}$ – коэффициент влияния технологии выемки горной породы

$$K_{м.а} = t_p / (t_p + t_{неп}), \quad (7)$$

где t_p – продолжительность непрерывной работы экскаватора, ч; $t_{неп}$ – время одной передвижки экскаватора, ч; $K_{ном}$ – коэффициент потерь экскавируемой породы; K_y – коэффициент управления (зависит от квалификации машиниста экскаватора); $K_{мп}$ – коэффициент обеспечения забоя порожняком; $T_{см}$ – продолжительность смены на вскрыше, ч; η_u – коэффициент использования вскрышного экскаватора во времени; n – число смен в сутки, смен; $N_{дн}$ – число рабочих дней в году, сут.

Общее количество автосамосвалов занятых на транспортировании полезного ископаемого определяется по формуле

$$N_{\partial} = N_a^{\partial} \times N_s^{\partial}, \quad (8)$$

где N_a^{∂} – необходимое число автосамосвалов для обеспечения эффективной работы одного добычного экскаватора, шт.; N_s^{∂} – общее число экскаваторов занятых на добычных работах, шт.

Количество автосамосвалов для обеспечения эффективной работы одного добычного экскаватора составляет

$$N_a^{\partial} = [(t_{\partialв} + t_p + t_m) / t_{ноз}] + 1, \quad (9)$$

где $t_{\partialв}$, t_p , t_m , $t_{ноз}$ – соответственно время движения, разгрузки, маневров и погрузки автосамосвала, $t_{\partialв} = (t_{зр} + t_{ноп})$, мин; $t_{зр}$ – время движения груженого автосамосвала, $t_{зр} = 60 \cdot S_{зр} / u_{зр}$, мин; $S_{зр}$ – расстояние движения груженого автосамосвала от забоя до обогатительной фабрики, км; $u_{зр}$ – средняя скорость движения груженого автосамосвала, $u_{зр} = 15 \dots 20$ км/ч; $t_{ноп}$ – время движения порожнего автосамосвала, $t_{ноп} = 60 \cdot S_{ноп} / u_{ноп}$, мин; $S_{ноп}$ – расстояние движения порожнего автосамосвала от обогатительной фабрики до забоя, км; $u_{ноп}$ – скорость движения порожнего автосамосвала, $u_{ноп} = 35 \dots 40$ км/ч; $t_p = 1,0 \dots 1,5$ мин; $t_m = 1,0 \dots 1,5$ мин; $t_{ноз} = n_k \cdot T_y / 60$, мин; n_k – число ковшей, необходимых для загрузки автосамосвала полезным ископаемым, $n_k = V_a K_p / (E K_{н.к})$, шт; T_y – продолжительность полного погрузочного цикла одноковшового добычного экскаватора, с; V_a – вместимость кузова автосамосвала, м³; K_p – коэффициент разрыхления полезного ископаемого; E – вместимость ковша добычного экскаватора, м³; $K_{н.к}$ – коэффициент наполнения ковша добычного экскаватора.

Общее число экскаваторов занятых на добыче полезного ископаемого равно

$$N_s^{\partial} = A_{\partial} / Q_{\partial}, \quad (10)$$

где Q_{∂} – эксплуатационная годовая производительность добычного экскаватора, тыс.т/год

$$Q_{\partial} = 3600 \times E \times K_{н.к} \times K_{м.в} \times K_{ном} \times K_y \times K_{мп} \times T_{см} \times \eta_u \times n \times N / (T_{ц} \times K_{р.к}), \quad (11)$$

где $K_{ном}$ – коэффициент потерь экскавируемого полезного ископаемого; K_y – коэффициент управления экскаватором на добыче полезного ископаемого (зависит от квалификации машиниста экскаватора); $K_{мп}$ – коэффициент обеспечения добычного забоя порожняком; $T_{см}$ – продолжительность смены на добыче полезного ископаемого, ч; η_u – коэффициент использования добычного экскаватора во времени; n – число смен в сутки, смен; N – число рабочих дней в году, сут.

Списочное количество автосамосвалов автомобильного парка рассчитывается с учетом коэффициента запаса ($K_{зан} = 1,05 \dots 1,1$)

$$N_{парк} = N \times K_{зан}. \quad (12)$$

ЗАДАНИЕ И ПРИМЕР ВЫПОЛНЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Пример выполнения курсового проекта по дисциплине: «Процессы ОГР»

4.1. Методические указания

4.1.1. Цель и задачи курсового проектирования

Курсовой проект на тему: «Технологический расчет основных процессов ОГР» выполняется в шестом семестре студентами третьего курса специальности «Открытые горные работы» после изучения дисциплины «Процессы открытых горных работ».

Цель курсового проектирования – приобретение навыков использования теоретических знаний при решении конкретных инженерных задач, а также закрепление и углубление знаний, полученных

в период прохождения практики на горнодобывающем предприятии и при изучении специальной дисциплины «Процессы ОГР».

Курсовое проектирование имеет большое практическое значение для приобретения студентами умения пользоваться учебной, специальной, справочной литературой, ГОСТами, ЕНиРаами и другими нормативными материалами, а также для получения навыков самостоятельной творческой работы при выполнении расчетов по процессам экскавации, погрузки, транспортирования, подготовки горных пород к разработке, отвалообразования и рекультивации нарушенных земель на карьере.

При выполнении курсового проекта необходимо использовать новейшие достижения науки и техники, материалы по оптимальной организации труда и обеспечению безопасности ведения горных работ. Во время индивидуальных консультаций руководитель осуществляет контроль за ходом выполнения всех разделов курсового проекта.

4.1.2. Структура курсового проекта

Основные данные для выполнения курсового проекта устанавливаются заданием, которое содержит название темы, срок начала, окончания и защиты курсового проекта. В задании указывается планируемая годовая производительность карьера по добыче полезного ископаемого, основные характеристики вскрышных пород и полезного ископаемого.

Курсовой проект состоит из расчетно-пояснительной записки и графической части.

Расчетно-пояснительная записка включает:

- 1) задание;
- 2) оглавление;
- 3) введение;
- 4) горно-геологическую характеристику месторождения;
- 5) расчетно-текстовую часть (выбор и обоснование горно-транспортного оборудования, расчет подготовки вскрышных пород к выемке взрывом, выемка и погрузка бурого угля из массива и вскрышных пород из развала, транспортирование и отвалообразование);
- 6) экономическую часть;
- 7) заключение;
- 8) библиографический список.

Графическая часть курсового проекта включает два листа формата А-1, размер 594 x 841 мм), на котором вычерчиваются паспорта забоев экскаваторов на добычном и вскрышном уступах, схема подготовки горных пород к выемке, схема отвалообразования и рекультивации, схема устройства железнодорожных транспортных пу-

тей или автомобильных дорог, а также таблицы технической характеристики применяемых горных, транспортных машин и ТЭП.

Курсовой проект выполняется студентами самостоятельно в соответствии с утвержденным заданием и темой: «Технологический расчет основных процессов ОГР» по вариантам (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Исходные данные для проектирования по вариантам

Но- мер вари- анта	Полезное ископае- мое			Вскрыш- ные породы			Мощность, м		Размеры ка- рьера по по- верхности, м		K_p	A_p , млн т год
	f_p	L_ϕ , км	γ_p , т/м ³	f_n	S_o , км	γ_n , т/м ³	вскры- ша H_e	ПИ H_{nu}	длина D	шири- на $Ш$		
1	2	5,2	1,2	10	1,5	2,0	50	30	2 100	1 000	1,3	2,6
2	1,8	5,0	1,1	12	-	1,9	26	24	2 200	700	1,3	1,9
3	1,9	4,7	1,3	8	1,0	1,8	40	24	1 600	800	1,2	1,8
4	2	3,6	1,4	8	-	2,0	30	15	1 900	1 100	1,2	2,0
5	2	2,5	1,3	10	1,7	2,1	60	20	2 300	1 000	1,3	2,2
6	1,4	2,4	1,1	8	-	2,2	24	24	1 400	800	1,4	2,3
7	1,6	2,0	1,2	14	1,0	2,3	36	36	1 700	1 000	1,4	2,5
8	1,7	1,9	1,4	2	-	2,0	24	12	1 500	700	1,2	1,2
9	1,6	1,8	1,1	12	1,2	1,9	50	36	2 000	900	1,4	3,2
10	1,9	1,5	1,2	10	-	2,1	22	10	1 800	700	1,3	1,0
11	1,8	5,6	1,1	6	1,4	2,0	40	36	2 000	900	1,3	4,0

Для всех вариантов по заданию к разработке принято горизонтально залегающее месторождение бурых углей – $\varphi = 0^\circ$. Покрывающие породы представлены крепкими песчаниками. Углы погашения нерабочих бортов карьера – $\beta = 45^\circ$.

В курсовом проекте необходимо предусмотреть внутреннее отвалообразование с применением драглайнов (четные варианты). В связи с технологическими трудностями применения бестранспортной системы разработки (нечетные варианты) рекомендуется транспортная система разработки с размещением вскрышных пород во внутренние отвалы.

4.1.3. Оформление расчетно-пояснительной записки

Расчетно-пояснительная записка выполняется на стандартных листах форматом 210 x 297 мм, объемом 35...40 страниц (1 интервал).

Расчетно-пояснительная записка должна быть сброшюрована в папку. Текст записки выполняется на компьютере. Изложение материала должно быть литературным, технически грамотным и сжатым, не разрешается сокращать слова, кроме общепринятых.

Титульный лист имеет стандартную форму и выполняется на компьютере (см. далее: «Пример выполнения расчетно-пояснительной записки курсового проекта»).

Схемы, рисунки и таблицы, помещенные в тексте расчетно-пояснительной записки, нумеруются по разделам, например: рис. 1.4 – это четвертый рисунок первого раздела; табл. 2.3 – третья таблица второго раздела; формула (3.2) – вторая формула третьего раздела.

В тексте расчетно-пояснительной записки должны быть ссылки на соответствующие рисунки и таблицы. Ссылки на использованную литературу следует выполнять путем проставления в квадратных скобках порядкового номера источника, под которым он указан в библиографическом списке, например: [12].

Записи вычислений должны производиться в следующей последовательности:

- выписывается формула в буквенном выражении;
- дается расшифровка буквенных обозначений (пояснение значений факторов, приведенных в формуле) с указанием размерностей;
- подставляются цифровые данные параметров без промежуточных вычислений и указывается окончательный результат.

Однотипные расчеты сводятся в таблицу (см. далее: «Пример выполнения расчетно-пояснительной записки курсового проекта»).

Во «Введении» необходимо:

- отразить цель и решаемые задачи курсового проектирования;
- показать структуру и объем курсового проекта;
- перечислить достоинства и недостатки открытых работ;
- отразить задачи, решение которых позволяет повысить эффективность открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Объем введения составляет 1...2 с.

Раздел 1 – «Геологическая и горнотехническая характеристика месторождения» должен включать исходные данные по варианту, принятые из задания на курсовое проектирование (1...2 с.).

Раздел 2 – «Организация, режим работы и производственная мощность карьера» включает расчет объемов вскрышных пород и полезного ископаемого в контурах карьера, определение коэффициента вскрыши и срока отработки месторождения (3...4 с.).

Раздел 3 – «Подготовка горных пород к выемке» включает выбор бурового оборудования, а также расчет буровых и взрывных работ на вскрышном либо добычном уступе (8...10 с.).

Раздел 4 – «Выемочно-погрузочные работы» включает выбор типа экскаватора и технологический расчет выемочно-погрузочных работ на вскрыше и добыче (6...8 с.).

Раздел 5 – «Перемещение карьерных грузов» включает выбор вида карьерного транспорта, а также расчет парка автосамосвалов или железнодорожного транспорта (5...6 с.).

Раздел 6 – «Отвалообразование» включает расчет параметров отвала вскрышных пород (длина, высота, объем, производительность, число тупиков), выбор оборудования и схемы отвалообразования (4...5 с.).

Раздел 7 – «Рекультивация нарушенных земель» включает горнотехнический и биологический этапы рекультивации (1...2 с.).

Раздел 8 – «Экономика» включает укрупненный расчет технико-экономических показателей при выполнении основных производственных процессов – расчет капитальных затрат, эксплуатационных расходов и себестоимости добычи единицы полезного ископаемого открытым способом (3...4 с.).

В «Заключении» представляются основные выводы по работе.

Библиографический список составляется по алфавиту – (см. далее: «Пример выполнения расчетно-пояснительной записки курсового проекта»).

4.1.4. Защита курсового проекта

Защита курсового проекта является проверкой полученных теоретических и практических знаний студента по рассматриваемым вопросам.

Защита курсового проекта производится по специальному графику, составленному на кафедре в присутствии специальной комиссии из одного или двух преподавателей и руководителя курсового проектирования. Защита курсового проекта состоит из краткого (7...10 мин.) доклада студента по выполненному курсовому проекту и ответов на вопросы.

В докладе необходимо отразить:

- 1) тему курсового проекта, цель, задачи и условия (исходные данные) курсового проектирования;
- 2) обоснование выбора бурового, выемочно-погрузочного и транспортного оборудования и горных машин, принятых в проекте на основе последних достижений отечественной науки и техники;
- 3) технологию и организацию основных производственных процессов ОГР.

**4.2. Пример выполнения расчетно-пояснительной записки курсового проекта по дисциплине:
«Процессы ОГР»^{*)}**

^{*)} Нумерация листов в разделе 4.2 «Пример выполнения расчетно-пояснительной записки курсового проекта...» и в его оглавлении начинается со 138 с, а формулы, таблицы и рисунки имеют индекс «4», например: рис. 4.3.2, табл. 4.3.1, т.к. входят в состав четвертой главы данного учебного пособия. При выполнении курсового проекта индекс «4» не ставят и отсчет страниц в пояснительной записке выполняют, с первой страницы, т.е. с титульного листа. При этом на нем и на листе задания нумерацию страниц не проставляют.

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«ЗАБАЙКАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»
ФГБОУ ВПО «ЗабГУ»
Горный факультет
Кафедра открытых горных работ

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К КУРСОВОМУ ПРОЕКТУ**

По дисциплине: «Процессы ОГР»

На тему: «Технологический расчет основных процессов ОГР»
(Вариант №1)

Выполнил: студент группы ГО-08-1

И.И. Иванов

Руководитель: д-р техн. наук, проф.

Ю.В. Субботин

Зав. каф. ОГР: д-р техн. наук, проф.

Ю.М. Овешников

Чита-2011 г.

