

Министерство науки и высшего образования российской федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

Кафедра открытых горных работ

Составитель
А. А. Сысоев

РЕШЕНИЕ ГОРНЫХ ЗАДАЧ НА ПК

Методические материалы

Рекомендовано учебно-методической комиссии специальности
21.05.04 Горное дело, специализация / направленность (профиль)
Открытые горные работы, в качестве электронного издания
для использования в образовательном процессе

Кемерово 2021

Рецензент

Курехин Е. В. – доцент кафедры открытых горных работ

Сысоев Андрей Александрович

Решение горных задач на ПК : методические материалы для обучающихся специальности 21.05.04 Горное дело, специализация / направленность (профиль) Открытые горные работы / сост. А. А. Сысоев ; Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева. – Кемерово, 2021. – Текст: электронный.

Методические материалы включают в себя состав и содержание лабораторных работ, предусмотренных рабочей программой по дисциплине.

© Кузбасский государственный
технический университет
имени Т. Ф. Горбачева, 2021

© Сысоев А. А.,
составление, 2021

Содержание

Общие положения	2
Лабораторная работа № 1. Расчет производительности и инвентарного парка экскаваторов-мехлопат.....	4
Лабораторная работа № 2 Расчет производительности карьерного автотранспорта и парка автосамосвалов	12
Лабораторная работа № 3. Главные параметры карьера.....	17
Лабораторная работа № 4. Расчет параметров буровзрывных работ.	21
Лабораторная работа № 5. Расчет радиусов зон опасных при ведении взрывных работ на разрезах	25
Приложения	28

Общие положения

Практикум по дисциплине «Решение горных задач на ПЭВМ» составлен в соответствии с учебным планом специализации / направленности (профиля) Открытые горные работы специальности Горное дело.

Цель дисциплины: развитие навыков самостоятельной разработки и применения расчетных программ для решения технологических задач открытых горных работ.

Задачи изучения дисциплины включают в себя:

- освоение основных принципов алгоритмизации задач программирования;
- освоение методов разработки, тестирования и корректировки программ для решения задач на ПК;
- умение применять их при решении простейших технических и технологических задач открытой разработки месторождений.

После изучения дисциплины студент должен уметь:

- разработать алгоритм задачи;
- разработать программу в среде MS Excel;
- выполнить тестирование и корректировку программы;
- выполнить расчеты с использованием реальных исходных данных;
- выполнить анализ результатов расчета;

Изучение дисциплины «Решение горных задач на ПК» базируется на основе знаний следующих дисциплин: основы горного дела, процессы открытых горных работ, информатика.

В качестве основного инструмента при выполнении лабораторных работ рассматривается MS Excel. Разработка программ на лабораторных занятиях может осуществляться также на любом языке программирования или в любой интегрированной системе программирования.

Самостоятельная работа заключается в изучении теоретических положений тех задач, которые включены в практикум дисциплины.

Практикум включает в себя решение следующих задач:

- расчет производительности и инвентарного парка экскаваторов-мехлопат;
- расчет производительности и инвентарного парка карьерных автосамосвалов;
- расчет главных параметров карьера;

- расчет параметров буровзрывных работ.

Список рекомендуемой учебно-методической литературы приведен в конце практикума.

Для создания программ необходимо изучить методики определения параметров горного оборудования и главных параметров карьера, технологию взрывных работ, а также правила безопасности при ведении взрывных работ на разрезах.

Программы составляются самостоятельно, расчеты производятся в соответствии с индивидуальными заданиями.

Разработка программы осуществляется в следующей последовательности:

- сформулировать цель работы;
- проанализировать совокупность расчетных формул (расчетная модель), которые представлены в соответствующих разделах настоящего методического руководства;
- составить алгоритм задачи (для представленных в руководстве лабораторных работ он соответствует последовательности расчетных формул);
- выделить группу переменных, которые будут вводиться в качестве исходной информации и группу переменных, которые потребуют расчета (расчетные данные) в соответствии с формулами расчетной модели;
- в MS Excel составить таблицы исходных данных и расчетных величин, которые должны включать поле с названием величины и ее размерностью, а также ячейки для ввода исходных данных и расчетных величин;
- переименовать ячейки, предназначенные для ввода исходных данных и расчетных величин в соответствии с их обозначениями в расчетной модели;
- ввести формулы в ячейки, в которых будут выполняться расчеты;
- ввести исходные данные в соответствии с контрольным примером, представленным в методическом указании и сравнить результаты расчета¹;
- выполнить инженерный анализ результатов расчета (тестирование программы) путем выполнения расчетов с другими исходными данными. При необходимости исправить возможные ошибки программирования формул

¹ При отсутствии контрольного примера исходные данные вводятся исходя из собственных знаний о технологическом содержании задачи, а также с использованием справочной информации представленной в разделе.

При защите лабораторной работы необходимо знать определение всех технологических терминов, связанных с решаемой задачей, показать умение вводить формулы, входящие в расчетную модель, и умение тестировать программы.

Лабораторная работа № 1. Расчет производительности и инвентарного парка экскаваторов-мехлопат²

Тема работы: алгоритмизация и разработка программы расчета инвентарного парка экскаваторов-мехлопат.

При открытой разработке месторождений применяются одноковшовые экскаваторы как отечественного, так и зарубежного производства (табл. 1.1–1.2).

Основными техническими параметрами одноковшовых экскаваторов, которые влияют на его производительность, емкость ковша и продолжительность технологического цикла.

Кроме того, на производительность выемочно-погрузочных машин оказывают влияние геометрические параметры забоя и категория пород по трудности экскавации.

Паспортная производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) экскаватора определяется только конструктивными параметрами машин:

$$Q_{\text{п}} = \frac{3600 E}{t_{\text{цп}}}, \quad (1.1)$$

где E – емкость экскаватора, м^3 ; $t_{\text{цп}}$ – паспортная продолжительность цикла экскаватора (табл. 1.3–1.4), с.

Технической производительностью ($\text{м}^3/\text{ч}$) является наибольшая, возможная часовая производительность экскаватора:

$$Q_{\text{т}} = \frac{3600 E k_3 k_э}{t_{\text{ц}}}, \quad (1.2)$$

где k_3 – коэффициент влияния параметров забоя ($k_3 = 0,8–0,9$); $k_э$ – коэффициент экскавации (табл. 1.5); $t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла экскаватора в забое (табл. 1.3–1.4), с.

