

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ  
ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

КАФЕДРА «СТРОИТЕЛЬСТВО ЗДАНИЙ, ПОДЗЕМНЫХ  
СООРУЖЕНИЙ И ГЕОМЕХАНИКА»

## **МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

к практическим занятиям

по дисциплине «Технология строительства карьеров»



ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

КАФЕДРА СТРОИТЕЛЬСТВА ЗДАНИЙ, ПОДЗЕМНЫХ  
СООРУЖЕНИЙ И ГЕОМЕХАНИКИ

## **МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

к практическим занятиям

по дисциплине «**Технология строительства карьеров**»

**РАССМОТРЕНО**  
на заседании кафедры  
«Строительство зданий, подземных  
сооружений и геомеханика»  
Протокол № 6 от 14.01.2020 г.

**УТВЕРЖДЕНО**  
на заседании учебно-  
издательского совета ДОННТУ  
Протокол № \_\_ от \_\_. \_\_.2020 г.

Донецк - 2020

УДК 622.271:622.235:622.063.232

ББК 33.139

М54

**Рецензент:**

Мороз Олег Кузьмич – кандидат технических наук, профессор кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых»

**Составитель:**

Шкуматов Александр Николаевич – кандидат технических наук, доцент кафедры «Строительство зданий, подземных сооружений и геомеханика».

М54

**Методические указания** к практическим занятиям по дисциплине «Технология строительства карьеров» [Электронный ресурс] : для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство» всех форм обучения / ГОУВПО «ДОННТУ», каф. строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики; сост. А. Н. Шкуматов. – Электрон. дан. (1 файл, 11,7 Мб). – Донецк: ДОННТУ, 2020. – Систем. требования: Acrobat Reader.

Приведено распределение аудиторной и внеаудиторной нагрузки студентов очной и заочной форм обучения для практического освоения тем, необходимый теоретический и иллюстративный материал для обеспечения практических занятий по дисциплине «Технология строительства карьеров» вариативной части учебного плана.

Предназначено для студентов высших учебных заведений всех форм обучения специальности 21.05.04 «Горное дело» специализаций «Шахтное и подземное строительство».

## СОДЕРЖАНИЕ

	стр.
ВВЕДЕНИЕ.....	6
Практическое занятие №1: Построение плана и вертикального разреза карьера при его полной отработке. Расчет коэффициента вскрыши	7
1.1 Порядок выполнения работы	8
1.2 Пример расчета коэффициента вскрыши при горизонтальном и пологом залегании пласта	11
1.3 Пример расчета коэффициента вскрыши при наклонном залегании пласта	12
1.4 Пример расчета коэффициента вскрыши при крутом угле падения пласта	14
Практическое занятие №2: Изучение строительного генерального плана реконструкции карьера	17
2.1 Временные здания и сооружения	17
2.2 Строительный генеральный план	17
Практическое занятие №3: Расчет параметров капитальной въездной и разрезной траншей и зарядов скважин для взрывания на выброс	20
3.1 Расчет параметров капитальной въездной траншеи	20
3.2 Компьютерная поддержка расчета параметров зарядов скважин для взрывания на выброс	26
3.3 Определение параметров развала взорванной породы	30
Практическое занятие №4: Расчет параметров взрывных работ для предварительного щелеобразования при строительстве капитальной въездной траншеи	33
4.1 Компьютерная поддержка расчета расстояний между скважинами для предварительного щелеобразования	33
4.2 Компьютерная поддержка расчета зарядов скважин для предварительного щелеобразования	36
4.3 Комплексный пример и графическая интерпретация расчёта параметров скважинных зарядов для предварительного щелеобразования и взрывания на выброс.	41
Практическое занятие №5: Изучение схем размещения скважин на вскрышном уступе. Расчет безопасных расстояний при взрывании на выброс	47
5.1 Схемы размещения скважин на вскрышном уступе	47
5.2 Расчет безопасных расстояний при взрывании на выброс	50
Практическое занятие №6: Изучение конструкций скважинных зарядов и технологии их заряжания	54

	стр.
6.1 Конструкции скважинных зарядов	54
6.2 Конструкция скважинного заряда с промежутками	55
6.3 Изучение технологии заряжания обводненной скважины	58
6.4 Применение рефракторов в скважинном заряде	59
Практическое занятие №7: Расчет количества буровых станков, погрузочного и транспортного оборудования для вскрышных работ	61
7.1 Расчёт параметров БВР и количества буровых станков на вскрышном уступе	61
7.2 Расчёт производительности одноковшового экскаватора и необходимого количества автосамосвалов	65
7.3 Эксплуатационный расчёт карьерного транспорта	67
Практическое занятие №8: Изучение технологии строительства порталной и основной частей туннеля	69
8.1 Технология строительства порталной части туннеля	69
8.2 Технология строительства основной части туннеля	70
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	73
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	75

## ВВЕДЕНИЕ

Дисциплина «Технология строительства карьеров» рассматривает схемы вскрытия карьеров, организацию строительства и реконструкции карьеров, технологии строительства въездных и разрезных траншей, организацию работ на вскрышном уступе, реконструкцию карьеров при помощи подземных горных выработок и вопросы технологической безопасности.

**Целью** дисциплины является приобретение студентами знаний и умений, необходимых для самостоятельного творческого решения задач, связанных с проектированием и практической реализацией технологических процессов строительства карьеров с применением различных схем вскрытия, путем усвоения лекционного материала, выполнения практических работ и изучения новой научной литературы.

№ п/п	Тема занятия	Объем, час. очная/заочная	Литература
1	<i>Построение плана и вертикального разреза карьера при его полной отработке. Расчет коэффициента вскрыши</i>	4 / 2	[1,2]
2	<i>Изучение строительного генерального плана реконструкции карьера</i>	2	[3]
3	<i>Расчет параметров капитальной въездной и разрезной траншей и зарядов скважин для взрывания на выброс</i>	4 / 2	[2,4,5]
4	<i>Расчет параметров взрывных работ для предварительного целеобразования при строительстве капитальной въездной траншеи</i>	6	[6,8]
5	<i>Изучение схем размещения скважин на вскрышном уступе. Расчет безопасных расстояний при взрывании на выброс</i>	4	[5,7,8,10]
6	<i>Изучение конструкций скважинных зарядов и технологии их заряжания</i>	6	[5,7,8,9]
7	<i>Расчет количества буровых станков, погрузочного и транспортного оборудования для вскрышных работ</i>	4	[3,8]
8	<i>Изучение технологии строительства порталной и основной частей туннеля</i>	4	[11]
Итого:		34 / 4	

Студенты заочной формы обучения основные практические навыки получают в ходе выполнения расчетно-графической работы.

**Практическое занятие №1**  
**ПОСТРОЕНИЕ ПЛАНА И ВЕРТИКАЛЬНОГО РАЗРЕЗА КАРЬЕРА ПРИ ЕГО**  
**ПОЛНОЙ ОТРАБОТКЕ. РАСЧЕТ КОЭФФИЦИЕНТА ВСКРЫШИ**

*Цель занятия:* научиться подбирать горизонтальные и вертикальные масштабы, выполнять графические построения плана и вертикального разреза карьера, изображать уступы и предохранительные бермы; рассчитывать общий объем горной массы, полезного ископаемого и вскрышных пород в пределах карьера; определять коэффициент вскрыши.

Для выполнения задания необходимо использовать показатели, приведенные в табл.1.1, их значения выбираются из табл.1.2 по номеру варианта, который *определяется по сумме двух последних цифр зачетной книжки студента.*

Таблица 1.1 – Исходные данные

№	Показатель	Ед.изм.	Обозначение	Значение
1	Проектная глубина карьера	м	$H_k$	
2	Высота уступа	м	$h_y$	
3	Мощность пласта	м	$m$	
4	Угол падения пласта	град.	$\alpha$	
5	Угол погашения борта карьера (нерабочий)	град.	$\gamma$	
6	Длина карьера по дну	м	$L_\delta$	
7	Ширина карьера по дну	м	$B_\delta$	
8	Ширина предохранительной бермы	м	$Ш_\delta$	
9	Угол откоса уступа	град.	$\alpha_y$	

Таблица 1.2 – Варианты заданий для расчета коэффициента вскрыши

№ вар.	Параметры карьера								
	$H_k$ , м	$h_y$ , м	$m$ , м	$\alpha$ , град	$\gamma$ , град	$L_\delta$ , м	$B_\delta$ , м	$Ш_\delta$ , м	$\alpha_y$ , град
1	50	20	40	0	45	350	250	5	80
2	100	20	40	30	45	350	250	5	80
3	120	20	40	60	45	350	250	5	80
4	50	12	24	0	50	400	300	5	75
5	70	15	30	20	50	400	300	5	75
6	80	15	30	40	50	400	300	5	75
7	70	15	40	2	55	300	200	5	60
8	80	12	35	25	50	310	200	5	70
9	90	12	50	50	50	320	240	5	80
10	65	12	26	0	50	300	240	5	65
11	90	15	40	20	50	330	240	5	70
12	100	15	45	70	50	340	240	5	80
13	55	15	32	1	45	350	260	5	65
14	100	13	35	25	45	350	260	5	80
15	110	13	40	55	45	360	260	5	80
16	75	13	28	2	55	270	200	5	55
17	110	15	30	30	55	340	200	5	70
18	120	15	35	65	55	370	200	5	80

Для выполнения работы необходимо рассчитать следующие показатели (табл.1.3).

Таблица 1.3 – Рассчитываемые показатели

№	Показатель	Ед.изм.	Обозначение
1	Площадь дна карьера	м <sup>2</sup>	$S_{\delta}$
2	Периметр дна карьера	м	$P$
3	Вертикальная мощность залежи	м	$m_{\delta}$
4	Общий объем горной массы в карьере	м <sup>3</sup>	$V_{\kappa}$
5	Общий объем полезного ископаемого в карьере	м <sup>3</sup>	$V_{н.и.}$
6	Объем вскрышных пород в карьере	м <sup>3</sup>	$V_{\delta}$
7	Коэффициент вскрыши	-	$K_{вскр}$
<i>Дополнительно для наклонных залежей</i>			
8	Горизонтальная мощность залежи	м	$m_2$
9	Площадь поперечного сечения карьера в плане	м <sup>2</sup>	$S_m$
10	Площади разноса торцов карьера в плане	м <sup>2</sup>	$S_1, S_2$
11	Площадь поперечного сечения залежи полезного ископаемого на геологическом разрезе карьера	м <sup>2</sup>	$F$
<i>Дополнительно для крутых залежей</i>			
12	Горизонтальная мощность залежи	м	$M$

### 1.1 Порядок выполнения работы

Работа выполняется в следующем порядке:

- выбираем горизонтальный масштаб из следующего ряда: 1:500, 1:1000, 1:2000;
- в выбранном масштабе строим план (вид сверху) карьера;
- выбираем масштаб для вертикального разреза из следующего ряда: 1:100, 1:500, 1:1000, 1:2000;
- строим вертикальный разрез карьера в проекционной связи с планом карьера, угол откоса нерабочего борта карьера приведен в исходных данных;
- на рабочем борте карьера (вертикальный разрез) наносим уступы и предохранительные бермы;
- проецируем их на план карьера;
- графически определяем угол откоса рабочего борта карьера  $\gamma_p$ ;
- рассчитываем общий объем горной массы (в зависимости от угла падения пласта используются формулы 1.1, 1.4 или 1.10), полезного ископаемого (соответственно, формулы 1.2, 1.5-1.9 или 1.11-1.12) и вскрышных пород в пределах карьера (формула 1.13);
- рассчитываем коэффициент вскрыши (формула 1.14).

*Для горизонтальных и пологих залежей ( $\alpha < 5^\circ$ )* искомые объемы:

$$V_{\kappa} = S_{\delta} \cdot H_{\kappa} + 0,5 \cdot P \cdot H_{\kappa}^2 \cdot ctg \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot H_{\kappa}^3 \cdot ctg^2 \gamma_{cp}, \text{ м}^3, \quad (1.1)$$

$$V_{н.и.} = S_{\delta} \cdot m_{\delta} + 0,5 \cdot P \cdot m_{\delta}^2 \cdot ctg \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot m_{\delta}^3 \cdot ctg^2 \gamma_{cp}, \text{ м}^3, \quad (1.2)$$

$$\gamma_{cp} = \frac{\gamma + 3 \cdot \gamma_p}{4}, \text{ град.} \quad (1.3)$$



Для крутых залежей ( $\alpha = 46^\circ - 90^\circ$ ) искомые объемы:

Общий объем горной массы в карьере для крутых залежей:

$$V_k = B_0 \cdot L_0 \cdot H_k + 2 \cdot L_0 \cdot (0,5 \cdot H_k \cdot H_k \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{ср.б}}) + B_0 \cdot (0,5 \cdot H_k \cdot H_k \cdot \text{ctg} \gamma) + B_0 \cdot (0,5 \cdot H_k \cdot H_k \cdot \text{ctg} \gamma_p) + \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{ср.б}}, \text{ м}^3. \quad (1.10)$$

Горизонтальная мощность залежи определяется с использованием схемы, приведенной на рис.1.3.

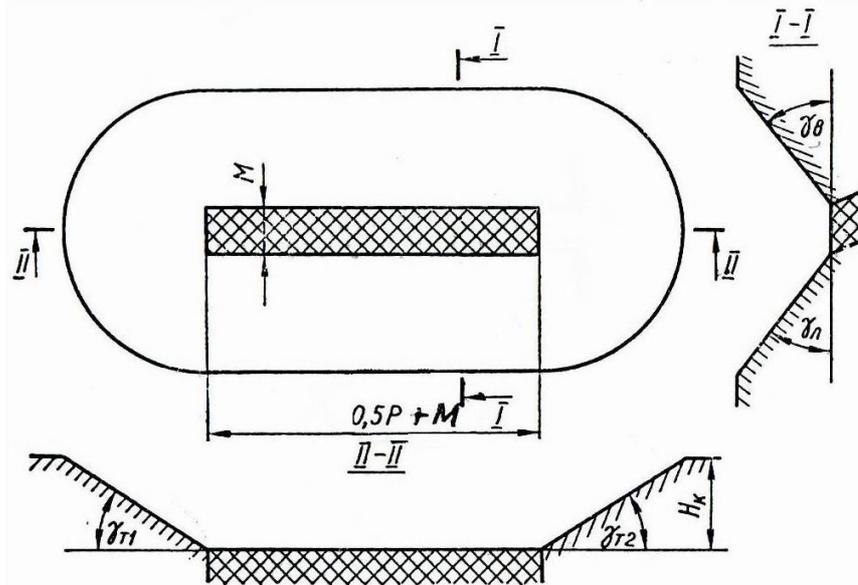


Рисунок 1.3 - Расчетная схема для определения объемов полезного ископаемого при крутом залегании (план)

$$M = \frac{m}{\sin \alpha}, \text{ м}. \quad (1.11)$$

Общий объем полезного ископаемого в карьере:

$$V_{\text{н.и.}} = M \cdot B_0 \cdot H_k, \text{ м}^3. \quad (1.12)$$

Для всех углов падения пласта

Объем вскрышных пород  $V_в$  определяется как разница между объемом горной массы в карьере  $V_k$  и объемом полезного ископаемого  $V_{\text{н.и.}}$

$$V_в = V_k - V_{\text{н.и.}}, \text{ м}^3. \quad (1.13)$$

Окончательно определяем коэффициент вскрыши по формуле:

$$K_{\text{вскр}} = \frac{V_в}{V_{\text{н.и.}}}. \quad (1.14)$$

## 1.2 Пример расчета коэффициента вскрыши при горизонтальном и пологом залегании пласта

Исходные данные:

№	Показатель	Ед.изм.	Обозначение	Значение
1	Проектная глубина карьера	м	$H_k$	65
2	Высота уступа	м	$h_y$	15
3	Мощность пласта	м	$m$	28
4	Угол падения пласта	град.	$\alpha$	2
5	Угол погашения борта карьера (нерабочий)	град.	$\gamma$	50
6	Длина карьера по дну	м	$L_\partial$	350
7	Ширина карьера по дну	м	$B_\partial$	250
8	Ширина предохранительной бермы	м	$Ш_\partial$	5
9	Угол откоса уступа	град.	$\alpha_y$	65

Выбираем масштаб 1:2000 и строим план карьера (рис.1.4) и вертикальный разрез (рис.1.5.).

(1:2000)

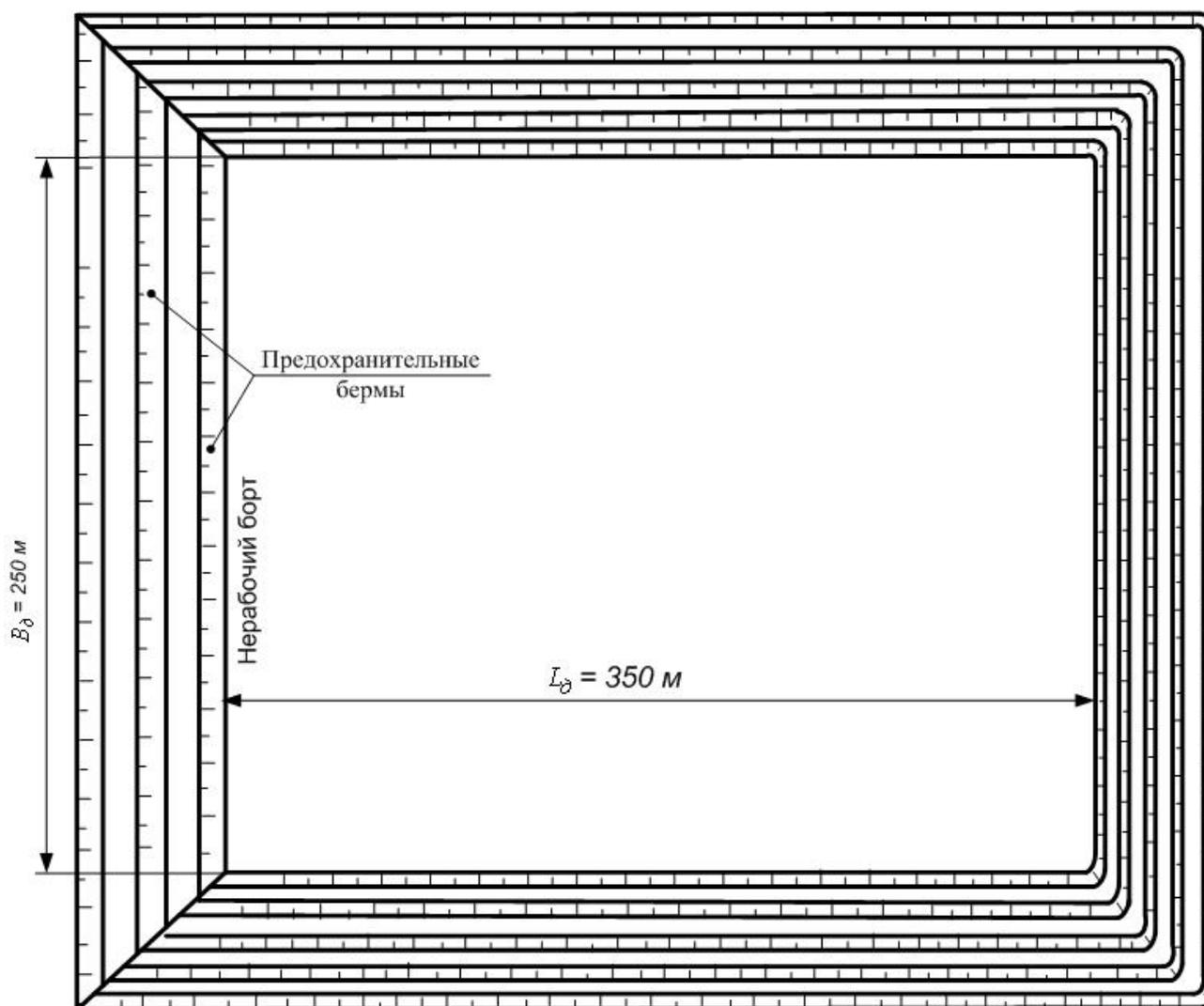


Рисунок 1.4 - План карьера для горизонтальной залежи

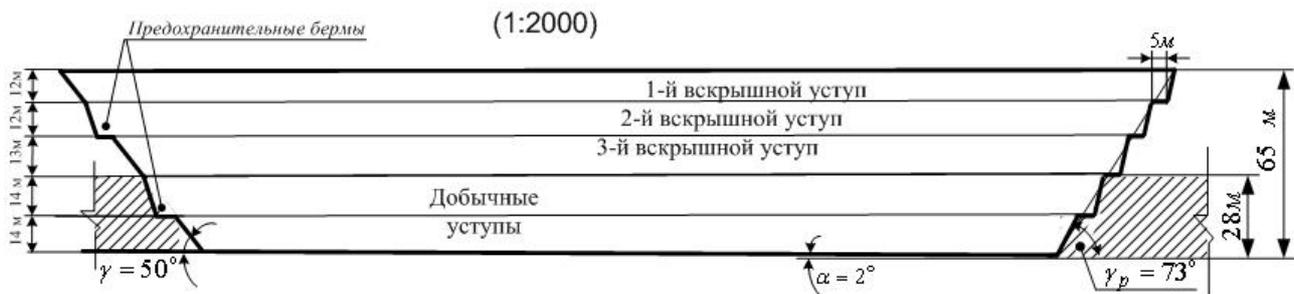


Рисунок 1.5 - Вертикальный разрез карьера для горизонтальной залежи

Площадь дна карьера:

$$S_0 = L_0 \cdot B_0 = 350 \cdot 250 = 87500 \text{ м}^2.$$

Периметр дна карьера:

$$P = 2 \cdot (L_0 + B_0) = 2 \cdot (350 + 250) = 1200 \text{ м}.$$

Вертикальная мощность пласта:

$$m_в = \frac{m}{\cos \alpha} = \frac{28}{\cos 2^\circ} = \frac{28}{0,9994} = 28,017 \text{ м}.$$

По вертикальному разрезу карьера значение рабочего угла борта карьера  $\gamma_p = 73^\circ$ ,

тогда  $\gamma_{ср} = \frac{50 + 3 \cdot 73}{4} = 67,3^\circ$ .

Расчет объемов вскрыши и полезного ископаемого в контурах карьера.

$$V_k = 87500 \cdot 65 + 0,5 \cdot 1200 \cdot 65^2 \cdot \text{ctg} 61,5^\circ + \frac{\pi}{3} \cdot 65^3 \cdot \text{ctg}^2 67,3^\circ = 6\,803\,000,7 \text{ м}^3.$$

$$V_{н.и.} = 87500 \cdot 28,017 + 0,5 \cdot 1200 \cdot 28,017^2 \cdot \text{ctg} 67,3^\circ + \frac{\pi}{3} \cdot 28,017^3 \cdot \text{ctg}^2 67,3^\circ = 2\,676\,396,4 \text{ м}^3.$$

$$V_в = 6\,803\,000,7 - 2\,676\,396,4 = 4\,126\,604,3 \text{ м}^3.$$

Получаем коэффициент вскрыши:

$$K_{вскр} = \frac{4126604,3}{2676396,4} = 1,54.$$

### 1.3 Пример расчета коэффициента вскрыши при наклонном залегании пласта

Исходные данные:

№	Показатель	Ед.изм.	Обозначение	Значение
1	Проектная глубина карьера	м	$H_k$	100
2	Высота уступа	м	$h_y$	15
3	Мощность пласта	м	$m$	35
4	Угол падения пласта	град.	$\alpha$	20
5	Угол погашения борта карьера (нерабочий)	град.	$\gamma$	45
6	Длина карьера по дну	м	$L_0$	320
7	Ширина карьера по дну	м	$B_0$	230
8	Ширина предохранительной бермы	м	$Ш_б$	5
9	Угол откоса уступа	град.	$\alpha_y$	70

Выбираем масштаб 1:2000 и строим план карьера (рис.1.6) и вертикальный разрез (рис.1.7).