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение

высшего профессионального образования
«ЗАБАЙКАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»
(ЗабГУ)

З А Д А Н И Е

на курсовое проектирование

По курсу: «Процессы ОГР»

Студенту Иванову Ивану Ивановичу

Тема проекта: Технологический расчет основных процессов ОГР
(вариант №1)

Исходные данные:

Крепость пород – 6	Конечная глубина карьера – 50 м
Крепость ПИ – 1,9	Угол погашения борта карьера – 45°
Мощность залежи – 30 м	Коэффициент разрыхления пород – 1,4
Угол падения ПИ – 0 град	Длина транспортирования пород – 900 м
Производительность карьера по ПИ – 1700 тыс.т	Длина транспортирования ПИ – 3 000 м
Размеры карьера поверху:	Плотность ПИ – 1,15 т / м ³
- длина – 1 700 м	Плотность пород вскрыши – 2,0 т / м ³
- ширина – 900 м	Мощность покрывающих пород – 20 м
	Угол рабочего борта карьера – 28-30°

Рекомендуемая литература:

1. В.В. Ржевский «Открытые горные работы» / Ч 1. М: Недра, 1985. - 510 с.
2. Н.В. Мельников «Краткий справочник по ОГР» / М: Недра, 1982. - 415 с.
3. Ю.В. Субботин «Подготовка, выемка и погрузка горных пород при раз-
работке месторождений открытым способом» / Чита: ЧитГУ, 2005. - 206 с;
4. Ю.В. Субботин, Ю.М. Овешников, П.Б. Авдеев «Процессы откры-
тых горных работ» / Чита: ЧитГУ, 2009. – 334 с.

Графическая часть на двух листах

Дата выдачи задания «1» сентября 2011 г.

Дата предоставления руководителю «21» декабря 2011 г.

Руководитель курсового проектирования,
д-р техн. наук, проф.

Зав. кафедрой ОГР, д-р техн. наук, проф.

Ю.В. Субботин

Ю.М. Овешников

Оглавление

Введение.....	141
1. Геологическая и горнотехническая характеристика месторождения.....	144
2. Организация, режим работы и производственная мощность карьера.....	145
3. Подготовка вскрышных пород к выемке.....	149
3.1. Буровые работы при производстве вскрышных работ.....	149
3.1.1. Выбор и обоснование бурового оборудования.....	149
3.1.2. Технологические расчеты параметров буровых работ..	151
3.2. Взрывные работы на вскрышных уступах.....	154
4. Выемочно-погрузочные работы.....	163
4.1. Обоснование типа выемочно-погрузочного оборудования..	164
4.2. Технологические расчеты выемочно-погрузочных работ..	166
5. Перемещение карьерных грузов.....	170
5.1. Обоснование типа карьерного транспорта.....	170
5.2. Технологические расчеты процесса транспортирования.....	171
6. Отвалообразование.....	175
6.1. Обоснование схемы отвалообразования и выбор типа оборудования.....	175
6.2. Технологические расчеты параметров отвалообразования.....	177
7. Рекультивация нарушенных земель.....	179
8. Экономическая часть.....	180
8.1. Расчет капитальных затрат, годовых амортизационных отчислений и эксплуатационных расходов.....	180
8.2. Расчет себестоимости добычи 1 т ПИ.....	188
Заключение.....	190
Список литературы.....	191

Введение

В настоящее время, в России ведущее место при добыче полезных ископаемых занимает прогрессивный открытый способ разработки месторождений, на долю которого приходится более 70 % общего объема добываемого минерального сырья. Например, открытым способом добывается около 90 % железных руд, до 75 % руд цветных металлов, 60 % угля и химического сырья и весь объем строительных материалов [6].

Разработка месторождений открытым способом является наиболее производительной, экономичной, безопасной и обеспечивает значительно лучшие технико-экономические показатели, чем подземным способом.

В состав технологической схемы открытой разработки месторождений полезных ископаемых входят следующие технологические процессы:

- 1) основные:
 - подготовка горных пород к выемке;
 - выемка и погрузка горных пород в средства транспорта;
 - транспортирование пород вскрыши и полезного ископаемого к месту складирования;
 - отвалообразование;
- 2) процессы вспомогательного назначения.

Для снижения отрицательного воздействия открытых горных работ на окружающую природную среду неотъемлемой частью технологической схемы разработки месторождения являются работы по восстановлению нарушенных земель. В настоящее время в связи с истощением минерально-сырьевой базы России появилась устойчивая тенденция к освоению месторождений глубинного, нагорно-глубинного типа с вовлечением в разработку бедных руд, что предопределило значительное увеличение глубины карьеров, их размеров в плане и поставило горнодобывающие предприятия в более сложные условия.

Основным направлением в техническом перевооружении ОГР за рубежом в последнее десятилетие является широкое внедрение высокопроизводительного оборудования: буровых станков с диаметром долота до 450 мм, карьерных экскаваторов с ковшем вместимостью до 26 м³, автосамосвалов грузоподъемностью до 310 т, различного вспомогательного оборудования, повышающего возможности основного и высвобождающего определенное число рабочих [7].

В последние годы повышение технического уровня карьеров обеспечило рост сменной производительности труда по горной массе,

которая в среднем достигла 180...240 т / (чел.смену), или 70...90 м³ / (чел.смену) [6].

Одним из перспективных направлений является внедрение высокопроизводительной циклично-поточной (ЦПТ) технологии, в частности, на разработке месторождений скального и полускального типа. Опыт применения ЦПТ показал, что своевременное внедрение ее на глубоких карьерах позволяет сократить затраты на транспортирование горной массы на 15-20 %, повысить производительность труда, снизить объем горно-капитальных работ и количество вредных выбросов в атмосферу.

Бурное развитие горных работ стало возможным благодаря достижениям горной науки и техники, в основу которых положены труды академиков Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, профессоров Е.Ф. Шешко, А.И. Арсентьева, Ю.И. Анистратова, В.С. Хохрякова, П.И. Томакова, А.В. Рашкина и др.

Целью выполнения курсового проекта является закрепление и углубление теоретических знаний, полученных при изучении дисциплины «Процессы ОГР», а также приобретение практических навыков расчета буровых, взрывных, выемочно-погрузочных, транспортных, отвальных, рекультивационных работ и умений выбора основного и вспомогательного горного оборудования на карьере. Для достижения цели в курсовом проекте решен ряд задач по определению режима работы предприятия, коэффициента вскрыши, производственной мощности карьера по вскрыше, производительности горных и транспортных машин – буровых станков, экскаваторов, бульдозеров и автосамосвалов.

Расчеты основных и вспомогательных технологических процессов ОГР в проекте выполнены в соответствии с заданием на курсовое проектирование, утвержденным руководителем.

Технологический комплекс открытых горных работ сформирован с учетом параметров месторождения, физико-механических свойств горных пород и полезного ископаемого и включает высокоэффективные энерго- и ресурсосберегающие технологии ведения открытых работ на карьере, а также высокопроизводительное буровое, выемочно-погрузочное, транспортное и вспомогательное горное оборудование.

В состав курсового проекта входит:

- пояснительная записка объемом 35...40 с. машинописного текста через 1 интервал, включающая введение, расчеты основных технологических процессов ОГР (подготовка горных пород и ПИ к разработке, выемка и погрузка вскрышных пород и ПИ, транспортирование горной массы, отвалообразование и восстановление нарушенных земель), экономическую часть, заключение и библио-

графический список;

- графическая часть, выполненная на двух листах формата А-1.

1. Геологическая и горнотехническая характеристика месторождения

В соответствии с исходными данными месторождение по условиям залегания относится к поверхностному типу – ($H_{max} = 50$ м), горизонтальное ($\alpha = 0^\circ$), с мощной изометрически развитой во всех направлениях пластообразной залежью полезного ископаемого (ПИ) при равномерном распределении его качественных характеристик по падению, простиранию и мощности (рис. 1.1).

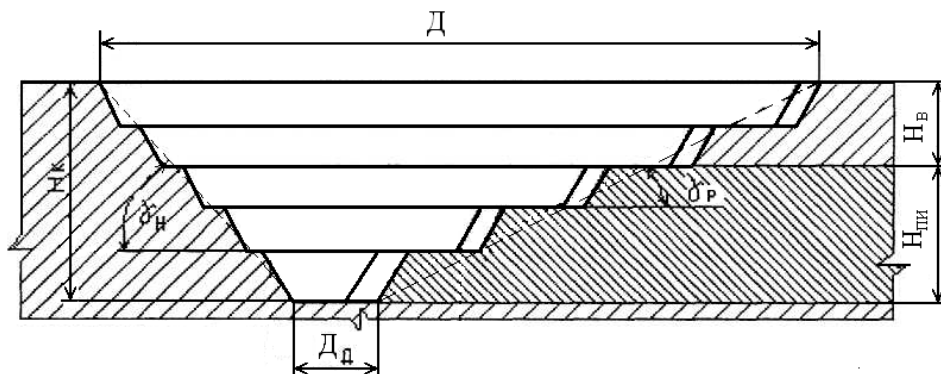


Рис. 1.1. Параметры и геологическое строение месторождения:
 H_K — глубина карьера, м; H_B — мощность покрывающих пород, м; $H_{ПИ}$ — мощность пласта полезного ископаемого, м; D — длина карьера по поверхности земли, м; D_d — длина карьера по дну, м; γ_n — угол нерабочего борта карьера, град; γ_p — угол рабочего борта карьера, град

Вскрышные (покрывающие) породы имеют коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова, равный $f = 6$, что позволяет отнести их к шестой категории по СНиП-82.

Данная категория пород представлена аргиллитами, прочными алевролитами, прочными конгломератами и средней прочности песчаниками плотностью $\gamma_s = 1,8...2,2$ т / м³.

Мощность покрывающих пород составляет $H_g = 20$ м.

Крепость полезного ископаемого (бурый уголь) по шкале проф. М.М. Протодяконова составляет $f = 1,9$.

Плотность бурого угля равна $\gamma_p = 1,15$ т / м³. Мощность угольного пласта равна $H_{ми} = 30$ м.

В данной работе проектируется карьер с размерами:

- длина по земной поверхности $D = 1\,700$ м;
- ширина по земной поверхности $Ш = 900$ м.

Годовая производственная мощность карьера по полезному ископаемому в соответствии с заданием составляет $A_p = 1\,700$ тыс. т / год. Коэффициент разрыхления бурого угля $K_p = 1,3$ и пород вскрыши $K_p = 1,4$.

Расстояние транспортирования угля до угольного склада составляет $L_{\phi} = 3\ 000$ м.

Расстояние транспортирования пород вскрыши во внутренние отвалы составляет $S_0 = 900$ м.

2. Организация, режим работы и производственная мощность карьера

В соответствии с нормами технологического проектирования для данных условий принимается круглогодичный режим работы карьера. Количество рабочих дней в году равно 365. Суточный режим работ – трехсменный, продолжительность рабочей смены – 8 ч. Фактическое время работы единицы выемочно-погрузочного и транспортного оборудования в течение одного года $T_{раб} = 260$ дней / год. Фактическое число рабочих смен в году – 780 смен / год. Количество дней работы бурового оборудования – 252 дня / год, при одной восьмичасовой рабочей смене в сутки.

Показатель трудности разрушения полезного ископаемого ($P_{рпн}$) определяется по формуле [6, 8]

$$P_{рпн} = 0,05 [K_{мп} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p) + \gamma_{ни} \times g], \quad (2.1)$$

где $K_{мп}$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость угля, $K_{мп} = 0,85$;

$\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, σ_p – пределы прочности бурого угля соответственно на сжатие, сдвиг и растяжение, $\sigma_{сж} = 10,5$ МПа, $\sigma_{сдв} = 2,5$ МПа, $\sigma_p = 0,3$ МПа;

$\gamma_{ни}$ – плотность угля, $\gamma_{ни} = 1,15$ т / м³;

g – ускорение свободного падения, $g = 9,8$ м / с²;

$$P_{рпн} = 0,05[0,85(10,5 + 2,5 + 0,3) + 1,15 \times 9,8] = 1,13.$$

По показателю трудности разрушения, согласно классификации акад. В.В. Ржевского, бурый уголь относится к I классу, 2 категории.

Учитывая крепость угля ($f = 1,9$), а также показатель трудности разрушения, класс и категорию, его добычу предусматривается производить без предварительного разупрочнения, т.е. непосредственно из массива экскаватором прямой лопатой с погрузкой в автомобильный транспорт и дальнейшей транспортировкой на угольный склад для усреднения.

Показатель трудности разрушения вскрышных пород ($P_{рв}$) определяется по формуле (2.1), при этом значения плотности и пределы прочности вмещающих пород на сжатие, сдвиг и растяжение прини-

маются равными соответственно $\gamma_6 = 2,0 \text{ т / м}^3$; $\sigma_{сж} = 100 \text{ МПа}$; $\sigma_{сдв} = 13 \text{ МПа}$; $\sigma_p = 10 \text{ МПа}$.

Коэффициент трещиноватости $K_{тр} = 0,85$.

Тогда $P_{pe} = 0,05[0,85(100 + 13 + 10.) + 2 \times 9,8] = 6,2$.

Породы вскрыши в соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского по показателю трудности разрушения относятся ко 2 классу и 7 категории, т.е. требуют предварительного разрушения взрывом.

Вскрышные работы производятся по транспортной схеме с применением экскаваторов прямой лопаты, погрузкой пород вскрыши в автомобильный транспорт и дальнейшим транспортированием их во внутренние бульдозерные отвалы. Для подготовки вскрышных пород к разработке применяется буровзрывной способ их рыхления.

Физико-механические свойства горных пород и полезного ископаемого позволяют установить значения устойчивых углов:

- откосы вскрышных рабочих и нерабочих уступов $\alpha_в = 70^\circ$;
- откосы добычных рабочих и нерабочих уступов $\alpha_д = 70^\circ$;
- откосы отвалов вскрышных пород $\alpha_о = 45^\circ$;
- углы погашения (нерабочих) бортов карьера $\gamma_н = 45^\circ$;
- угол рабочего борта карьера (по заданию) $\gamma_p = 28.. 30^\circ$.

Объем горной массы в конечных контурах карьера ($V_{гм}$, м^3) определяется по формуле

$$V_{гм} = D_д \times Ш_д \times H + (D_д + Ш_д) \times H^2 \times ctg\gamma_н + \pi/3 \times H^3 \times ctg^2\gamma_н, \quad (2.2)$$

где $\gamma_н$ – угол нерабочего борта карьера, град.;

H – конечная глубина карьера, $H = H_в + H_{ни} = 20 + 30 = 50$ (м);

$D_д$ – длина карьера по дну, $D_д = D - 2 \times H \times ctg\gamma_н$,

где D – длина карьера по поверхности земли, м;

$D_д = 1\,700 - 2 \times 50 \times 1 = 1\,600$ (м);

$Ш_д$ – ширина карьера по дну, $Ш_д = Ш - 2 \times H \times ctg\gamma_н$.