Коэффициент экскавации определяется выражением

² Выделенные жирным шрифтом, относятся к группе расчетных величин.

$$k_{\text{э}} = \frac{k_{\text{н}}}{k_{\text{р}}}, \quad (1.3)$$

где $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша, дол. ед.; $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше (табл. 1.5), дол. ед.

Сменная эксплуатационная производительность ($\text{м}^3/\text{см}$) характеризует объем работы, который выполняет экскаватор за смену с учетом времени на технологические перерывы:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{т}} T_{\text{см}} k_{\text{и}}, \quad (1.4)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $k_{\text{и}}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены ($k_{\text{и}} = 0,6-0,8$).

Суточная производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{сут}$):

$$Q_{\text{сут}} = Q_{\text{см}} n_{\text{см}}, \quad (1.5)$$

где $n_{\text{см}}$ – количество смен работы экскаватора в течение суток.

Месячная производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{мес.}$):

$$Q_{\text{мес}} = Q_{\text{сут}} n_{\text{мес}}, \quad (1.6)$$

где $n_{\text{мес}}$ – количество рабочих дней в течение месяца ($n_{\text{мес}} = 30$).

Годовая производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{год}$):

$$Q_{\text{г}} = Q_{\text{сут}} n_{\text{г}}, \quad (1.7)$$

где $n_{\text{г}}$ – количество рабочих дней экскаватора в году ($n_{\text{г}} = 365$).

Рабочий парк экскаваторов:

$$N_{\text{раб}} = \frac{V_{\text{гм}}}{Q_{\text{г}}}, \quad (1.8)$$

где $V_{\text{гм}}$ – годовой объем горной массы, перерабатываемой карьером, (для разрезов Кузбасса $V_{\text{гм}} = 5-50$ млн. $\text{м}^3/\text{год}$).

Инвентарный парк экскаваторов:

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{раб}} f_{\text{э}}, \quad (1.9)$$

где $f_{\text{э}}$ – коэффициент резерва ($f_{\text{э}} = 1,2-1,4$).

Совокупность записанных формул является расчетной моделью для определения инвентарного парка экскаваторов. Перечень исходных данных и расчетных величин, в соответствии с этой моделью, представлен, в табл. 1.6, а общий алгоритм для разработки программы на рис 1.2.

Таблица 1.1

Техническая характеристика экскаваторов-мехлопат (Россия)

Показатели	Марка экскаватора					
	АО «Ижорские заводы»			АО «УЗТМ»		
	ЭКГ-5У	ЭКГ-8И	ЭКГ-8УС	ЭКГ-5А	ЭКГ-12	ЭКГ-20
Вместимость ковша экскаватора, м ³ основного сменного	5 8	8 10	8 12,5	5,2 3,2-7	12 6-10	20 16-30
Максимальный радиус черпания, м	23,7	18,2	19,8	14,5	21,0	23,4
Максимальный радиус разгрузки, м	22,1	16,3	17,9	12,65	18,5	20,9
Максимальная высота черпания, м	22,2	12,5	17,6	10,3	15,0	17,0
Максимальная высота разгрузки, м	17,5	9,2	12,5	6,7	10,0	11,5
Радиус черпания на горизонте установки, м	14,5	12,2	13,5	9,04	14,3	14,2
Радиус вращения кузова, м	7,78	7,62	7,78	5,25	9,0	10,0
Радиус разгрузки, м	-	15,6	-	11,8	-	18,2

Таблица 1.2

Техническая характеристика экскаваторов-мехлопат (США)

Показатели	Марка экскаватора					
	«Marion-Dresser»			«Harnischfeger P&H»		
	151-М	191-М	2300-ХРА	2800-ХРА	4100	5700-ХР
Вместимость ковша экскаватора, м ³	7,60	12,92	20,52	34,96	42,56	53,20
Максимальный радиус черпания, м	18,45	21,86	25,35	30,06	32,02	34,38
Максимальный радиус разгрузки, м	13,26	16,46	18,70	19,50	20,02	25,48
Максимальная высота черпания, м	10,74	14,86	15,39	16,36	16,94	20,73
Максимальная высота разгрузки, м	6,78	8,66	9,91	10,46	10,44	13,26
Радиус черпания на горизонте установки, м	11,53	13,66	15,84	18,78	20,01	21,48
Радиус разгрузки, м	10,60	13,10	14,90	15,60	16,00	20,40

Таблица 1.3

Паспортное время цикла для экскаваторов-мехлопат (Россия)

Категория пород по блочности	Марка экскаватора					
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-8УС	ЭКГ-12	ЭКГ-20	ЭКГ-5У
I	25,0	29,0	29,6	31,5	32,5	27,8
II	27,7	32,1	32,8	34,8	35,8	30,3
III	29,8	34,7	35,5	38,0	38,8	33,3
IV	31,7	36,9	37,7	40,1	41,2	34,9
V	33,2	38,2	39,0	41,3	42,7	36,6
$t_{цп}, c$	23	26	28	28	28	30

Таблица 1.4

Паспортное время цикла для экскаваторов-мехлопат (США)

Категория пород по блочности	Марка экскаватора						
	Marion – Dresser Марион-дрессер			Harnischfeger (P&H) Нарнишфегер			
	151–М	191–М	192–М	2300ХРА	2800 ХРА	4100	5700 ХР
I	31,9	35,4	36,7	39,7	46,4	49,5	53,4
II	33,7	37,0	38,4	41,2	47,9	50,9	54,7
III	34,3	37,7	39,0	41,9	48,6	51,6	55,5
IV	34,2	37,6	39,1	42,1	48,8	51,8	55,7
V	32,9	36,7	38,1	41,2	48,1	51,2	55,2
$t_{цп}, c$	26,0	26,0	28,0	28,0	30,0	30,0	34,0

Таблица 1.5

Коэффициенты разрыхления горной массы, наполнения ковша

Категория пород по блочности	Плотность горной массы в целике, кг/м ³	Коэффициенты		
		K_p	K_H	K_{Σ}
I	1600	1,15	1,05	0,91
II	1800	1,25	1,05	0,84
III	2000	1,35	0,95	0,70
IV	2500	1,50	0,90	0,60
V	3500	1,60	0,90	0,56