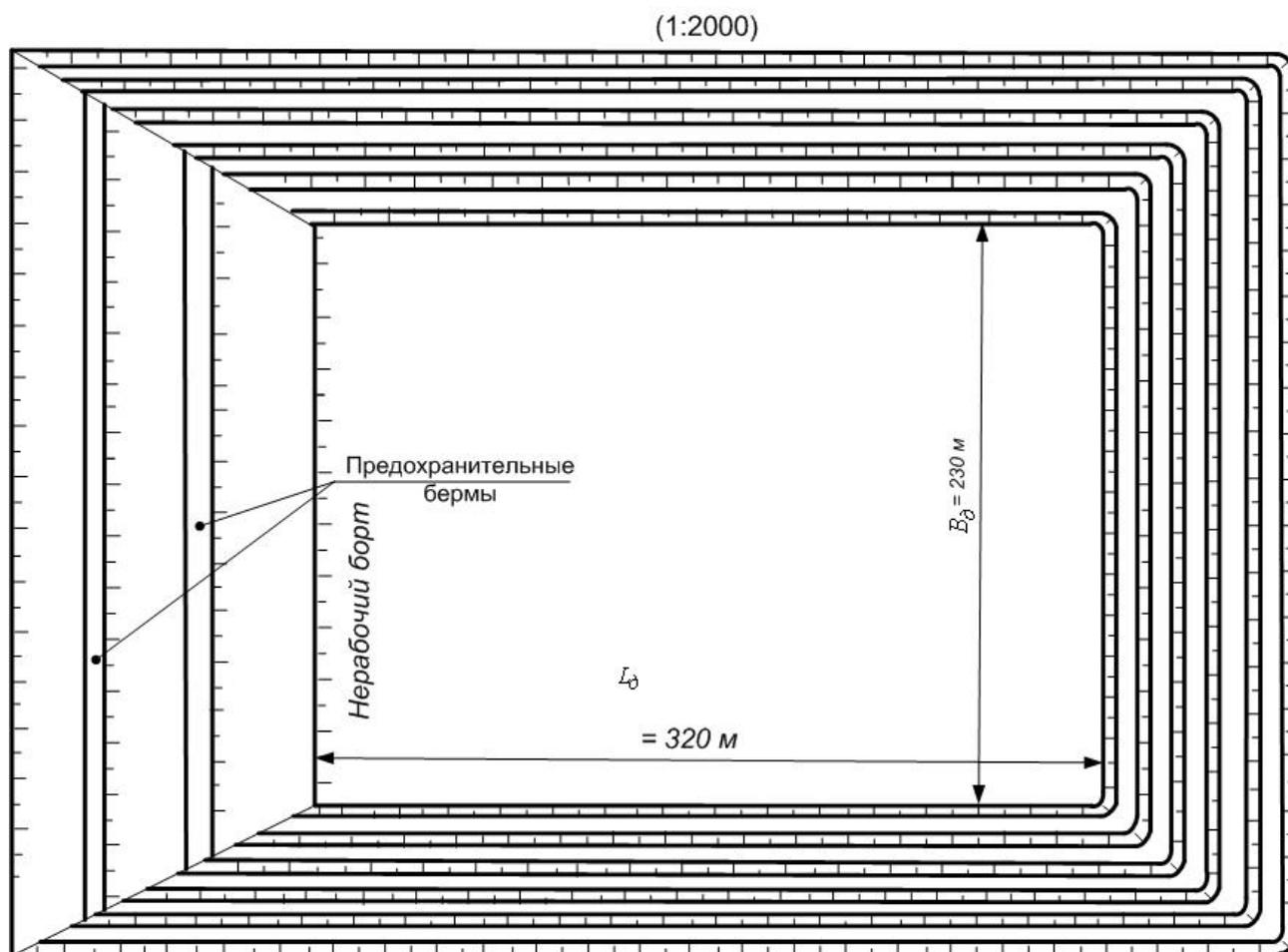


Рисунок 1.6 - План карьера для наклонной залежи

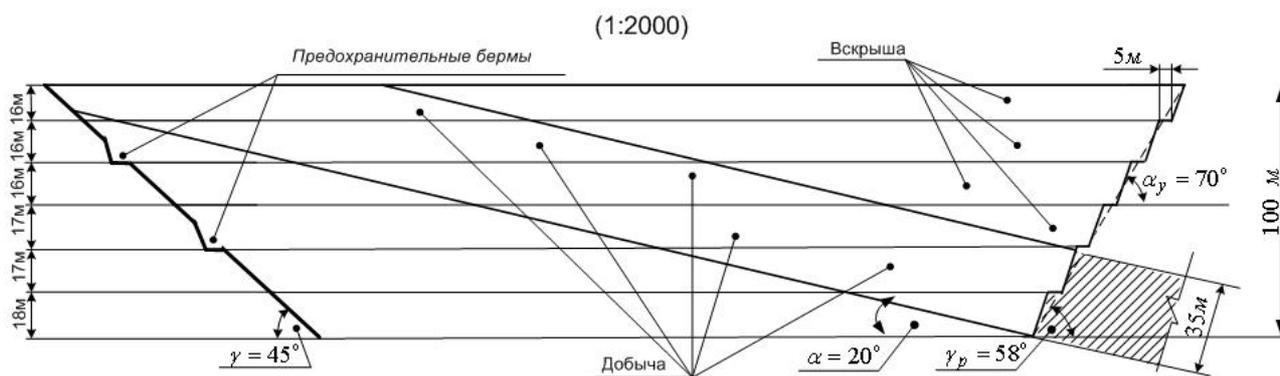


Рисунок 1.7 - Вертикальный разрез карьера для наклонной залежи

Площадь дна карьера:

$$S_0 = 320 \cdot 230 = 73600 \text{ м}^2.$$

Периметр дна карьера:

$$P = 2 \cdot (L_0 + B_0) = 2 \cdot (320 + 230) = 1100 \text{ м}.$$

Вертикальная мощность пласта:

$$m_s = \frac{m}{\cos \alpha} = \frac{35}{\cos 20^\circ} = \frac{35}{0,9398} = 37,24 \text{ м.}$$

Площадь поперечного сечения карьера в плане (см. рис.1.1):

$$S_m = \frac{L_\partial \cdot H_\kappa}{2} = \frac{320 \cdot 100}{2} = 16000 \text{ м}^2.$$

По вертикальному разрезу карьера, приведенному на рис.1.7, значение рабочего угла борта карьера  $\gamma_p = 58^\circ$ . Тогда величина разноса бортов карьера на поверхности (в плане):

$$B_1 = B_2 = H_\kappa \cdot \operatorname{tg} \gamma_p = 100 \cdot \operatorname{tg} 58^\circ = 159,85 \text{ м.}$$

Площадь поперечного сечения залежи полезного ископаемого на геологическом разрезе карьера (см. рис.1.2):

$$\beta = 90 - 58 = 32^\circ.$$

$$F = \frac{35}{2} \cdot (35 \cdot \operatorname{ctg} 45^\circ + 2 \cdot 320 + 35 \cdot \operatorname{tg} 32^\circ) = 12195,48 \text{ м}^2.$$

Объем полезного ископаемого в контурах карьера:

$$V_{н.и.} = 12195,48 \cdot 230 = 2\,804\,960,2 \text{ м}^3.$$

Объем горной массы в контурах карьера:

$$V_\kappa = 16000 \cdot 230 + \frac{12195,48 \cdot (159,85 + 159,85)}{3} = 5\,385\,075,8 \text{ м}^3;$$

Объем вскрыши:

$$V_g = 5\,385\,075,8 - 2\,804\,960,2 = 2\,580\,115,6 \text{ м}^3.$$

Получаем коэффициент вскрыши:

$$K_{вскр} = \frac{2580115,6}{2804960,2} = 0,92.$$

#### 1.4 Пример расчета коэффициента вскрыши при крутом угле падения пласта

Исходные данные:

№	Показатель	Ед.изм.	Обозначение	Значение
1	Проектная глубина карьера	м	$H_\kappa$	120
2	Высота уступа	м	$h_y$	13
3	Мощность пласта	м	$m$	35
4	Угол падения пласта	град.	$\alpha$	60
5	Угол погашения борта карьера (нерабочий)	град.	$\gamma$	40
6	Длина карьера по дну	м	$L_\partial$	360
7	Ширина карьера по дну	м	$B_\partial$	250
8	Ширина предохранительной бермы	м	$Ш_\partial$	5
9	Угол откоса уступа	град.	$\alpha_y$	80

Выбираем масштаб 1:2000 и строим план карьера (рис.1.8) и вертикальный разрез (рис.1.9).

(1:2000)

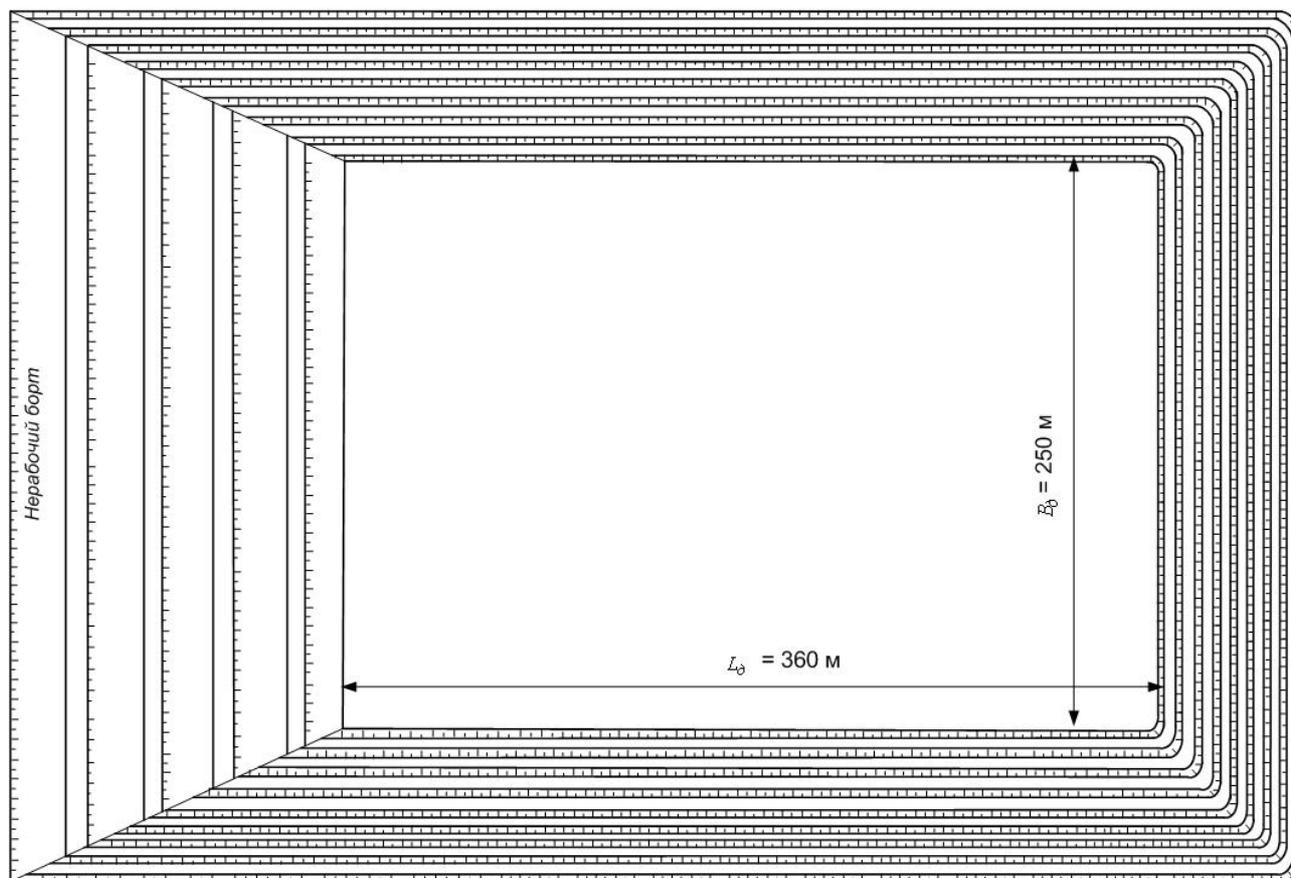


Рисунок 1.8 - План карьера для крутого угла падения пласта

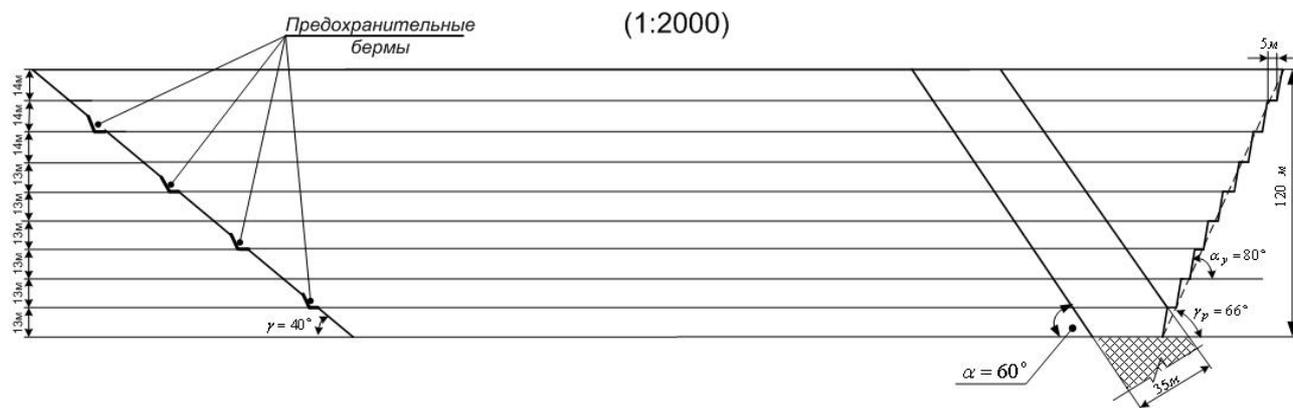


Рисунок 1.9 - Вертикальный разрез карьера для крутого угла падения пласта

Горизонтальная мощность залежи:

$$M = \frac{m}{\sin \alpha} = \frac{35}{\sin 60^\circ} = \frac{35}{0,867} = 40,4 \text{ м.}$$

По вертикальному разрезу карьера, приведенному на рис.1.9, значение рабочего угла борта карьера  $\gamma_p = 66^\circ$ .

Средний угол погашения висячего и лежачего борта карьера:

$$\gamma_{cp} = \frac{\gamma + 3 \cdot \gamma_p}{4} = \frac{40 + 3 \cdot 66}{4} = 46,5^\circ .$$

Объем полезного ископаемого в контурах карьера:

$$V_{н.и.} = 40,4 \cdot 250 \cdot 120 = 1\,212\,807,5 \text{ м}^3.$$

Объем горной массы в контурах карьера:

$$V_k = 250 \cdot 360 \cdot 120 + 2 \cdot 360 \cdot (0,5 \cdot 120 \cdot 120 \cdot ctg 46,5^\circ) + 250 \cdot (0,5 \cdot 120 \cdot 120 \cdot ctg 40^\circ) + 250 \cdot (0,5 \cdot 120 \cdot 120 \cdot ctg 66^\circ) + \frac{\pi}{3} \cdot 120^3 \cdot ctg 46,5^\circ = 20\,390\,608,1 \text{ м}^3.$$

Объем вскрыши:

$$V_g = 20\,390\,608,1 - 1\,212\,807,5 = 19\,177\,800,6 \text{ м}^3.$$

Получаем коэффициент вскрыши:

$$K_{вскр} = \frac{19177800,6}{1212807,5} = 15,8.$$

## **Практическое занятие №2**

### **ИЗУЧЕНИЕ СТРОИТЕЛЬНОГО ГЕНЕРАЛЬНОГО ПЛАНА РЕКОНСТРУКЦИИ КАРЬЕРА**

*Цель работы:* изучить особенности строительных генеральных планов, а также ознакомиться с перечнем временных и постоянных, используемых в качестве временных, объектов при реконструкции карьера.

#### **2.1 Временные здания и сооружения**

Временные здания и сооружения строят, как правило, по типовым проектам; размеры затрат на временные здания и сооружения не должны превышать нормативов удельной стоимости.

Потребность во временных зданиях и сооружениях рассчитывается с учетом существующих или постоянно строящихся жилого поселка, производственной базы, объектов строящегося предприятия в следующем порядке:

- устанавливают перечень временных зданий и сооружений и их значение;
- определяют необходимую мощность объектов производственного назначения или полезную площадь временных зданий и сооружений для объектов складского, административно-бытового, жилого и культурно-бытового назначения;
- определяют тип и число временных зданий и сооружений и затраты на их возведение;
- указывают номера типовых проектов и места получения унифицированных инвентарных деталей временных зданий и сооружений.

Площадь временных зданий административного и санитарно-бытового назначения (конторы, табельные, гардеробные, душевые и т. д.) определяется в соответствии со СНиП II-92-76 на основании расчетного числа рабочих, ИТР, служащих, МОП и охраны на основном и вспомогательном производствах по годам строительства. При этом учитывается, что в максимально загруженную смену число рабочих принимается до 70% от списочного состава, а ИТР, служащих, МОП и т. д. – до 80%.

Площадь временных зданий жилого и общественно-бытового назначения определяется по установленным нормам в зависимости от числа жителей поселка строителей.

#### **2.2 Строительный генеральный план**

В качестве примера рассмотрим построение стройгенплана при реконструкции карьера «Центральный» ДФДК.

*Строительный генеральный план* выполняется с учетом санитарных и противопожарных норм. Планировка и застройка площадок обеспечивает увязку существующих автомобильных проездов и подъездов к зданиям. Поперечное сечение основных проездов для автотранспорта принято двухскатного профиля шириной 4,5 м с обочинами. Такое решение обосновано тем, что движение автомобилей к проектируемым объектам будет эпизодическим, лишь для обслуживания нужд ремонта и пожарной безопасности.

Для перевозки полезного ископаемого на ДОФ-1 дополнительно прокладывается ж/д путь длиной 150 м, проходящий под бункером - хранилищем известняка (рис. 2.1).

Предохранительная зона находится в удовлетворительном состоянии и настоящим проектом не затрагивается. На площадке объекты, требующие ограждения, не проектируются.

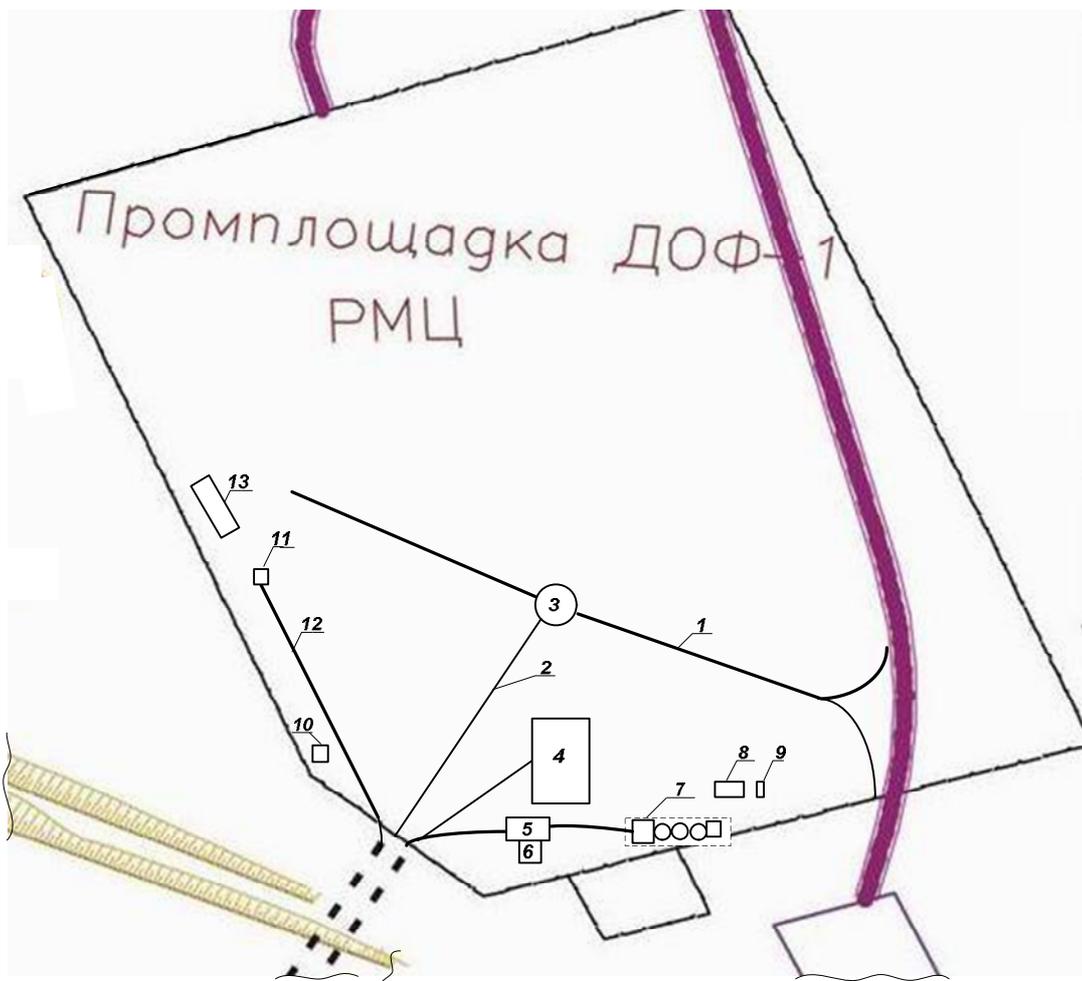


Рисунок 2.1 – Стройгенплан при реконструкции карьера «Центральный» ДФДК

#### *Организация рельефа и водовода*

Строительство новых сооружений не нарушает существующий рельеф и сложившийся водоотвод атмосферных осадков. Отметки полов проектируемых зданий, планировочные решения открытых участков грунта, покрытий автопроездов и подъездов определены в результате проработки сложившейся существующей схемы рельефа.

Организация водоотвода подчинена решениям сплошной системы организации рельефа. Отвод поверхностных вод остается без изменений по существующей схеме. Временные сооружения решены в каркасном и бескаркасном исполнении. Их фундаменты закладываются на естественном основании. Естественное освещение обеспечивается путем применения остекленных переплетов в наружных стенах.

Строительство зданий и сооружений по настоящему проекту предусматривается в пределах существующих земельных отводов. Вновь строящиеся здания и сооружения размещаются на промплощадке ДОФ-1 в технологической увязке, что обеспечивает рациональную схему магистральных проектов и подъездов. Дополнительные подъезды, к строящимся объектам, приняты с конструктивами дорожной одежды:

- двухслойное щебеночное основание толщиной 22 см;
- покрытие из крупнозернистого асфальтобетона толщиной слоя 5 см.

Бункер круглой формы диаметром 6 м и высотой 6 м емкостью 170 м<sup>3</sup>. Днище – воронкообразное, снабженное секторным затвором. Это позволяет вести работы по magazинированию известняка при задержке подачи ж/д вагонов.

Для подачи полезного ископаемого в ж/б бункер строится галерея для конвейера КНК, смонтированная на 8-ми ж/б опорах – колоннах высотой от 1 до 8 м заводского

изготовления. По высоте опоры соединены между собой стальными балками, приваренными к арматуре колонн.

Титульный список постоянных и временных сооружений с указанием их размеров и материала изготовления приведен в табл. 2.1.

Таблица 2.1 - Титульный список постоянных и временных сооружений при реконструкции карьера «Центральный» ДФДК

Позиция	Наименование	Размеры, м (ширина x длина x высота)	Материал изготовления	Тип
1	Железнодорожный путь	150	чугун, ж/б	постоянный
2	Эстакада для конвейера КНК	(3 x 60 x 2)	металл, шифер	постоянная
3	Бункер для известняка	Ø6 м, высота 6 м	ж/б	постоянный
4	Склад элементов крепи	(10 x 15 x 6)	металл, шифер	временный
5	Здание дизелевоза	(4 x 7 x 3)	металл, шифер, утеплитель	временный
6	Промывочная	(4 x 4 x 3)	металл, шифер, ДСП	временная
7	Бетонорастворный узел БРУ: бункер для цемента бункер для щебня бункер для песка емкость для воды с подогревом УБС	Ø2 м Ø2 м Ø2 м (2 x 2 x 2) (4 x 4 x 3)	металл металл металл металл, утеплитель металл, шифер	временный
8	Бытовое помещение	(2,5 x 6 x 2,2)	металл, шифер, ДСП	временное
9	Биотуалет	(1 x 1 x 2)	пластик	временный
10	Компрессорная	(3 x 6 x 2,5)	металл, шифер	временная
11	Здание вентиляторной установки	(3 x 4 x 3)	металл, шифер	постоянное
12	Вентиляционный трубопровод	Ø0,8 м длина 50 м	металл	постоянный
13	Здание п/эл подстанции и энергопоезда	(4 x 12 x 3)	металл, шифер	временное

**Практическое занятие №3**  
**РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ КАПИТАЛЬНОЙ ВЪЕЗДНОЙ И РАЗРЕЗНОЙ ТРАНШЕЙ И ЗАРЯДОВ СКВАЖИН ДЛЯ ВЗРЫВАНИЯ НА ВЫБРОС**

*Цель работы:* изучить методику определения параметров въездной и разрезной траншей; научиться рассчитывать показатели БВР для скважинных зарядов при взрывании на выброс, а также использовать для этого компьютерные средства.

**3.1 Расчет параметров капитальной въездной траншеи**

Параметры въездной траншеи: размеры и форма поперечного сечения, руководящий уклон, глубина, длина и объем. Траншея имеет трапецевидную форму сечения (рис.3.1).