$Ш_д = 900 - 2 \times 50 \times 1 = 800$ (м).

$V_{гм} = 1\,600 \times 800 \times 50 + (1\,600 + 800) \times 50^2 \times 1 + (3,14/3) \times 50^3 \times 1^2 =$
 $= 64\,000\,000 + 6\,000\,000 + 131\,000 = 70\,131\,000$ (м^3).

Объем бурого угля в конечных контурах карьера ($V_{бу}$, м^3) определяется по формуле

$$V_{бу} = D_д \times Ш_д \times H_{бу} + (D_д + Ш_д) \times H_{бу}^2 \times ctg\gamma_н + \pi/3 \times H_{бу}^3 \times ctg^2\gamma_н, \quad (2.3)$$

где $H_{бу}$ – мощность угольного пласта, м.

$V_{бу} = 1\,600 \times 800 \times 30 + (1\,600 + 800) \times 30^2 \times 1 + (3,14/3) \times 30^3 \times 1^2 =$
 $= 38\,400\,000 + 2\,160\,000 + 28\,300 = 40\,588\,300$ (м^3).

Или $V_{nu}^l = V_{nu} \times y_{nu} = 40\,588\,300 \times 1,15 = 46\,676\,545$ (т).

Объем вскрышных пород в конечных контурах карьера ($V_{в}$, м³) определяется по формуле

$$V_{в} = V_{гм} - V_{пи}. \quad (2.4)$$

Тогда $V_{е} = 70\,131\,000 - 40\,588\,300 = 29\,542\,700$ (м³).

Средний коэффициент вскрыши ($K_{в}$, м³/т) определяется по формуле [5]

$$K_{в} = V_{в} / V_{пи}^1. \quad (2.5)$$

$K_{в} = 29\,542\,700 / 46\,676\,545 = 0,63$ (м³/т).

Производственная мощность карьера по вскрыше ($Q_{в}$, тыс. м³/год) определяется по формуле

$$Q_{в} = A_{пи} \times K_{в}, \quad (2.6)$$

где $A_{пи}$ – заданная годовая производственная мощность карьера по полезному ископаемому, тыс. т/год.

Тогда $Q_{в} = 1\,700 \times 0,63 = 1\,071$ (тыс. м³/год).

Годовая производственная мощность угольного разреза по горной массе ($Q_{гм}$, тыс. м³/год) определяется по формуле

$$Q_{гм} = A_{пи}^1 + Q_{в}, \quad (2.7)$$

где $A_{пи}^1$ – годовая производственная мощность карьера по полезному ископаемому, $A_{пи}^1 = A_{пи} / y_{пи} = 1\,700 / 1,15 = 1\,478$ (тыс. м³/год).

Тогда $Q_{гм} = 1\,071 + 1\,478 = 2\,549$ (тыс. м³/год).

Время обработки месторождения (t , лет)

$$t = V_{гм} / Q_{гм}. \quad (2.8)$$

$t = 70\,131\,000 / 2\,549\,000 = 28$ (лет).

Срок существования карьера ($T_{к}$, лет) с учетом времени на рекультивацию составит

$$T_{к} = t + t_{рек}, \quad (2.9)$$

где $t_{рек}$ – время, предусмотренное рабочим проектом на проведение рекультивации нарушенных земель, $t_{рек} = 1$ год.

$T_{к} = 28 + 1 = 29$ (лет).

3. Подготовка вскрышных пород к выемке

3.1. Буровые работы при производстве вскрышных работ

3.1.1. Выбор и обоснование бурового оборудования

Подготовка вскрышных пород к разработке осуществляется буровзрывным способом. Показатель трудности бурения (P_6) определяется по формуле [6]

$$P_6 = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \gamma_v \times g). \quad (3.1)$$

Тогда $P_6 = 0,07(100 + 13 + 2,0 \times 9,8) = 9,28$.

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского по показателю трудности бурения вскрышная порода относится ко II классу – средней трудности бурения, 10 категории.

Принимая во внимание физико-механические свойства вскрышных пород, их класс и категорию – бурение взрывных скважин производим шарошечными долотами с помощью буровых станков вращательного бурения типа СБШ. Буровые станки шарошечного бурения позволяют бурить скважины диаметром 160...320 мм в породах средней крепости и крепких при $P_6 > 5$. Для бурения скважин по породам данного класса наиболее приемлемыми являются шарошечные долота типа (Т) с фрезерованными твердосплавными зубьями.

Для выбора марки бурового станка необходимо определить диаметр скважины ($d_{скв}$, мм) по формуле [3]

$$d_{скв} = (h_v \times ctg a_v + C) \times \sqrt{\gamma_v} / [30 \times (3 - m)], \quad (3.2)$$

где h_v – высота вскрышного уступа, м;

a_v – угол откоса вскрышного уступа, град;

C – берма безопасности, $C = 3$ м;

m – коэффициент сближения скважин, $m = 1,2$.

Тогда $d_{скв} = (10 \times 0,364 + 3) \times \sqrt{2} / [30 \times (3 - 1,2)] = 174$ (мм).

Принимаем $d_{скв} = 190$ мм.

По технической характеристике выбираем станок 2СБШ-200Н. Его техническая характеристика приведена в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Техническая характеристика бурового станка 2СБШ-200Н

Показатель	Величина
Диаметр долота, мм	190
Глубина бурения, м	32
Угол бурения, градус	60-90
Осевое усилие подачи на забой скважины, тс	22
Частота вращения долота, об / мин	64-316
Расход сжатого воздуха для промывки скважины, м ³ / мин	20
Скорость передвижения станка, км / ч	0,6
Удельное давление гусениц на грунт, кгс / см ²	1,1
Наибольший преодолеваемый подъем, град.	12
Размеры станка в рабочем положении, мм:	
- длина	8 330
- ширина	475
- высота	13 175
Масса станка, т	50

3.1.2. Технологические расчеты параметров буровых работ

Техническая скорость бурения взрывных скважин (v_b , м / ч) для буровых станков шарошечного бурения (теоретическая, максимально-возможная) определяется по формуле

$$v_b = 2,5 \times P_o \times n_b \times 10^{-2} / (P_b \times d_d), \quad (3.3)$$

где P_o – усилие подачи ($P_o = 7...22$ кН / см);

n_b – частота вращения буровых ставов ($n_b = 0,6...3,3$ с⁻¹);

d_d – диаметр долота, м.

Требуемое удельное усилие подачи на 1 м диаметра долота ($P_o = 1100$ кН / м) и частота вращения бурового става ($n_b = 2,3$ с⁻¹) для станков шарошечного бурения определяется по графику (рис. 3.1) в зависимости от показателя трудности бурения.

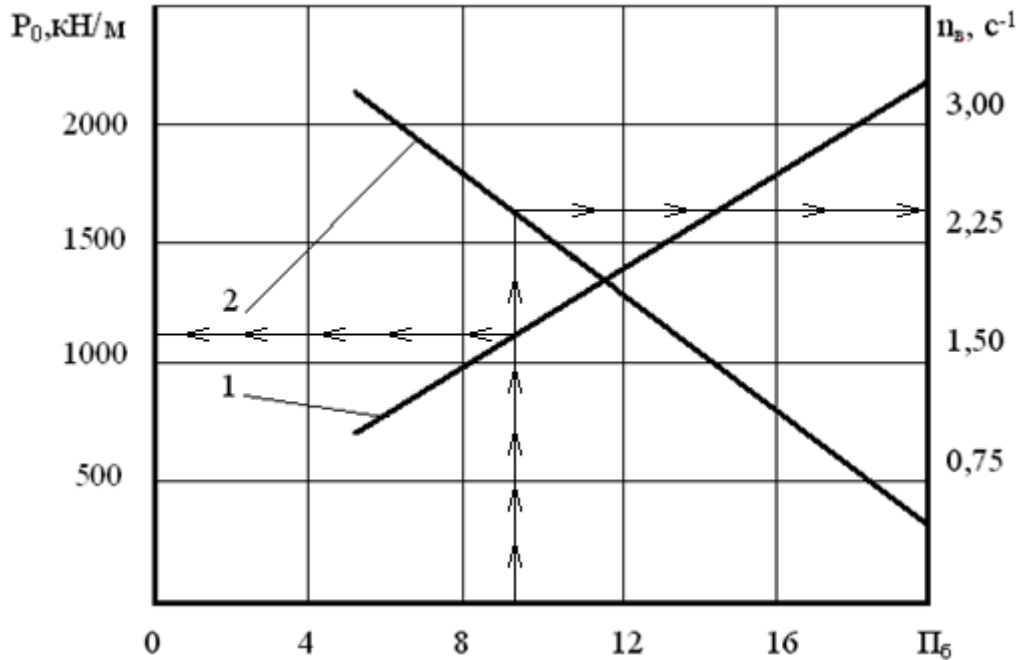


Рис. 3.1. График для определения удельного усилия подачи P_0 и частоты вращения бурового става n_b при шарошечном бурении:
 $1 - P_0 = f(\Pi_6)$; $2 - n_b = f(\Pi_6)$

Тогда $v_6 = 2,5 \times 1100 \times 2,3 \times 0,01 / (9,28 \times 0,190) = 35,8$ (м / ч);

Сменная производительность бурового станка ($Q_{б.см}$, м / смену) определяется по формуле [3, 6]

$$Q_{б.см} = \frac{K_{np}[T_{см} - (T_{пз} + T_p)]}{t_0 + t_в}, \quad (3.4)$$

где K_{np} – коэффициент, учитывающий внутрисменные простои бурового станка, $K_{np} = 0,75 \dots 0,85$;

$T_{см}$ – продолжительность смены, $T_{см} = 8$ ч;

$T_{пз}$ – время на подготовительные работы, $T_{пз} = 0,5$ ч;

T_p – регламентированный перерыв, $T_p = 1$ ч;

$t_в$ – вспомогательное удельное время бурения скважин, $t_в = 0,033 - 0,066$ ч / м;

t_0 – основное удельное время бурения скважин, ч / м

$$t_0 = 1/v_6. \quad (3.5)$$

$t_0 = 1 / 35,8 = 0,028$ (ч / м).

Тогда $Q_{б.см} = 0,75 [8 - (0,5 + 1)] / (0,028 + 0,066) = 52$ (м / смену).

Годовая производительность бурового станка ($Q_{б.год}$, м / год) определяется по формуле [8]

$$Q_{б.год} = Q_{б.см} \times k_{и} \times n_{см} \times T_{раб}, \quad (3.6)$$

где $k_{и}$ – коэффициент использования бурового станка в течение одного года;

$n_{см}$ – количество смен в сутки, смен / сутки;

$T_{раб}$ – количество дней работы бурового станка в течение одного года, сут. / год.

Тогда $Q_{б.год} = 52 \times 0,75 \times 1 \times 252 = 9\,828$ (м / год).

Необходимое количество буровых станков для подготовки экскаваторного блока определяется при условии, что бурение скважин осуществляется в течение $T_{б} = 10$ сут. (9 буровых смен + 1 смена на зарядание и взрывание блока) [6, 7]

$$N_{б.ст.} = L_{бл.скв.} / (Q_{б.см} \times T_{б}), \quad (3.7)$$

где $L_{бл.скв.}$ – средняя суммарная длина скважин в подготавливаемом к взрыву вскрышном блоке определяется по формуле

$$L_{бл.скв.} = (L_{бл.скв.}^1 + L_{бл.скв.}^2) / 2, \quad (3.8)$$

где $L_{бл.скв.}^1$ – суммарная длина взрывных скважин в блоке первого, считая от поверхности, вскрышного уступа, м

$$L_{бл.скв.}^1 = (L_{бл.} / a) \times N_{ряд} \times L_{скв.}^1, \quad (3.9)$$

где $L_{бл.}$ – длина экскаваторного блока, принимаем $L_{бл.} = 297$ м;

a – расстояние между взрывными скважинами в ряду, $a = 6,6$ м;

$N_{ряд}$ – число рядов взрывааемых скважин, $N_{ряд} = 2$ шт.;

$L_{скв.}^1$ – длина скважины на первом от поверхности вскрышном уступе, принимаемая с перебором, $L_{скв.}^1 = 12$ м.

Тогда $L_{бл.скв.}^1 = (297 / 6,6) \times 2 \times 12 = 1\,080$ (м);

$L_{бл.скв.}^2$ – суммарная длина взрывных скважин в блоке второго, считая от поверхности, вскрышного уступа, м

$$L_{бл.скв.}^2 = (L_{бл.} / a) \times N_{ряд} \times L_{скв.}^2, \quad (3.10)$$

где $L_{скв.}^2$ – длина скважины на втором от поверхности вскрышном уступе, принимаемая с недобуром, $L_{скв.}^2 = 9$ м.

Тогда $L^2_{\text{бл.скв}} = (297 / 6,6) \times 2 \times 9 = 810$ (м).

Следовательно $L_{\text{бл.скв}} = (1\ 080 + 810) / 2 = 945$ (м).

Тогда число буровых станков $N_{\text{б.см}} = 945 / (52 \times 9) = 2$ (шт).

С учетом резерва списочный парк буровых станков равен 3 шт.

3.2. Взрывные работы на вскрышных уступах

Подготовка вскрышных пород к выемке осуществляется буровзрывным способом методом скважинных зарядов при многорядном короткозамедленном взрывании зарядов ВВ (Граммонит 79/21), при помощи ДШ.

Объем подготовленного к взрыву вскрышного блока определяется в зависимости от его параметров – высоты уступа, ширины экскаваторной заходки в целике и длины экскаваторного блока. При условии, что объем горной породы после взрыва должен быть достаточным для обеспечения бесперебойной работы вскрышного экскаватора в течение десяти дней.

Оценка взрываемости вскрышных пород осуществляется по эталонному расходу взрывчатого вещества ($q_э$, г / м³).