Таблица 1.6

Исходные данные и расчетные величины

№	Наименование	Ед. изм.	Обозначение	Формат
Исходные данные				
1	Вместимость ковша экскаватора	м ³	E	##.#
2	Продолжительность цикла экскаватора (паспортная)	с	t_{Π}	##
3	Продолжительность цикла экскаватора в забое	с	t_{Π}	##
4	Коэффициент экскавации	дол. ед.	$k_{\text{э}}$	###
5	Продолжительность смены	ч	$T_{\text{см}}$	##
6	Коэффициент использования	дол. ед.	$k_{\text{и}}$	###
7	Кол-во смен работы в сутках	смен	$n_{\text{см}}$	#
8	Кол-во рабочих дней в месяце	дней	$n_{\text{мес}}$	##
9	Кол-во рабочих дней в году	дней	$n_{\text{г}}$	###
10	Годовой объем горной массы	м ³	$V_{\text{г}}$	##,###,###
11	Коэффициент резерва парка	дол. ед.	$f_{\text{р}}$	###
Расчетные величины				
12	Паспортная производительность	м ³ /ч	Q_{Π}	##,###,###
13	Техническая производительность	м ³ /ч	$Q_{\text{т}}$	##,###,###
14	Сменная производительность	м ³ /см.	$Q_{\text{см}}$	##,###,###
15	Суточная производительность	м ³ /сут.	$Q_{\text{сут}}$	##,###,###
16	Месячная производительность	м ³ /мес.	$Q_{\text{мес}}$	##,###,###
17	Годовая производительность	м ³ /год	$Q_{\text{г}}$	##,###,###
18	Рабочий парк экскаваторов	шт.	$N_{\text{р}}$	###
19	Инвентарный парк экскаваторов	шт.	$N_{\text{инв}}$	###



Рис. 1.2. Алгоритм расчета производительности и инвентарного парка экскаваторов

Лабораторная работа № 2 Расчет производительности карьерного автотранспорта и парка автосамосвалов

Тема работы – алгоритмизация и разработка программы расчета производительности карьерного автотранспорта и парка автосамосвалов.

Карьерный транспорт предназначен для перевозки горной массы от забоев к пунктам разгрузки и является одним из звеньев общего технологического процесса добычи.

Технологический расчет автомобильного транспорта состоит в обосновании типа автосамосвалов, определении их производительности и необходимого количества, а также пропускной и провозной способности автодорог, организации движения автотранспорта.

Тип автосамосвала рекомендуется выбирать исходя из дальности транспортирования горной массы из забоя до места его складирования и вместимости ковша экскаватора, применяемого при погрузке горной массы (табл. 2.1–2.2).

Количество автосамосвалов, которое может эффективно использоваться в комплексе с одним экскаватором:

$$n_a = \frac{T_p}{t_{\Pi}}, \quad (2.1)$$

где T_p – полное время рейса автосамосвала, мин; t_{Π} – время погрузки автосамосвала, мин.

Полное время рейса автосамосвала (мин):

$$T_p = t_{\Pi} + t_{\text{д}} + t_{\text{м}} + t_{\text{ож}}, \quad (2.2)$$

где $t_{\text{д}}$ – время движения автосамосвала в грузовом и порожнем направлении, мин; $t_{\text{м}}$ – время на маневры автосамосвала, мин; $t_{\text{ож}}$ – время ожидания автосамосвала у экскаватора (табл. 2.3), мин.

Время погрузки автосамосвала (мин):

$$t_{\Pi} = \frac{V_a}{60 E k_{\text{н}}} t_{\text{ц}}, \quad (2.3)$$

где V_a – вместимость кузова автосамосвала (табл. 2.4–2.5), м³; $k_{\text{н}}$ – коэффициент, наполнения ковша (табл. 1.5); E – емкость ковша экскаватора, м³; $t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла экскавации в кон-

кратных горно-геологических условиях (см. табл. 1.3–1.4), с.

Время движения автосамосвала (мин):

$$t_d = t_{гр} + t_{пор}, \quad (2.4)$$

где $t_{гр}$, $t_{пор}$ – время движения автосамосвала, соответственно, в грузовом и порожняковом направлениях, мин.

$$t_{гр} = k_{рТ} \frac{60L_{отв}}{v_{гр}}, \quad t_{пор} = k_{рТ} \frac{60L_{отв}}{v_{пор}}, \quad (2.5)$$

где $L_{отв}$ – расстояние до отвала ($L_{отв} = 1,5–2,0$), км; $v_{гр}$, $v_{пор}$ – скорости движения автосамосвала, соответственно, в груженом и порожняковом направлениях, км/ч (табл. 2.6); $k_{рТ}$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($k_{рТ} = 1,1$).

Время на маневры автосамосвала (мин):

$$t_m = t_{мп} + t_{мр}, \quad (2.6)$$

где $t_{мп}$, $t_{мр}$ – время на маневры соответственно при погрузке и разгрузке автосамосвала (табл. 2.3), мин.

Техническая производительность автосамосвала ($\text{м}^3/\text{ч}$):

$$Q_T = \frac{60 \cdot V_a}{T_p \cdot k_p}, \quad (2.7)$$

Сменная производительность автосамосвала ($\text{м}^3/\text{см}$):

$$Q_{см} = k_{и} \cdot T_{см} \cdot Q_T, \quad (2.8)$$

где $k_{и}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены ($k_{и} = 0,7–0,8$); $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см} = 12$), ч.

Суточная производительность автосамосвала ($\text{м}^3/\text{сут}$):

$$Q_{сут} = Q_{см} \cdot n_{см}, \quad (2.9)$$

$n_{см}$ – число рабочих смен автосамосвала в сутки ($n_{см} = 2$).

Месячная производительность автосамосвала ($\text{м}^3/\text{мес}$):

$$Q_{мес} = Q_{сут} \cdot n_{мес}, \quad (2.10)$$

где $n_{мес}$ – количество рабочих дней автосамосвала в течение месяца ($n_{мес} = 30$).

Годовая производительность автосамосвала ($\text{м}^3/\text{год}$):

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} n_{\text{год}}, \quad (2.11)$$

где $n_{\text{год}}$ – количество рабочих дней автосамосвала в течение года ($n_{\text{год}} = 365$).

Рабочий парк автосамосвалов:

$$N_p = \frac{V_{\text{вскр}} k_{\text{нр}}}{Q_{\text{год}}}, \quad (2.12)$$

где $V_{\text{вскр}}$ – годовой объем автовскрыши, м³/год; $k_{\text{нр}}$ – коэффициент неравномерности работы транспорта ($k_{\text{нр}} = 1,1-1,5$).