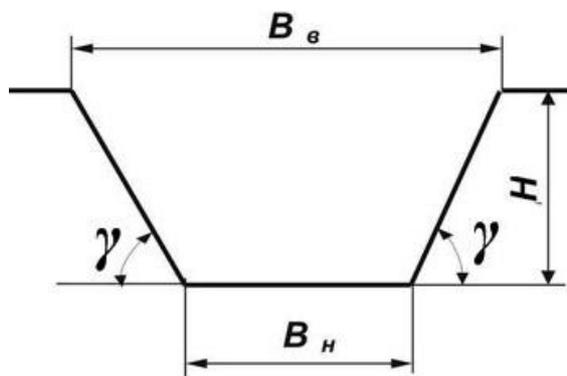


Рисунок 3.1 – Сечение въездной траншеи

**Ширина траншеи понизу**

При строительстве въездной траншеи от поверхности до глубины  $h_{неск}$  ее борта сложены сыпучими (песок, супесь) и нескальными (глины, суглинки, сланцы) породами. Они склонны к сползанию даже при угле откоса борта траншеи  $\gamma_{неск}$  меньшим, чем угол естественного откоса слагающих борта траншеи пород. Поэтому до глубины  $h_{неск}$  ширину траншеи понизу  $B_n$  следует увеличивать в обе стороны на ширину призмы сползания  $O_б$ , значение которой определяется по формуле (3.1).

$$O_б = \frac{h_{неск}}{ctg\gamma_{неск}}, \text{ м.} \quad (3.1)$$

В скальных породах, несклонных к обрушению,  $O_б$  принимается такой же.

Для безопасного размещения транспортных коммуникаций  $B_n$  определяется по формуле (3.2) в соответствии с типовым паспортом въездной траншеи (рис.3.2), применяемым на карьерах Докучаевского флюсо-доломитного комбината.

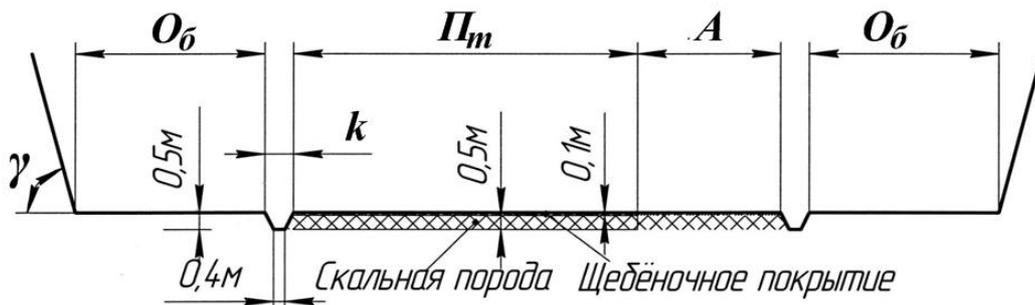


Рисунок 3.2 – Типовой паспорт въездной траншеи

$$B_n = 2(O_6 + k) + \Pi_m + A, \text{ м}, \quad (3.2)$$

где  $O_6$  – ширина призмы сползания (отступ от нижней бровки борта траншеи до верхней бровки водоотводной канавы), м;

$k$  – ширина водоотводной канавы, 1 м;

$\Pi_m$  – ширина проезжей части, м;

$A$  – ширина полосы для дополнительного оборудования (транспортная берма), м.

Проверка ширины траншеи понизу из условия маневрирования автотранспорта при тупиковой схеме разворота в траншее на соответствие параметрам разворота автосамосвала требованиям правил безопасности:

$$B_n^{mp} = 2 \cdot m + R_a + l_a + \frac{b_a}{2}, \text{ м}, \quad (3.3)$$

где  $m$  – безопасное расстояние от нижней бровки откоса борта траншеи до кромки автосамосвала, 2,5 м;

$R_a$  – радиус поворота автосамосвала, м;

$b_a$  – ширина автосамосвала, м;

$l_a$  – длина автосамосвала, м.

Полученные значения  $B_n$  и  $B_n^{mp}$  определяют схему подачи автосамосвала под загрузку.

**Ширина траншеи поверху** зависит от слагающих ее борта пород и глубины (рис.3.3).

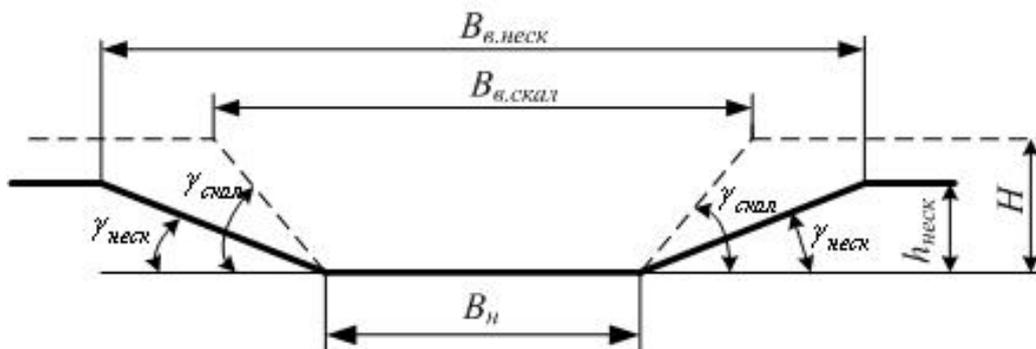


Рисунок 3.3 – Схема для определения ширины траншеи поверху в нескальных породах

В нескальных породах (при глубине траншеи от 0 до  $h_{неск}$ ):

$$B_{в.неск} = B_n + 2 \cdot h_{неск} \cdot ctg \gamma_{неск}, \text{ м}. \quad (3.4)$$

В скальных породах на контакте с нескальными ширина  $B_{в.скал\_0}$  становится уже, и ее значение определяется

$$B_{в.скал\_0} = B_n + 2 \cdot h_{неск} \cdot ctg \gamma_{скал}, \text{ м}. \quad (3.5)$$

Далее ее значение увеличивается (при глубине траншеи от  $h_{неск}$  до  $H$ ) и достигает максимального значения, равного:

$$B_{в.скал\_H} = B_n + 2 \cdot H \cdot ctg \gamma_{скал}, \text{ м}. \quad (3.6)$$

где  $H$  – глубина траншеи, м.

Длина траншеи  $L_{тр}$  зависит от ее глубины и руководящего уклона  $i$ , ‰, и определяется:

$$L_{тр} = L_{тр.неск} + L_{тр.скал}, \text{ м}, \quad (3.7)$$

$$L_{тр.неск} = \frac{h_{неск}}{i} \cdot 1000, \text{ м}. \quad (3.8)$$

$$L_{тр.скал} = \frac{H - h_{неск}}{i} \cdot 1000, \text{ м}. \quad (3.9)$$

Определяем объем работ при строительстве въездной траншеи.

По нескальным породам:

$$V_{тр.неск} = L_{тр.неск} \cdot S_{ср.неск}, \text{ м}^3, \quad (3.10)$$

где  $S_{ср.неск}$  - средняя площадь поперечного сечения траншеи по нескальным породам,  $\text{м}^2$ :

$$S_{ср.неск} = \frac{S_0 + S_{неск}}{2}, \text{ м}^2, \quad (3.11)$$

где  $S_0$  – площадь сечения траншеи на дневной поверхности,  $0 \text{ м}^2$ ;

$S_{неск}$  - площадь сечения траншеи на глубине  $h_{неск}$ :

$$S_{неск} = \frac{B_n + B_{в.неск}}{2} \cdot h_{неск}, \text{ м}^2. \quad (3.12)$$

По скальным породам:

$$V_{тр.скал} = L_{тр.скал} \cdot S_{ср.скал}, \text{ м}^3, \quad (3.13)$$

где  $S_{ср.скал}$  - средняя площадь поперечного сечения траншеи по скальным породам,  $\text{м}^2$ :

$$S_{ср.скал} = \frac{S_{скал_0} + S_{скал_H}}{2}, \text{ м}^2, \quad (3.14)$$

где  $S_{скал_0}$  – площадь сечения траншеи на контакте скальных и нескальных пород,  $\text{м}^2$ :

$$S_{скал_0} = \frac{B_n + B_{в.скал_0}}{2} \cdot h_{неск}, \text{ м}^2. \quad (3.15)$$

$S_{скал_H}$  - площадь сечения траншеи на глубине  $H$ :

$$S_{скал_H} = \frac{B_n + B_{в.скал_H}}{2} \cdot H, \text{ м}^2. \quad (3.16)$$

Общий объем траншеи:

$$V_{тр} = V_{тр.неск} + V_{тр.скал}, \text{ м}^3. \quad (3.17)$$

Исходные данные приведены в табл.3.1. Вариант определяется:

$$№ = X+Y,$$

где XYZ – три последние цифры зачетной книжки студента.

Технические характеристики автосамосвала выбираются студентом из справочной литературы. По выполненным расчетам строятся вертикальный разрез и план призабойной части въездной траншеи с размещением экскаватора и автосамосвала с указанием схемы его подачи.

Экскаватор подбирается студентом самостоятельно с учётом ёмкости кузова автосамосвала. Его загрузка должна обеспечиваться разгрузкой 5-6-ти ковшей экскаватора.

Таблица 3.1 - Варианты заданий для проектирования въездной траншеи

№ вар.	Транспорт на период эксплуатации карьера		Кол-во водоотводных канав	Наличие транспортной бермы шириной $A=5$ м	Параметры въездной траншеи		
	тип	кол-во полос движения			мощность нескальных пород, $h_{неск} /$ глубина $H$ , м	руководящий уклон, ‰	угол откоса борта траншеи, $\gamma_{неск} / \gamma_{скал}$ , град.
0	Caterpillar 797B	1	2	есть	15/45	65	19 / 45
1	БелАЗ-7540	2	2	есть	5/20	20	20 / 70
2	БелАЗ-7547	1	1	есть	8/30	25	25 / 65
3	БелАЗ-7555	2	2	нет	10/40	35	27 / 67
4	БелАЗ-548	2	2	есть	20/50	40	30 / 60
5	БелАЗ-7540	1	1	есть	30/60	50	32 / 62
6	БелАЗ-7547	2	2	нет	15/50	45	34 / 64
7	Terex TR35	2	2	есть	16/40	30	36 / 66
8	БелАЗ-75215	1	1	есть	12/30	25	38 / 68
9	БелАЗ-75303	2	2	нет	6/20	20	22 / 72
10	БелАЗ-75306	2	2	есть	22/60	75	24 / 74
11	Caterpillar 797B	1	1	есть	24/70	80	40 / 55
12	Terex TR35	2	2	нет	7/25	20	18 / 74
13	БелАЗ-7555	2	2	есть	11/30	35	19 / 75
14	Terex TA40	1	1	есть	17/35	40	21 / 76
15	БелАЗ-75491	2	2	нет	19/40	55	26 / 66
16	Caterpillar 777F	2	2	есть	23/45	60	13 / 77
17	БелАЗ-75215	1	1	есть	18/50	65	18 / 78
18	БелАЗ-75303	2	2	нет	21/55	50	23 / 69

### Пример.

Выполнить расчет параметров въездной траншеи для следующих исходных данных:

№ вар.	Транспорт на период эксплуатации карьера		Кол-во водоотводных канав	Наличие транспортной бермы шириной $A=5$ м	Параметры въездной траншеи		
	тип	кол-во полос движения			мощность нескальных пород, $h_{неск} /$ глубина $H$ , м	руководящий уклон, ‰	угол откоса борта траншеи, $\gamma_{неск} / \gamma_{скал}$ град.
	БелАЗ-7555	2	2	нет	10/40	35	27/67

Габариты автосамосвала (выбираем из справочной литературы):

- длина – 8890 мм;
- ширина – 5240 мм;
- высота – 4610 мм;
- радиус поворота – 9 м.

Ширина призмы сползания  $O_b$  (формула 3.1):

$$O_b = 10/1,9626 = 5,1 \text{ м.}$$

Ширина траншеи понизу  $B_n$ : (формула 3.2):

$$B_n = 2 \cdot (5,1 + 1) + 2 \cdot 6 + 0 = 24,2 \text{ м.}$$

Проверка ширины траншеи понизу из условия маневрирования автотранспорта при тупиковой схеме разворота в траншее на соответствие параметрам разворота автосамосвала требованиям правил безопасности (формула 3.3):

$$B_n^{mp} = 2 \cdot 2,5 + 9 + 8,89 + 5,24/2 = 25,51 \text{ м.}$$

Ширина траншеи поверху:

- в нескальных породах,  $B_{в.неск}$  (формула 3.4):

$$B_{в.неск} = 24,2 + 2 \cdot 10 \cdot 1,9626 = 63,4 \text{ м;}$$

- в скальных породах на контакте с нескальными,  $B_{в.скал_0}$  (формула 3.5):

$$B_{в.скал_0} = 24,2 + 2 \cdot 10 \cdot 0,4245 = 33,0 \text{ м;}$$

- в скальных породах на максимальной глубине,  $B_{в.скал_H}$  (формула 3.6):

$$B_{в.скал_H} = 24,2 + 2 \cdot 40 \cdot 0,4245 = 58,2 \text{ м.}$$

Длина траншеи:

- по нескальным породам (формула 3.8):

$$L_{тр.неск} = 10/35 \cdot 1000 = 258,7 \text{ м;}$$

- по скальным породам (формула 3.9):

$$L_{тр.скал} = (40 - 10)/35 \cdot 1000 = 857 \text{ м;}$$

- общая длина (формула 3.7):

$$L_{тр} = 258,7 + 857,0 = 1115,7 \text{ м.}$$

Определяем объем работ при строительстве въездной траншеи:

- по нескальным породам (формулы 3.10-3.12):

$$S_{неск} = \frac{24,2 + 63,4}{2} \cdot 10 = 438 \text{ м}^2;$$

$$S_{\text{ср.неск}} = \frac{0 + 438}{2} = 219 \text{ м}^2;$$

$$V_{\text{тр.неск}} = 219 \cdot 258,7 = 56655,3 \text{ м}^3.$$

- по скальным породам (формулы 3.13-3.16):

$$S_{\text{скал}_0} = \frac{24,2 + 33,0}{2} \cdot 10 = 286 \text{ м}^2;$$

$$S_{\text{скал}_H} = \frac{24,2 + 58,2}{2} \cdot 40 = 1648 \text{ м}^2;$$

$$S_{\text{ср.скал}} = \frac{286 + 1648}{2} = 967 \text{ м}^2;$$

$$V_{\text{тр.скал}} = 857 \cdot 967 = 828719 \text{ м}^3.$$

Общий объем въездной траншеи (формула 3.17):

$$V_{\text{тр}} = 56655,3 + 828719,0 = 885374,3 \text{ м}^3.$$

Экскаватор подбирается с учётом ёмкости кузова автосамосвала. Его загрузка должна обеспечиваться разгрузкой 5-6-ти ковшей экскаватора. Для заданных условий принимаем экскаватор ЭКГ-10, на гусеничном ходу с прямой мех лопатой и емкостью ковша 10 м<sup>3</sup>. По рассчитанным данным строим сечение и план траншеи с размещением оборудования (рис.3.4).

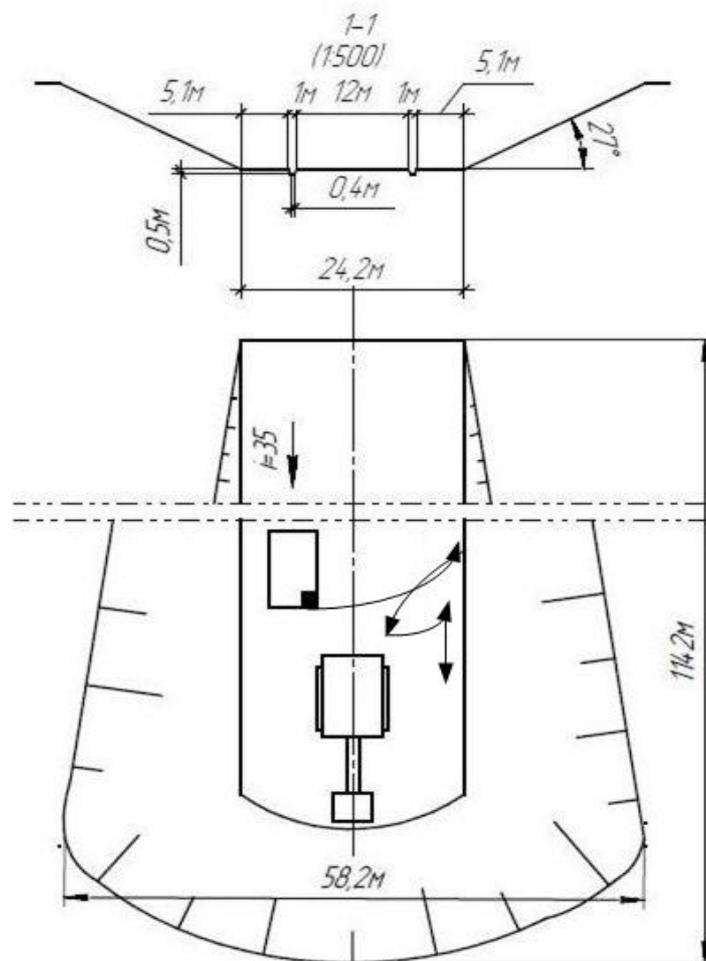


Рисунок 3.4 – Сечение и план траншеи с размещением оборудования

### 3.2 Компьютерная поддержка расчета параметров зарядов скважин для взрывания на выброс

С использованием формул, приведенных в лекции 7, разработана программа расчета параметров скважинных зарядов выброса, длины и высоты развала выброшенной взрывом породы, а также ее распределение по длине на разных расстояниях от кромки воронки выброса. Алгоритм приведен на рис.3.5.

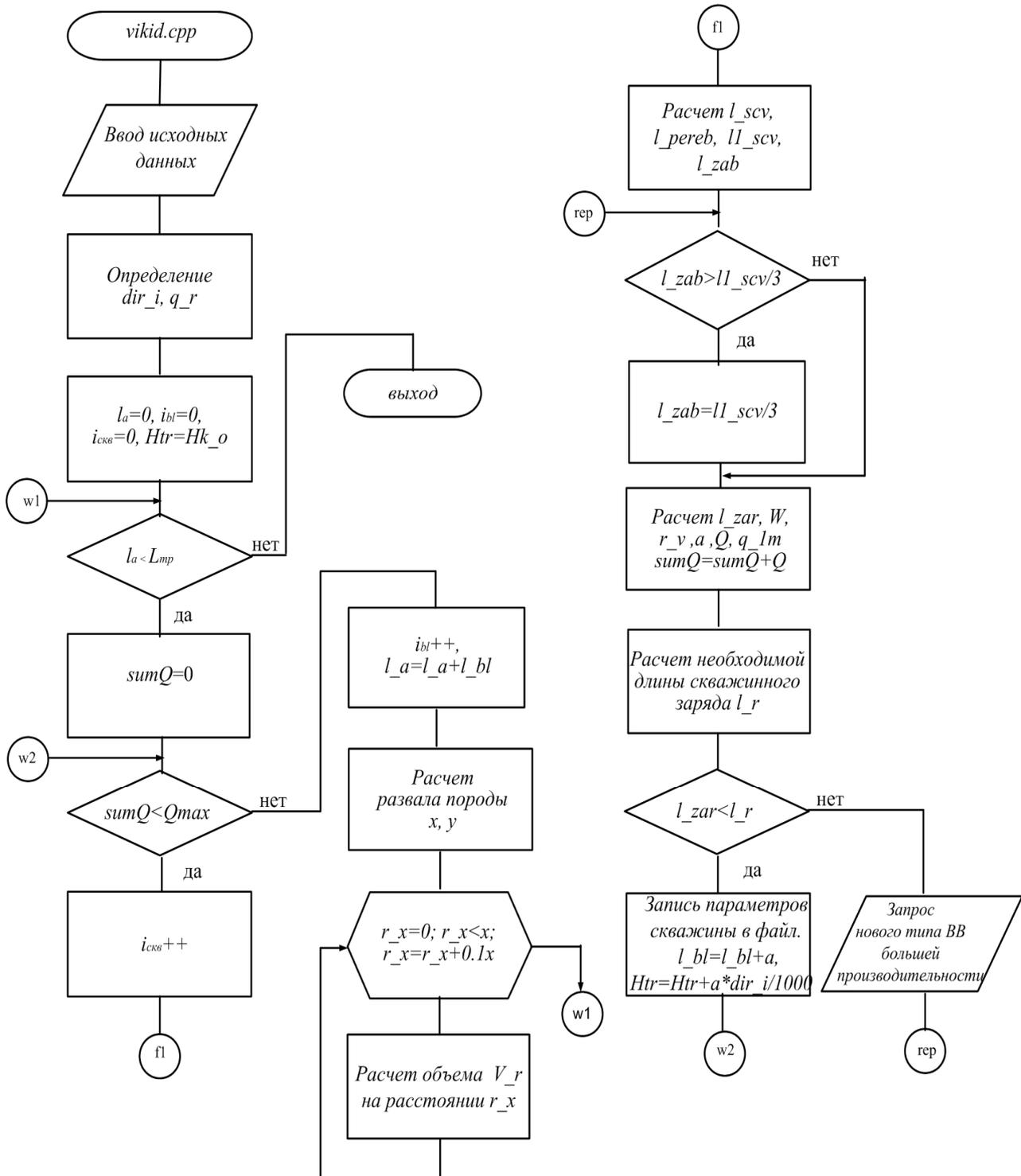


Рисунок 3.5 - Алгоритм расчета параметров зарядов скважин для взрыва на выброс

Дополнительно вычисляются следующие значения.

Руководящий уклон  $i$ , ‰, определяется:

$$i = \frac{H_o - H_k}{L_{mp}} \cdot 1000, \text{ ‰.} \quad (3.18)$$

Удельный расход используемого ВВ с работоспособностью, отличной от 300 см<sup>3</sup>:

$$q_r = q_n \cdot \frac{300}{P}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.19)$$

где  $q_n$  – нормативный удельный расход ВВ производительностью 300 см<sup>3</sup>, кг/м<sup>3</sup> (выбирается из табл.3.2);

$P$  – производительность применяемого ВВ, см<sup>3</sup>.

Таблица 3.2 – Удельные расходы ВВ для зарядов выброса и рыхления

Коэффициент крепости, $f$	Категория породы по шкале Союзвзрывпрома	Удельный расход ВВ (аммонит №6ЖВ), $q$ , кг/м <sup>3</sup>	
		для зарядов выброса	для зарядов рыхления
0,3	I	0,71	-
0,5	II	0,79	-
0,5	III	0,83	-
0,6	IV	0,87	-
0,8-1,0	V	0,87	0,29
1,5-2,0	VI	0,87	0,29
3,0-4,0	VII	1,12	0,37
5,0-6,0	VIII	1,12	0,37
5,0-6,0	IX	1,25	0,42
5,0-6,0	X	1,25	0,42
8,0-10,0	XI	1,50	0,50
8,0-10,0	XII	1,62	0,54
12,0-14,0	XIII	1,75	0,58
12,0-14,0	XIV	2,00	0,67
16,0-20,0	XV	2,12	0,71
16,0-20,0	XVI	2,25	0,75

Длина скважины без перебура определяется по формуле

$$l_c^0 = \frac{H}{\sin \gamma}, \text{ м,} \quad (3.20)$$

где  $\gamma$  – угол откоса борта траншеи, град.

Длина скважины с перебуром равняется

$$l_c = l_c^0 + l_{\text{перебура}}, \text{ м,} \quad (3.21)$$

где  $l_{\text{перебура}}$  – длина перебура, м.

Плотность заряжения заряда

$$\Delta_{\text{зар}} = \frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot d_{\text{скв}}^2 \cdot l_{\text{заряда}}}, \text{ кг/м}^3. \quad (3.22)$$

Масса 1 м заряда скважины при гранулированных ВВ вычисляется:

$$\gamma_n = \frac{\pi \cdot d_{скв}^2}{4} \cdot \Delta_{зар}, \text{ кг/м.} \quad (3.23)$$

Длина скважины, необходимая для размещения заряда гранулированного ВВ массой  $Q$ , определяется по формуле

$$l_r = \frac{Q}{\gamma_n}, \text{ м.} \quad (3.24)$$

Для расчетов необходимо подготовить начальные данные (отмеченные в табл.3.3 как вводимые). Запуск программы осуществляется двойным нажатием левой клавишей «мыши» на значок «*vikid.exe*». Результаты работы программы (файл) расчета параметров зарядов скважин для взрыва на выброс приведены ниже.