Эталонный удельный расход ВВ определяется по формуле [6]

$$q_э = 2 \times 10^{-1} \times (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{расп} + \gamma \times g). \quad (3.11)$$

Тогда $q_э = 2 \times 0,1(100 + 13 + 10 + 2,0 \times 9,8) = 28,5$ (г / м³);

Проектный удельный расход ВВ (q_n , г / м³)

$$q_n = q_э \times k_{эв} \times k_{д} \times k_{мп} \times k_{сз} \times k_v \times k_{он}, \quad (3.12)$$

где $k_{эв}$ – переводной коэффициент по энергии взрыва от эталонного ВВ (Аммонит 6 ЖВ или Граммонит 79/21) к применяемому ВВ на карьере: т.к. в качестве ВВ применяется Граммонит 79/21, поэтому $k_{эв} = 1,0$;

$k_{д}$ – коэффициент, учитывающий требуемую кусковатость горной породы и степень ее дробления

$$k_{д} = 0,5 / d_{cp}, \quad (3.13)$$

где d_{cp} – требуемый средневзвешенный размер куска взорванной породы,

$$d_{cp} = (0,1 \dots 0,2) \times \sqrt[3]{E} = 0,12 \times \sqrt[3]{8} = 0,24 \text{ (м)};$$

где E – вместимость ковша применяемой модели экскаватора ЭКГ-8И, $E = 8 \text{ м}^3$;

$$k_{д} = 0,5 / 0,24 = 2,1;$$

k_{mp} – коэффициент, учитывающий потери энергии взрыва, связанные с трещиноватостью горной породы, определяется по формуле

$$k_{mp} = 1,2 \times l_{cp} + 0,2, \quad (3.14)$$

где l_{cp} – средний размер структурного блока в массиве, $l_{cp} = 0,67$ м;

$$k_{mp} = 1,2 \times 0,67 + 0,2 = 1,0;$$

$k_{сз}$ – коэффициент, учитывающий степень сосредоточенности заряда в скважине, $K_{сз} = 1,1$;

k_y – коэффициент, учитывающий влияние объема взрываваемой горной породы, определяется по формуле

$$k_y = \sqrt[3]{15/h_y}, \quad (3.15)$$

где h_y – высота вскрышного уступа, $h_y = 10$ м.

$$\text{Тогда } k_y = \sqrt[3]{15/10} = 1,14;$$

$k_{он}$ – коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей, принимаем $k_{он} = 3,5$.

$$\text{Тогда } q_n = 28,5 \times 1,0 \times 2,1 \times 1,0 \times 1,1 \times 1,14 \times 3,55 = 266 \text{ (г / м}^3\text{)}.$$

Глубина скважины на первом, считая от поверхности, вскрышном уступе ($L^1_{скв}$, м) бурится с перебуром и определяется по формуле

$$L^1_{скв} = (h_y / \sin\beta) + l_{пер}, \quad (3.16)$$

где β – угол наклона скважины к горизонту, $\beta = 90^\circ$;

$$l_{пер} – \text{перебур скважины, } l_{пер} = 11 \times d_{скв} = 11 \times 0,190 = 2,0 \text{ (м)}.$$

$$\text{Тогда } L^1_{скв} = (10 / 1) + 2,0 = 12 \text{ (м)}.$$

Глубина скважины на втором, считая от поверхности, вскрышном уступе ($L^2_{скв}$, м) бурится с недобуром и определяется по формуле

$$L^2_{скв} = (h_v / \sin\beta) - l_{нед}, \quad (3.17)$$

где $l_{нед}$ – недобур скважины выше отметки подошвы вскрышного уступа, принимается по данным практики $l_{нед} = 1$ м.

Схема расположения скважин на уступе приведена на рис. 3.2.

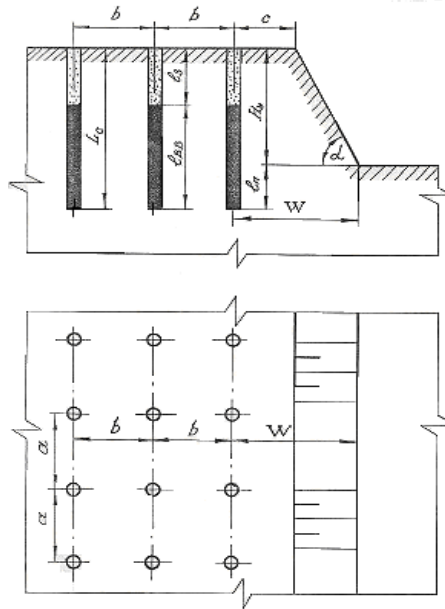


Рис. 3.2. Схема расположения скважин на первом вскрышном уступе:

a – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояние между рядами скважин, м; C – минимально-допустимое расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа, $C = 3$ м; W – сопротивление горных пород на уровне подошвы уступа, м; α – угол откоса уступа, град; L_c – длина скважины, м; l_{BB} – длина заряда ВВ, м; l_z – длина забойки, м; l_n – длина перебура, м; H_y – высота уступа, м

Длина забойки ($l_{заб}$, м) определяется по формуле

$$l_{заб} = (20-37) \times d_{скв}. \quad (3.18)$$

Тогда длина забойки на первом вскрышном уступе ($l^1_{заб}$, м)

$$l^1_{заб} = 37 \times 0,190 = 7 \text{ (м)}.$$

Длина забойки на втором вскрышном уступе ($l^2_{заб}$, м) составит

$$l^2_{заб} = 21 \times 0,190 = 4 \text{ (м)}.$$

Длина заряда в скважине на первом вскрышном уступе ($l^1_{зар}$, м) определяется по формуле

$$l^1_{зар} = L^1_{скв} - l_{заб}. \quad (3.19)$$

Тогда $l^1_{зар} = 12 - 7 = 5$ (м);

Длина заряда в скважине на втором вскрышном уступе ($l^2_{зар}$, м) определяется по формуле

$$l_{зар}^2 = L_{скв}^2 - l_{заб}. \quad (3.20)$$

Тогда $l_{зар}^2 = 9 - 4 = 5$ (м);

Вместимость скважины (ρ , кг / м) определяется по формуле [6]

$$\rho = \pi \times d^2 \times \Delta / 4, \quad (3.21)$$

где Δ – плотность заряжения ВВ в скважине, кг / м³.

При ручном заряжении принимаем $\Delta = 1000$ кг / м³.

Тогда $\rho = 3,14 \times 0,190^2 \times 1000 / 4 = 28,3$ (кг / м).

Сопротивление пород на уровне подошвы уступа определяется по двум условиям.

1. Исходя из качественной проработки подошвы уступа (W_1 , м) – по формуле С.А. Давыдова [3]

$$W_1 = 53 \times K_T \times d_{скв} \sqrt{\Delta / (K_{ВВ} \times \gamma_B)}, \quad (3.22)$$

где K_m – коэффициент, учитывающий трещиноватость породы в массиве, $K_m = 1,0$.

Тогда $W_1 = 53 \times 1,0 \times 0,190 \sqrt{1000 / (1,0 \times 2000)} = 7,1$ (м).

2. Исходя из условия достижения требуемой степени дробления породы (W_2 , м) составит

$$W_2 = (\sqrt{0,56 \times \rho^2 + 4 \times m \times q_{п} \times h_B \times L_{скв} \times \rho - 0,75 \times \rho}) / (2 \times m \times q_{п} \times h_B), \quad (3.23)$$

$$W_2 = (\sqrt{0,56 \times 2,83^2 + 4 \times 1 \times 0,266 \times 10 \times 9 \times 28,3 - 0,75 \times 28,3}) / (2 \times 1 \times 0,266 \times 10) = 24 / 5,3 = 6,6$$
 (м).

Для дальнейших расчетов принимаем минимальное значение (W), удовлетворяющее обоим условиям, т.е $W = W_{min} = W_2 = 6,6$ м.

Исходя из условий обеспечения безопасного обуривания уступа, величина сопротивления по подошве уступа (W_3 , м) при бурении вертикальных скважин определяется по формуле

$$W_3 \geq h_B \times ctg\alpha_B + C. \quad (3.24)$$

Тогда $W_3 = 10 \times 0,36 + 3 = 6,3$ (м).

Условие бурения вертикальных скважин соблюдается, т.к. минимальное значение (W_2) соответствует условию безопасности ведения буровых работ, т.е. $W_2 = 6,6$ м > $W_3 = 6,3$ м.

При расположении скважин по квадратной сетке расстояние между скважинами в ряду (a , м) определяется по формуле [3, 5]

$$a = m \times W. \quad (3.25)$$

Тогда $a = 1 \times 6,6 = 6,6$ (м).

Расстояние между рядами скважин при квадратной сетке (b , м) определяется по формуле

$$b = a = 6,6 \text{ (м)}.$$

Выход горной массы при взрывании одной скважины ($V_{скв}$, м³) рассчитывается по формуле

$$V_{скв} = a \times b \times h_{в}. \quad (3.26)$$

Тогда $V_{скв} = 6,6 \times 6,6 \times 10,0 = 435,6$ (м³).

Требуемая величина заряда в скважине ($Q_{зар}$, кг) определяется по формуле

$$Q_{зар} = V_{скв} \times q_{п}. \quad (3.27)$$

Тогда $Q_{зар} = 435,6 \times 0,266 = 116$ (кг).

Расчетная длина заряда ВВ в скважине ($L_{зар}$, м) равна

$$L_{зар} = Q_{зар} / \rho. \quad (3.28)$$

Тогда $L_{зар} = 116 / 28,3 = 4,1$ (м).

Расчетная длина заряда ВВ в скважине ($L_{зар} = 4,1$ м) меньше необходимой длины заряда ($l^1_{зар} = l^2_{зар} = 5,0$ м), поэтому предусматриваем в конструкции заряда воздушный промежуток, т.е. заряд рассредоточиваем: нижний заряд массой 80 кг; верхний – 36 кг.

Воздушный промежуток ($L_{в.п.}$, м) – расстояние между зарядами

$$L_{в.п.} = l_{зар} - L_{зар} = 5 - 4,1 = 0,9 \text{ (м)}.$$

Объем взрываемого блока ($V_{бл}$, м³) определяем с учетом десятидневной обеспеченности работы вскрышного экскаватора по формуле

$$V_{бл} = 10 \times Q_{в.сут}, \quad (3.29)$$

где $Q_{в.сут}$ – суточная производительность экскаватора, м³ / сут.

Тогда $V_{бл} = 10 \times 3\,920 = 39\,200$ (м³).

Длина взрываемого блока ($L_{бл}$, м) определяется по формуле [2, 7]

$$L_{бл} = V_{бл} / (h_{в} \times A_{в}), \quad (3.30)$$

где $A_{в}$ – ширина взрываемого блока в целике, $A_{в} = 13,2$ м.

Тогда $L_{\text{бл}} = 39\,200 / (10 \times 13,2) = 297$ (м).

Выход взорванной горной породы с 1 м погонной длины скважины ($V_{\text{вых}}$, м³/м) определяется по формуле

$$V_{\text{вых}} = V_{\text{СКВ}} / L_{\text{СКВ}}. \quad (3.31)$$

Тогда для первого от поверхности вскрышного уступа

$$V_{\text{вых}}^1 = 435,6 / 12 = 36,3 \text{ (м}^3/\text{м)}.$$

Для второго от поверхности вскрышного уступа

$$V_{\text{вых}}^2 = 435,6 / 9 = 48,4 \text{ (м}^3/\text{м)}.$$

Количество скважин в ряду (n , шт.) определяется по формуле:

$$n = L_{\text{бл}} / a. \quad (3.32)$$

Тогда $n = 297 / 6,6 = 45$ (шт.).

Количество рядов взрывных скважин в блоке ($N_{\text{ряд}}$) определяется по формуле

$$N_{\text{ряд}} = A_{\text{в}} / b. \quad (3.33)$$

Тогда $N_{\text{ряд}} = 13,2 / 6,6 = 2$ ряда.

Общее количество взрывных скважин в блоке (N , шт.) составит:

$$N = N_{\text{ряд}} \times n = 2 \times 45 = 90 \text{ (шт.)}.$$

Общий расход ВВ на один массовый взрыв ($Q_{\text{вв}}$, кг) определяется по формуле [2, 3, 8]

$$Q_{\text{вв}} = Q_{\text{зар}} \times N. \quad (3.34)$$

Тогда $Q_{\text{вв}} = 116 \times 90 = 10\,440$ (кг).

Ширина развала взорванной массы при многорядном короткозамедленном взрывании ($B_{\text{м}}$, м) определяется по формуле [6]

$$B_{\text{м}} = \kappa_3 \times B_0 + (N_{\text{ряд}} - 1) \times b, \quad (3.35)$$

где κ_3 – коэффициент, зависящий от интервала замедления, $\kappa_3 = 0,85$;

B_0 – ширина развала взорванной горной массы при однорядном взрывании определяется по формуле [6]

$$B_0 = \kappa_{\text{в}} \times \kappa_b \times h_{\text{в}} \times \sqrt{q_{\text{п}} \times 10^{-3}}, \quad (3.36)$$

где $\kappa_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий наклон скважин, для вертикальных скважин $\kappa_{\text{в}} = 1 + 0,5 \times \sin 2(90 - \beta) = 1 + 0,5 \times 0 = 1$;

κ_b – коэффициент взрываемости породы, $\kappa_b = 2,5$;

$$B_o = 1 \times 2,5 \times 10 \times \sqrt{266 \times 10^{-3}} = 12,9 \text{ (м)}.$$

$$\text{Тогда } B_m = 0,85 \times 12,9 + (2 - 1) \times 6,6 = 17,6 \text{ (м)}.$$

Высота развала (H_p , м) определяется по формуле

$$H_p = (0,8 \dots 1,0) \times h_e. \quad (3.37)$$

$$H_p = 0,9 \times 10 = 9 \text{ (м)}.$$

Принимая во внимание крепость взрывааемых пород, их обводненность и стоимость взрывчатых веществ, наиболее рациональным является применение взрывчатых веществ типа Граммонит 79/21 или Игданит (смесь гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива). При этом Игданит можно приготовить непосредственно на месте заряжания скважин. Он безопасен в обращении, имеет низкую стоимость, пригоден для механизированного заряжания. Однако его применение возможно только в сухих скважинах. Кроме того, при длительном заряжании имеет место потеря взрывчатых свойств.

Определяем интервал замедления (τ , мс) по формуле [2, 3]

- при однорядном взрывании:

$$\tau = K \times W, \quad (3.38)$$

где K – коэффициент, зависящий от взрываемости пород, $K = 3 \dots 4$.

$$\text{Тогда } \tau = 4 \times 6,6 = 26,4 \text{ мс};$$

- при многорядном взрывании интервал замедления увеличивается на 25 %, т.е. $\tau = 30$ (мс).

Взрывание зарядов ВВ производится с помощью детонирующего шнура ДШЭ-12.

Инициирование детонирующего шнура производится с помощью электродетонатора ЭД-8-Э. Взрывание зарядов ВВ – порядное последовательное (рис. 3.3).