Инвентарный парк автосамосвалов:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_p}{\tau_p}, \quad (2.13)$$

где τ_p – коэффициент готовности автопарка ($\tau_p = 0,7-0,9$).

Совокупность записанных формул является расчетной моделью для определения инвентарного парка автосамосвалов. Перечень исходных данных и расчетных величин, в соответствии с этой моделью, а также общий алгоритм для разработки программы разрабатываются самостоятельно. Необходимая справочная информация представлена в таблицах 2.1–2.6.

Литература: [2, с. 162–171; 3, с. 159–161; 190–204].

Таблица 2.1

Карьерные автосамосвалы БелАЗ (Белоруссия)

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Дальность транспортирования, км			
	1-2	3-4	5-6	7-8
5	БелАЗ-7555	БелАЗ-7555	БелАЗ-7555	БелАЗ-7555
10	БелАЗ-7549	БелАЗ-7549	БелАЗ-75128	БелАЗ-75128
15	БелАЗ-75128	БелАЗ-75128	БелАЗ-75215	БелАЗ-75215
20	БелАЗ-7514	БелАЗ-7514	БелАЗ-7514	БелАЗ-7514
	БелАЗ-75215	БелАЗ-75215	БелАЗ-75215	БелАЗ-75215

Таблица 2.2

Карьерные автосамосвалы Haulpak и Comatsu (США)

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Дальность транспортирования, км			
	1-2	3-4	5-6	7-8
	Haulpak			
7,60	330M	330M	330M	510E
15,20	445E/510E	445E/510E	445E/510E	630E
20,52	685E	685E	830E	830E
34,96	830E	830E	830E	830E
	Comatsu			
42,56	830E	830E	830E	830E
53,20	930E-2	930E-2	930E-2	930E-2

Таблица 2.3

Время вспомогательных операций, мин

Грузоподъемность, т	Время погрузки	Время разгрузки	Время ожидания	Время маневра
55	0,5	0,5	0,4	0,5
80	0,6	0,5	0,4	0,5
110	0,8	1,0	0,6	0,5
120	0,8	1,0	0,6	0,5
180	0,9	1,2	0,6	0,5

Таблица 2.4

Технические характеристики автосамосвалов БелАЗ

Показатели	Ед. изм.	БелАЗ			
		7555	75130	75215	75306
Грузоподъемность	т	55	130	180	220
Вместимость кузова	м ³	25	47,0	115	120
Скорость (макс.)	км/ч	55	50	40	40

Таблица 2.5

Технические характеристики автосамосвалов
(США) Haulpak (НР) и Comatsu (С)

Модель	Грузоподъемность, т	Вместимость кузова, м ³
Haulpak-330М	90,7	36,0
Haulpak-445М	113,4	41,3
Haulpak-510М	136,1	54,3
Haulpak-630М	172,4	77,2
Haulpak-685М	181,4	78,8
Haulpak-830М	217,7	92,5
Comatsu-830Е	255,0	117,0
Comatsu-930Е-2	320,0	171,0

Таблица 2.6

Скорости движения автосамосвалов

Назначение автодорог	Ед. изм.	С грузом	Без груза
Забойные	км/ч	13	17
Стационарные	км/ч	40	45
Отвальные	км/ч	15	19

Лабораторная работа № 3. Главные параметры карьера

Тема работы – алгоритмизация и разработка программы расчета главных параметров карьера.

К главным параметрам карьера относятся: граничный коэффициент вскрыши, конечная глубина карьера, размеры карьера по дну и по верху, объем горной массы в контурах карьера, объем запасов полезного ископаемого, средний коэффициент вскрыши, производственная мощность карьера, срок службы, объем вскрышных пород, объем горной массы. Схема к расчету главных параметров карьера при крутом залегании пластов представлена на рис. 3.1.

Совокупность расчетных формул [4] включают в себя следующие.

Прибыль карьера, предназначенная для развития производства (р./т):

$$П = (Ц - c_0)k_{\text{раз}}, \quad (3.1)$$

где $Ц$ – рыночная цена 1 т полезного ископаемого, р./т; c_0 – себестоимость добычи угля с учетом вскрыши, р./т; $k_{\text{раз}}$ – коэффициент отчислений от прибыли на развитие предприятия ($k_{\text{раз}} = 0-0,2$, дол. ед.).

Граничный коэффициент вскрыши ($\text{м}^3/\text{т}$):

$$k_{\text{гр}} = \frac{Ц - П - c_y}{c_{\text{в}}}, \quad (3.2)$$

где $П$ – прибыль карьера, р./т; c_y – удельные затраты непосредственно на добычные работы (без учета затрат на вскрышные работы), р./т; $c_{\text{в}}$ – себестоимость вскрышных работ, р./ м^3 .

Горизонтальная мощность пласта (м):

$$m = \frac{M}{\sin \alpha}, \quad (3.3)$$

где M – нормальная мощность полезного ископаемого, м; α – угол падения пласта полезного ископаемого, град.