Vidomosti pro Transheju:

Dovgina L\_tr=100.00  
 Pochatkova glibina = 5.00  
 Kinceva glibina = 8.00  
 Directivnii uklon transhei i= 30 promilei

Vidomosti pro BP i sverdlovini na vikid:

Putoma vitrata BP pracedatnistju 340.0 q\_r=0.99  
 Diametr sverdlobini =0.2500

N	Htr	l_sv	l_zar	l_zab	lzar_r	del_l	W	r_v	a	mas.zar
BLOCK 1 from L= 0.00										
1	5.00	6.35	4.23	2.12	1.70	2.54	4.231	4.231	4.25	74.875
2	5.13	6.51	4.34	2.17	1.83	2.51	4.339	4.339	4.35	80.724
3	5.26	6.67	4.45	2.22	1.97	2.48	4.449	4.449	4.45	87.030
4	5.39	6.84	4.56	2.28	2.12	2.44	4.562	4.562	4.55	93.828
5	5.53	7.02	4.68	2.34	2.29	2.39	4.678	4.678	4.70	101.158
6	5.67	7.19	4.80	2.40	2.47	2.33	4.797	4.797	4.80	109.060
7	5.81	7.38	4.92	2.46	2.66	2.26	4.918	4.918	4.90	117.579
8	5.96	7.56	5.04	2.52	2.87	2.17	5.043	5.043	5.05	126.764
9	6.11	7.76	5.17	2.59	3.10	2.08	5.171	5.171	5.15	136.666
10	6.27	7.95	5.30	2.65	3.34	1.97	5.303	5.303	5.30	147.342
11	6.42	8.16	5.44	2.72	3.60	1.84	5.437	5.437	5.45	158.852
12	6.59	8.36	5.58	2.79	3.88	1.70	5.575	5.575	5.60	171.261
13	6.76	8.58	5.72	2.86	4.18	1.54	5.717	5.717	5.70	184.639
14	6.93	8.79	5.86	2.93	4.51	1.35	5.862	5.862	5.85	199.063
15	7.10	9.02	6.01	3.01	4.86	1.15	6.011	6.011	6.00	214.613
16	7.28	9.25	6.16	3.08	5.24	0.92	6.163	6.163	6.15	231.378
17	7.47	9.48	6.32	3.16	5.65	0.67	6.320	6.320	6.30	249.452
18	7.66	9.72	6.48	3.24	6.09	0.39	6.480	6.480	6.50	268.939
19	7.85	9.97	6.64	3.32	6.57	0.08	6.645	6.645	6.65	289.947

BLOCK 1: n\_scv=19, lbl=101.70 sumQ=3043.168

Shirina razvala x= 33.22 m, visota y= 4.651 m

na vidstani r= 0.00 vibrosheno 0.0 vidsotkiv porodi  
 na vidstani r= 3.32 vibrosheno 23.4 vidsotkiv porodi  
 na vidstani r= 6.64 vibrosheno 43.8 vidsotkiv porodi  
 na vidstani r= 9.97 vibrosheno 60.9 vidsotkiv porodi  
 na vidstani r= 13.29 vibrosheno 75.0 vidsotkiv porodi  
 na vidstani r= 16.61 vibrosheno 85.9 vidsotkiv porodi  
 na vidstani r= 19.93 vibrosheno 93.8 vidsotkiv porodi  
 na vidstani r= 23.26 vibrosheno 98.4 vidsotkiv porodi  
 na vidstani r= 26.58 vibrosheno 100.0 vidsotkiv porodi  
 na vidstani r= 29.90 vibrosheno 98.4 vidsotkiv porodi

Таблица 3.3 – Переменные для расчета зарядов скважин при взрывании на выброс

Название параметру	Ед. изм.	Обозначение	Идентификатор в программе	Номер формулы
Угол откоса борта траншеи	град.	$\gamma$	<i>alf</i>	вводится
Начальная глубина траншеи	м	$H_o$	<i>Hk_o</i>	вводится
Конечная глубина траншеи	м	$H_k$	<i>Hk_k</i>	вводится
Глубина траншеи	м	$H$	<i>Hk</i>	изменяется в цикле
Руководящий уклон траншеи	‰	$i$	<i>dir_i</i>	(3.18)
Удельный расход ВВ с работоспособностью 300 см <sup>3</sup>	кг/м <sup>3</sup>	$q_n$	<i>q_n</i>	вводится
Работоспособность применяемого ВВ	см <sup>3</sup>	$P$	<i>q_rab</i>	вводится
Удельный расход ВВ с работоспособностью P	кг/м <sup>3</sup>	$q_n$	<i>q_n</i>	(3.19)
Диаметр скважины	м	$d_{скв}$	<i>d_scv</i>	вводится
Длина забойки	м	$l_{забойки}$	<i>l_zab</i>	(7.3)*
Длина скважины	м	$l_c^0$	<i>l_scv</i>	(3.20)
Длина скважины с учетом перебура	м	$l_c$	<i>ll_scv</i>	(3.21)
Длина заряда	м	$l_{заряда}$	<i>l_zar</i>	(7.4)*
Линия наименьшего сопротивления	м	$W$	<i>W</i>	(7.2)*
Показатель действия взрыва	-	$n$	<i>n</i>	вводится из табл.7.1*
Масса заряда	кг	$Q$	<i>Q</i>	(7.1)*/(3.15)
Радиус воронки выброса	м	$r_v$	<i>r_v</i>	(7.5)*
Расстояние между скважинами	м	$a$	<i>a_v</i>	(7.6)
Расстояние между рядами скважин	м	$b$	<i>b</i>	(7.7)
Плотность заряжения заряда	кг/м <sup>3</sup>	$\Delta_{зар}$	<i>del_n</i>	(3.22).
Масса 1 м заряда скважины	кг/м	$\gamma_n$	<i>q_lm</i>	(3.23)
Длина, необходимая для размещения заряда ВВ массой $Q$	м	$l_r$	<i>l_r</i>	(3.24)
Длина траншеи	м	$L_{mp}$	<i>L_tr</i>	вводится
Максимальна масса ВВ, которая взрывается одновременно (рассчитывается в соответствии с требованиями ЕПБ)	кг	-	<i>Qmax</i>	вводится
Длина части траншеи, для которой выполнены расчеты	м	-	<i>l_a</i>	изменяется в цикле
Ширина развала выброшенной породы	м	$x$	<i>x</i>	(7.11)*
Высота развала выброшенной породы	м	$y$	<i>y</i>	(7.12)*
Расстояние от края воронки выброса	м	$r_x$	<i>r_x</i>	задается
Объем породы, которая при выбросе взрывом размещается на разном расстоянии $r_x$ от края воронки выброса	‰	$V_r$	<i>V_r</i>	(7.13)*
Разница между необходимой длиной заряда и принятой раньше	м	-	<i>del_l</i>	контролируется в цикле
Масса ВВ в оконтуривающих скважинах, которая взрывается одновременно	кг	-	<i>sumQ</i>	контролируется в цикле

\* - указывается номер формулы или таблицы из лекции 7 [10]

При глубине траншеи более 25м масса заряда выброса определяется по уточненной формуле М. М. Борескова:

$$Q = q_r \cdot W^3 \cdot (0,4 + 0,6 \cdot n^3) \cdot \sqrt{\frac{W}{25}}, \text{ кг.} \quad (3.25)$$

По результатам построен расчетный контур развала горной массы, выброшенной взрывом на правый борт траншеи, на разных расстояниях от кромки воронки выброса (рис.3.6).

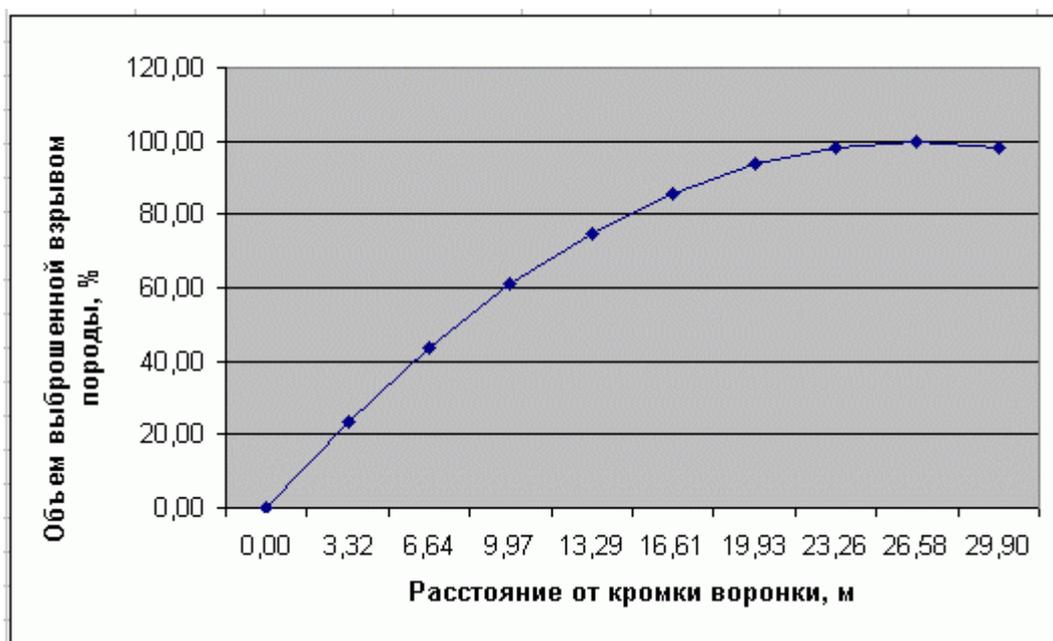


Рисунок 3.6 - Распределение объема горной массы, выброшенной взрывом на правый борт траншеи, на разных расстояниях от кромки воронки выброса

### 3.3 Определение параметров развала взорванной породы

Форма развала отбитой взрывом горной массы на уступе карьера влияет на производительность экскаватора, объем работ по очистке проездов на уступе после взрыва, безопасность экскаваторных работ и стационарность технологических коммуникаций и оборудования. Форма развала характеризуется длиной, максимальной высотой и кучностью.

*Расчет с использованием закона динамики поступательного движения твердого тела по инерции под действием постоянной силы тяжести*

В основу методики расчета положен закон динамики поступательного движения твердого тела по инерции под действием постоянной силы тяжести. Уравнение траектории движения твердого тела под действием этих сил имеет вид

$$y = x \cdot \operatorname{tg} \alpha - \frac{g \cdot x^2}{2 \cdot v_0^2 \cdot \cos^2 \alpha}, \quad (3.26)$$

где  $y$  - вертикальная координата, м;  
 $x$  - горизонтальная координата, м;  
 $\alpha$  - угол траектории бросания с линией горизонта, град;  
 $g$  - ускорение силы тяжести, 9,81 м/с<sup>2</sup>.

Наибольшая дальность полета твердого тела вдоль горизонтальной оси

$$x_{\max} = \frac{v_0^2 \cdot \sin 2\alpha}{g}, \text{ м.} \quad (3.27)$$

Начальную скорость движения горной массы, отбитой скважинным зарядом рыхления, можно определить по формуле

$$v_0 = K \cdot \sqrt[3]{\frac{Q^2}{W}}, \text{ м/с}, \quad (3.28)$$

где  $Q$  - масса заряда в скважине, кг;  
 $K$  - коэффициент, для скальных пород равен 12;  
 $W$  - линия наименьшего сопротивления, м.

На вскрышном уступе карьера центр тяжести отбитой горной массы лежит на высоте, равной половине высоты уступа,  $H_y$ . Угол бросания  $\alpha = 0^\circ$ . При малых скоростях полета сопротивлением воздуха можно пренебречь. Траектория полета любой массы на уступе карьера описывается формулой:

$$y = \frac{H_y}{2} - \frac{g \cdot x^2}{2 \cdot v_0^2}, \text{ м}. \quad (3.29)$$

Здесь вертикальная ось проходит через центр тяжести отбиваемого объема, а горизонтальная – по почве уступа. Максимальная дальность полета отбитой горной массы на уступе (максимальная дальность бросания) определяется по формуле

$$L_1 = v_0 \cdot \sqrt{\frac{H_y}{g}} + 0,5 \cdot W, \text{ м}. \quad (3.30)$$

Для определения длины и высоты развала горной массы на вскрышном уступе используется модель формы его поперечного сечения, изображенная на рис.2.7. Взрывом скважинного заряда (и всего ряда скважин) отбивается объем, поперечное сечение которого на рис.3.7 имеет вид параллелограмма ABCD. Сечение развала складывается из 5 геометрических фигур: прямоугольника 2 и 4-х треугольников 1,3,4 и 5.

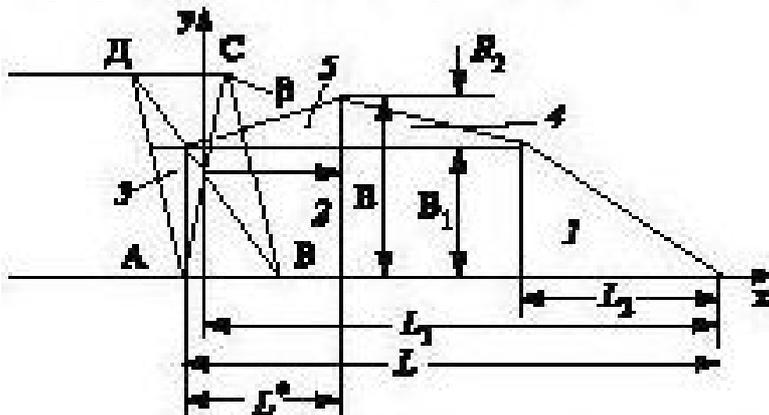


Рисунок 3.7 - Модель поперечного сечения развала взорванной зарядом рыхления горной массы

Длина передней части развала

$$L_2 = \frac{L_1}{3} + 0,5 \cdot (n-1) \cdot W, \text{ м}, \quad (3.31)$$

где  $n$  - число взрывааемых рядов скважин.

Длина развала

$$L = L_1 + 0,25 \cdot W + 0,5 \cdot (n-1) \cdot W, \text{ м}. \quad (3.32)$$

При диагональном короткозамедленном взрывании длина развала укорачивается и определяется по формуле.

$$L = (L_1 + 0,25 \cdot W + 0,5 \cdot (n-1) \cdot W) \cdot (0,75 + 0,27 \cdot \cos 2\varphi), \text{ м}, \quad (3.33)$$

где  $\varphi$  - угол между бровкой уступа и диагональю взрываемого ряда скважин, град.

Высота развала определяется из условия равенства суммарной площади фигуры развала по модели сечения и ее площади ABCD с учетом коэффициента разрыхления породы при взрыве. Выполнив соответствующие построения и преобразования, получим

$$B_1 = \frac{1,13 \cdot L - 0,63 \cdot L_2}{\text{ctg}\beta} - \sqrt{\left(\frac{1,13 \cdot L - 0,63 \cdot L_2}{\text{ctg}\beta}\right)^2 - \frac{1,4 \cdot H \cdot W \cdot n}{0,5 \cdot \text{ctg}\beta}}, \text{ м}, \quad (3.34)$$

где  $B_1$  - высота прямоугольника 2 в модели сечения развала, м;

$\beta$  - угол откоса уступа, град.

Высота треугольников 4 и 5 в модели сечения развала равна

$$B_2 = 0,25 \cdot B_1. \quad (3.35)$$

Максимальная высота развала равна

$$B = 1,25 \cdot B_1. \quad (3.36)$$

Для построения контура развала определим расстояние по оси  $x$  от начала координат до максимальной высоты развала

$$L_x = 0,5 \cdot (L - L_2), \text{ м}. \quad (3.37)$$

Коэффициент кучности развала определяется по формуле

$$K_k = \frac{B}{L_x}. \quad (3.38)$$

В [6] приведен расчет параметров развала для уступов высотой 15 м и 30 м. Результаты сведены в табл.Д.1, Д.2 [6]. Графической интерпретацией расчетов является рис.Д.1, Д.2 [6]. Их анализ свидетельствует, что при увеличении высоты уступа высота развала существенно не возрастает, но значительно растет длина развала (в примере она увеличилась почти в 2 раза). При этом положение внешнего контура развала не зависит от количества рядов взрываемых скважинных зарядов.

*Упрощенный метод расчета параметров развала*

В соответствии с упрощенной методикой ширина развала взорванной породы  $B$ , отмеряя от линии скважин 1-го ряда, определяется выражением

$$B = 5 \cdot q_r \cdot \sqrt{W \cdot H_y}, \text{ м}, \quad (3.39)$$

где  $q_r$  - фактический удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$H_y$  - высота уступа, м;

$W$  - линия наименьшего сопротивления, м.

Высота развала принимается равной  $(0,5-0,6) H_y$ .

**Практическое занятие №4**  
**РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО**  
**ЩЕЛЕОБРАЗОВАНИЯ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ КАПИТАЛЬНОЙ ВЪЕЗДНОЙ**  
**ТРАНШЕИ**

*Цель работы:* изучить порядок расчета расстояний между скважинами и методику расчета скважинных зарядов ВВ при предварительном щелеобразовании.

**4.1 Компьютерная поддержка расчета расстояний между скважинами для предварительного щелеобразования**

Формулы для расчета параметров взрывных работ приведены в лекции 9. Информационные данные для расчета расстояний между скважинами для предварительного щелеобразования при использовании патронов аммонита №6 ЖВ диаметром 32 мм приведены в табл.4.1.

Таблица 4.1 – Ориентировочные расстояния между скважинами для предварительного щелеобразования

Характеристика горных пород	Направление щели относительно основной системы трещин	Расстояние между скважинами Ø60-Ø110, см
Известняк VI-VII групп горизонтального залегания с глинистыми прослойками и вертикальными трещинами, разбитый на блоки 20-50 см по наибольшему ребру	Щель параллельна основной системе трещин	90
	Щель под углом 30-70° к системе трещин	70
Известняк VIII группы, слои весьма трещиноватые	Щель параллельна основной системе трещин	80
	Щель под углом 30-70° к системе трещин	60-70
Песчаник тонкозернистый VI группы, крупноблочный	Вертикальной трещиноватости нет	60
Гранит X группы, трещиноватый	Система трещин отсутствует	60
Диабаз X группы, трещиноватый крупноблочный	Щель параллельна основной системе трещин	70
	Щель под углом 30-70° к системе трещин	50

С использованием формул (9.1)-(9.8) (лекция 9, формулы приведены в [10]) разработана *программа для расчета расстояния между скважинами* для предварительного щелеобразования. Для ее работы используются параметры, приведенные в табл.4.2. Характеристики ВВ берутся из справочного материала.

Таблица 4.2 – Параметры для расчета расстояния между скважинами для предварительного щелеобразования

Название параметра	Ед. изм.	Обозначение	Идентификатор в программе	Номер формулы
Коэффициент Пуассона	-	$\nu$	<i>nju</i>	вводится
Степень угасания ударной волны в зоне разрушения	-	$m$	<i>m</i>	(9.7)
Степень угасания ударной волны в зоне создания направленной трещины	-	$n$	<i>n</i>	(9.2)
Диаметр скважины	м	$d_{скв}$	<i>d_scv</i>	вводится
Длина скважины	м	$l_c$	<i>l_scv</i>	вводится
Объем скважины	м <sup>3</sup>	$V_c$	<i>V_s</i>	(9.5)
Длина заряда ВВ в скважине	м	$l_{заряда}$	<i>l_nab</i>	(9.4)
Диаметр заряда ВВ	м	$d_z$	<i>d_p</i>	вводится
Объем заряда ВВ в скважине	м <sup>3</sup>	$V_z$	<i>V_n</i>	(9.3)
Плотность патронирования	кг/м <sup>3</sup>	$\delta_n$	<i>del_patr</i>	вводится
Средняя плотность заряда ВВ в скважине	кг/м <sup>3</sup>	$\Delta_{зар}$	<i>del_av</i>	(9.5)
Скорость детонации	м/с	$D$	<i>D</i>	вводится
Детонационное давление	Па	$P_0$	<i>P_d</i>	(9.6)
Плотность горной породы	кг/м <sup>3</sup>	$\gamma$	<i>gam</i>	вводится
Скорость продольной волны в горной породе	м/с	$C_n$	<i>C_n</i>	вводится
Безразмерная величина	-	$C$	<i>C</i>	(9.8)
Коэффициент, учитывающий ориентацию природных трещин в массиве горных пород относительно плоскости оконтуривания	-	$K$	<i>K</i>	вводится
Показатель адиабаты	-	$\chi$	<i>ksi</i>	вводится
Прочность горной породы при растяжении	Па	$\sigma_p$	<i>sigma</i>	вводится
Расстояние между скважинами	м	$a$	<i>a_ok</i>	(9.1)

Алгоритм работы следующий:

- задается коэффициент Пуассона, по которому вычисляется степень угасания ударной волны в зоне разрушения и степень угасания ударной волны в зоне создания направленной трещины;
- вводятся диаметр и длина скважины, вычисляется объем скважин;
- определяется длина заряда;
- вводится диаметр патрона и вычисляется объем заряда ВВ в скважине;

- вводится плотность патронирования ВВ и вычисляется плотность заряжения скважины;
- вводится скорость детонации, по которой вычисляется детонационное давление в заряде ВВ;
- вводится плотность горной породы и скорость продольной волны в горной породе, вычисляется величина  $C$ ;
- вводятся выбранные из табл.4.1 параметры:
  - коэффициент, учитывающий ориентацию природных трещин в массиве горных пород относительно плоскости оконтуривания;
  - показатель адиабаты;
  - прочность горной породы при растяжении;
- определяется расстояние между скважинами.

Запуск программы выполняется двойным нажатием левой клавиши «мыши» на значок «*a\_okont.exe*». Значение  $a$  зависит от глубины скважины.

### Пример

Расчет расстояния  $a$  между щелеобразующими скважинами при строительстве капитальной въездной траншеи в карьер «Центральный» ДФДК выполнен для следующих условий:

- естественная трещиноватость массива совпадает с направлением контурного взрывания,  $K=1,2$ ;
- коэффициент  $\nu=0,26$ ;
- предел прочности массива при растяжении  $\sigma_p = 101 \cdot 10^5 = 10$  МПа;
- отношение  $\frac{\nu_z}{\nu_c} = \frac{\frac{0,032^2}{4} \cdot 3,14 \cdot \frac{2}{3}}{\frac{0,105^2}{4} \cdot 3,14} = 0,06$ ;
- показатель адиабаты для аммонита №6ЖВ=1,2;
- плотность заряда ВВ в скважине  $\delta = \frac{0,2 \cdot 3}{\frac{0,105^2}{4} \cdot 3,14} = 69,3$  кг/м<sup>3</sup>;
- скорость детонации  $D = 4000$  м/с;
- скорость продольной волны в массиве  $C_n = 5650$  м/с.

Степень затухания ударной волны в зоне разрушения:  $m = 2 + \frac{0,26}{1 - 0,26} = 2,35$ .

Степень затухания ударной волны в зоне образования направленной трещины между скважинами:  $n = 2 - \frac{0,26}{1 - 0,26} = 1,65$ .

Детонационное давление в заряде ВВ:  $P_o = 10 \cdot 69,3 \cdot 4000 \cdot (4 \cdot 9,81) = 108773280 = 1,08 \cdot 10^8$  МПа.

Отношение импеданса ВВ к импедансу породы:  $C = \frac{69,3 \cdot 4000}{2600 \cdot 5650} = 0,02$ .

Расстояние между щелеобразующими скважинами:

$$a = 1,2 \cdot 0,105 \cdot \left( 1 + 2^{\frac{1}{1,65}} \right) \cdot \left\{ 2 \cdot 0,26 \cdot 1,08 \cdot (0,06)^{1,2} \cdot [10 \cdot (1 - 0,26) \cdot (1 + 0,02)] \right\}^{\frac{1}{2,35}} = 1,296 \text{ м.}$$

Принимаем расстояние между смежными заряженными щелеобразующими скважинами  $a = 1,3$  м.

Поскольку глубина въездной траншеи постоянно изменяется от 0 до 27,9 м, то количество одновременно пробуриваемых щелеобразующих скважин также будет изменяться в соответствии с одновременно с ними взрывааемыми скважинами с зарядами на выброс (см. комплексный пример в 4.3), длина которых также будет изменяться.

При этом масса одновременно подрываемых зарядов не должна превышать 28,8 т.

По результатам работы программы строится схема размещения скважин для щелеобразования на бортах траншеи (рис.4.1).