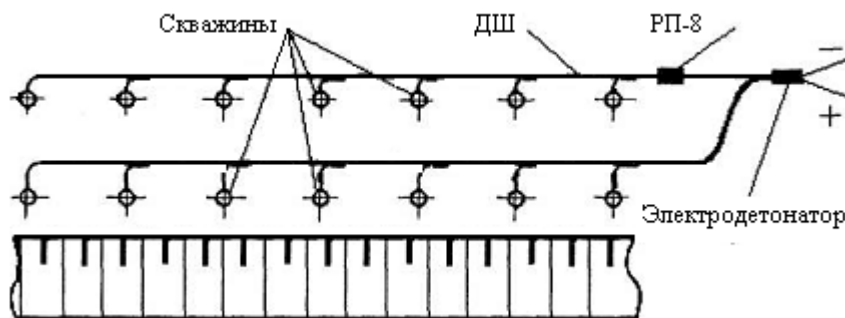


Рис
Поряд

ная схема короткозамедленного взрывания

3.3.
ряд-

При взрывании зарядов ВВ используется пиротехнический замедлитель детонирующего шнура РП-8.

Негабаритные куски при разработке плохо взорванного массива складываются на рабочей площадке экскаватора и подвергаются вторичному дроблению механическим или взрывным способом. Взрывной способ разрушения негабаритных кусков производят накладными зарядами.

Взрывчатое вещество с удельным расходом 2,5...3 кг / м³ располагают слоем 3...5 см и присыпают песком (рис. 3.4).

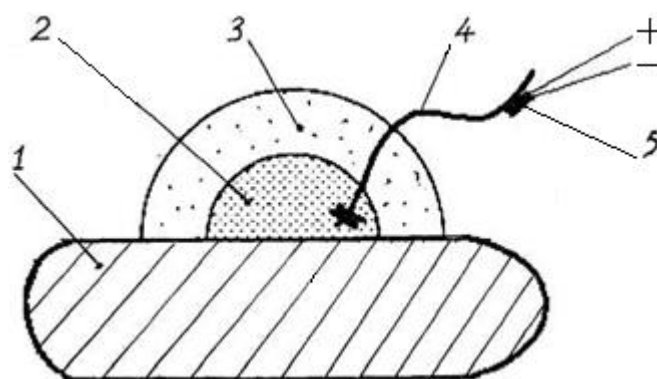


Рис. 3.4. Схема взрывного дробления негабаритных кусков:

1 – негабаритный кусок породы; 2 – заряд ВВ; 3 – забойка; 4 – ДШ; 5 – ЭД-8-Э

Основные параметры и технико-экономические показатели производства буровзрывных работ приведены в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Технико-экономические показатели БВР

Наименование показателя	Ед. изм.	Значение
Буровой станок	-	2СБШ-200Н
Диаметр скважины	мм	190
Техническая скорость бурения	м / ч	35,8
Сменная производительность бурового	м / смену	52
Проектный удельный расход ВВ	кг / м ³	0,266
Глубина скважины на 1-ом вскрышном	м	12
Глубина скважины на 2-ом вскрышном	м	9
Величина забойки на 1-ом вскрышном	м	7
Величина забойки на 2-ом вскрышном	м	4
Величина сопротивления по подошве	м	6,6
Расстояние между скважинами	м	6,6

Расстояние между рядами скважин	м	6,6
Масса заряда в скважине	кг	116
Общий расход ВВ за один массовый взрыв	кг	10 440

4. Выемочно-погрузочные работы

4.1. Обоснование типа выемочно-погрузочного оборудования

Выбор типа выемочно-погрузочного оборудования производится с учетом физико-механических свойств полезного ископаемого и вскрышных пород, в соответствии с суммарной кубоёмкостью ковша экскаватора (E^I , м³), на основании величины относительного показателя трудности экскавации ($П_3$) [6]

- при выемке полезного ископаемого (угля) из массива:

$$П_3^I = 3 \times K_c (0,2 \times \sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p) + 0,03 \times \gamma_{пн} \times g, \quad (4.1)$$

где K_c – коэффициент структурного ослабления, $K_c = 0,6$;

$$П_3^I = 3 \times 0,6 (0,2 \times 10,5 + 2,5 + 0,3) + 0,03 \times 1,15 \times 9,8 = 8,86;$$

- при выемки разрушенных горных пород из развала:

$$П_3^{II} = 0,22 \times (A^I + 10 \times A/K_p^9), \quad (4.2)$$

где K_p – коэффициент разрыхления породы в развале, $K_p = 1,4$;

$$A^I - \text{коэффициент, } A^I = 10^{-2} \times \gamma_v \times g \times d_{cp} + \sigma_{сдв},$$

где d_{cp} – средний размер кусков породы в развале, $d_{cp} = 0,3$ м;

$$A^I = 10^{-2} \times 2,0 \times 9,8 \times 0,3 + 13 = 13,1.$$

$$\text{Тогда } П_3^{II} = 0,22 \times (13,1 + 10 \times 13,1 / 1,4^9) = 9,27.$$

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского уголь при выемке из массива и вскрышная порода при выемке из развала по экскавируемости относятся ко второму классу, поэтому в качестве выемочного оборудования можно использовать однотипные карьерные гусеничные экскаваторы прямая лопата класса ЭЖГ.

Суммарная кубоёмкость ковша экскаватора на добыче ПИ и производстве вскрышных работ, позволяющая сделать выбор конкретной марки экскаватора, определяется по формуле

$$E^I = \frac{Q_{г.м.} \times t_{ц} \times K_p}{3600 \times T_{см} \times n_{см} \times T_{раб} \times K_{н.к.} \times \eta_{и} \times K_{пот} \times K_y \times K_{тр}}, \quad (4.3)$$

где $Q_{г.м.}$ – годовая производительность карьера по горной массе, $\text{м}^3 / \text{год}$;

$t_{ц}$ – время рабочего цикла экскаватора, $t_{ц} = 26 \text{ с}$;

$T_{см}$ – продолжительность смены, $T_{см} = 8 \text{ ч / смену}$;

$n_{см}$ – количество рабочих смен в сутки, $n_{см} = 3 \text{ смен / сут}$;

$T_{раб}$ – количество рабочих дней экскаватора в году, $T_{раб} = 260 \text{ сут /}$

год;

$K_{н.к.}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора, $K_{н.к.} = 0,7$;

η_u – коэффициент использования экскаватора в году, $\eta_u = 0,6$;

$K_{ном}$ – коэффициент потерь экскавируемой породы, $K_{ном} = 0,7$;

$K_{у}$ – коэффициент управления, $K_{у} = 0,85$;

$K_{мп}$ – коэффициент обеспечения забоя порожняком, $K_{мп} = 0,8$.

$E^1 = 2549000 \times 26 \times 1,4 / (3600 \times 8 \times 3 \times 260 \times 0,7 \times 0,6 \times 0,7 \times 0,85 \times 0,8) = 20,66 \text{ (м}^3\text{)}.$

Для выполнения заданного объема работ по выемке и погрузке горной массы потребуется 3 экскаватора марки ЭКГ-8И (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Техническая характеристика экскаватора ЭКГ-8И

Наименование параметра	Величина
Вместимость ковша, м^3	8,0
Угол наклона стрелы, град.	47,0
Рабочие размеры, м:	
-длина стрелы (А)	13,4
-длина рукояти (В)	11,5
-максимальный радиус черпания на горизонте уста-	12,2
-максимальный радиус черпания ($R_{ч}^{\max}$)	18,4
-высота черпания при максимальном радиусе чер-	8,3
-максимальный радиус разгрузки ($R_{ч}^{\max}$)	16,3
-высота разгрузки при максимальном радиусе разгруз-	5,7

-максимальная высота черпания ($H_{\text{ч}}^{\text{max}}$)	13,5
-радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки ($R_{\text{р}}$)	15,6
-радиус черпания при максимальной высоте черпания ($R_{\text{ч}}$)	16,0
-максимальная высота разгрузки ($H_{\text{р}}^{\text{max}}$)	8,6
	26,0

4.2. Технологические расчеты выемочно-погрузочных работ

Паспортная производительность экскаватора (Q_n , м³ / ч) определяется по формуле [6, 8]

$$Q_n = 60 \times E / t, \quad (4.4)$$

где t – время рабочего цикла экскаватора, $t = 26 \text{ с} = 0,43 \text{ мин}$;

Тогда $Q_n = 60 \times 8 / 0,43 = 1116 \text{ (м}^3 \text{ / ч)}$.

Техническая производительность экскаватора ($Q_{\text{техн}}$, м³ / ч) определяется по формуле [6, 7]

$$Q_{\text{техн}} = Q_n \times K_э \times K_{\text{т.в.}}, \quad (4.5)$$

где $K_э$ – коэффициент экскавации, $K_э = K_{\text{н.к.}} / K_{\text{р}} = 0,7 / 1,4 = 0,5$;

$K_{\text{т.в.}}$ – коэффициент влияния технологии выемки, $K_{\text{т.в.}} = 0,82$;

Тогда $Q_{\text{техн}} = 1116 \times 0,5 \times 0,82 = 457 \text{ (м}^3 \text{ / ч)}$.

Эффективная производительность экскаватора ($Q_{\text{эф}}$, м³ / ч) является максимальной часовой эксплуатационной производительностью в конкретных горно-геологических условиях. Она учитывает изменение продолжительности основных и вспомогательных операций, параметров забоя, ручного управления машиной и определяется по формуле [6]

$$Q_{\text{эф}} = Q_{\text{техн}} \times K_{\text{ном}} \times K_{\gamma}, \quad (4.6)$$

Тогда $Q_{\text{эф}} = 457 \times 0,7 \times 0,85 = 272,2 \text{ (м}^3 \text{ / ч)}$.

Сменная производительность экскаватора ($Q_{\text{см}}$, м³ / смену) определяется по формуле

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{эф}} \times T_{\text{см}} \times \eta_{\text{и}}, \quad (4.7)$$

Тогда $Q_{\text{см}} = 272,2 \times 8 \times 0,6 = 1307 \text{ (м}^3 \text{ / смену)}$.

Годовая производительность экскаватора ($Q_{\text{год}}$, м / год)

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} \times n_{\text{см}} \times T_{\text{раб}}, \quad (4.8)$$

$$Q_{\text{год}} = 1\,307 \times 3 \times 260 = 1\,019\,460 \text{ (м}^3\text{/год)}.$$

Для выполнения годового объема работ по вскрыше необходимое количество экскаваторов ($N_{\text{э.в.}}$, шт.) определяется по формуле:

$$N_{\text{э.в.}} = Q_{\text{в}} / Q_{\text{год}}. \quad (4.9)$$

$$\text{Тогда } N_{\text{э.в.}} = 1\,071\,000 / 1\,019\,460 = 1,05.$$

Принимаем один экскаватор.

Для обеспечения годовой производительности разреза по добыче угля необходимое количество экскаваторов ($N_{\text{э.мв}}$, шт.)

$$N_{\text{э.мв}} = A_{\text{ни}}^I / Q_{\text{год}}. \quad (4.10)$$

$$\text{Тогда } N_{\text{э.мв}} = 1\,478\,000 / 1\,019\,460 = 1,45.$$

В целом предприятию потребуется 2,5 единиц выемочного оборудования. Поэтому с целью обеспечения бесперебойной работы карьера, а также при необходимости увеличения объемов добычи угля списочное количество экскаваторов марки ЭКГ-8И принимается равным 3 – 2 на выемке угля и 1 – на вскрыше.

Рабочие параметры экскаватора ЭКГ-8И при выемке угля приведены на рис. 4.1.

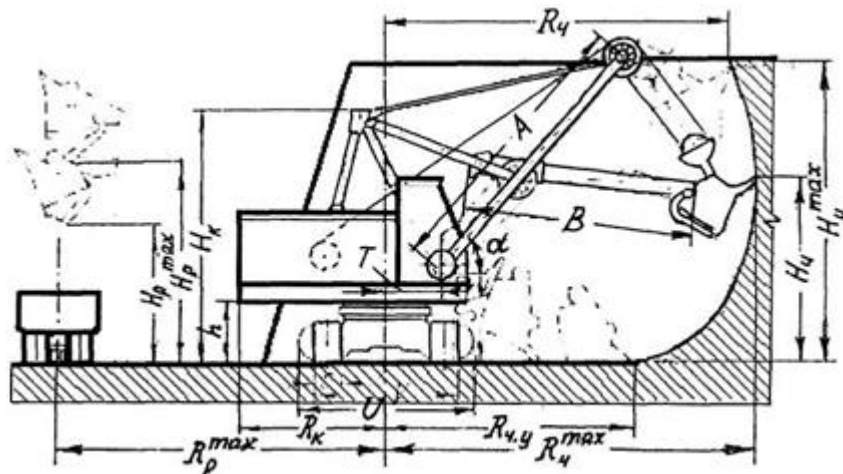


Рис. 4.1. Схема забоя экскаватора ЭКГ-8И на добыче угля

Ширина заходки экскаватора ЭКГ-8И ($A_{\text{зах}}$, м) определяется по формуле [5, 6]

$$A_{\text{зах}} = (1,1 \dots 1,7) \times R_{\text{ч.у.}} \quad (4.11)$$

При отработке угольных уступов ширина заходки экскаватора принимается максимальной

$$A_{\text{зах.ни}} = 1,7 \times 12,2 = 20 \text{ (м)}.$$

На вскрышных уступах ширина экскаваторной заходки, исходя из двухрядного взрывания скважинных зарядов ВВ, составит

$$A_{\text{зах.в}} = B_{\text{м}} = 1,44 \times 12,2 = 17,6 \text{ (м)}.$$

Схема торцового забоя экскаватора ЭКГ-8И при выемке вскрышных пород из развала приведена на рис. 4.2.