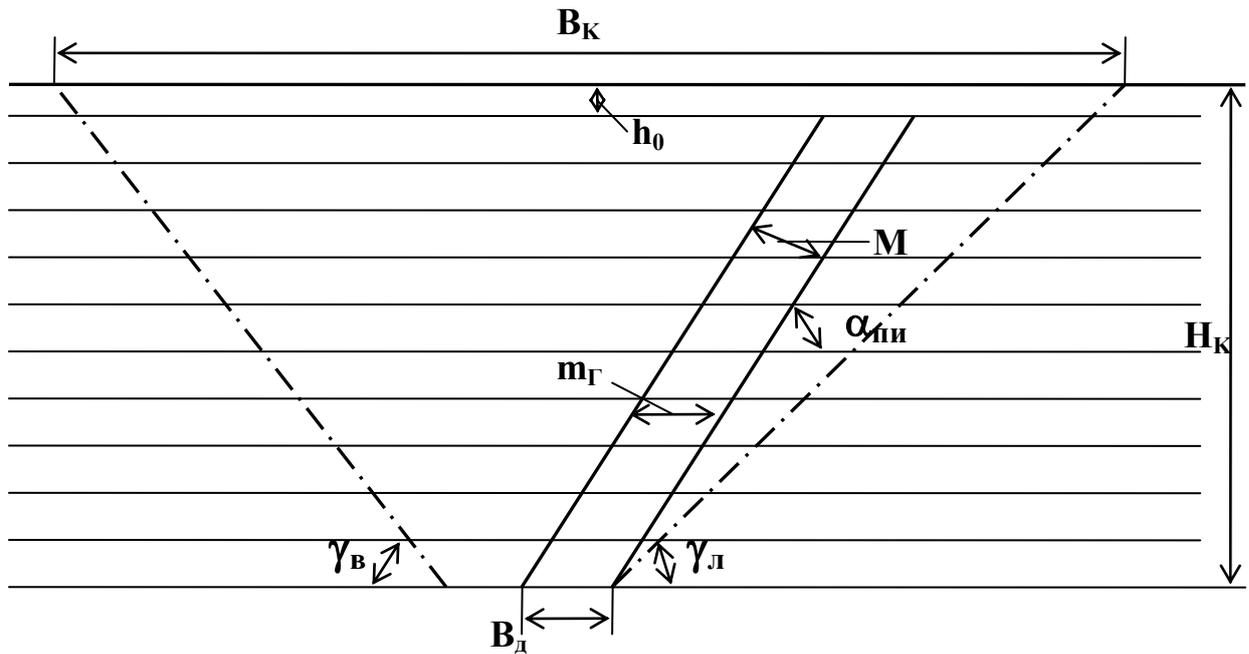


Рис. 3.1. Схема к расчету параметров ка-

Ширина карьера по дну ($B_{\text{д}}$) по условиям безопасной эксплуатации горнотранспортного оборудования принимается не менее 30 м. Поэтому $B_{\text{д}} = t$ при $t \geq 30$. В противном случае $B_{\text{д}} = 30$ м.

Конечная глубина карьера (м) для наклонных и крутых залежей определяется по формуле проф. Б. П. Боголюбова:

$$H = 0,5 k_{\text{из}} m k_{\text{ГР}} \text{tg} \gamma_{\text{в}}, \quad (3.4)$$

$k_{\text{из}}$ – коэффициент извлечения полезного ископаемого ($k_{\text{из}} = 0,95\text{--}0,97$, дол. ед.); $\gamma_{\text{в}}$ – угол наклона нерабочего борта (угол погашения борта) с висячей стороны пласта ($\gamma_{\text{в}} = 38^\circ$), град.

Периметр дна карьера (м):

$$P = 2(L_{\text{д}} + B_{\text{д}}), \quad (3.5)$$

где $L_{\text{д}}$ – длина дна карьера, м.

Площадь дна карьера (м^2):

$$S = L_{\text{д}} B_{\text{д}}. \quad (3.6)$$

Объем горной массы в контурах карьера (м^3):

$$V = S H + \frac{1}{2} P H^2 \operatorname{ctg} \left(\frac{\gamma_{\text{В}} + \gamma_{\text{Д}}}{2} \right) + \frac{1}{3} \pi H^3 \operatorname{ctg}^2 \left(\frac{\gamma_{\text{В}} + \gamma_{\text{Д}}}{2} \right), \quad (3.7)$$

где $\gamma_{\text{Д}}$ – угол наклона нерабочего борта (угол погашения борта) с лежащей стороны пласта ($\gamma_{\text{Д}} = 35^\circ$), град.

Геологические запасы полезного ископаемого в принятых границах (м^3):

$$V_{\text{ГЗ}} = m L_{\text{Д}} (H - h_0), \quad (3.8)$$

где h_0 – мощность рыхлых отложений (наносов), м.

Промышленные запасы полезного ископаемого (Т):

$$A_{\text{ПЗ}} = V_{\text{ГЗ}} \cdot \rho_{\text{У}} \cdot k_{\text{ИЗ}}, \quad (3.9)$$

где $\rho_{\text{У}}$ – плотность полезного ископаемого (уголь $\rho_{\text{У}} = 1,35$), $\text{т}/\text{м}^3$; $k_{\text{ИЗ}}$ – коэффициент извлечения полезного ископаемого, дол. ед.

Объем вскрышных пород в конечных контурах карьера (м^3):

$$V_{\text{В}} = V - V_{\text{ПЗ}}. \quad (3.10)$$

Средний промышленный коэффициент вскрыши ($\text{м}^3/\text{Т}$):

$$k_{\text{СР}} = \frac{V_{\text{В}}}{A_{\text{ПЗ}}}. \quad (3.11)$$

Ширина карьера по верху (м):

$$B_{\text{К}} = B_{\text{Д}} + H(\operatorname{ctg} \gamma_{\text{В}} + \operatorname{ctg} \lambda_{\text{Д}}). \quad (3.12)$$

Длина карьера по верху (м):

$$L_{\text{К}} = L_{\text{Д}} + 2H \operatorname{ctg} \gamma_{\text{Т}}, \quad (3.13)$$

где $\gamma_{\text{Т}}$ – угол откоса бортов карьера в торцах ($\gamma_{\text{Т}} = 40^\circ$), град.

Производственную мощность карьера (т/год) определяют исходя из заданного темпа углубки карьера $h_{\text{Т}}$ (м/год):

$$A = m_{\text{Т}} h_{\text{Т}} L_{\text{Д}} \rho_{\text{У}} k_{\text{ИЗ}}. \quad (3.14)$$

Темп углубки при погрузке в автомобильный транспорт составляет 10–30 м/год.

Срок службы карьера составляет (лет):

$$T = T_{\text{Р}} + T_{\text{П}} + T_{\text{З}}, \quad (3.15)$$

где $T_{\text{Р}}$, $T_{\text{З}}$ – соответственно, время развития и завершения работы

карьера ($T_p = T_3 = 1-2$ года), лет; T_{II} – время работы карьера с постоянной производственной мощностью, лет:

$$T_p = \frac{A_{II3} - 0,5 A (T_p + T_3)}{A}. \quad (3.16)$$

В соответствии с записанными формулами, самостоятельно определяются исходные данные и расчетные величины в соответствии со знаниями, полученными в дисциплинах «Основы горного дела» и «Процессы открытых горных работ». Значения цены угля, а также себестоимости вскрышных и добычных работ принимаются близкими по отношению к тем значениям, которые фактически имеют место на разрезах, или согласовываются с преподавателем.

Фрагмент контрольного пример расчета главных параметров карьера представлен в приложении 2.