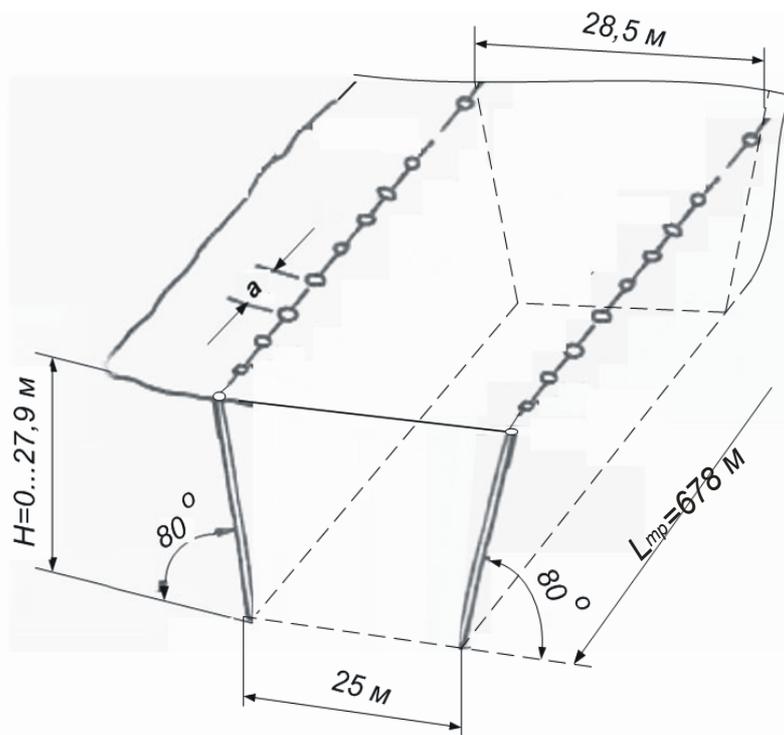


Рисунок 4.1 – Расположение скважин на бортах траншеи для предварительного щелеобразования

#### 4.2 Компьютерная поддержка расчета зарядов скважин для предварительного щелеобразования

С использованием формул (9.9)-(9.17) [10] разработаны алгоритм и программа расчета зарядов скважин для предварительного щелеобразования. Алгоритм выполнения расчетов приведен на рис.4.2. Для работы с программой необходимо подготовить таблицу с параметрами (табл.4.3).

Запуск программы выполняется двойным нажатием левой клавиши «мыши» на значок «*okont.exe*». Ниже приведен пример ввода исходных данных для работы программы.

```
Vvedite ugol otkosa borta transhei alf=80
Vvedite pitomu vitratu BP q_n=1.12
Vvedite pracezdatnist BP q_rab=340
Vvedite pochatkovu vidstan mig sverdlovinami a_ok=0.827
Vvedite kincevu vidstan mig sverdlovinami a_ok=0.886
Vvedite pochatkovu glibinu transhei Hk_o=5
Vvedite kincevu glibinu transhei Hk_k=10
Vvedite diametr sverdlovini d_scv=0.105
Vvedite dlinu patrona BP l_patr=0.22
Vvedite macu patrona BP q_p=0.25
Vvedite dovginu transhei L_tr=125
Vvedite maximalnu macu BP Qmax=28800
```

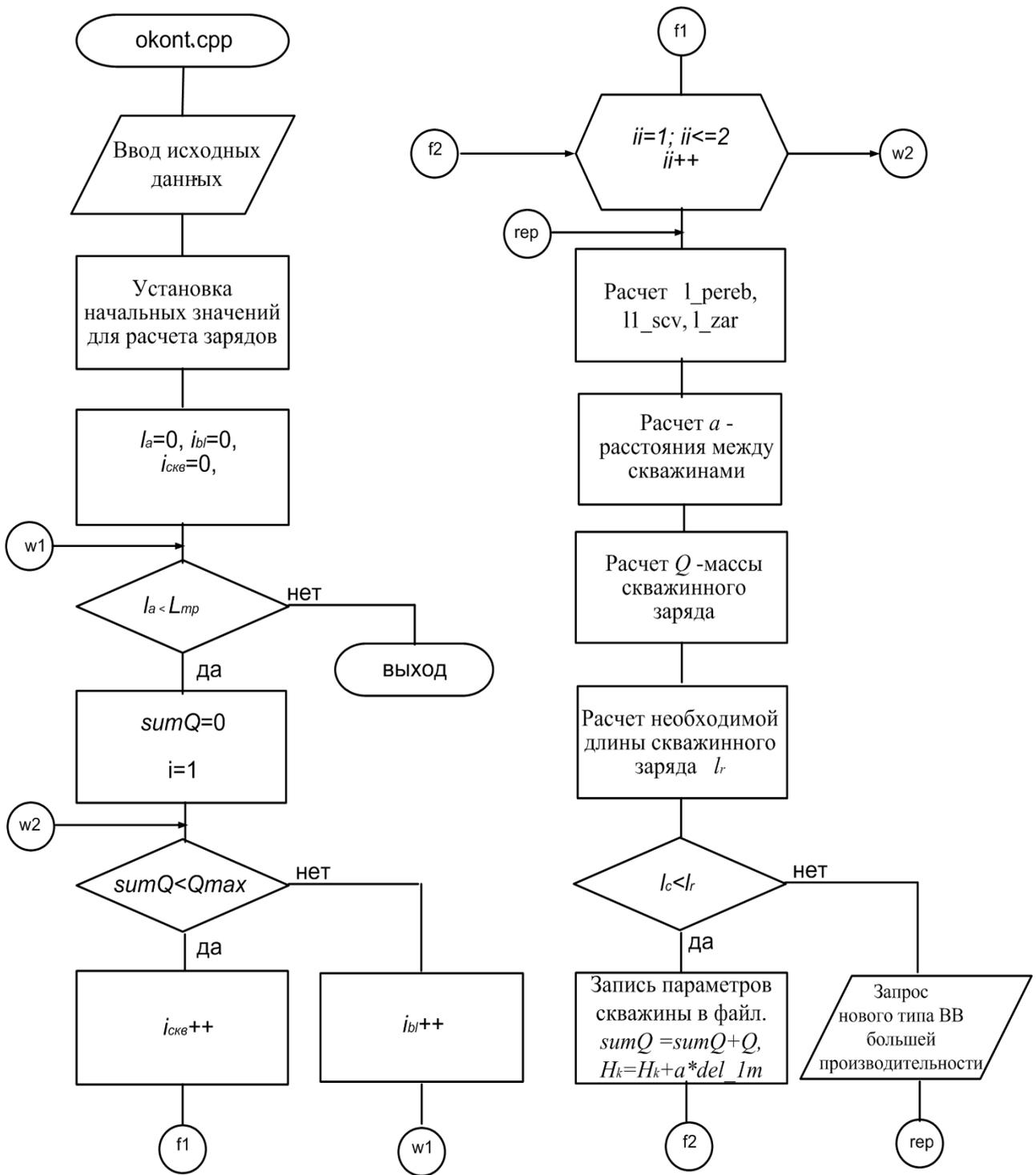


Рисунок 4.2 - Алгоритм расчета скважинных зарядов для предварительного щелеобразования

Таблица 4.3 – Параметры для расчета зарядов скважин для предварительного щелеобразования

Название параметра	Ед. изм.	Обозначение	Идентификатор	Номер формулы
Угол откоса борта траншеи	град.	$\alpha$	$alf$	вводится
Руководящий уклон траншеи	‰	$i$	$dir_i$	(2.9 П32)
Удельный расход ВВ с работоспособностью 300 см <sup>3</sup>	кг/м <sup>3</sup>	$q_n$	$q_n$	вводится
Работоспособность используемого ВВ	см <sup>3</sup>	$P$	$q_{rab}$	вводится
Удельный расход ВВ с работоспособностью $P$	кг/м <sup>3</sup>	$q_r$	$q_r$	(9.15)
Начальное расстояние между скважинами	м	$a$	$a_{ok_o}$	вводится
Конечное расстояние между скважинами	м	$a$	$a_{ok_k}$	вводится
Расстояние между скважинами	м	$a$	$a_{ok}$	изменяется в цикле
Начальная глубина траншеи	м	$H$	$Hk_o$	вводится
Конечная глубина траншеи	м	$H$	$Hk_k$	вводится
Глубина траншеи	м	$H$	$Hk$	изменяется в цикле
Диаметр скважины	м	$d_{скв}$	$d_{scv}$	вводится
Длина патрона	м	$l_{патрон}$	$l_{patr}$	вводится
Масса патрона	кг	$q_{патрон}$	$q_p$	вводится
Длина траншеи	м		$L_{tr}$	вводится
Максимальна масса одновременно взрываемого ВВ (в соответствии с ЕПБ)	кг	-	$Q_{max}$	вводится
Масса 1 м заряда скважины	кг/м	$\gamma_n$	$q_{1m}$	(9.16)
Длина части траншеи, для которой выполнены расчеты	м	-	$l_a$	изменяется в цикле
Длина забойки	м	$l_{забойки}$	$l_{zab}$	(9.10)
Длина скважины с учетом перебура	м	$l_c^0$	$l_{scv}$	(9.11)
Длина скважины с учетом перебура	м	$l_c$	$ll_{scv}$	(9.12)
Длина заряда	м	$l_{заряда}$	$l_{zar}$	(9.13)
Радиус воронки выброса	м	$r$	$r_v$	(9.9)
Объем воронки выброса	м <sup>3</sup>	-	$V_v$	(9.14)
Масса заряда	кг	$Q$	$Q$	(9.14)
Длина заряда, необходимая для размещения ВВ массой $Q$	м	$l_r$	$l_r$	(9.17)
Разница между необходимой длиной заряда и принятой ранее	м	-	$del_l$	контролируется в цикле
Масса одновременно взрываемого ВВ в скважинах	кг	-	$sumQ$	контролируется в цикле

Результаты работы программы (файл) для расчета параметров скважин для предварительного щелеобразования на одном борту траншеи приведены ниже. На противоположном борту траншеи симметрично размещен такой же ряд скважин с соответствующими параметрами.

Vidomosti pro Transheju:

Dovgina L\_tr=100.00

Pochatkovā glibina = 5.00

Kinceva glibina = 10.00

Directivnii uklon transhei i= 50 promilei

Vidomosti pro BP i Okonturivajushie sverdlovini:

Putoma vitrata BP pracezdatnistju 360.0 q\_r=0.93

Diametr sverdlobini =0.1050

Dovgina patrona l\_patr = 0.22

Masa patrona q\_p = 0.25

Masa naboju 1 m sverdlovini q\_lm = 0.57

	N	Htr	l_sv	ugol	l_zar	l_zab	lzar_r	del_l	r_v	a	mas.zar
BLOCK 1 from L=	0.00										
kol-vo patronov=4	1	5.00	6.35	80	4.77	1.57	1.76	3.01	0.413	0.85	1.000
kol-vo patronov=4	2	5.04	6.40	80	4.82	1.57	1.76	3.06	0.414	0.85	1.000
kol-vo patronov=4	3	5.08	6.45	80	4.88	1.57	1.76	3.12	0.414	0.85	1.000
kol-vo patronov=4	4	5.12	6.50	80	4.93	1.57	1.76	3.17	0.414	0.85	1.000
kol-vo patronov=4	5	5.17	6.56	80	4.98	1.57	1.76	3.22	0.414	0.85	1.000
kol-vo patronov=4	6	5.21	6.61	80	5.03	1.57	1.76	3.27	0.415	0.85	1.000
kol-vo patronov=4	7	5.25	6.66	80	5.09	1.57	1.76	3.33	0.415	0.85	1.000
kol-vo patronov=5	8	5.29	6.72	80	5.14	1.57	2.20	2.94	0.415	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	9	5.33	6.77	80	5.19	1.57	2.20	2.99	0.415	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	10	5.37	6.82	80	5.25	1.57	2.20	3.05	0.416	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	11	5.41	6.87	80	5.30	1.57	2.20	3.10	0.416	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	12	5.46	6.93	80	5.35	1.57	2.20	3.15	0.416	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	13	5.50	6.98	80	5.40	1.57	2.20	3.20	0.416	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	14	5.54	7.03	80	5.46	1.57	2.20	3.26	0.417	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	15	5.58	7.08	80	5.51	1.57	2.20	3.31	0.417	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	16	5.62	7.14	80	5.56	1.57	2.20	3.36	0.417	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	17	5.66	7.19	80	5.62	1.57	2.20	3.42	0.417	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	18	5.71	7.24	80	5.67	1.57	2.20	3.47	0.418	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	19	5.75	7.30	80	5.72	1.57	2.20	3.52	0.418	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	20	5.79	7.35	80	5.77	1.57	2.20	3.57	0.418	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	21	5.83	7.40	80	5.83	1.57	2.20	3.63	0.418	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	22	5.87	7.46	80	5.88	1.57	2.20	3.68	0.419	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	23	5.92	7.51	80	5.93	1.57	2.20	3.73	0.419	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	24	5.96	7.56	80	5.99	1.57	2.20	3.79	0.419	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	25	6.00	7.62	80	6.04	1.57	2.20	3.84	0.419	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	26	6.04	7.67	80	6.09	1.57	2.20	3.89	0.420	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	27	6.08	7.72	80	6.15	1.57	2.20	3.95	0.420	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	28	6.13	7.78	80	6.20	1.57	2.20	4.00	0.420	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	29	6.17	7.83	80	6.25	1.57	2.20	4.05	0.420	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	30	6.21	7.88	80	6.31	1.57	2.20	4.11	0.421	0.85	1.250
kol-vo patronov=5	31	6.25	7.94	80	6.36	1.57	2.20	4.16	0.421	0.85	1.250
kol-vo patronov=6	32	6.29	7.99	80	6.41	1.57	2.64	3.77	0.421	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	33	6.34	8.04	80	6.47	1.57	2.64	3.83	0.421	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	34	6.38	8.10	80	6.52	1.57	2.64	3.88	0.422	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	35	6.42	8.15	80	6.57	1.57	2.64	3.93	0.422	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	36	6.46	8.20	80	6.63	1.57	2.64	3.99	0.422	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	37	6.50	8.26	80	6.68	1.57	2.64	4.04	0.422	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	38	6.55	8.31	80	6.74	1.57	2.64	4.10	0.423	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	39	6.59	8.36	80	6.79	1.57	2.64	4.15	0.423	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	40	6.63	8.42	80	6.84	1.57	2.64	4.20	0.423	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	41	6.67	8.47	80	6.90	1.57	2.64	4.26	0.423	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	42	6.72	8.52	80	6.95	1.57	2.64	4.31	0.424	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	43	6.76	8.58	80	7.00	1.57	2.64	4.36	0.424	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	44	6.80	8.63	80	7.06	1.57	2.64	4.42	0.424	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	45	6.84	8.69	80	7.11	1.57	2.64	4.47	0.424	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	46	6.89	8.74	80	7.17	1.57	2.64	4.53	0.425	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	47	6.93	8.79	80	7.22	1.57	2.64	4.58	0.425	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	48	6.97	8.85	80	7.27	1.57	2.64	4.63	0.425	0.85	1.500

kol-vo patronov=6	49	7.01	8.90	80	7.33	1.57	2.64	4.69	0.425	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	50	7.06	8.96	80	7.38	1.57	2.64	4.74	0.426	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	51	7.10	9.01	80	7.44	1.57	2.64	4.80	0.426	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	52	7.14	9.06	80	7.49	1.57	2.64	4.85	0.426	0.85	1.500
kol-vo patronov=6	53	7.18	9.12	80	7.54	1.57	2.64	4.90	0.426	0.85	1.500
kol-vo patronov=7	54	7.23	9.17	80	7.60	1.57	3.08	4.52	0.427	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	55	7.27	9.23	80	7.65	1.57	3.08	4.57	0.427	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	56	7.31	9.28	80	7.71	1.57	3.08	4.63	0.427	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	57	7.35	9.33	80	7.76	1.57	3.08	4.68	0.427	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	58	7.40	9.39	80	7.81	1.57	3.08	4.73	0.428	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	59	7.44	9.44	80	7.87	1.57	3.08	4.79	0.428	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	60	7.48	9.50	80	7.92	1.57	3.08	4.84	0.428	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	61	7.52	9.55	80	7.98	1.57	3.08	4.90	0.428	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	62	7.57	9.61	80	8.03	1.57	3.08	4.95	0.429	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	63	7.61	9.66	80	8.09	1.57	3.08	5.01	0.429	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	64	7.65	9.72	80	8.14	1.57	3.08	5.06	0.429	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	65	7.70	9.77	80	8.19	1.57	3.08	5.11	0.429	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	66	7.74	9.82	80	8.25	1.57	3.08	5.17	0.430	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	67	7.78	9.88	80	8.30	1.57	3.08	5.22	0.430	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	68	7.83	9.93	80	8.36	1.57	3.08	5.28	0.430	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	69	7.87	9.99	80	8.41	1.57	3.08	5.33	0.430	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	70	7.91	10.04	80	8.47	1.57	3.08	5.39	0.431	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	71	7.95	10.10	80	8.52	1.57	3.08	5.44	0.431	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	72	8.00	10.15	80	8.58	1.57	3.08	5.50	0.431	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	73	8.04	10.21	80	8.63	1.57	3.08	5.55	0.431	0.85	1.750
kol-vo patronov=7	74	8.08	10.26	80	8.69	1.57	3.08	5.61	0.432	0.85	1.750
kol-vo patronov=8	75	8.13	10.32	80	8.74	1.57	3.52	5.22	0.432	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	76	8.17	10.37	80	8.80	1.57	3.52	5.28	0.432	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	77	8.21	10.43	80	8.85	1.57	3.52	5.33	0.432	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	78	8.26	10.48	80	8.91	1.57	3.52	5.39	0.433	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	79	8.30	10.54	80	8.96	1.57	3.52	5.44	0.433	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	80	8.34	10.59	80	9.02	1.57	3.52	5.50	0.433	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	81	8.39	10.65	80	9.07	1.57	3.52	5.55	0.433	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	82	8.43	10.70	80	9.13	1.57	3.52	5.61	0.434	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	83	8.47	10.76	80	9.18	1.57	3.52	5.66	0.434	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	84	8.52	10.81	80	9.24	1.57	3.52	5.72	0.434	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	85	8.56	10.87	80	9.29	1.57	3.52	5.77	0.435	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	86	8.60	10.92	80	9.35	1.57	3.52	5.83	0.435	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	87	8.65	10.98	80	9.40	1.57	3.52	5.88	0.435	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	88	8.69	11.03	80	9.46	1.57	3.52	5.94	0.435	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	89	8.73	11.09	80	9.51	1.57	3.52	5.99	0.436	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	90	8.78	11.14	80	9.57	1.57	3.52	6.05	0.436	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	91	8.82	11.20	80	9.62	1.57	3.52	6.10	0.436	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	92	8.86	11.25	80	9.68	1.57	3.52	6.16	0.436	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	93	8.91	11.31	80	9.73	1.57	3.52	6.21	0.437	0.85	2.000
kol-vo patronov=8	94	8.95	11.36	80	9.79	1.57	3.52	6.27	0.437	0.85	2.000
kol-vo patronov=9	95	9.00	11.42	80	9.84	1.57	3.96	5.88	0.437	0.85	2.250
kol-vo patronov=9	96	9.04	11.47	80	9.90	1.57	3.96	5.94	0.437	0.85	2.250
kol-vo patronov=9	97	9.08	11.53	80	9.96	1.57	3.96	6.00	0.438	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	98	9.13	11.59	80	10.01	1.57	3.96	6.05	0.438	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	99	9.17	11.64	80	10.07	1.57	3.96	6.11	0.438	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	100	9.21	11.70	80	10.12	1.57	3.96	6.16	0.438	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	101	9.26	11.75	80	10.18	1.57	3.96	6.22	0.439	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	102	9.30	11.81	80	10.23	1.57	3.96	6.27	0.439	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	103	9.35	11.86	80	10.29	1.57	3.96	6.33	0.439	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	104	9.39	11.92	80	10.34	1.57	3.96	6.38	0.439	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	105	9.43	11.98	80	10.40	1.57	3.96	6.44	0.440	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	106	9.48	12.03	80	10.46	1.57	3.96	6.50	0.440	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	107	9.52	12.09	80	10.51	1.57	3.96	6.55	0.440	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	108	9.57	12.14	80	10.57	1.57	3.96	6.61	0.440	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	109	9.61	12.20	80	10.62	1.57	3.96	6.66	0.441	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	110	9.65	12.25	80	10.68	1.57	3.96	6.72	0.441	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	111	9.70	12.31	80	10.74	1.57	3.96	6.78	0.441	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	112	9.74	12.37	80	10.79	1.57	3.96	6.83	0.441	0.90	2.250
kol-vo patronov=9	113	9.79	12.42	80	10.85	1.57	3.96	6.89	0.442	0.90	2.250
kol-vo patronov=10	114	9.83	12.48	80	10.90	1.57	4.40	6.50	0.442	0.90	2.500
kol-vo patronov=10	115	9.87	12.54	80	10.96	1.57	4.40	6.56	0.442	0.90	2.500
kol-vo patronov=10	116	9.92	12.59	80	11.02	1.57	4.40	6.62	0.443	0.90	2.500
kol-vo patronov=10	117	9.96	12.65	80	11.07	1.57	4.40	6.67	0.443	0.90	2.500

BLOCK 1: n\_scv=117, lbl=100.15 sumQ= 199.500

### 4.3 Комплексный пример и графическая интерпретация расчёта параметров скважинных зарядов для предварительного щелеобразования и взрывания на выброс

При строительстве въездной траншеи скважины располагают вдоль оси будущей выработки в несколько рядов, количество которых определяется расчетом. Вначале взрывают щелеобразующие скважины с обеих сторон траншеи при помощи ДШ и электродетонаторов мгновенной серии замедления типа ЭД-8Э.

Затем, с интервалом замедления 75-100 мс – 1-й ряд скважин зарядов на выброс при помощи ЭДЗД-8 либо ЭДЗД-9 с временем замедления 0,75 с и 1,0 с, соответственно. Этот ряд расположен у борта, на который требуется выбросить породу. Затем взрывают 2-й ряд скважин зарядов на выброс с применением ЭДЗД-10 (время замедления 1,5 с). Потом взрывают 3-й ряд с применением ЭДЗД-11 (время замедления 2 с) и т.д.

*Расчет щелеобразующих скважин приведен выше.*

В щелеобразующих скважинах 1-141 и 158-298 в 1-м блоке применяют патронированный аммонит №6ЖВ, общий расход которого для двух рядов скважин составит  $2 \cdot 3253,75 = 6507,50$  кг.

Начиная со 142-й скважины, работоспособности аммонита №6 ЖВ недостаточно, поэтому переходим на граммонал А-45. Таким образом, в скважинах 142-157 и 299-314 применяется граммонал А-45, общий расход которого для 2-х рядов составит  $2 \cdot 1925,4 = 3850,8$  кг.

На рис.4.3 показан фрагмент файла с результатами расчета зарядов скважин. Выделенные строки показывают вместо увеличения - уменьшение массы заряда с 59,537 кг до 44,802 кг при изменении типа ВВ на более мощное.

```

N Hk l_k ugol l_zar l_zab l_zar_r del_l r_v W a mas.zar
BLOCK 1 from L= 0.00
 1 0.00 5.00 80 3.42 1.57 1.74 1.68 0.65 3.24 1.30 13.572
 2 0.05 5.00 80 3.42 1.57 1.74 1.68 0.65 3.24 1.30 13.572
 3 0.11 5.00 80 3.42 1.57 1.74 1.68 0.65 3.24 1.30 13.572
 4 0.16 5.00 80 3.42 1.57 1.74 1.68 0.65 3.24 1.30 13.572
....
140 7.44 9.16 80 7.58 1.57 7.51 0.07 0.65 5.28 1.30 58.472
141 7.49 9.22 80 7.65 1.57 7.64 0.00 0.65 5.32 1.30 59.537
142 7.54 9.29 80 7.71 1.57 7.71 1.96 0.65 5.35 1.30 44.802
143 7.60 9.35 80 7.78 1.57 7.86 1.92 0.65 5.38 1.30 45.609
144 7.65 9.42 80 7.84 1.57 7.96 1.88 0.65 5.41 1.30 46.425
....
174 9.25 11.37 80 9.79 1.57 9.72 0.07 0.65 6.37 1.30 75.674
BLOCK 1: n_scv=173, lbt=226.20 sumQ=5289.860

```

Рисунок 4.3 – Фрагмент результатов расчета зарядов скважин

В скважинах в 1-м блоке применяют патронированный аммонит №6ЖВ. С учетом максимальной массы скважинного заряда, который можно разместить в скважинах диаметром 105 мм, соблюдая минимальную длину забойки, длина блока составит 226 м.

Количество скважин по одному борту траншеи равно 157. Общее количество – 314. Расстояние между скважинами – 1,3 м.

*Расчет скважинных зарядов на выброс* начинается с определения показателя действия взрыва  $n = \frac{r_e}{W}$ . Значение  $r_e$  не должно превышать значения, равного половине расстояния между рядами скважин.

На ДФДК расстояние между рядами составляет 6,0-8,0 м. Поэтому для дальнейших расчетов предварительно зададимся значением  $r_e = 3,0$  м.

ЛНС будет переменной, т.к. глубина траншеи изменяется от 0 м (на въезде) до 27,9 м (в конечной точке). Поскольку скважины для зарядов на выброс бурятся, как и щелеобразующие, параллельно борту въездной траншеи (угол откоса равен  $80^\circ$ ), то для глубины скважины или высоты уступа, равного  $H_y=10$  м, ЛНС равна

$$W = l_{забойки} + \frac{l_{заряда}}{2}, \text{ м,}$$

где  $l_{забойки} = 15 \cdot d_{скв} = 15 \cdot 0,105 = 1,575$  м.