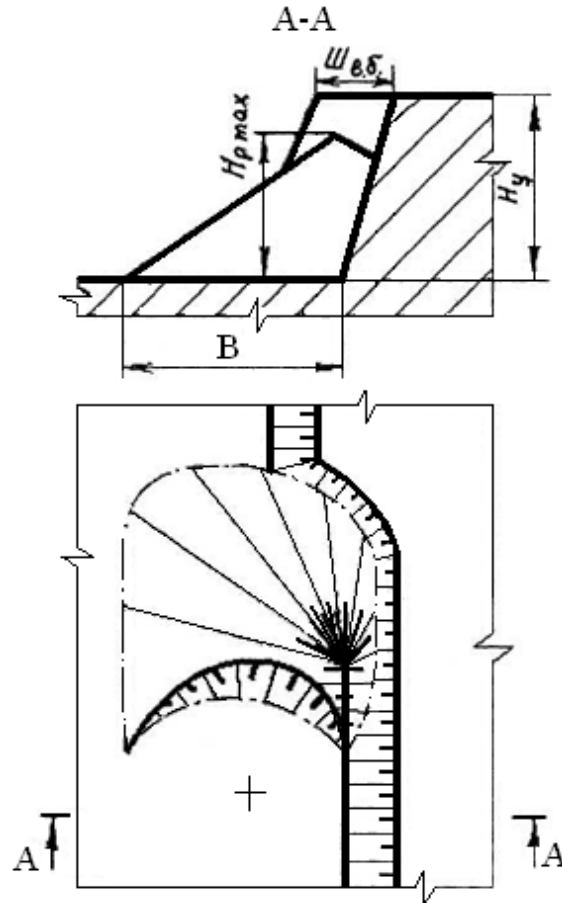


Рис. 4.2. Схема торцового забоя ЭКГ-8И при выемке взорванной породы:

$Ш_{\text{в.б.}}$ – ширина взрываемого блока; B – ширина развала пород; $H_{\text{у}}$ – высота уступа;

$H_{\text{р.мах}}$ – высота развала взорванной породы

Высота забоя экскаватора, при которой обеспечивается безопасное производство выемочно-погрузочных работ ($H_{\text{з}}$, м), не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора ($H_{\text{ч.мах}}$, м). Ее величина определяется по формуле

$$H_{\text{з}} < H_{\text{ч.мах}}. \quad (4.12)$$

Тогда $H_{\text{з}} = H_{\text{у}} < 13,5$ м. Исходя из этого, принимаем высоту вскрышных и добычных уступов равной 10 м.

Количество вскрышных уступов при отработке месторождения составит 2, а добычных – 3.

Максимальная ширина рабочей площадки вскрышного уступа ($Ш_{p.n.в}$, м) определяется по формуле [1, 5, 6]

$$Ш_{p.n.в} = B + C + T + S + Z, \quad (4.13)$$

где B – ширина развала взорванной вскрышной породы, $B = 17,6$ м;
 C – берма безопасности, $C = 3$ м;
 T – ширина транспортной полосы, $T = 5,36$ м;
 S – расстояние от транспортной полосы на уступе до бермы безопасности, $S = 2,14$ м;

Z – минимальный зазор между развалом горной породы и транспортной полосой, $Z = (1,0...2,5)$ м.

Тогда $Ш_{p.n.в} = 17,6 + 3 + 5,36 + 2,14 + 2,5 = 30,6$ (м).

Максимальная ширина рабочей площадки добычного уступа ($Ш_{p.n.д}$, м) определяется по формуле [1, 5, 6]

$$Ш_{p.n.д} = A_{зах.д} + C + T + S + Z, \quad (4.14)$$

где $A_{зах.д}$ – ширина заходки экскаватора на добычном уступе, м.

Тогда $Ш_{p.n.д} = 20 + 3 + 5,36 + 2,14 + 2,5 = 33$ (м).

5. Перемещение карьерных грузов

5.1. Обоснование типа карьерного транспорта

Исходя из объемного веса пород вскрыши и ПИ, производственной мощности карьера по вскрыше и добыче, расстояния транспортирования, вместимости ковша экскаватора для транспортирования ПИ и вскрышных пород, принят однотипный автомобильный карьерный транспорт.

Тип автосамосвала устанавливаем по оптимальному соотношению вместимости ковша экскаватора (E , м³) и вместимости кузова автосамосвала (V_a , м³) по формуле

$$V_a = (3...5) \times E. \quad (5.1)$$

Тогда $V_a = 5 \times 8 = 40$ (м³).

Масса вскрышных пород в кузове автосамосвала ($m_{a.в}$, т) равна

$$m_{a.в} = V_a \times \gamma_B \times K_{н.куз.} / K_p. \quad (5.2)$$

Тогда $m_{a.в.} = 40 \times 2,0 \times 1,3 / 1,4 = 74,3$ (т).

Масса угля, перевозимого в кузове автосамосвала, равна

$$m_{\text{пи}} = V_a \times \gamma_{\text{пи}} \times K_{\text{н.куз.}} / K_p. \quad (5.3)$$

Тогда $m_{\text{ми.}} = 40 \times 1,15 \times 1,3 / 1,3 = 46$ (т).

В большей степени этим параметрам соответствует автосамосвал марки БелАЗ-549В грузоподъемностью 75 т и вместимостью кузова 35 м^3 (табл. 5.1).

Таблица 5.1

**Техническая характеристика карьерного автосамосвала
БелАЗ-549В**

Наименование параметра	Величина
Грузоподъемность, т	75,00
Колесная формула	4 х 2
Полная масса, т	142,30
Вместимость кузова, м^3	35,00
Габариты, м:	
Длина	10,25
Ширина	5,36
Высота	4,75
Минимальный радиус поворота, м	10,50
Максимальная скорость движения, км/ч	50,00
Наибольший преодолеваемый подъем, %	35,00
Номинальная мощность двигателя, кВт	809,00

5.2. Технологические расчеты процесса транспортирования

Продолжительность рейса автосамосвала (T_p , мин) определяется по формуле [6, 8]

$$T_p = t_{\text{п}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + t_p + t_{\text{зад}} + t_{\text{доп}}, \quad (5.4)$$

где $t_{\text{гр}}$, $t_{\text{пор}}$ – время движения груженого и порожнего автосамосвала, мин;

$t_{\text{доп}}$ – дополнительное время на маневры, $t_{\text{доп}} = 2$ мин;

$t_{\text{зад}}$ – время задержек автосамосвала за один рейс, $t_{\text{зад}} = 2,5$ мин;

t_n, t_p – соответственно время погрузки и разгрузки автосамосвала, $t_p = 2$ мин, $t_n = (V_a \times t_{ц}) / (60 \times E \times K_3) = (35 \times 26) / (60 \times 8 \times 0,5) = 3,7$ мин.

Общее время движения автосамосвала ($t_{дв}$, мин) определяется по формуле [6, 7, 8]

$$t_{дв} = t_{гр} + t_{пор} = K_{раз} \times (60 \times L_{гр} / v_{гр} + 60 \times L_{пор} / v_{пор}), \quad (5.5)$$

где $L_{гр}, L_{пор}$ – соответственно расстояние движения груженого и порожнего автосамосвала, км;

$v_{гр}, v_{пор}$ – соответственно скорость движения груженого и порожнего автосамосвала, км/ч;

$K_{раз}$ – коэффициент, учитывающий изменение скорости при разгоне и остановки ($K_{раз} = 1,1$).

Тогда:

- при транспортировании вскрышных пород:

$$t_{дв} = 1,1 \times (60 \times 0,9 / 20 + 60 \times 0,9 / 30) = 5,0 \text{ (мин)};$$

- при транспортировании полезного ископаемого:

$$t_{дв} = 1,1 \times (60 \times 3,0 / 20 + 60 \times 3,0 / 30) = 16,5 \text{ (мин)}.$$

- продолжительность рейса при транспортировании вскрыши:

$$T_p^6 = 3,7 + 5,0 + 2 + 2,5 + 2 = 15,2 \text{ (мин)};$$

- продолжительность рейса при транспортировании угля:

$$T_p^{му} = 3,7 + 16,5 + 2 + 2,5 + 2 = 26,7 \text{ (мин)}.$$

Число рейсов автосамосвала в смену (N_p , рейсов / смену) определяется по формуле

$$N_p = 60 \times T_{см} \times K_{см} \times K_{то} / T_p, \quad (5.6)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, $T_{см} = 8$ ч;

$K_{см}$ – коэффициент использования сменного времени, $K_{см} = 0,75$;

$K_{то}$ – коэффициент использования технического обслуживания автосамосвала $K_{то} = 8 / (8 + 4) = 0,66$.

Тогда:

- при транспортировании вскрышных пород:

$$N_p^6 = 60 \times 8 \times 0,75 \times 0,66 / 15,2 = 15 \text{ (рейсов / смену)}.$$

- при транспортировании полезного ископаемого:

$$N_p^{му} = 60 \times 8 \times 0,75 \times 0,66 / 26,7 = 9 \text{ (рейсов / смену)}.$$

Сменная производительность автосамосвала ($Q_{см}$, т / смену) определяется по формуле [6]

$$Q_{см} = Q_a \times K_q \times N_p, \quad (5.7)$$

где Q_a – грузоподъемность автосамосвала, т;

K_q – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала, $K_q = 0,93$.

Тогда:

- при транспортировании пород вскрыши:

$$Q_{см}^6 = 75 \times 0,93 \times 15 = 1\,046 \text{ (т / смену)} = 523 \text{ (м}^3 \text{ / смену)};$$

- при транспортировании полезного ископаемого:

$$Q_{см}^{му} = 75 \times 0,53 \times 9 = 357 \text{ (т / смену)} = 311 \text{ (м}^3 \text{ / смену)}.$$

Годовая производительность автосамосвала ($Q_{год}$, т / год) определяется по формуле [6]

$$Q_{год} = Q_{см} \times n_{см} \times T_{раб}. \quad (5.8)$$

Тогда:

- при транспортировании пород вскрыши:

$$Q_{год}^6 = 1046 \times 3 \times 260 = 815\,880 \text{ (т / год)} = 407\,940 \text{ (м}^3 \text{ / год)};$$

- при транспортировании полезного ископаемого:

$$Q_{год}^{му} = 357 \times 3 \times 260 = 278\,460 \text{ (т / год)} = 242\,139 \text{ (м}^3 \text{ / год)}.$$

Необходимое количество автосамосвалов для выполнения годовой производительности карьера по транспортной вскрыше определяется по формуле

$$N_a^B = Q_B / Q_{год}^B. \quad (5.9)$$

Тогда $N_a^6 = 1\,071\,000 / 407\,940 = 2,6$ шт. С учетом коэффициента резерва принимаем $N_a^6 = 3$ шт. Необходимое количество автосамосвалов для транспортирования угля определяется по формуле

$$N_a^{пи} = A_{пи} / Q_{год}^{пи}. \quad (5.10)$$

Тогда $N_a^{му} = 1\,700\,000 / 278\,460 = 6$ (шт.).

Инвентарный парк автосамосвалов составит

$$N_a = N_a^6 + N_a^{му} = 3 + 6 = 9 \text{ (шт.)}.$$

Ширина проезжей части дороги ($Ш_{н.ч.}$, м):

- при однополосном движении:

$$Ш_{н.ч.1} = a + 2y, \quad (5.11)$$

где y – ширина предохранительной полосы между нагруженными колесами машины и кромкой проезжей части, $y = 0,5$ м;

a – ширина кузова автосамосвала, м.

$$\text{Тогда } Ш_{н.ч.1} = 5,36 + 2 \times 0,5 = 6,36 \text{ м};$$

- при двухполосном движении:

$$Ш_{н.ч.2} = 2(a + y) + p, \quad (5.12)$$

где p – безопасный зазор между кузовами встречных автосамосвалов, м.
Тогда $Ш_{н.ч.2} = 2(5,36 + 0,5) + 0,69 = 12,4$ (м).
Пропускная способность дороги (N , машин / ч) [6]

$$N = 1000 \times v \times n \times K_n / S, \quad (5.13)$$

где v – средняя скорость движения автосамосвала, $v = 30$ км / ч;
 n – число полос движения, $n = 2$;
 K_n – коэффициент неравномерного движения ($K_n = 0,5 - 0,8$);
 S – интервал следования машин, м:

$$S = a + l_a + t_\delta \times v^l + L_m, \quad (5.14)$$

где a – допустимое расстояние между машинами при остановке, м;
 l_a – длина машины, $l_a = 10,25$ м;
 t_δ – время реакции водителя, $t_\delta = 0,5-1$ с;
 v^l – максимальная скорость движения автосамосвала, $v^l = 14$ м / с;
 L_m – длина тормозного пути, $L_m = 60$ м;
Тогда $S = 5,75 + 10,25 + 1 \times 14 + 60 = 90$ (м);
Следовательно: $N = 1000 \times 30 \times 2 \times 0,8 / 90 = 533$ (машин / ч).
Провозная способность дороги ($W_{a.в}$, м³ / ч)

$$W_{a.в} = (N / 2) \times V_{a.в}, \quad (5.15)$$

где $V_{a.в}$ – объем породы, перевозимой автосамосвалом, м³.
Тогда $W_{a.в} = (533 / 2) \times 35 = 9\,327$ (м³ / ч).

Автосамосвал подается на погрузку задним ходом после тупикового разворота внутри забоя (рис. 5.1).

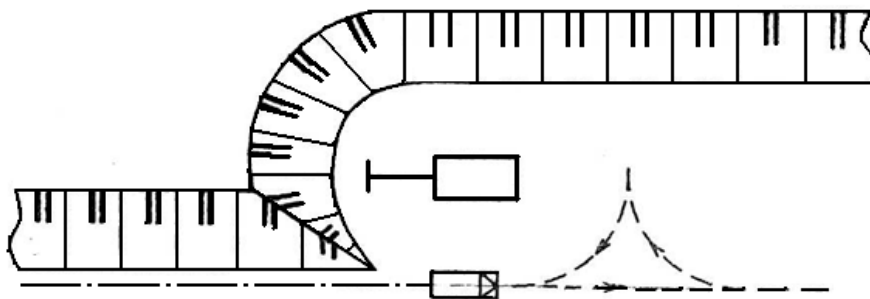


Рис. 5.1. Схема подачи автосамосвалов под погрузку

6. Отвалообразование

6.1. Обоснование схемы отвалообразования и выбор типа оборудования

Для данных горно-геологических условий (глубина карьера до 150 м, угол падения залежи $\varphi = 0^\circ$) целесообразнее всего применять внутренние отвалы, располагаемые в контурах карьерного поля. На всей площади карьерного поля предусматривается снятие и складирование плодородного слоя во временные внешние отвалы (бурты) высотой до 10 м. Снятие плодородного слоя производится бульдозером ДЗ-141ХЛ.

В первоначальный период разработки месторождения породы вскрыши автомобильным транспортом доставляются во внешний бульдозерный отвал. По мере отработки месторождения вскрышные породы будут доставляться в выработанное пространство карьера, во внутренние отвалы. Общий объем вскрышных пород складированных в отвалы составит

$$W_n = V_e = 29,5 \text{ (млн м}^3\text{)}.$$

Внутренний бульдозерный отвал планируется отсыпать в два яруса, каждый высотой 25 м с оставлением берм между ними шириной 8 м. Угол откоса отвального яруса составляет 45° , генеральный угол откоса отвала равен 42° (рис.6.1).