После отладки программы и выполнения расчетов с выбранными исходными данными необходимо средствами построения графиков и диаграмм, заложенных в MS Excel, построить профиль карьера, который бы изменялся в зависимости от исходных данных (мощности и угла падения пласта). Пример такого профиля показан на рис. 3.2, а последовательность построения описана в учебном пособии [1]

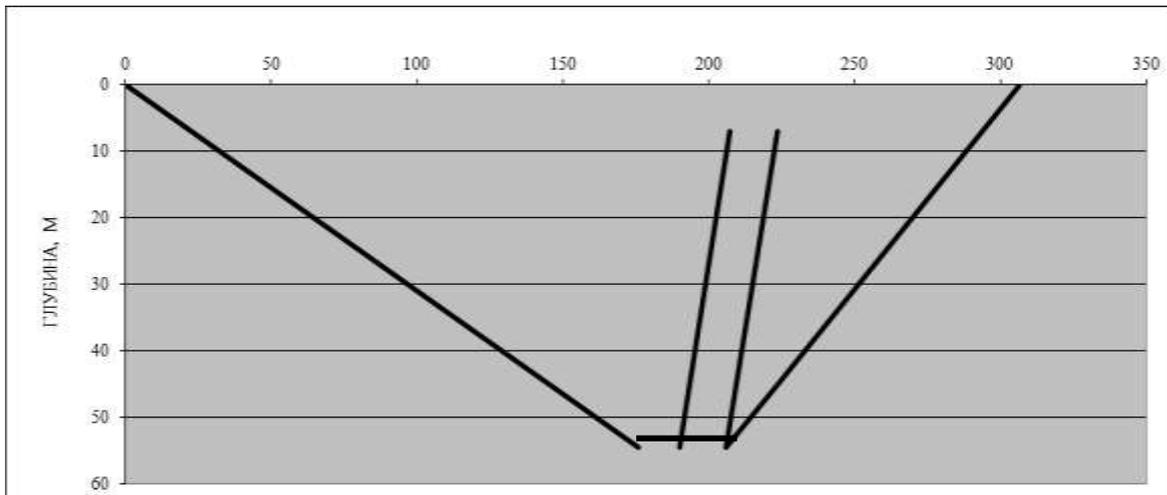


Рис. 3.2. Пример профиля карьера, построенного средствами MS Excel

Лабораторная работа № 4.
Расчет параметров буровзрывных работ

Тема работы: Алгоритмизация и разработка программы расчета параметров буровзрывных работ.

Порядок расчета параметров БВР полностью соответствует тому, который дается в дисциплине «Технология и безопасность взрывных работ». Кроме того, основные положения приведенной в настоящей лабораторной работе методики расчета параметров БВР используется на большинстве разрезов Кузбасса.

Основные расчетные параметры БВР являются ориентиром при подготовке проекта бурения взрывного блока и проекта массового взрыва. Совокупность основных расчетных параметров включает в себя следующие:

- диаметр бурения взрывных скважин;
- удельный расход ВВ (количество ВВ, приходящееся на 1 м³ взрываемой породы);
- элементы конструкции заряда (длина перебура или недобура скважин относительно подошвы уступа, длина забоечного пространства, длина промежутка рассредоточения);
- масса заряда в скважине;
- размеры сетки скважин;
- максимально преодолеваемая линия сопротивления по подошве уступа.

Диаметр бурения скважин d_d (диаметр бурового долота) принимается в зависимости от категории пород по блочности в соответствии с табл. 4.1.

Таблица 4.1

Рекомендуемые значения диаметров скважин для карьеров

Категория пород по блочности (трещиноватости)	Условный диаметр скважин, м
Мелкоблочные (I и II)	> 0,250
Среднеблочные (III)	0,190–0,250
Крупноблочные (IV и V)	< 0,190

Расчетный удельный расход ВВ (q_p , кг/м³) является первичным параметром БВР, при котором должны обеспечиваться заданные требования к результатам взрыва. Для вскрышных пород разрезов Кузбасса он определяется по формуле

$$q_p = k_{\text{ВВ}} \cdot f \cdot [1 + 0,15(0,2f - 1)k_{\text{обВВ}}] \cdot (x_1 d_{\text{д}} + x_2) E^{x_3}, \quad (4.1)$$

где $k_{\text{ВВ}}$ – поправочный коэффициент применяемого типа ВВ по отношению к эталонному ВВ (табл. 4.2), ед.; f – коэффициент крепости взрывающей породы по шкале проф. М. М. Протоद्याконова; $k_{\text{обВВ}}$ – коэффициент обводненности, дол. ед.; $d_{\text{д}}$ – диаметр скважин по долоту, м; x_1, x_2, x_3 – безразмерные коэффициенты, определяющие значимость типоразмеров оборудования экскаватора (табл. 4.3).

Таблица 4.2

Применяемые типы взрывчатого вещества

Тип ВВ	Плотность $\rho_{\text{ВВ}}$, т/м ³	Коэффициент работоспособности $k_{\text{ВВ}}$, ед.
Гранулит УП		1,10
Граммонит 79/21	0,90	1,00
Граммонит 30/70	0,98	1,26
Игданит	0,80	1,13
РПГМ	1,22	1,25
Сибирит 1200	1,25	1,30
Эмульсолит А20	1,4	1,30

Таблица 4.3

Значения безразмерных коэффициентов

Типоразмер экскаватора	Значения коэффициентов		
	x_1	x_2	x_3
ЭКГ, $E \leq 20$	0,51	-0,003	-0,11
ЭКГ, $E > 20$	0,346	+0,003	0
ЭКГ-у, -ус	0,50	-0,002	-0,09
ЭГО	0,50	-0,0065	-0,05
ЭШ	0,55	-0,004	-0,08

Коэффициент обводненности скважин $k_{обв}$ есть отношение высоты столба воды в скважине (h_B , м) к глубине скважины ($l_{скв}$, м):

$$k_{обв} = \frac{h_B}{l_{скв}}. \quad (4.2)$$

Перебур скважины – бурение скважины ниже подошвы взрывае-мого уступа производится с целью гарантированного дробления и разрыхления в этой области массива. Длина перебура скважин ($l_{п}$, м) рассчитывается в зависимости от диаметра скважины по долоту (d_d , м) и крепости пород f :

$$l_{п} = (0,6f + 3)d_d. \quad (4.3)$$

Длина скважин ($l_{скв}$, м):

$$l_{скв} = \frac{h_y + l_{пер}}{\sin \beta}, \quad (4.4)$$

где h_y – высота взрывае-мого уступа, м; $l_{пер}$ – глубина перебура, м; β – угол наклона скважин к горизонту, град.