Принимаем  $l_{забойки} = 1,6$  м.

$$\text{Тогда } l_c = \frac{H_y + l_{перебура}}{\sin 80^\circ} = \frac{10 + 2,5}{0,98} = 12,7 \text{ м.}$$

$$l_{заряда} = l_c - l_{забойки} = 12,7 - 1,6 = 11,1 \text{ м.}$$

$$W = 1,6 + \frac{11,1}{2} = 7,15 \text{ м. } n = \frac{3}{7,15} = 0,42.$$

Заряды выброса располагают на таком расстоянии один от другого, чтобы при совместном действии они образовывали выемку с ровной подошвой. Расстояние между зарядами  $a = 0,5 \cdot W \cdot (n + 1) = 0,5 \cdot 7,15 \cdot (0,42 + 1) = 5,08$  м. Принимаем  $a = 5$  м.

Масса заряда при глубине до 25 м определяется по формуле Борескова М.М.

Поскольку применяемый граммонит 79/21 имеет работоспособность  $P = 340 \text{ см}^3$ , то табличное значение  $q_n$  корректируется поправочным коэффициентом, равным  $300/P = 300/340 = 0,88$ .

$$\text{Т.о. } Q = 0,88 \cdot 1,50 \cdot 7,15^3 \cdot (0,4 + 0,6 \cdot 0,42^3) = 214,5 \text{ кг.}$$

Принимаем заряд скважины 214 кг.

Учитывая, что ширина траншеи по дну равна 25 м, бурим 5 рядов скважин для зарядов на выброс с расстоянием 5 м между рядами.

Уточненное расстояние между скважинами зарядов на выброс и щелеобразующими равно значению  $r_e = (25,0 - 4 \cdot 5) / 2 = 2,5$  м.

$$\text{Масса заряда 1 м скважины равна } \gamma_z = \frac{\pi \cdot d_c^2}{4} \cdot \Delta_{зар} = \frac{3,14 \cdot 0,105^2}{4} \cdot 900 = 7,8 \text{ кг/м.}$$

При такой массе 1 м заряда длина скважины должна составлять

$$l_c = \frac{Q}{\gamma_z} = \frac{214,0}{7,8} = 27,4 \text{ м.}$$

Это превышает ранее рассчитанную длину скважины, равную 12,7 м. Следовательно, скважины для зарядов на выброс, диаметром 105 мм, пробуренные станком НКР-100М, не обеспечат выброс породы.

Принимаем для бурения скважин установку СБШ-250МН, которые бурят скважины диаметром 250 мм.

При таком диаметре масса 1 м заряда скважины равна

$$\gamma_z = \frac{3,14 \cdot 0,250^2}{4} \cdot 900 = 44,16 \text{ кг/м;}$$

$$l_{заряда} = \frac{214,0}{44,16} = 4,85 \text{ м;}$$

$$l_{забойки} = 12,7 - 4,85 = 7,85 \text{ м,}$$

что больше минимально допустимой, равной  $15 \cdot 0,25 = 3,75$  м.

Поскольку одновременно можно взрывать не более 28800 кг, то общее количество одновременно взрывааемых скважин с зарядами на выброс равно  $N_{скв} = \frac{28800}{214,0} = 134,6$ .

Количество скважин в ряду равно  $N_{скв.ряд} = \frac{134,6}{5} = 26,92$ .

Принимаем 27 скважин в ряду.

Поэтому длина взрываемого блока составит  $27 \cdot 5 = 135$  м.

Длина развала выброшенной породы на борте карьера

$$x = 4 \cdot W \cdot \sqrt{q \cdot n} = 4 \cdot W \cdot \sqrt{0,88 \cdot q_n \cdot n} = 4 \cdot 7,15 \cdot \sqrt{0,88 \cdot 1,50 \cdot 0,42} = 21,3 \text{ м.}$$

Высота навала породы, выброшенной на борт, равна  $y = \frac{0,7 \cdot W}{n} = \frac{0,7 \cdot 7,15}{0,42} = 11,92$  м.

#### Применение программы

Результаты расчета зарядов скважин при строительстве въездной траншеи сохраняются в файл «res\_bl.dat». Для расчета зарядов скважин при строительстве въездной траншеи длиной 678 м исходные данные необходимо поместить в файл «otboin.dat», в порядке, приведенном в табл.4.4 (столбец «значение»).

Таблица 4.4 – Исходные данные для расчета зарядов скважин

Наименование	Ед. изм.	Идентификатор в программе	Значение
Удельный расход эталонного ВВ	кг/м <sup>3</sup>	$q_n$	1.12
Радиус воронки выброса	м	$r_v$	2.5
Показатель действия взрыва	-	$n$	1.0
Линия наименьшего сопротивления	м	$W_o$	2.5
Начальная глубина траншеи	м	$Hk_o$	0.0
Конечная глубина траншеи	м	$Hk_k$	27.9
Диаметр скважины с учетом перебура	м	$d_{scv}$	0.250
Плотность заряжения	кг/м <sup>3</sup>	$gam$	900.0
Длина траншеи	м	$L_{tr}$	678.0

В результате выполнения следующего фрагмента программа введет исходные данные.

```
FILE *fi;
fi=fopen("otboin.dat","r");
fscanf(fi,"%lf",&fel); q_n=fel; // вводится значение 1.12
fscanf(fi,"%lf",&fel); r_v=fel; // вводится значение 2.5
fscanf(fi,"%lf",&fel); n=fel; // вводится значение 1.0
fscanf(fi,"%lf",&fel); Wo=fel; // вводится значение 2.5
fscanf(fi,"%lf",&fel); Hk_o=fel; // вводится значение 0.0
fscanf(fi,"%lf",&fel); Hk_k=fel; // вводится значение 27.9
fscanf(fi,"%lf",&fel); d_scv=fel; // вводится значение 0.250
fscanf(fi,"%lf",&fel); gam=fel; // вводится значение 900.0
fscanf(fi,"%lf",&fel); L_tr=fel; // вводится значение 678.0
```

Далее в программе углы  $\alpha, \beta$  переводятся из градусов в радианы (требования стандартной библиотеки математических функций C++).

```
double alf=80*3.14/180;
double bet=2.29*3.14/180;
```

Рассчитывается величина углубления траншеи, приходящаяся на 1 м ее длины.

```
del_1m=(Hk_k-Hk_o)/L_tr;
```

С учетом работоспособности заданного ВВ (340 см<sup>3</sup>) выполняется расчет его удельного расхода и вес 1 м заряда скважины.

```
q_n=q_n*300.0/340.0;  
q_lm=3.14*d_scv*d_scv/4.0*gam;
```

Выполняется расчет длины забойка, установка начальной длины скважины (5 м), текущего значения радиуса воронки выброса и других начальных значений.

```
l_zab=15*d_scv; l_scv=5.0;  
double r=r_v, dr=4.92/L_tr;  
double l_a=0;  
int ibl=1; io=0; l_bl[0]=0.0;
```

Внешний условный цикл (цикл, помеченный «w1») контролирует продвижение по длине траншеи и начинается с записи в файл номера текущего блока (ibl) и начала блока (l\_a).

```
while (l_a<=L_tr)  
{  
    fprintf(f, "\n BLOCK %d from L=%6.2lf", ibl, l_a);  
    sumQ=0.0; i=1;
```

Внутренний условный цикл (цикл, помеченный «w2») контролирует ограничение по объему одновременно взрывающегося ВВ и также выход за границы длины траншеи (бурится 5 параллельных рядов скважин)

```
while ( (sumQ<28000.0) && (l_a<=5*L_tr) )
```

При достижении суммарной массы одновременно взрывающегося ВВ значения 28000 кг программа выдает на экран сообщение и записывает в файл итоговые значения по расчету блока. Затем выполняется возврат (метка w2) на начало расчета зарядов скважин для нового взрывного блока.

Основные расчеты выполняются параллельно для 5 рядов следующим циклом  
*for (ii=1, n=1.1, Wo=2.5; ii<=5; ii++, n=n+0.04, Wo=5.0)*

Для 1-го ряда  $W=2,5$ , для остальных – 5 м. Также начальное значение показателя действия взрыва равно 1,1, а для каждого следующего ряда скважин оно увеличивается на 0,04.

Выполняется расчет параметров скважинного заряда.

```
W=Wo;  
a=0.5*W*(n+1); l_a=l_a+a; l_zab=0.2*W;  
l_pereb=0.25*l_scv; ll_scv=l_scv+l_pereb;  
l_zar=ll_scv-l_zab;  
a=0.5*W*(n+1); l_a=l_a+a;
```

Причем, в зависимости от текущей глубины траншеи, для расчета Q применяются различные математические выражения.

```
//formula 7.1 for H_kanavi<25 m  
if (Hk<25) Q=q_n*W*W*W*(0.4+0.6*n*n*n)+i*q_lm*del_lm*a;  
// for H_kanavi>25 m - formula 2.15  
else Q=q_n*W*W*W*(0.4+0.6*n*n*n)*sqrt(W/25);
```

Далее выполняется расчет длины заряда, который необходим для зарядания Q кг ВВ, и вычисляется разница с предварительно рассчитанной длиной скважины.

```
l_r=Q/q_lm; del_l=l_zar-l_r; sumQ=sumQ+Q;
```

Если разница положительна, то результаты записываются в файл и выполняется «углубление по траншеи».

```
l_scv=l_scv+a*tan(beta);  
Hk=Hk+del_lm*a; i++; io=io+5; W=Wo+2.0*Hk/tan(alpha);
```

В противном случае программа выдает сообщение о невозможности зарядить скважину и предлагает применить более мощное ВВ и ввести значение его работоспособности.

```
printf("\n l_scv <l_r! Input new P_BB:");
scanf("%lf", &P_BB);
```

При отсутствии подходящего ВВ выполнение программы прерывают (принудительный выход – Ctrl-Break).

После ввода работоспособности ВВ будет рассчитано новое значение  $q_n$  и выполнено повторное вычисление параметров заряда (метка «гер» на схеме алгоритма).

```
q_n=q_n0*300.0/P_BB; goto rep;
```

После завершения расчетов данные, записанные в файл «res\_bl.dat», используются для подготовки таблицы сведений о скважинах и зарядах. Сведения о скважинах и зарядах приведены в табл.4.5.

Таблица 4.5 – Сведения о скважинах и зарядах

№ скважины	Длина скважины, м	Расстояние между скважинами, а, м	Масса заряда, кг		Длина забойки, м	Тип ВВ	Электродетонатор
			1 скв.	группы			
Щелеобразующие скважины (Блок 1)							
1-6, 105-110	5,00	1,3	13,57	162,84	1,58	Граммонит 79/21 А-45	ЭД-ДС
7,111	5,06	1,3	13,97	27,94	1,57		
...							
71,175	9,22	1,3	59,54	119,08	1,57		
72,176	9,29	1,3	44,80	89,60	1,57		
104,208	11,37	1,3	75,67	151,34	1,57		
Скважинные заряды на выброс (Блок 2)							
I ряд: 209-261	12,5-19,0	2,50	18,36-169,91	4988,95	0,50	Граммонит 79/21	ЭДКЗ-9
II ряд: 262-287	12,5-18,9	5,10	138,73-287,37	10528,19	1,00		ЭДКЗ-10
III ряд: 288-312	12,5-18,7	5,20	148,84-294,33	16067,82	1,00		ЭДКЗ-11
IV ряд: 313-337	12,5-18,9	5,30	159,72-308,01	21914,42	1,00		ЭДКЗ-12
V ряд: 338-361	12,5-18,7	5,40	171,40-316,42	27765,42	1,00		ЭДКЗ-13

Следует учитывать, что ограничивающим фактором будет являться масса одновременно взрываемого ВВ в скважинах с зарядами на выброс. В скважинах диаметром

250 мм с зарядами на выброс применяется ВВ 1-го класса граммонит 79/21. Эти скважины располагают в 5 рядов по 24 в каждом с расстоянием между скважинами в ряду, равным 5 м. Расстояние между рядами: оконтуривающим и 1-м рядом – 2,62 м; 1-м и 2-м – 5,35 м; 2-м и 3-м – 5,45 м; 3-м и 4-м – 5,55 м; 4-м и 5-м – 5,65 м.

Расчеты показали, что в 120 скважинах (5 рядов по 24 скважины) можно разместить 28070,86 кг данного типа ВВ. При этом общая длина 1-го блока составит 204 м.

Схема расположения щелеобразующих скважин и с зарядами на выброс приведена на рис.4.4.

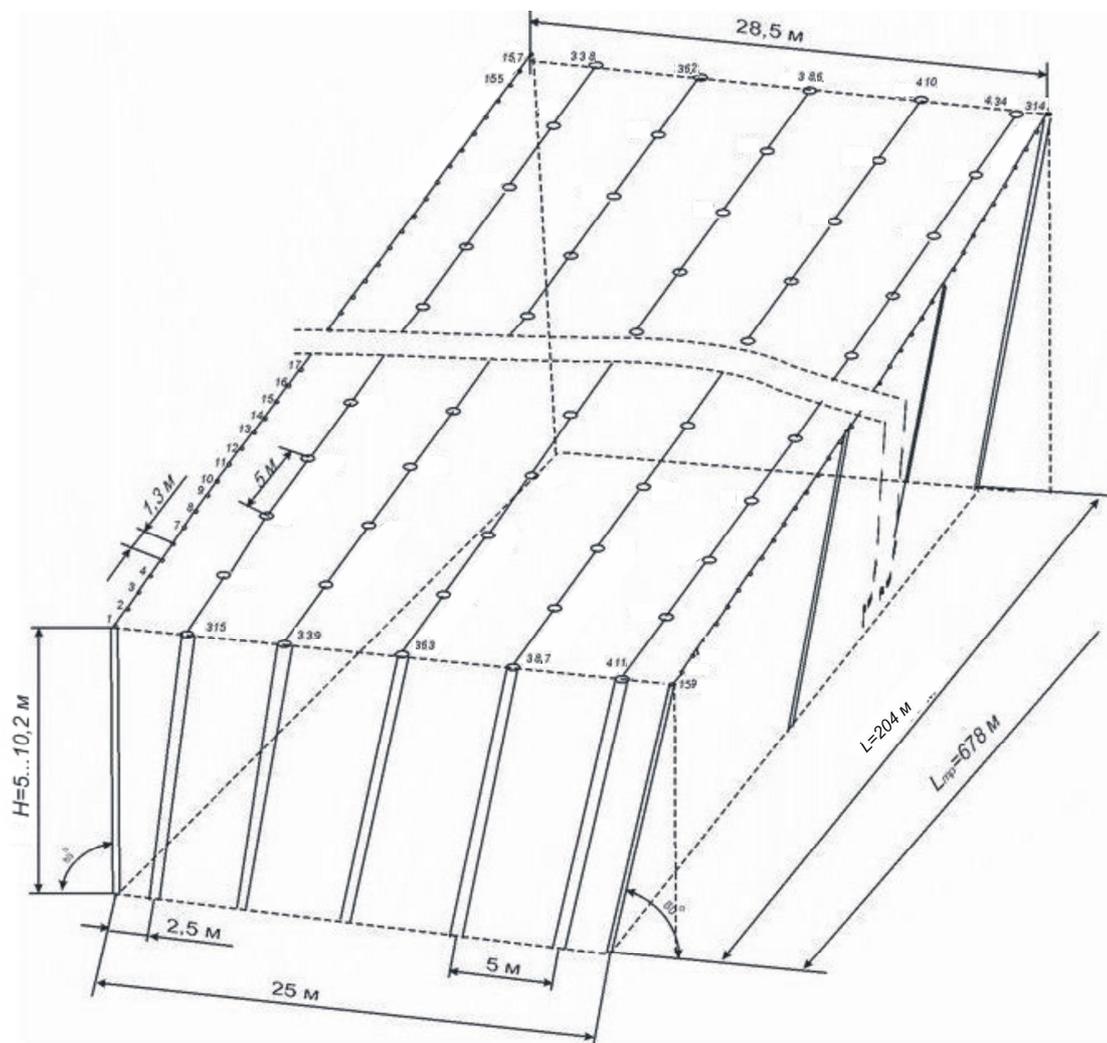


Рисунок 4.4 – Схема расположения щелеобразующих скважин и скважин с зарядами на выброс для блока №1

Блок № 2 начинается с 204 м проходки по скальным породам и с глубины 10,2 м. Длина блока – 129 м, конечная глубина траншеи – 13,3 м. Результаты расчетов аналогичны приведенным в п.4.2. Для остальных блоков, ввиду увеличения глубины траншеи и увеличения массы скважинного заряда, длина блока уменьшается.

Общее количество блоков по длине траншеи – 16.

Общий расход аммонита №6 ЖВ - 104120,0 кг, граммонала А-45 – 61612,8 кг; граммонита 79/21 – 448000 кг.

## Практическое занятие №5

### ИЗУЧЕНИЕ СХЕМ РАЗМЕЩЕНИЯ СКВАЖИН НА ВСКРЫШНОМ УСТУПЕ. РАСЧЕТ БЕЗОПАСНЫХ РАССТОЯНИЙ ПРИ ВЗРЫВАНИИ НА ВЫБРОС

*Цель работы:* изучить схемы размещения скважин на вскрышном уступе и расчет безопасных расстояний.

#### 5.1 Схемы размещения скважин на вскрышном уступе

Основным методом взрывания пород на карьерах является метод вертикальных скважинных зарядов, который используется при мощности взрываемого пласта большей 2,5-3 м и наличии площадок для установки бурового оборудования. Однако при значительной высоте уступа наклонные скважинные заряды по сравнению с вертикальными обеспечивают более равномерное дробление породы, лучшую проработку подошвы уступа и уменьшение затрат ВВ.

Работы по подготовке и проведению массового взрыва включают в себя:

- расчет количества скважин и массы скважинных зарядов;
- разметку скважин;
- бурение скважин;
- съемку фактического размещения и глубины скважин после бурения;
- корректировку массы зарядов;
- зарядание и забойку скважин;
- взрывание скважинных зарядов;
- фиксирование результатов взрыва – ширины и высоты развала.

При бурении установку следует устанавливать таким образом, чтобы ось бурения проходила через заданную точку или на расстоянии не более 1-2 диаметров скважины от нее.

Затем по фактической сетке размещения скважин корректируется масса зарядов. Расчетное значение может корректироваться только в меньшую сторону. Если расстояния между скважинами завышены, то увеличивать массу заряда за счет уменьшения установленной длины забойки не допускается. Если уступ сложен неоднородными породами, то при измельчении более крепких рекомендуется применять более мощные ВВ или рефракторы с осевым каналом.

В соответствии с конкретными горно-геологическими и горнотехническими условиями



Рисунок 5.1 - Тротил-гексагеновая шашка ТГ-400

для разработки вскрышного уступа применяют порядную (одно-, двух-, трех- или четырехрядную), диагональную или врубовую схемы расположения скважин. Способ инициирования скважинного заряда может быть электрическим, огневым или бескапсюльным (при помощи ДШ). Для инициирования используют тротилловые (Т-400) или тротил-гексагеновые (ТГ-400) шашки (рис.5.1), которые размещают в верхней (при прямом инициировании), нижней (при обратном инициировании) или в верхней и нижней частях заряда. ТГ-400 представляет собой цилиндр, упакованный в полимерную или бумажную оболочку. На верхнем торце шашки имеется два канала (центральный и боковой).

После зарядания отдельных скважин на поверхности буровзрывного блока монтируется взрывная сеть. При бескапсюльной схеме взрывания сети после зарядания и

забойки из каждой скважины выводят один (при  $H_y < 15$  м) или два (при  $H_y \geq 15$  м) детонирующих шнура. Их присоединяют к магистральной линии ДШ. Ее инициирование, в свою очередь, осуществляется при помощи капсюль-детонатора и огнепроводного шнура или электродетонатора.

На открытых горных работах используется мгновенное или короткозамедленное взрывание. На рис.5.2 приведены однорядная и двухрядная схемы мгновенного взрывания скважинных зарядов. Их используют при крепких или средней крепости породах и небольших объемах экскаваторного блока.

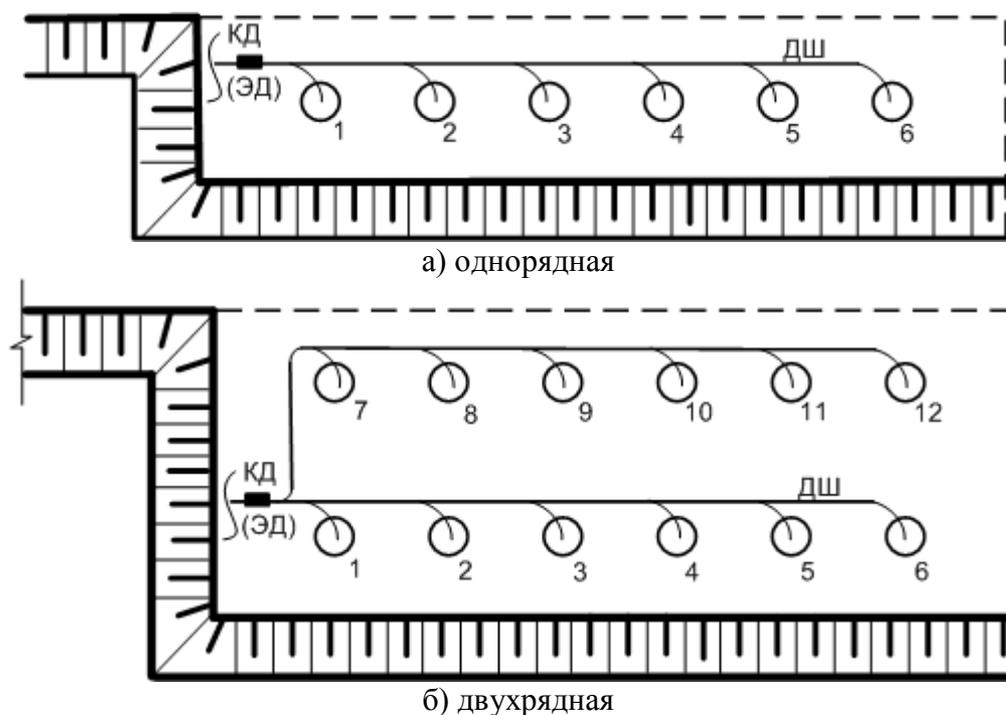


Рисунок 5.2 - Порядные схемы мгновенного взрывания скважинных зарядов: КД – капсюль-детонатор; ЭД – электродетонатор; ДШ- детонирующий шнур

Недостатком мгновенного взрывания серий скважинных зарядов является возникновение значительных сейсмических толчков и невозможность управления направленной отбойкой породы. Для устранения недостатков, присущих мгновенному взрыванию, применяют короткозамедленную схему взрывания (рис.5.3).

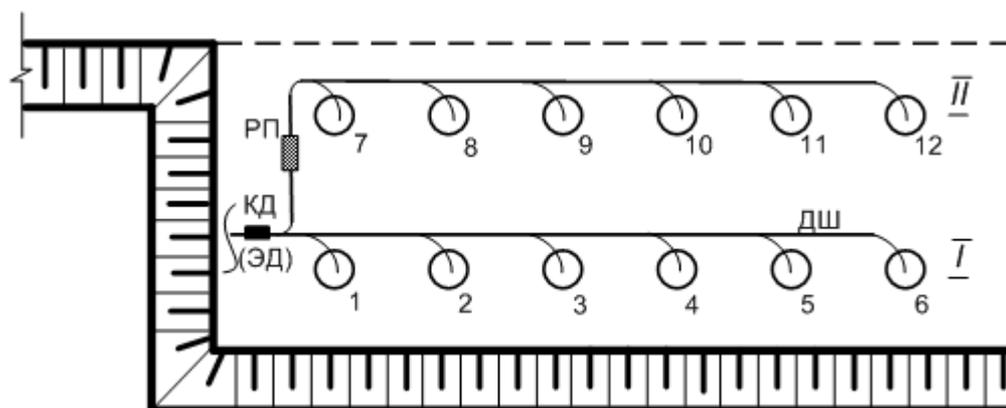


Рисунок 5.3 - Короткозамедленная двухрядная схема взрывания скважинных зарядов: РП- пиротехническое реле замедления

Интервал замедления, который позволяет уменьшить сейсмическое действие на окружающую среду и управлять разлетом породы, определяется в соответствии с формулой (5.1)

$$t = k \cdot W, \text{ мс}, \quad (5.1)$$

где  $k$  - коэффициент, зависящий от прочности горных пород (для крепких пород составляет 3 мс/м; для мягких – 6 мс/м);

$W$  - линия сопротивления по подошве, м.

При значительных объемах экскаваторного блока применяют короткозамедленную четырехрядную схему взрывания скважинных зарядов с использованием пиротехнических реле замедления типа КЗДШ (рис.5.4).