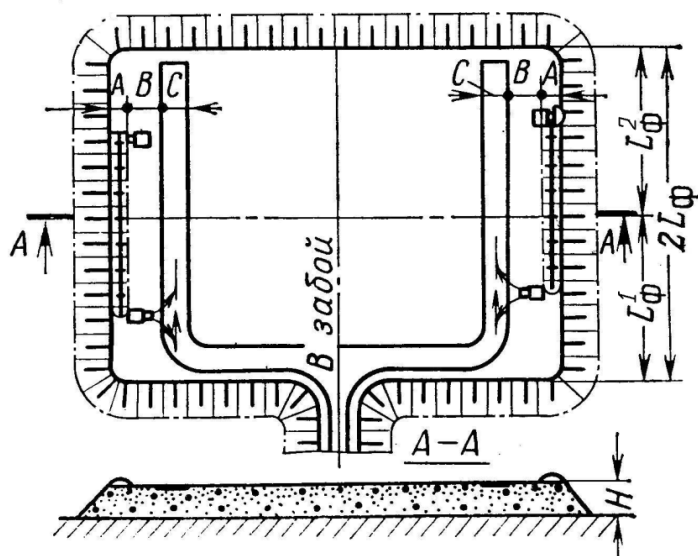


Рис. 6.1. Схема бульдозерного отвалообразования:

$A = 3-5$ м; $B = 5-7$ м; C – ширина проезжей части дороги; L_ϕ – длина фронта работ на отвале – ширина отвала, м; L^1_ϕ – сектор разгрузки автосамосвалов; L^2_ϕ – сектор складирования пород вскрыши и планировки поверхности отвала; H – высота отвала, м

Доставка вскрышных пород на отвал осуществляется карьерными автосамосвалами марки БелАЗ-549В грузоподъемностью 75 т.

Отвал условно разбивается на два сектора. В первом секторе производится разгрузка автосамосвалов, во втором – складирование пород и планировка поверхности.

6.2. Технологические расчеты параметров отвалообразования

Процесс отвалообразования включает разгрузку автосамосвалов на верхней площадке отвального уступа по фронту работ на расстоянии 4 м от верхней бровки откоса, перемещение пород под откос уступа бульдозером и планировку поверхности отвала.

Площадь отвала (S , м²) определяется по формуле

$$S_0 = W_n \times K_p / (2 \times h_0), \quad (6.1)$$

где W_n – объем размещаемых на отвале вскрышных пород, м³;

K_p – коэффициент разрыхления пород в отвале, $K_p = 1,15-1,4$;

h_0 – высота отвального уступа, $h_0 = 25$ м.

Тогда $S_0 = 29\,500\,000 \times 1,4 / (2 \times 25) = 826\,000$ (м²).

Для выполнения отвальных работ принимаем бульдозер ДЗ-141ХЛ (табл.6.1).

Таблица 6.1

Техническая характеристика бульдозера ДЗ-141ХЛ

Наименование параметра	Значение
Базовый трактор	Т-500Р-1
Мощность двигателя, кВт	353
Лемех	Неповоротный
Годовая производительность, тыс. м ³	1 800
Суточная производительность, м ³	6 920
Габаритные размеры: длина - ширина – высота, мм	10 305 x 4 800 x 4
Масса бульдозера, кг	59 500
Объем породы, перемещаемой бульдозером, м ³	4-5

Техническая производительность бульдозера ($Q_{т.б}$, м³ / ч) определяется по формуле [1, 5]

$$Q_{т.б} = 3600 \times V_{п.б} \times K_d / T_{ц} \times K_p, \quad (6.2)$$

где $V_{п.б}$ – объем породы, перемещаемый бульдозером, м³;

K_d – коэффициент производительности бульдозера в зависимости от уклона и дальности перемещения пород, $K_d = 1$;

K_p – коэффициент разрыхления породы, $K_p = 1,4$;
 T_u – время цикла, с:

$$T_{ц} = L_{п}/v_1 + L_{п}/v_2 + t_c + t_o + t_b, \quad (6.3)$$

где L_n – расстояние перемещения породы, м;
 v_1 – скорость бульдозера при перемещении породы, м / с;
 v_2 – скорость холостого хода бульдозера, м / с;
 t_c – время на переключение скорости, $t_c = 5$ с;
 t_o – время на опускание и подъем лемеха, $t_o = 4$ с;
 t_b – время выгрузки породы, $t_b = 10$ с.
 Тогда $T_u = 12/0,55 + 12 / 0,7 + 5 + 4 + 10 = 58$ (с).
 Откуда: $Q_{м.б} = 3600 \times 5 \times 1 / (58 \times 1,4) = 222$ (м³ / ч).
 Сменная производительность бульдозера ($Q_{см.б}$, м³/смену)
 определяется по формуле [6, 7]

$$Q_{см.б} = Q_{т.б} \times T_{см} \times \eta_u, \quad (6.4)$$

где η_u – коэффициент использования бульдозера в течение одной смены, $\eta_u = 0,6$.

Тогда $Q_{см.б} = 222 \times 8 \times 0,6 = 1\ 066$ (м³ / смену).

Годовая производительность бульдозера ($Q_{год.б}$, м³ / год)

$$Q_{год.б} = Q_{см.б} \times n_{см} \times T_{раб}. \quad (6.5)$$

Тогда $Q_{год.б} = 1\ 066 \times 3 \times 260 = 831\ 480$ (м³ / год).

Число бульдозеров в работе на отвале ($N_{б.р.}$, шт.) составит

$$N_{б.р.} = Q_{в}/Q_{см.б}. \quad (6.6)$$

Тогда $N_{б.р.} = 1\ 071\ 000 / 831\ 480 = 1,3$ (шт.). Принимаем 2 (шт.).

Длина сектора планировки отвала (L_{ϕ}^2 , м) равна длине сектора разгрузки (L_{ϕ}^1 , м)

$$L_{\phi}^2 = L_{\phi}^1 = Q_{см}/W_o, \quad (6.7)$$

где W_o – удельная приемная способность отвала, м³ / м:

$$W_o = V_a \times \lambda / b, \quad (6.8)$$

V_a – вместимость кузова автосамосвала, м³;

λ – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова;

b – ширина кузова автосамосвала, м.

Тогда $W_o = 35 \times 1,5 / 5,36 = 9,8$ (м³ / м);
Откуда $L_{\phi}^1 = L_{\phi}^2 = 1\,066 / 9,8 = 109$ (м).

На основании приведенного можно сделать вывод, что принятое оборудование, его технические и технологические характеристики, а также основные параметры отвала соответствуют условиям разработки данного месторождения.

7. Рекультивация нарушенных земель

При проведении горно-подготовительных работ на площади, отведенной под строительство карьера необходимо снять потенциально плодородный слой земли, для последующего укрытия им спланированных на этапе технической рекультивации отвалов пустых пород.

В данном районе мощность гумусового слоя составляет в среднем 30 см. Его срез и укладка производятся бульдозерами на базе трактора Т-500Р-1 в бурты, которые затем перегружаются в средства транспорта и перевозятся в специальные отвалы, которые затем присыпаются пустой породой.

Поверхность отвала выравняется, наносится плодородный слой и производится посадка лесонасаждений.

Формирование откосов и выравнивания поверхности отвала производится с помощью бульдозера марки ДЗ-141ХЛ.

5. Экономическая часть

8.1. Расчет величины капитальных затрат, годовых амортизационных отчислений и эксплуатационных расходов

Капитальные затраты на оборудование ($K_{об}$, тыс.р.) равны

$$K_{об} = n_i \times K_i, \quad (8.1)$$

где n_i – число единиц данного оборудования;

K_i – стоимость единицы данного оборудования, тыс. р.

Капитальные затраты приведены в табл. 8.1.

С учетом транспортно-заготовительных расходов, учитываемых через коэффициент ($K_{м.з.}$), стоимость основного и вспомогательного оборудования (K_o , тыс.р.) определяется по формуле

$$K_o = K_{т.з.} \times K_{об}. \quad (8.2)$$

Тогда $K_o = 1,2 \times 255\,802\,000 = 306\,962,4$ (тыс. р).

Таблица 8.1

Балансовая стоимость основных фондов (в ценах 2011 г.)

Наименование производственных процессов	Наименование оборудования	Количество, шт.	Стоимость единицы оборудования	Общая стоимость оборудования
Подготовка к вы-	2СБШ-200Н	2	6 816	13 632
Выемка и погрузка	ЭКГ-8И	3	30 000	90 000
Транспортирование горной массы	БелАЗ-549В	9	10 350	93 150
Отвалообразова-	ДЗ-141ХЛ	2	4 510	9 020
Прочие вспомогательные работы (25-20% от основной)	Прочие горные машины и вспомога-	-	-	50 000 I
Итого:				$K_{об}$

Капитальные затраты на здания и сооружения принимаются равными 40 % от стоимости основного и вспомогательного оборудования:

$$K_{зд.} = 0,4 \times K_o = 0,4 \times 306\,962\,400 = 122\,785 \text{ (тыс.р.)}$$

Затраты на строительство автомобильных дорог ($K_{a.д.}$, тыс.р.) равны

$$K_{a.д.} = C_{a.д.} \times L_{a.д.}, \quad (8.3)$$

где $C_{a.д.}$ – стоимость строительства 1 км автомобильной технологической дороги с улучшенным покрытием, $C_{a.д.} = 1\,230$ тыс.р.;

$L_{a.д.}$ – длина автомобильной технологической дороги, $L_{a.д.} = 5$ км.

Тогда $K_{a.д.} = 1\,230\,000 \times 5 = 6\,150$ (тыс.р).

Затраты на карьерные сети электроснабжения ($K_{э.с.}$, тыс.р.) определяются по формуле

$$K_{э.с.} = K_{т.п.} \times C_{э.с.} \times L_{э.с.}, \quad (8.4)$$

где $K_{т.п.}$ – коэффициент, учитывающий стоимость трансформаторных подстанций, распределительных и переключательных пунктов и др. силового оборудования, $K_{т.п.} = 1,5$;

$C_{э.с.}$ – средняя стоимость 1 км воздушных и кабельных линий электропередач, $C_{э.с.} = 685$ тыс.р.;

$L_{э.с.}$ – общая протяженность электрических сетей в карьере (принята условно $L_{э.с.} = 15$ км).

Тогда $K_{э.с.} = 1,5 \times 685\,000 \times 15 = 15\,413$ (тыс.р.).

Общие капитальные затраты на оборудование, здания, сооружения и коммуникации составят

$$K = K_0 + K_{зд} + K_{а.д.} + K_{э.с.} \quad (8.5)$$

$K = 306\,962\,400 + 122\,785\,000 + 6\,150\,000 + 15\,413\,000 = 451,3$ (млн р.).

Амортизационные отчисления ($A_{а.о.}$, тыс.р.) при средней годовой норме 15 % составят:

$A_{а.о.} = 0,15 \times K = 0,15 \times 451,3 = 67,7$ (млн р.).

Явочная численность рабочих с повременной оплатой труда определяется по рабочим местам с учётом нормативов численности, норм обслуживания и возможного уровня совмещения профессий.

Численность трудящихся рабочих профессий (N_c , чел.) определяется по формуле

$$N_c = \sum_{i=1}^n (K_{сп} \times N_0 \times n_{см} \times N_{об}), \quad (8.6)$$

где $K_{сп}$ – коэффициент списочного состава;

N_0 – выход в смену на единицу оборудования;

$n_{см}$ – количество рабочих смен в сутки;

$N_{об}$ – количество единиц оборудования;

n – количество рабочих профессий.

Укрупненный расчёт численности трудящихся приведен в табл.

8.2.

Таблица 8.2

Расчёт численности трудящихся рабочих профессий

Наименование рабочей профессии	Выход в смену на 1 оборуду-	Количество смен в сутки	Количество единиц оборудования	Коэффициент списоч-	Списочная численность
Машинист ЭКГ-8И	1	3	3	1,5	14
Пом. машиниста ЭКГ-	1	3	3	1,5	14
Машинист бур. станка	1	1	2	1,5	3
Пом. маш. бур. станка	1	1	2	1,5	3
Водитель БелАЗ-549В	1	3	9	1,5	40

Машинист ДЗ 141 ХЛ	1	3	2	1,5	9
Взрывник	1	2	1	1,5	3
Электрик	2	2	1	1,5	6
Рабочие марк. отдела	2	1	1	1,5	3
Итого (Ч _н)					95
Рем.рабочие (20 %					19
Всего:					114

Численный состав ИТР представлен в табл. 8.3.

Таблица 8.3

Расчёт численности инженерно-технических работников

Должность	Количество чел.
Начальник карьера	1
Зам. начальника карьера	1
Горный мастер	6
Старший геолог	1
Старший маркшейдер	1
Главный механик	1
Главный энергетик	1
Начальник ПТО	1
Инженер ПТО	2
Инженер по ТБ	1
Итого:	16

Расчёт оплаты труда ($Z_{от}$, р.) выполнен по следующей формуле

$$Z_{от} = \sum_{i=1}^n (Z_d \times K_{рк} \times K_{нв} \times K_{дв} \times N_{сп}), \quad (8.7)$$

где Z_d – оплата труда по договору, р. / мес;
 $K_{рк}$ – районный коэффициент;
 $K_{нв}$ – надбавка за выслугу лет;
 $K_{дв}$ – дополнительные выплаты за сложные условия труда;
 $N_{сп}$ – списочный состав рабочих i -й профессии.
 Данные расчёта представлены в табл. 8.4, 8.5.