Длина забоечного пространства ($l_{заб}$, м) при использовании инертных материалов в качестве забоечного материала:

$$l_{заб} = 0,6d_d f + 25 \cdot \frac{d_d^{0,75}}{f^{0,5}}. \quad (4.5)$$

Длина колонки сплошного заряда ВВ ($l_{ВВ}$, м):

$$l_{ВВ} = l_{скв} - l_{заб}. \quad (4.6)$$

Вместимость 1 м скважины (P , кг/м). При шарошечном или пневмоударном бурении относительное превышение ($\Delta_{скв}$, дол. ед.) фактического диаметра скважин над диаметром долота (d_d , м) составляет

$$\Delta_{скв} = \frac{0,12}{1 + 0,0045f^{2,7}}. \quad (4.7)$$

Поэтому расчетная вместимость (P , кг/м):

$$P = \frac{\pi \cdot [(1 + \Delta_{скв})d_d]^2}{4} \rho_{ВВ} \cdot 1000, \quad (4.8)$$

где $\pi = 3,14$; $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ (табл. 4.2), т/м³.

Масса ВВ в скважине (Q_3 , кг):

$$Q_3 = P \cdot l_{\text{ВВ}}, \quad (4.9)$$

Расчетные размеры сетки скважин:

$$a = \left(\frac{1,15 \cdot Q_{\text{зар}}}{q_p \cdot l_{\text{СКВ}} \cdot \sin \beta} \right)^{0,5}; \quad b = \frac{a}{1,15}, \quad (4.10)$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояние между рядами скважин, м; m – коэффициент сближения скважин; q_p – расчетный удельный расход эталонного ВВ, кг/м³; β – угол наклона скважин, град.

Промежуток рассредоточения применяется при длине скважин не менее 15 м ($l_{\text{СКВ}} \geq 15$ м). При этом максимальная длина промежутка:

$$l_{\text{пр.р.}} = (24 - 1,4f) d_{\text{д}}. \quad (4.11)$$

Масса нижней и верхней частей рассредоточенного заряда:

$$Q_{3,\text{р}}^{(\text{Н})} = 0,65 \cdot P \cdot (l_{\text{ВВ}} - l_{\text{пр.р}}); \quad Q_{3,\text{р}}^{(\text{В})} = 0,35 \cdot P \cdot (l_{\text{ВВ}} - l_{\text{пр.р}}), \quad (4.12)$$

где $l_{\text{ВВ}}$ – длина сплошного заряда (см. ф. (4.13)), м; $l_{\text{пр.р}}$ – длина промежутка рассредоточения, м.

Средний по объему диаметр куска взорванной горной массы:

$$d_{\text{ср}} = \frac{5d_{\text{д}}d_{\text{е}}}{5d_{\text{д}} + \frac{q_p}{k_{\text{ВВ}}}d_{\text{е}}},$$

где $d_{\text{е}} = 0,2f$.

Ожидаемая ширина развала взорванной породы (B , м):

$$B = A_{\text{бвр}} + (12 - 0,04 \beta) \sqrt{h_{\text{у}}},$$

где $A_{\text{бвр}}$ – ширина буровзрывного блока, м; β – угол наклона скважин к горизонту, град.; $h_{\text{у}}$ – высота вскрышного уступа, м.

Средний коэффициент разрыхления в развале:

$$k_{\text{р}} = 0,5 \cdot \left[3 - \left(\frac{A}{B} \right)^2 \right].$$

Лабораторная работа № 5. Расчет радиусов зон опасных при ведении взрывных работ на разрезах

Тема работы: Алгоритмизация и разработка программы расчета радиусов зон опасных при ведении взрывных работ на разрезах.

Цель работы: – научить студентов создавать и применять программное обеспечение для расчета радиусов зон опасных при ведении взрывных работ на разрезах.

В силу своей специфики расчет опасных зон при ведении взрывных работ является чисто техническим расчетом без выхода на какие-либо экономические показатели. В соответствии с едиными правилами безопасности необходимо рассчитывать радиусы зон опасных по разлету кусков породы, сейсмическому воздействию взрыва на здания и сооружения, воздействию воздушной волны, а также условия ведения взрывных работ, обеспечивающих их безопасность.

Требуется рассчитать радиусы опасных зон и параметры взрывания при известных горнотехнических условиях производства промышленного взрыва.

Радиус зоны опасной по разлету кусков породы регламентируется в зависимости от параметров скважинных зарядов и прочностных характеристик взрывааемых пород, а также от величины линии наименьшего сопротивления (ЛНС).

В первом случае радиус зоны рассчитывается по формуле

$$R_{\text{разл}} = 1250 \frac{l_{\text{ВВ}}}{l_{\text{СКВ}}} \sqrt{\frac{0,1 \sigma_{\text{СЖ}} d_{\text{СКВ}}}{1+a}}, \quad (5.1)$$

где $l_{\text{ВВ}}$ – высота колонки заряда в скважине, м; $l_{\text{СКВ}}$ – длина скважины, м; $d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважины, м; a – расстояние между скважинами, м; $\sigma_{\text{СЖ}}$ – прочность взрывааемых пород на сжатие, МПа.

Кроме того, радиус зоны не должен быть меньше значений, которые определяются в зависимости от ЛНС из табл. 5.1. К исполнению принимается большее значение радиуса зоны.

Радиус зоны опасной по сейсмическому воздействию взрыва равен расстоянию до ближайших объектов. Расчетное количество одновременно взрывааемых скважин в серии определяется по формуле

$$N_{\text{расч}} = \left[\frac{R_c}{K_r K_c \sqrt[3]{Q_{\text{СКВ}}}} \right]^{\frac{4}{3}}, \quad (5.2)$$

где R_c – расстояние до охраняемого объекта, м; K_r – коэффициент, учитывающий влияние свойств пород в основании охраняемого объекта, ед.; K_c – коэффициент, учитывающий тип охраняемого объекта, ед.; $Q_{\text{СКВ}}$ – величина заряда в скважине, кг.