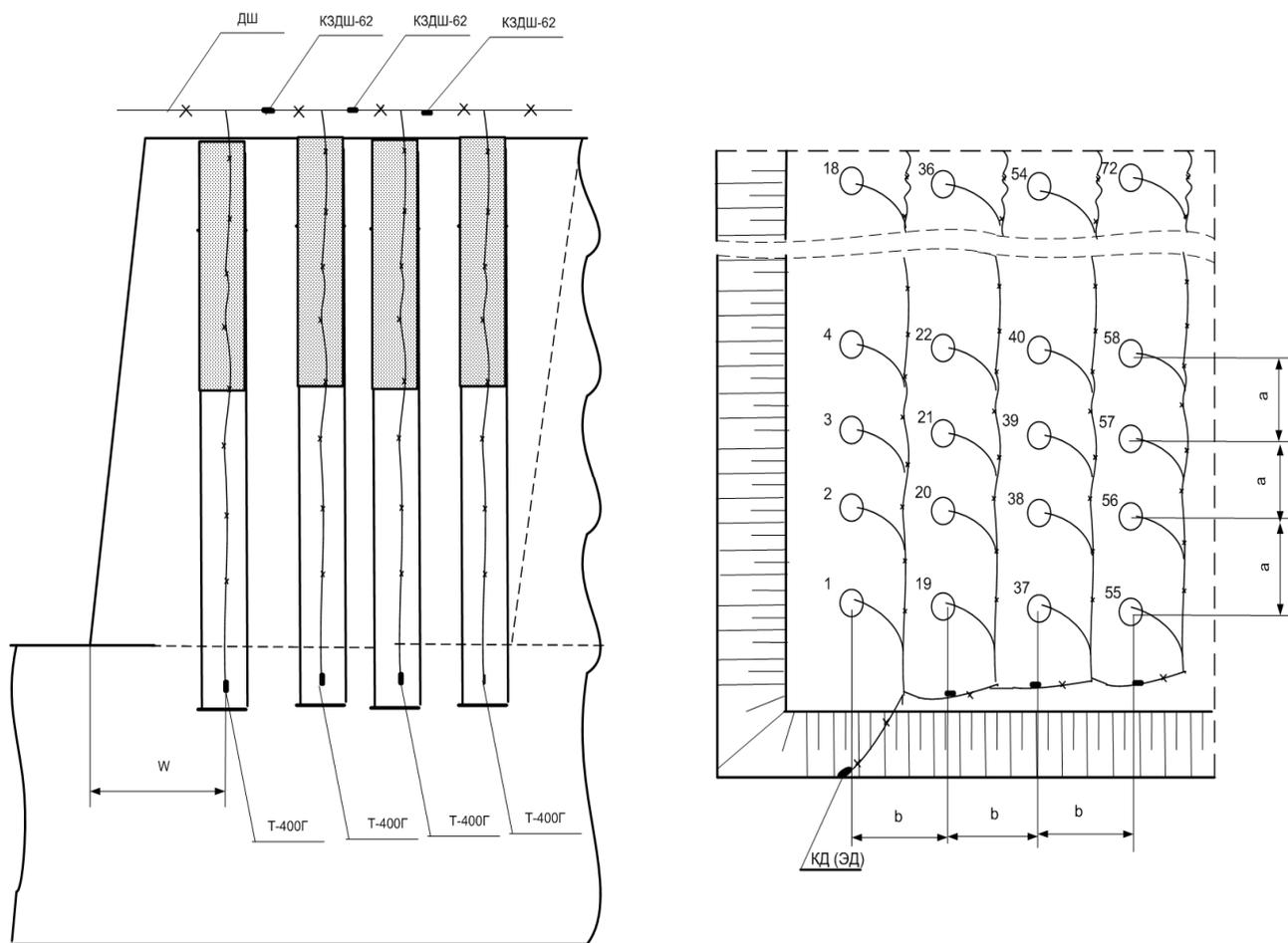


Рисунок 5.4 - Короткозамедленная четырехрядная схема взрывания скважинных зарядов

Использование диагональной короткозамедленной схемы (рис.5.5) позволяет взрывать скважины с наибольшим количеством открытых поверхностей и уменьшает ширину развала породы.

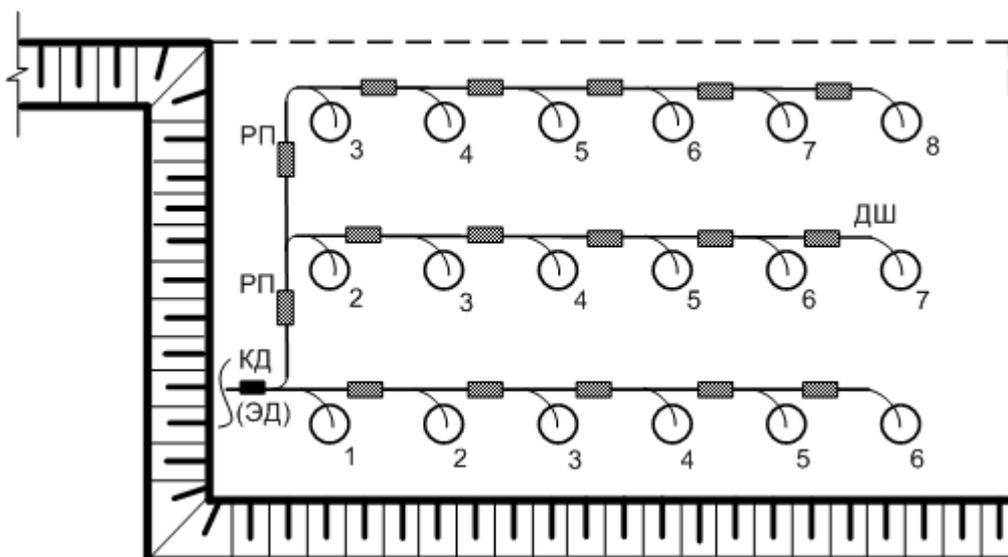


Рисунок 5.5 - Диагональная короткозамедленная схема взрывания скважин

При взрывании пород прочностью большей 140 мПа целесообразно использовать врубовую схему (рис.5.6).

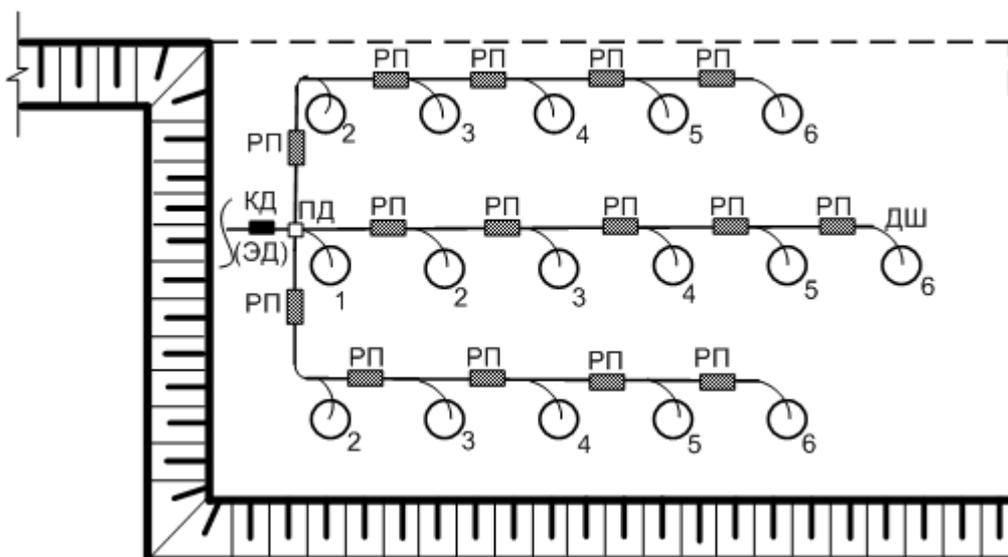


Рисунок 5.6 - Врубовая короткозамедленная схема взрывания скважин:  
ПД – пробка деревянная толщиной 100 мм

## 5.2 Расчет безопасных расстояний при взрывании на выброс

Расстояния, *безопасные по разлету отдельных кусков породы* при взрывании на выброс и сброс, определяются по табл. 5.1 в зависимости от значений показателей действия взрыва заряда  $n$  и линии наименьшего сопротивления (ЛНС)  $W$ .

При взрывании серии зарядов с различными значениями  $W$  и  $n$  радиус опасной зоны определяется по табл. 5.1. За исходную величину принимается наибольшее значение  $W$  при одинаковых  $n$  или наибольшее значение  $n$  при одинаковых  $W$ . Если же оба значения ( $W$  и  $n$ ) являются переменными, находят такие заряды, у которых сочетание  $W$  и  $n$  дает по табл. 5.1 наибольший радиус зоны, которую принимают в качестве опасной зоны для взрыва данной серии зарядов.

Таблица 5.1 - Расстояния, безопасные по разлету отдельных кусков породы при взрывании на выброс и сброс

ЛНС $W$ , м	Радиус опасной зоны (м) для людей при значении показателя действия взрыва заряда $n$			
	$n=1,0$	$n=1,5$	$n=2,0$	$n=2,5-3,0$
1,5	200	300	350	400
2	200	400	500	600
4	300	500	700	800
6	300	600	800	1000
8	400	600	800	1000
10	500	700	900	1000
12	500	700	900	1200
15	600	800	1000	1200
20	700	800	1200	1500
25	800	1000	1500	1800
30	800	1000	1700	2000

Для зарядов с существенно различными значениями  $W$  и  $n$  при образовании протяженной выемки (0,5 км и более) радиус опасной зоны для людей может быть принят различным для разных ее участков.

Примеры определения радиусов зон, опасных по разлету отдельных кусков взорванной породы  $r_{разл.}$  при производстве взрывов.

Пример 1. Определить  $r_{разл.}$  при взрыве на выброс серии зарядов с ЛНС  $W=8-11,4$  м и показателем действия взрыва  $n=2$ .

Для расчета принимают за исходную ЛНС  $W_{max.} = 11,4$  м и округляют ее (в большую сторону) до 12 м.

По табл. 5.1 в графе, относящейся к зарядам с показателями действия взрыва  $n=2$ , на горизонтальной строке, соответствующей 12 м, находят значение радиуса опасной зоны для людей по разлету отдельных кусков взорванной породы  $r_{разл.} = 900$  м.

Пример 2. Определить  $r_{разл.}$  при взрыве на выброс серии зарядов для образования выемки, имеющей по длине неодинаковую глубину.

Проектом производства взрыва приняты следующие значения показателей действия взрыва:

- для зарядов с  $W=7-8$  м,  $n=2,5$ ;
- для зарядов с  $W=9-12$  м,  $n=2$ .

Вначале определяют для зарядов с  $W=12$  м при  $n=2$ . По табл. 5.1 устанавливают, что для данных параметров  $r_{разл.}$  для людей должен быть принят равным 900 м.

Затем определяют  $r_{разл.}$  для зарядов с  $n=2,5$  и  $W_{max.} = 8$  м. По той же таблице устанавливают, что для данных параметров  $r_{разл.}$  составляет 1000 м.

Сопоставление полученных значений  $r_{разл.}$  показывает, что проектом производства взрыва должны быть предусмотрены значения радиусов опасных зон по разлету отдельных кусков взорванной породы не менее 1000 м.

### Сейсмически безопасное расстояние

Расстояния, на которых колебания почвы, вызванные одновременным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, становятся безопасными для зданий и сооружений, вычисляются по формуле (8.1) из лекции 8:  $r_c = K_2 \cdot K_c \cdot \alpha \cdot \sqrt[3]{Q_0}$ , где значения коэффициентов выбираются из табл.5.2 – 5.6, соответственно.

Таблица 5.2 - Значения коэффициента  $K_2$

Грунт в основании охраняемого сооружения	$K_2$
Скальные породы плотные, ненарушенные	5
Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8
Необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м	12
Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	20

*Примечание. В тех случаях, когда характеристика грунта не в полной мере соответствует приведенной выше или известна ориентировочно, следует принимать для расчета ближайшее большее значение коэффициента  $K_2$ .*

Таблица 5.3 - Значения коэффициента  $K_c$

Тип зданий и сооружений, характер застройки	$K_c$
Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным или металлическим каркасом	1
Одиночные здания высотой не более двух-трех этажей с кирпичными и подобными стенами	1,5
Небольшие жилые поселки	2

*Примечание. При взрывании на расстоянии менее 100 м от зданий или сооружений сейсмическое действие взрыва имеет локальный характер, и поэтому определенная с помощью формулы предельно допустимая масса заряда получается заниженной. Допускается при необходимости увеличение этой массы.*

Таблица 5.4 - Значения коэффициента  $\alpha$

Условия взрывания	$\alpha$
Камуфлетный взрыв и взрыв на рыхление	1
Взрыв на выброс	0,8
Взрыв полууглубленного заряда	0,5

*Примечания:*

*а) при размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значения коэффициента следует увеличить в 1,5-2 раза;*

*б) при взрыве наружных зарядов на поверхности земли сейсмическое действие не учитывается.*

### Пример.

Въездная траншея в карьер сооружается при помощи взрывания на выброс. Масса одновременно взрываемого заряда 8 тыс.кг. Определить безопасное расстояние от места взрыва до жилого поселка, построенного на необводненных песчаных и глинистых грунтах.

Решение.

По табл.5.2 выбираем  $K_c=8$ . По табл.5.3 выбираем  $K_g=2$ . По табл.5.4  $\alpha=0,8$ .

Безопасное расстояние равно:  $r_c = 8 \cdot 2 \cdot 0,8 \cdot \sqrt[3]{8000} = 256$  м.

Определение расстояний, безопасных по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрывах

Таблица 5.5 - Значения коэффициентов  $K_g$  и  $k_g$  для расчета расстояний, безопасных по действию УВВ при взрыве

Степень повреждения	Возможные повреждения	Открытый заряд			Заряд, углубленный на свою высоту			$n = 3$
		$Q, т$	$k_g$	$K_g$	$Q, т$	$k_g$	$K_g$	$k_g$
1	Отсутствие повреждений	<10	50-150	-	<20	20-50	-	3-10
		>10	-	400	>20	-	200	-
2	Случайные повреждения застекления	<10	10-30	-	<20	5-12	-	-
		>10	-	60-100	>20	-	50	1-2
3	Полное разрушение застекления. Частичные повреждения рам, дверей, нарушение штукатурки и внутренних легких перегородок	<10	5-8	-	-	-	-	-
		>10	-	30-50	-	2-4	-	0,5-1
4	Разрушение внутренних перегородок, рам, дверей, барачков, сараев и т.п.	-	2-4	-	-	1-2	-	Разрушение в пределах воронки
5	Разрушение малостойких каменных и деревянных зданий, опрокидывание железнодорожных составов	-	1,5-2	-	-	0,5-1	-	-

*Примечание. Взрыв заряда в воде на глубине, меньшей 1,5 высот заряда, следует рассматривать как взрыв открытого заряда.*

Расстояние, безопасное по действию отравляющих газов, определяется в зависимости от направления ветра (формулы 8.8 и 8.9 лекции 8, приведены в [10]).

Пример. Определить безопасное расстояние по действию ядовитых газов при взрыве серии скважинных зарядов выброса суммарной массой 1000 т. Скорость ветра перед взрывом равна 3 м/с.

Решение.

В направлении, перпендикулярном направлению ветра, безопасное расстояние по формуле (8.8) составит  $r_r = 160 \cdot \sqrt[3]{1000} = 1600$  м.

В направлении ветра безопасное расстояние рассчитывается по формуле (8.9) и составит  $r_r = 160 \cdot \sqrt[3]{1000} \cdot (1 + 0,5 \cdot 3) = 4000$  м.

## Практическое занятие №6 ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИЙ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ И ТЕХНОЛОГИИ ИХ ЗАРЯЖАНИЯ

*Цель работы:* изучить конструкции скважинных зарядов сплошных, с воздушными, жидкостными и инертными промежутками, с применением рефракторов; а также технологию их создания и порядок определения длины.

### 6.1 Конструкции скважинных зарядов

Конструкция сплошного скважинного заряда приведена на рис.6.1.

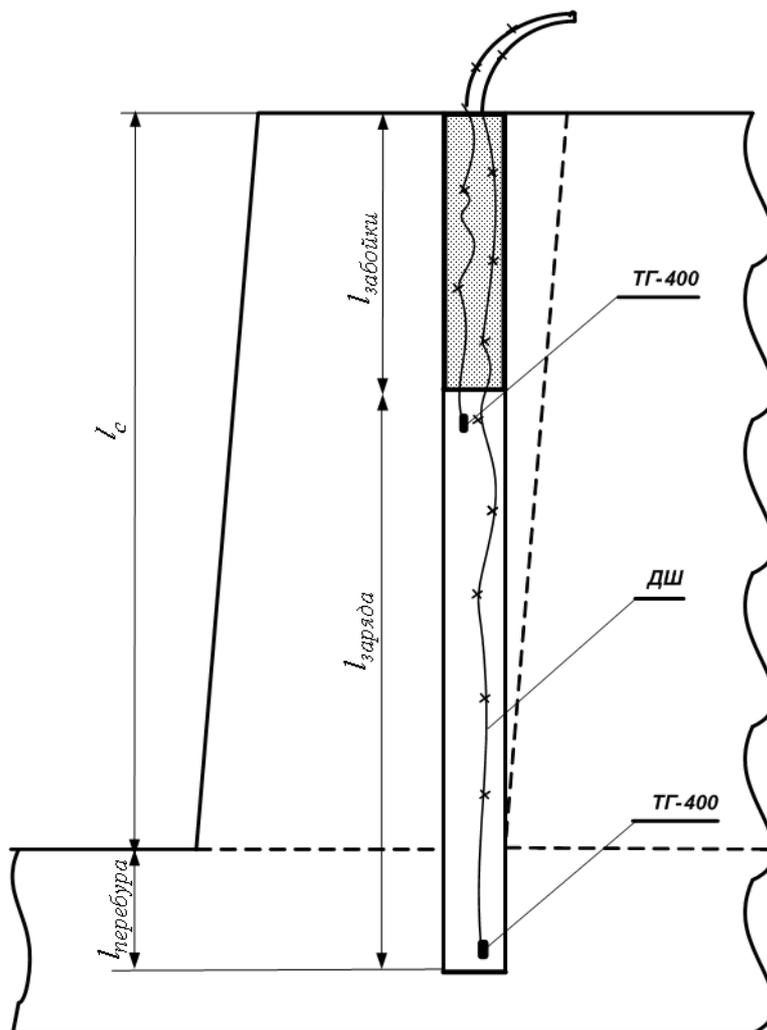


Рисунок 6.1 - Конструкция сплошного скважинного заряда

Для поддержания режима устойчивой детонации взрывчатого вещества в скважинном заряде в [9] предложено размещать на предварительно рассчитанных по формуле (6.1) расстояниях  $L_0$ , соответствующих скорости детонации  $D_{ин}$ , дополнительные внутрискважинные промежуточные детонаторы с установленными в них инициаторами взрыва. При этом скорость срабатывания инициатора взрыва должна приниматься в диапазоне  $D_{ВВ} \geq D_{ин} \geq D_{кр}$ , где  $D_{кр}$  - критическая (минимальная) скорость детонационной волны, при которой возможно срабатывание инициатора взрыва (1650 м/с).

$$L_0 = K_y \cdot L_p \cdot \left[ 1 + \left( 1 - \frac{D_{ин}}{D_{BB}} \right) \cdot \left( \frac{L_3}{L_p} - 1 \right) \right], \quad (6.1)$$

где  $K_y$  - коэффициент, учитывающий условия распространения детонации по заряду ВВ, при одностороннем распространении детонации на участке заряда между промежуточными детонаторами  $K_y = 1$ , при встречном распространении детонации -  $K_y = 2$ ;

$L_p$  - длина участка разгона фронта детонации по колонке скважинного заряда при взрыве промежуточного детонатора до стационарного уровня детонации промышленного ВВ, м;

$D_{ин}$  - скорость детонации в колонке скважинного заряда ВВ, при которой срабатывает инициатор взрыва, установленный в дополнительном промежуточном детонаторе, равная не менее критической скорости детонации срабатывания инициатора взрыва, м/с;

$D_{BB}$  - скорость детонации в промышленного ВВ скважинного заряда, м/с;

$L_3$  - длина участка затухания ударной волны в заряде ВВ, м.

## 6.2 Конструкция скважинного заряда с промежутками

При формировании скважинного заряда ВВ в виде отдельных участков необходимо разделять их воздушными промежутками оптимальных размеров (рис.6.2).

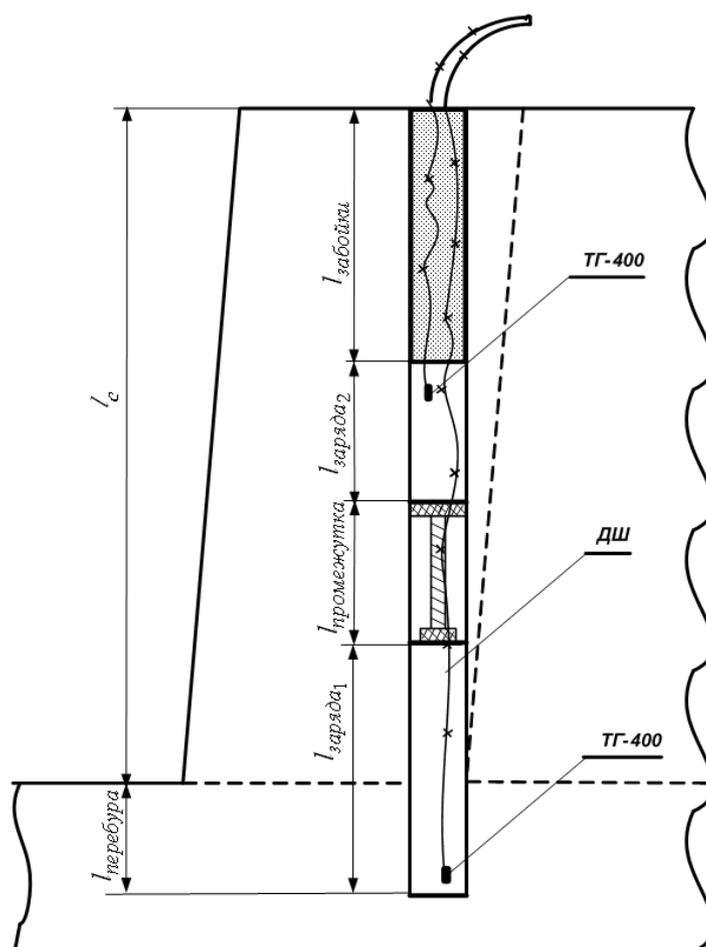


Рисунок 6.2 - Конструкция скважинного заряда с одним воздушным промежутком

Для одного воздушного промежутка оптимальная длина принимается равной, рассчитанной по формуле (6.2). Меньшее значение относится к взрыванию прочных горных пород.

$$l_{\text{промежутка}} = (8 \div 15) \cdot d_{\text{заряда}}, \quad (6.2)$$

где  $d_{\text{заряда}}$  - диаметр заряда.

Конструкция скважинного заряда с двумя воздушными промежутками приведена на рис.6.3. Суммарная длина воздушных промежутков находится в пределах:

$$l_{\text{промежутков}} = (0,15 \div 0,35) \cdot l_{\text{заряда}}. \quad (6.3)$$

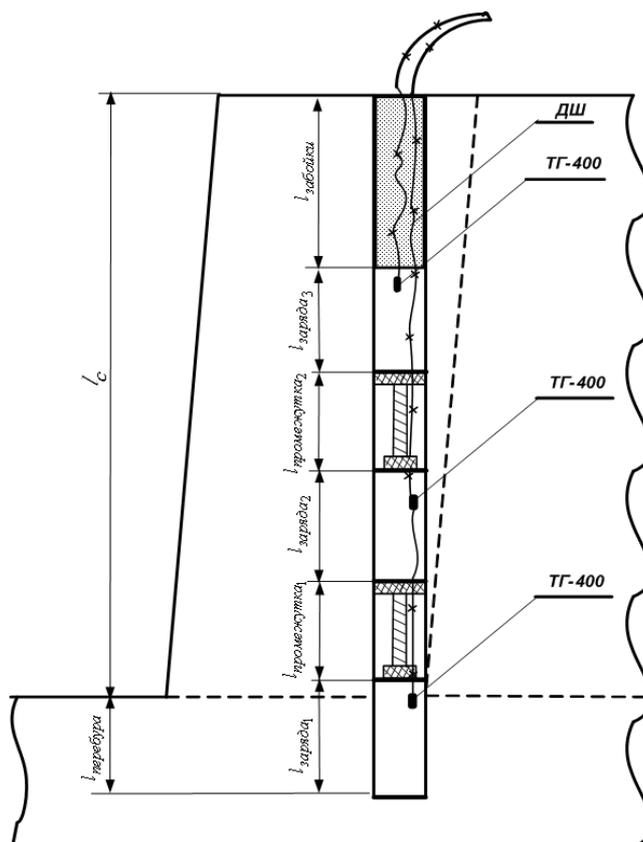


Рисунок 6.3 - Конструкция скважинного заряда с двумя воздушными промежутками

Этому условию, при заданной длине одного из участков заряда ВВ, месте установки и интервале замедления боевиков, отвечают длины остальных участков, рассчитанные по формуле:

$$l_{\text{заряда}_i} = \left[ \frac{l_{\text{заряда}_1}}{n_1} \cdot \left( 1 + \frac{k_1}{n_1} \right) \cdot \frac{D_{\text{ВВ}_i}}{D_{\text{ВВ}_1}} \pm D_{\text{ВВ}_i} \cdot t_{\text{зам.}} \right] \cdot n_i \cdot \left( 1 + \frac{k_i}{n_i} \right), \quad (6.4)$$

где  $l_{\text{заряда}_1}$  - известная длина одного из участков скважинного заряда, м;

$D_{\text{ВВ}_i}, D_{\text{ВВ}_1}$  - скорости детонации ВВ  $i$ -го и 1-го участков заряда, м/с;

$n_i, n_1$  - количество боевиков, установленных на  $i$ -м и 1-м участке заряда ВВ, шт;

$t_{\text{зам.}}$  - время замедления инициирования боевиков, установленных на  $i$ -м участке заряда ВВ, относительно момента срабатывания боевика на 1-м участке заряда ВВ, с, причем ( $t_{\text{зам.}} = 0$ ) соответствует мгновенному или одновременному инициированию боевиков;

$k_i, k_1$  - количество боевиков, установленных во внутренней части соответственно  $i$ -го и 1-го участков заряда ВВ, шт;

знак  $\pm$  зависит от направления замедления: (+) при замедлении участков заряда ВВ в направлении от устья к дну скважины; (-) - от дна к устью.