Таблица 8.4

Расчёт оплаты труда трудящимся рабочим профессий

Профессия	Разряд	Должностной оклад по договору	Районный коэффициент	Надбавка за выслугу лет	Премии-альные K_n	Дополнительные выплаты	Списочный состав	Всего, тыс. р.
Машинист ЭКГ-8И	4	6 800	1,2	1,3	1,4	1,3	14	270,3
Пом. маш. ЭКГ-8И	5	5 600	1,2	1,3	1,4	1,3	14	222,6
Машинист бур.	5	5 600	1,2	1,3	1,4	1,2	3	44,0
Пом. маш. бур.	4	4 800	1,2	1,3	1,4	1,2	3	37,7
Водитель БелАЗ-	4	4 800	1,2	1,3	1,4	1,3	40	545,1
Машинист ДЗ 141	4	4 800	1,2	1,3	1,4	1,3	9	122,6
Взрывник	4	4 800	1,2	1,3	1,4	1,2	3	37,7
Электрик	4	4 800	1,2	1,3	1,4	1,2	6	75,4
Рабочие марк. от-	3	3 600	1,2	1,3	1,4	1,0	3	23,5
Рем. рабочие (20 %	3	3 600	1,2	1,3	1,4	1,0	19	149,6
Всего:								1 528,5

Таблица 8.5

Расчет оплаты труда ИТР

Должность	Должностной оклад по договору	Районный коэффициент	Надбавка за выслугу лет	Премии-альные	Дополнительные	Списочный	Всего, тыс.
Начальник ка-	7 400	1,2	1,3	1,4	1,3	1	21,0
Зам. нач. карьер-	6 800	1,2	1,3	1,4	1,2	1	17,8
Горный мастер	6 200	1,2	1,3	1,4	1,2	6	97,4
Старший гео-	6 200	1,2	1,3	1,4	1,2	1	16,2
Ст. маркшей-	6 200	1,2	1,3	1,4	1,2	1	16,2
Главный меха-	6 200	1,2	1,3	1,4	1,1	1	14,8
Главный энер-	6 200	1,2	1,3	1,4	1,1	1	14,8

Начальник	5 800	1.2	1.3	1.4	1.1	1	14.8
Инженер ПТО	4 600	1.2	1.3	1.4	1.0	2	20.0
Инженер по ТБ	4 600	1.2	1.3	1.4	1.0	1	10.0
Итого							243,0

Годовой фонд оплаты труда рабочим и ИТР равен
 $Z_2 = 12(Z_{om} + Z_{imp,}) = 12 (1\ 528,5 + 243,6) = 21\ 265,2$ (тыс. р.).

Величина годовых начислений на фонд оплаты труда – 26,6 %.

$H_2 = 0,266 \times Z_2 = 0,266 \times 21\ 265,2 = 5\ 656,5$ (тыс. р.).

Затраты на потреблённую электроэнергию оборудованием карьера (Z_3 , тыс. р.) с учётом мощности сетевых двигателей и количества часов работы оборудования в течение одного года равны

$$Z_3 = C_3 \sum_{i=1}^n P_{дв} \times N \times T_{раб} \times 10^{-3}, \quad (8.8)$$

где C_3 – стоимость 1 кВт · ч потребленной электроэнергии, $C_3 = 2,52$ р / (кВт · ч);

$P_{дв}$ – установленная мощность сетевого двигателя, кВт;

$T_{раб}$ – количество часов работы эл. двигателей в год, ч / год;

n – количество видов электрооборудования, шт.;

N – количество единиц электрооборудования i -го вида, шт.

Результаты расчёта приведены в табл. 8.6.

Таблица 8.6

Расчет затрат за потребленную электроэнергию

Наименование оборудования	Мощность сетевого двигателя $P_{дв}$, кВт	Количество часов работы	Количество единиц оборудования	Стоимость электроэнергии C_3 , р/кВт*ч	Годовые затраты на электроэнергию
ЭКГ-8И	630	3 120	3	2,52	14 860
2СБШ-200Н	400	1 060	2	2,52	2 137
Итого:					16 997

Суммарные затраты на электроэнергию с учётом её потребления оборудованием вспомогательных процессов и потерь при трансформации и передаче составят

$$Z_{п.э.} = k_{п} \times k_{в.о.} \times Z_3, \quad (8.9)$$

где $k_{п} = 1,15$ – коэффициент потерь электрической энергии при трансформации и передаче;

$k_{в.о.} = 1,3$ – коэффициент, учитывающий потребление электроэнергии вспомогательным оборудованием.

Тогда $Z_{п.э.} = 1,15 \times 1,3 \times 16\ 997 = 25\ 410,5$ (тыс. р.).

Годовые затраты на дизельное топливо ($Z_{д.м.}$, р.) определены с учётом удельного расхода и фактической наработки (пробега) оборудования.

$$Z_{д.т.} = 1,05 \times C_{д.т.} \times \sum_{i=1}^n q_{уд} \times L_r \times N_i \times \gamma, \quad (8.10)$$

где $C_{д.т.}$ – стоимость 1 т дизельного топлива, $C_{д.т.} = 15$ тыс.р / т;
 $q_{уд}$ – удельный расход дизельного топлива, л / км; л / (машч);
 L_r – годовая наработка (пробег) i -го вида оборудования, км;
 N_i – количество машин i -го типа, шт.;
 $\gamma = 0,83$ – плотность дизельного топлива, кг / дм³.
 Годовой расход дизельного топлива приведен в табл. 8.7.

Таблица 8. 7

Расчёт расхода дизельного топлива

Наименование оборудования	Годовая наработка		Удельный расход д/т, л/км; (л/машч)	Количество единиц оборудования,	Годовой расход д/т, тыс. л
	км	машч			
БелАЗ-7510	46 800	-	1,4	9	589,7
ДЗ 141 ХЛ	-	3 120	51	2	318,2
Итого:					907,9

Годовые затраты на дизельное топливо составляют:

$$Z_{д.т.} = 1,05 \times 15\,000 \times 907,9 \times 0,83 = 11\,868 \text{ (тыс. р.)}$$

Расход смазочных материалов на 100 л расхода топлива:

- моторное масло – 4,5 л;
- трансмиссионное масло – 0,5 л;
- специальное масло – 1,0 л;
- пластичная смазка – 0,3 кг.

При средней стоимости 1 л масла 25 р. годовые затраты

$$Z_m = 25 \times 907\,900 \times (4,5 + 0,5 + 1,0) / 100 = 1\,361,85 \text{ (тыс. р.)}$$

Затраты на пластическую смазку (при стоимости 1 кг – 50 р.) составляют: $Z_{п.с.} = 50 \times 907\,900 \times 0,3 / 100 = 136,185 \text{ (тыс. р.)}$.

Суммарные затраты на ГСМ определяются по формуле

$$Z_{гсм} = Z_{д.т.} + Z_m + Z_{п.с.} \quad (8.11)$$

Тогда: $Z_{гсм} = 11\,868 + 1\,361,85 + 136,185 = 13\,366 \text{ (тыс. р.)}$.

Затраты на автомобильные шины для автосамосвалов БелАЗ-549В ($Z_{ш}$, тыс.р.) определяются по формуле

$$Z_{ш} = 1,1 \times C_{ш} (L_{а.с.} \times N_{а.с.} \times n / L_{ш}), \quad (8.12)$$

где $C_{ш}$ – стоимость одной шины, $C_{ш} = 35$ тыс. р.;
 $L_{а.с.}$ – годовой пробег автосамосвала, $L_{а.с.} = 35\,100$ км;
 $N_{а.с.}$ – инвентарный парк автосамосвалов, $N_{а.с.} = 9$ шт.;
 n – количество шин в комплекте, $n = 6$ шт.;
 $L_{ш}$ – нормативный пробег шин, $L_{ш} = 35$ тыс. км.

Тогда $Z_{и} = 1,1 \times 35\,000 (35\,100 \times 9 \times 6 / 35\,000) = 2\,084\,940$ (р.).

Годовые затраты на текущий ремонт ($Z_{рем}$, тыс.р.) определяются в размере 20 % от стоимости основного оборудования

$$Z_{рем} = 0,2 \times K_0 = 0,2 \times 306\,962\,400 = 61\,392\,480 \text{ (р.)}.$$

Годовые затраты на запасные части принимаются в размере 30 % от затрат на текущий ремонт и составляют

$$Z_{з.ч.} = 0,3 \times Z_{рем} = 0,3 \times 61\,392\,480 = 18\,417\,744 \text{ (р.)}.$$

Годовые затраты на материалы приняты в размере 20 % от годовых затрат на запасные части и составляют

$$Z_{мат} = 0,2 \times Z_{з.ч.} = 0,2 \times 18\,417\,744 = 3\,683\,548 \text{ (р.)}.$$

Годовые затраты на взрывчатые материалы определены с учётом годовых объёмов взрывания и проектного удельного расхода Граммонита 79/21. Затраты на средства инициирования и вторичное дробление приняты в размере 20 % от затрат на ВВ. Сумма затрат на взрывчатые материалы ($Z_{в.м.}$, тыс.р.) будет равна:

$$Z_{в.м.} = K_{др.} \times C_{вв} \times Q_v \times q_n, \quad (8.13)$$

где $K_{др.}$ – коэффициент, учитывающий затраты на средства инициирования и вторичное дробление, $K_{др.} = 1,2$;

$C_{вв}$ – стоимость 1 т Граммонита 79/21, $C_{вв} = 8$ тыс. р / т;

Q_v – максимальная годовая производительность карьера по вскрыше, $Q_v = 1\,071$ тыс. м³;

q_n – проектный удельный расход ВВ, $q_n = 0,266$ кг / м³.

Тогда $Z_{в.м.} = 1,2 \times 8 \times 1071 \times 0,266 = 2\,734,9$ (тыс. р.).

8.2. Расчёт себестоимости добычи 1 т угля

Себестоимость продукции – это показатель, выражающий суммарные затраты предприятия, связанные с выпуском производимой продукции либо оказанием услуг [31].

Общие годовые расходы на добычу угля ($Z_{экс}$, тыс. р. / год) определяются по формуле:

$$Z_{экс} = A_{а.о.} + Z_{г} + H_{г} + Z_{п.э.} + Z_{гсм} + МЗ, \quad (8.14)$$

где $A_{а.о.}$ – амортизация основных фондов, тыс. р / год;

$Z_{г} = Z_{имп} + Z_{ом}$ – оплата труда работников, тыс. р / год;

$H_{г}$ – начисления на оплату труда, тыс. р / год;

$Z_{п.э.}$ – энергетические затраты, тыс. р / год;

$Z_{гсм} = Z_{м} + Z_{н.с.} + Z_{д.м.}$ – топливные затраты, тыс. р / год;

$МЗ = Z_{мат} + Z_{вм} + Z_{и} + Z_{рем} + Z_{з.ч.}$ – затраты на материальные ресурсы, тыс. р / год.

Тогда $Z_{экс} = 67\,700, + 21\,265,4 + 5\,656,5 + 25\,410,5 + 11\,868,0 + 13\,366,0 + 2\,084,9 + 61\,392,5 + 18\,417,7 + 3\,683,5 + 2\,734,9 = 233\,579,9$ (тыс. р / год).

Накладные расходы ($НР$, тыс. р / год) составляют 26 % от общих годовых расходов на добычу угля:

$$НР = 0,26 \times Z_{экс} = 0,26 \times 219\,928,6 = 60\,730,8 \text{ (тыс. р / год).}$$

Годовые затраты на добычу угля (Z , тыс. р / год) с учётом накладных расходов составят

$$Z = Z_{экс} + НР = 233\,579,9 + 60\,730,8 = 294\,310,7 \text{ (тыс. р / год).}$$

Полная себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого открытым способом с учетом выполнения вскрышных работ ($C_{ни}$, р / т) определяется по формуле:

$$C_{ни} = Z/A_{ни}, \quad (8.15)$$

где $A_{ни}$ – годовая производительность карьера по полезному ископаемому, $A_{ни} = 1\,700$ тыс. т / год.

$$\text{Тогда } C_{ни} = 294\,310,7 / 1\,700 = 173 \text{ (р / т).}$$

Себестоимость 1 т угля определена для максимальной производительности карьера. Результаты расчётов технико-экономических показателей разработки месторождения угля приведены в табл. 8.8.

Таблица 8.8

Капитальные затраты и годовые эксплуатационные расходы, тыс.р.

Наименование затрат	Величина годовых затрат
Фонд оплаты труда	21 265,4
Начисления на фонд оплаты труда	5 656,5
Амортизационные отчисления	67 700,0
Электроэнергия	25 410,5
Дизельное топливо	11 868,0
Масла	13 366,0
Автомобильные шины	2 084,9

Окончание табл. 8.8

Наименование затрат	Величина годовых затрат
Текущий ремонт	61 392,5
Запасные части	18 417,7
Материалы	3 683,5
Взрывчатые материалы	2 734,9
Эксплуатационные расходы ($Z_{экс}$)	233 579,9
Накладные расходы ($НР = 26\% \text{ от } Z_{экс}$)	60 730,8
Годовые эксплуатационные затраты с учётом накладных расходов (Z)	294 310,7
Годовой объём добычи (Q_d)	1 700,0
Капитальные затраты (K)	451 310,4
Полная себестоимость добычи 1т угля, р	173,0

Заключение

Целью выполнения курсового проекта является закрепление и углубление полученных знаний при изучении дисциплины «Процессы ОГР». В данной курсовой работе проведен технологический расчет основных процессов открытых горных работ.

Для подготовки горных пород к разработке принят буровзрывной способ. Способ бурения взрывных скважин шарошечный, с применением бурового станка 2СБШ-200Н. Взрывание зарядов ВВ производится с помощью детонирующего шнура. В качестве взрывчатого вещества используется Граммонит 79/21.

Выемочно-погрузочные работы на вскрыше и добыче ПИ осуществляются с помощью трех экскаваторов прямая лопата марки ЭКГ-8И. При этом годовая производительность экскаватора составляет 1 550 000 м³/год.

В качестве карьерного транспорта проектом предусматривается использование автосамосвалов марки БелАЗ-549В. При этом на транспортирование пород вскрыши 3 шт., а на транспортирование угля – 6 шт.

В разделе «Отвалообразование» выполнен укрупненный расчет основных параметров бульдозерного отвала, а также определена производительность бульдозера ДЗ-141ХЛ. По расчету на сооружение и планировку бульдозерного отвала вскрышных пород необходимо использовать не менее двух бульдозеров.

Рекультивация нарушенных горными работами земель осуществляется в последний год отработки месторождения.

В экономической части курсового проекта выполнен укрупненный расчет технико-экономических показателей по основным производственным процессам открытой разработке угольного месторождения, определена себестоимость добычи 1 т угля открытым способом равная 173,0 р / т.

Список литературы

1. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей / А.И. Арсентьев. – М.: Недра, 1981. – 278 с.
2. ЕПБ при взрывных работах. М: Недра, 1976. – 287 с.
3. Кутузов Б.Н. Взрывные работы / Б.Н. Кутузов. – М.: Недра, 1988. – 383 с.
4. Ломоносов Г.Г. Инженерная графика / Г.Г. Ломоносов. – М.: Недра, 1984. – 288 с.
5. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам / Н.В. Мельников. – М.: Недра, 1982. – 414 с.
6. Ржевский В.В. Открытые горные работы: учебник для ВУЗов: в 2 ч. / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – 2 ч.
7. Субботин Ю.В. Процессы открытых горных работ: учеб. пособие / Ю.В. Субботин, Ю.М. Овешников, П.Б. Авдеев. – Чита: ЧитГУ, 2009. – 333 с.