Таблица 5.1

Минимальный радиус зоны опасной по разлету кусков породы

ЛНС, м	2	4	6	8	10	12	15
Минимальный радиус, м	200	300	300	400	500	500	600

Тогда суммарная величина заряда в сери $Q_{\text{рас}}$ (кг) определится как

$$Q_{\text{рас}} = Q_{\text{СКВ}} N_{\text{рас}}. \quad (5.3)$$

Коэффициенты, необходимые при использовании записанных формул приведены в таблицах 5.2. и 5.3.

Таблица 5.2

Таблица коэффициента K_r
для пород в основании охраняемого объекта

Скальные породы, плотные ненарушенные	5
Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8
Необводненные скальные и глинистые грунты глубиной не более 10 м	12
Почвенные обводненные грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	21

Радиус зоны опасной по действию ударной воздушной волны рассчитывается по формуле

$$R_B = K_B \sqrt[3]{Q_c}, \quad (5.4)$$

где Q_c – суммарная величина заряда в серии одновременно взрываваемых скважин, кг; K_B – коэффициент, учитывающий влияние величины заряда в серии, ед.

При этом коэффициент $K_B = 20 - 50$ при $Q_c < 20$ т и $K_B = 200$ в противном случае.

Таблица 5.3

Таблица значений коэффициента K_c
для охраняемых объектов различного типа

Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным каркасом	1
Одиночные кирпичные здания высотой 2-3 этажа	1,5
Небольшие жилые поселки	2

Алгоритм вычислений соответствует последовательности записанных формул и ограничений

Особенности записи программы связаны с логикой сравнения расчетных значений радиусов опасных зон и программирования таблицы 5.1. В частности минимальное опасное расстояние по разлету кусков породы по фактору ЛНС, записанное с использованием логической функции ЕСЛИ средствами MS Excel, может выглядеть следующим образом:

```
=ЕСЛИ(ЛНС<=2;200;ЕСЛИ(ЛНС<=4;300;ЕСЛИ(ЛНС<=6;300;ЕСЛИ(ЛНС<=8;400;ЕСЛИ(ЛНС<=10;500;ЕСЛИ(ЛНС<=12;500;ЕСЛИ(ЛНС<=15;600;""))))))
```

Контрольный пример представлен в приложении 3 в виде перечня исходных данных и результатов расчета.

Приложения**ПРИЛОЖЕНИЕ 1****Контрольный пример расчета инвентарного парка экскаваторов**

№	Наименование	Размерн.	Значение
ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ			
1	Вместимость ковша экскаватора	м ³	10
2	Паспортная продолжительность цикла	с	23
3	Коэфф. влияния забоя	дол. ед.	0,9
4	Коэфф. разрыхления породы в ковше	дол. ед.	1,3
5	Коэффициент наполнения ковша	дол. ед.	0,95
6	Продолжительность цикла в забое	с	30
7	Продолжительность смены	ч	12
8	Коэф. использования экскаватора	дол. ед.	0,75
9	Количество смен в сутках	смен	2
10	Количество рабочих дней в месяце	дн.	30
11	Количество рабочих дней в году	дн.	360
12	Годовой объем горной массы	м ³ /год	25 000 000
13	Коэффициент резерва экскаваторов	дол. ед.	1,2
РАСЧЕТНЫЕ ВЕЛИЧИНЫ			
14	Паспортная производительность	м ³ /ч.	1 565,2
15	Техническая производительность	м ³ /ч.	789,2
16	Коэффициент экскавации	дол. ед.	0,7
17	Сменная производительность	м ³ /см.	7 103,1
18	Суточная производительность	м ³ /сут.	14 206,2
19	Месячная производительность	м ³ /мес.	426 184,6
20	Годовая производительность,	м ³ /год	5 114 215,4
21	Рабочий парк экскаваторов	шт.	4,9
22	Инвентарный парк экскаваторов	шт.	5,9
23	Инвентарный парк принимается	шт.	6

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Фрагмент контрольного примера расчета
главных параметров карьера

Наименование	Размер- ность	Значение
Нормальная мощность пласта	м	40
Угол падения пласта	град.	70
Годовой темп углубки карьера	м/год	10
Время на развитие карьера	лет	1
Время на завершения работы карьера	лет	1
Цена полезного ископаемого	р./т	2000
Себестоимость добычи без затрат на вскрышу	р./т	73
Себестоимость добычи с затратами на вскрышу	р./т	1200
Себестоимость разработки вскрышных пород	р./м ³	180
Длина карьера по дну	м	1000
Коэффициент отчислений от прибыли на развитие	дол. ед.	0,15
Ширина карьера по дну	м	43
Периметр дна карьера	м	2085
Граничный коэффициент вскрыши	м ³ /т	10
Конечная глубина карьера	м ³	159
Объем горной массы в контурах карьера	м ³	47 152 675
Геологические запасы	м ³	6 324 852
Промышленные запасы полезного ископаемого	т	8 111 623
Объем вскрышных пород в контурах карьера	м ³	5 344 956
Производственная мощность	т/год	545 923
Срок работы карьера с постоянной мощностью	лет	13,8

Контрольный пример расчета радиусов опасных зон

Исходные данные

Длина заряда в скважине, м	20
Длина скважины, м	30
Прочность породы на сжатие, МПа	50
Диаметр скважин, м	0,2
Расстояние между скважинами, м	5
ЛНС, м	10
Расстояние до объекта, м	500
Величина заряда в скважине, кг	500
Коэффициент К _г	12
Коэффициент К _с	2

Расчетные величины

Расчетное расстояние по разлету, м	340
Расчетное количество скважин в серии, шт.	3,6
Расчетная величина заряда в серии, кг	1810
Радиус зоны по воздушной волне, м	400

Список рекомендуемой литературы

Основная литература

1. Сысоев, А. А. Обоснование технологических решений на разрезах: учеб. пособие / ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2015. – 126 с.

Дополнительная литература

2. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П. И. Томаков, И. К. Наумов – Москва : Недра, 1995. – 215 с.

3. Анистратов, Ю. И. Технология открытых горных работ. – Москва : Недра, 1995. – 215 с.

4. Костомаров, Д. П. Программирование и численные методы / Л. С. Корухова, С. Г. Манжелей. – Москва : Изд-во Моск. ун-та, 2001. – 224 с.

5. Справочник. Открытые горные работы / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Виницкий, Н. Н. Мельников [и др.]. – Москва : Горное бюро, 1994. – 590 с.: ил.