При формировании скважинного заряда из отдельных участков взрывчатого вещества, разделенных жидкостными промежутками, детонация всех рассредоточенных участков заряда ВВ при срабатывании боевиков завершается одновременно. Плотность жидкостных промежутков в таких зарядах изменяется в пределах 800-1400 кг/м<sup>3</sup>.

Одновременное завершение детонации при срабатывании боевиков обеспечивается оптимальным соотношением длины активного участка заряда ВВ, расположенного между границей раздела «ВВ – жидкостный промежуток» и центром установки ближайшего боевика, и длины жидкостных промежутков.

Длина жидкостного промежутка вычисляется по формуле:

$$l_{ж.промеж.} = k_2 \cdot \left( l_{заряда_1} \cdot \frac{\rho_{ВВ_1} \cdot D_{ВВ_1}}{\rho_{ж} \cdot D_{ж}} + l_{заряда_2} \cdot \frac{\rho_{ВВ_2} \cdot D_{ВВ_2}}{\rho_{ж} \cdot D_{ж}} \right), \quad (6.5)$$

где  $k_2$  - коэффициент, учитывающий влияние свойств горных пород на эффективность их взрывного разрушения;

$l_{заряда_1}, l_{заряда_2}$  - длины активных участков заряда ВВ, примыкающих к жидкостному промежутку, м;

$\rho_{ВВ_1}, \rho_{ВВ_2}$  - плотности взрывчатых веществ активных участков заряда, примыкающих к жидкостному промежутку, кг/м<sup>3</sup>;

$D_{ВВ_1}, D_{ВВ_2}$  - скорости детонации ВВ активных участков заряда, м/с;

$\rho_{ж}$  - плотность жидкостного промежутка, кг/м<sup>3</sup>;

$D_{ж}$  - скорости звука в жидкости, м/с.

Длина жидкостного промежутка, находящегося у дна скважины или под забойкой, вычисляется по формуле:

$$l_{ж.промеж.} = k_2 \cdot \left( l_{заряда} \cdot \frac{\rho_{ВВ} \cdot D_{ВВ}}{\rho_{ж} \cdot D_{ж}} \right), \quad (6.6)$$

где  $l_{заряда}$  - длина активного участка заряда ВВ, примыкающего к жидкостному промежутку у дна скважины или забойки, м;

$\rho_{ВВ}$  - плотность взрывчатого вещества активного участка заряда ВВ, примыкающего к жидкостному промежутку у дна скважины или забойки, кг/м<sup>3</sup>;

$D_{ВВ}$  - скорости детонации активного участка заряда ВВ, примыкающего к жидкостному промежутку у дна скважины или забойки, м/с.

Для создания жидкостных промежутков можно использовать воду, водный или водно-гликолевый раствор неорганического окислителя, карбамида, пламягасящих солей, а также различные недетонирующие технические водно-масляные эмульсии.

Разрушение горной породы взрывом зарядов, разделенных жидкостными промежутками, основано на механизме воздействия на стенки скважины гидроударной волны, создаваемой продуктами взрыва и вызывающей гидросток с образованием дополнительных областей кавитации. Под действием взрыва активного участка заряда, расположенного между границей раздела ВВ с жидкостным промежутком и ближайшим к нему боевиком, жидкость переходит в парообразное состояние (парогаз). Расширяясь, парогаз действует своим парциальным давлением на стенки скважины, проникает в трещины

породного массива и, за счет эффекта расклинивания, обеспечивает более интенсивное дробление горной породы. За счет комбинированного воздействия при взрыве энергии ударных волн, гидротока и зон кавитации осуществляется многократное нагружение горных пород и увеличивается время активного воздействия продуктов взрыва на разрушаемый массив.

Для усиления радиального действия взрыва в скважинном заряде также создают промежутки из *инертного* материала – буровой мелочи.

### 6.3 Изучение технологии заряжения обводненной скважины

Если скважины обводнены, то их нижнюю часть на высоту вероятного подъема уровня воды заряжают водоустойчивым взрывчатým веществом. При этом верхняя часть скважинного заряда может состоять из неводоустойчивого ВВ (рис.6.4).

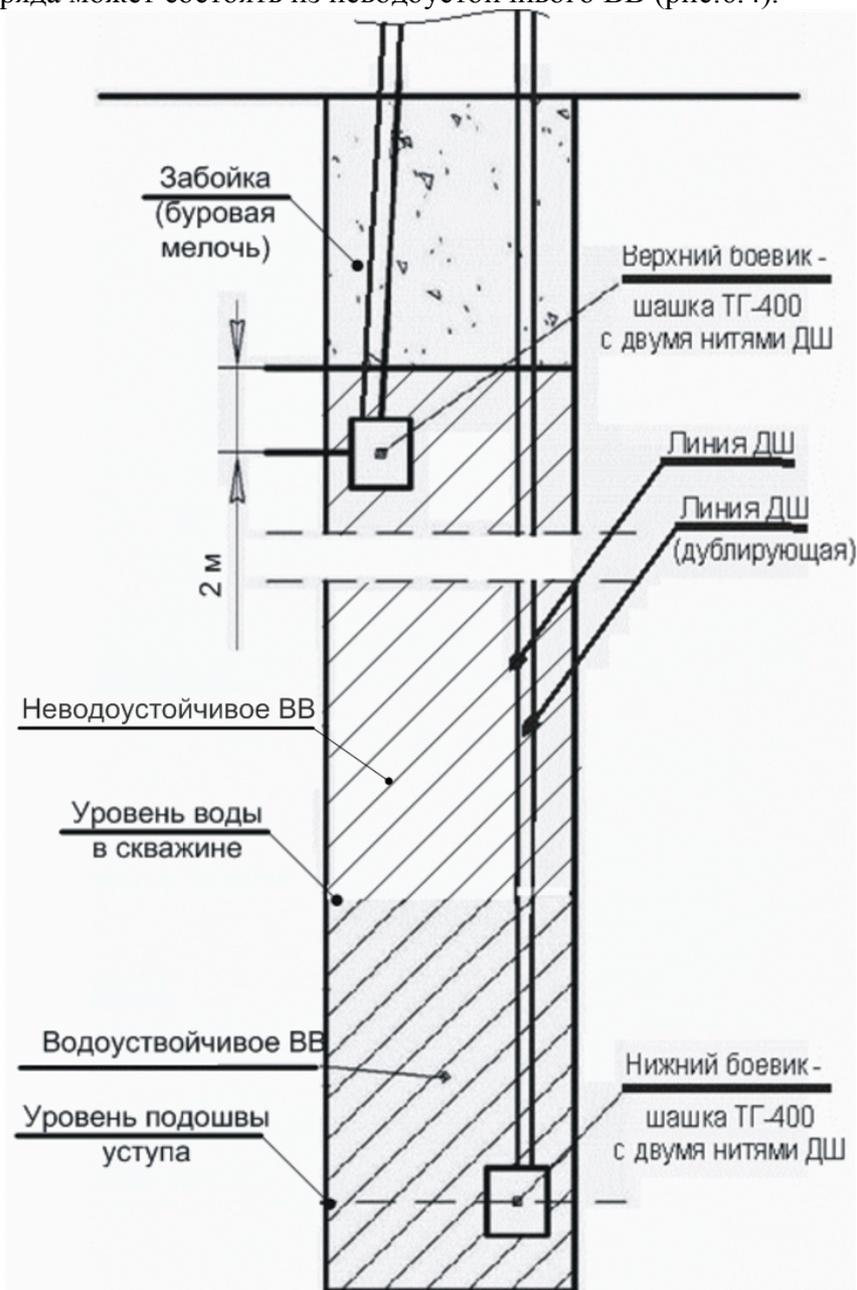


Рисунок 6.4 - Конструкция заряда обводненной скважины с применением водоустойчивых и неводоустойчивых ВВ

При зарядании обводненных скважин неводоустойчивыми ВВ применяется технология их гидроизоляции в полиэтиленовые пакеты (рукава). Она характеризуется высокой степенью надежности вследствие технологических особенностей процесса погружения пакета в воду, позволяющих оперативно выполнять обнаружение и устранение брака (разгерметизации пакета). По данным практики пакеты имеют длину от 0,9 м до 1,3 м. Масса размещаемого в них ВВ составляет 20-30 кг.

При ручном зарядании скважин величину заряда округляют до значения, кратного массе одного мешка (половины мешка).

При зарядании обводненных скважин вручную необходимо учитывать повышенную вероятность создания пробок при засыпании ВВ, поскольку в сухую часть скважины оно поступает быстрее, чем в обводненную. Поэтому зарядание обводненной части скважины должно выполняться через воронку, диаметр которой определяется на практике.

При зарядании патронированными ВВ обводненных скважин необходимо иметь в виду, что патроны, достигнув дна скважины, за счет илистого слоя, продолжают медленно опускаться. Поэтому детонирующий шнур или концы проводов должны быть ослаблены.

#### 6.4 Применение рефракторов в скважинном заряде

Для повышения коэффициента использования скважины (КИС) и более равномерного измельчения породы используют рефрактор, обеспечивающий осесимметричное перераспределение продуктов взрыва.

Для перераспределения импульса взрыва из осевого направления в радиальное в донной части скважины размещают дополнительные устройства (рис.6.5) – **рефракторы** (устройство для отклонения ударной волны и продуктов детонации) [6, 9].

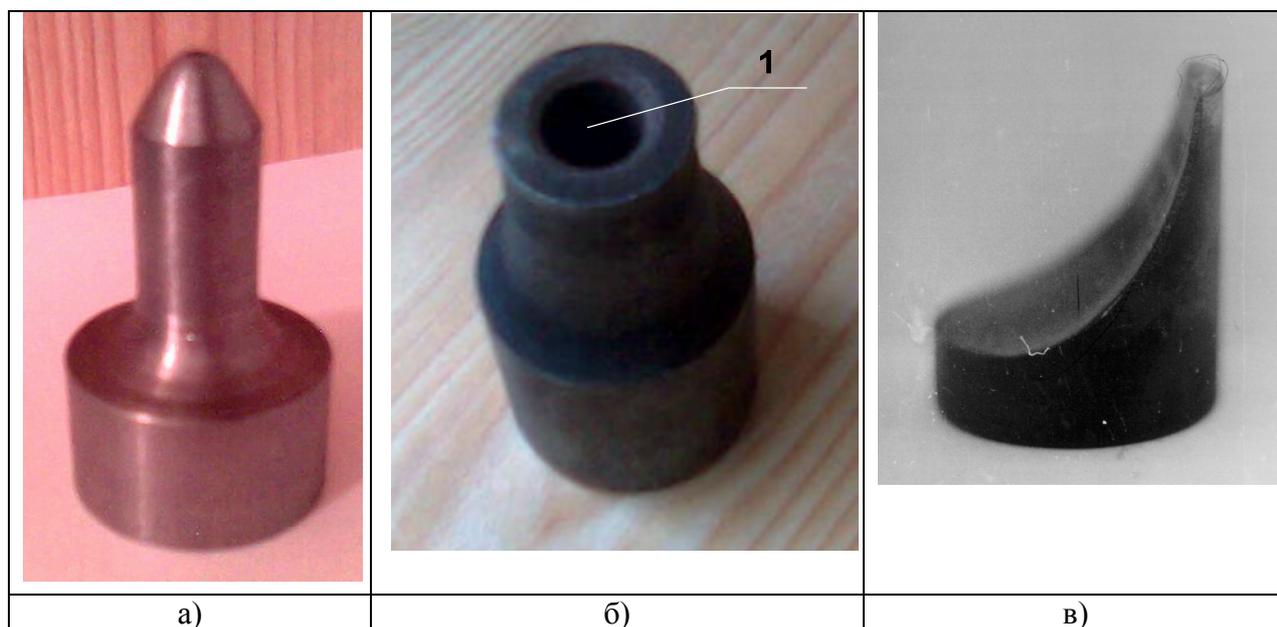


Рисунок 6.5 –Рефракторы: а) для осесимметричного перераспределения импульса взрыва; б) для скважинного заряда на контакте пород разной прочности: 1 – осевой канал; в) для асимметричного перераспределения импульса взрыва

Для повышения коэффициента использования скважины (КИС) и более равномерного измельчения породы используют рефрактор, обеспечивающий осесимметричное перераспределение продуктов взрыва (рис.6.5, а). Его рациональными параметрами являются: диаметр цилиндрической части  $D$ ; общая длина рефрактора  $H$ ; длина цилиндрической части  $h$ ; радиус поверхности сопряжения  $R$ ; диаметр головной части  $d$ , а также параметры затупленного конуса, которым заканчивается головная часть: длина  $h_k$ ,

радиус закругления  $r$ , полуугол при вершине  $\alpha$ . Диаметр цилиндрической части  $D = d_{скв}$ . Боковая поверхность рефрактора образована вращением ломанной кривой второго порядка вокруг вертикальной оси с закругленной головной частью, обеспечивающей минимальное сопротивление продуктам взрыва. Необходимым условием является плавность профиля, обеспечивающая разворот потока продуктов взрыва, движущегося в середине скважины. Многократно отраженные от стенок скважины продукты взрыва, сталкиваясь с криволинейной поверхностью сопряжения головной и цилиндрической частей рефрактора, также перераспределяются в радиальном направлении, т.е. перпендикулярно к оси заряда. Исследования формы головной части рефрактора свидетельствуют о том, что при увеличении ее диаметра  $d$  в интервале  $(0 - 0,38) \cdot d_{скв}$  осевой импульс взрыва увеличивается, потому что передается через торец головной части и боковую поверхность.

При пересечении пород различной прочности в заряд вводят 2 рефрактора (рис.6.6).

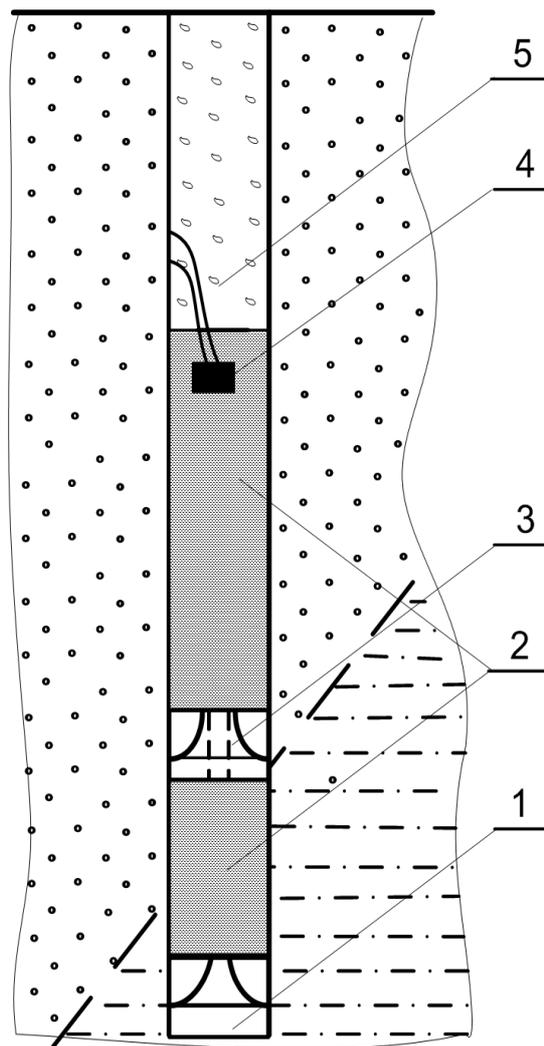


Рисунок 6.6 - Конструкция скважинного заряда с двумя рефракторами:  
 1 – рефрактор для осесимметричного перераспределения ПД; 2 – ВР;  
 3 – рефрактор с осевым каналом; 4 – промежуточный детонатор; 5 - забойка

Использование таких рефракторов обеспечивает значения коэффициента использования скважины, близкие к 1.

**Практическое занятие №7**  
**РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВА БУРОВЫХ СТАНКОВ, ПОГРУЗОЧНОГО И**  
**ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ**

**Цель занятия:** Изучить методику расчета параметров БВР для выбора типа и определения количества буровых станков для вскрышных работ. Выполнить расчет количества одноковшовых экскаваторов для погрузки вскрышных пород, а также средств ее транспортировки.

**7.1 Расчёт параметров БВР и количества буровых станков на вскрышном уступе**

Расчет параметров БВР и количества буровых станков производится в следующем порядке:

Устанавливается максимально допустимый размер куска по взорванной массе  $d_{max}$  из условия погрузки экскаватором

$$d_{max} \leq 0,8\sqrt[3]{E}, \text{ м}, \quad (7.1)$$

где  $E$  – емкость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ .

Находится диаметр скважин  $D_{скв}$ , м,

$$D_{скв} = k_g * d_{max}, \text{ м}, \quad (7.2)$$

где  $k_g$  – коэффициент пропорциональности (для труднодробимых пород  $k_g=0,1$ ; легкодробимых пород  $k_g=0,3$ ; среднедробимых  $k_g=0,2$ ).

По результату расчета  $D_{скв}$  уточняется типоразмер бурового станка (принимается ближайший стандартный)

Определяется тип и удельный расход взрывчатого вещества,  $q$ ,  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

Для учебных расчетов можно применять аммонит № 6ЖВ и использовать данные табл.7.1 для определения  $q$ .

Таблица 7.1 – Удельный расход аммонита № 6ЖВ для пород различной крепости

Порода	Крепость по шкале проф. Протодяконова, f	Удельный расход аммонита № 6ЖВ, $\text{г}/\text{м}^3$
Каменный уголь	1,1-1,3	100
Крепкий глинистый сланец	1,4-2,0	200
Песчаный сланец	2,1-3,0	300
Песчаник, известняк	3,5-7,0	400
Доломит, магнезит	7,1-10	500
Гнейс, железная руда	10,5-14	600
Гранит, кварциты железистые	15-18	700
Базальт, диабазы	19-20	800
Нефриты, яшма, кремний	>20	900-1200

Индивидуальные задания для определения параметров БВР и количества станков приведены в табл.7.2.

*Номер задания определяется по сумме последней и предпоследней цифр зачетной книжки студента.*

Таблица 7.2 – Индивидуальные задания для определения параметров БВР и количества станков

Номер задания	Характеристика пород		Высота уступа $h_y$ , м	Емкость ковша, $E$ , м <sup>3</sup>	Производительность карьера по горной массе $Q_{ск}$ , млн.м <sup>3</sup> /год	Количество рядов взрываемых скважин, $n$
	$\sigma_{ск}$ , МПа	$\gamma_{п,3}$ , т/м <sup>3</sup>				
1	2	3	4	5	6	7
1	240	2,6	10	4	2,5	2
2	70	2,2	15	6	3	4
3	150	2,6	10	4	2,4	3
4	80	2,2	12	6	2	2
5	138	2,6	10	4	2,5	2
6	160	3,2	15	6	3	3
7	110	1,4	15	8	3	4
8	73	2,2	10	4	2,5	2
9	90	2,1	10	6	2,5	2
10	130	2,5	10	4	2,5	3
11	60	2,4	12	6	3	2
12	200	2,8	10	4	2,5	2
13	52	2,5	15	8	3	2
14	119	2,6	12	6	2,5	3
15	216	2,5	12	4	2,5	2
16	64	1,6	15	8	3	4
17	180	2,6	10	6	2,5	2
18	100	1,8	16	4	3	3
19	70	2,2	15	6	3	4
20	73	2,2	10	4	2,5	2
21	60	2,4	12	6	3	2
22	49	2,5	12	6	2,5	3
23	138	2,6	10	4	2,5	2
24	160	3,2	15	6	3	3
25	180	2,6	10	6	2,5	2

Рассчитывается величина линии сопротивления по подошве  $W$ , м.

$$W = \sqrt{k * \frac{p}{q}}, \quad (7.3)$$

где  $k$  – коэффициент, учитывающий отношение высоты заряда к высоте уступа,  $k=0,6-0,7$ ;  
 $p$  – масса ВВ в одном метре скважины.

$$p = \frac{\pi * D_{ск}^2}{4} * \gamma_{вв}, \text{ кг/м}, \quad (7.4)$$

$\gamma_{вв}$  – объемная масса ВВ, для аммонита 6ЖВ  $\gamma_{вв}=1100 \text{ кг/м}^3$ .

При вертикальных скважинах по условиям безопасной работы бурового станка необходимо, чтобы

$$W = h_y * ctg\alpha + 3, \text{ м}, \quad (7.5)$$

где  $\alpha$  – угол откоса уступа, град.

Если данное условие не выполняется, то необходимо применять наклонные скважины. Определяются параметры скважины и сетки скважин:

$a$  - расстояние между скважинами в ряду:

$$a = m * W, \text{ м}, \quad (7.6)$$

где  $m$  – коэффициент сближения скважин в ряду ( $m=0,7-1,4$ ), для трудно взрывааемых пород принимается нижний, для легкодробимых – верхний предел ;

$b$  – расстояние между рядами скважин:

$$b = (0,7 - 1,0)W, \text{ м}, \quad (7.7)$$

$l_{пер}$  – величина перебура скважины:

$$l_{пер} = \sqrt{h_y^2 * W^2} - h_y, \text{ м}, \quad (7.8)$$

величина перебура должна находиться в пределах  $l_{пер} = (5 \dots 15)D_{скв}$ , м; если расчетная величина превышает указанные пределы, то необходимо применять заряды с котловым расширением скважины;

$Q_{скв}$  – вес заряда скважины:

$$Q_{скв} = q * w * h_y * a, \text{ кг}, \quad (7.9)$$

длина заряда:

$$l_{зар} = \frac{Q_{скв}}{p}, \text{ м}, \quad (7.10)$$

длина скважины:

$$l_{скв} = \frac{h_y}{\sin \alpha_y} + l_{пер}, \text{ м}, \quad (7.11)$$

$\alpha_y$  - угол наклона скважин.

Значение интервала замедления определяется по формуле

$$t_s = k_g * w, \text{ мс}, \quad (7.12)$$

где  $k_g$  - коэффициент, зависящий от крепости пород (для крепких  $k_g = 3 \text{ мс/м}$ ; мягких – 6 мс/м)

Далее выбирается схема расположения и взрывания скважин (порядная, врубовая, диагональная) на уступе и количество рядов в зависимости от ширины заходки, принимаемой для конкретного типа экскаватора.

Находится производительность бурового станка в смену, м/смену

$$P_{ст} = \frac{T_{см} - T_{п.з.}}{t_б + t_{всп} + t_{ин}}, \text{ м/смену}, \quad (7.13)$$

где  $t_б = \frac{1}{v_б}$  – чистое время бурения, мин.;

$v_б$  – техническая скорость бурения станка, м/мин;

$t_{всп}$  – время вспомогательных операций, отнесенное на 1 м скважины;

$t_{ин}$  – время обслуживания инструмента, отнесенное на 1 м скважины;

$T_{см}$  - продолжительность смены, мин;

$T_{п.з.}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций при бурении,

мин.

$$T_{п.з.} = 45 - 60 \text{ мин.}$$

$$t_{всп} + t_{ин} = 2 - 5 \text{ мин.}$$

Техническая скорость бурения станка рассчитывается по соответствующим формулам, приведенным в справочной литературе.

Для учебных целей может быть принята зависимость технической скорости бурения от крепости пород  $f$  по шкале проф. Протождьяконова: (табл.7.3):

$v_б$  изменяется от 22 м/мин до 6(3) м/мин при изменении  $f$  от 2 до 20(25).

Промежуточные значения принимаются методом интерполяции.

Рассчитывается количество буровых станков

Для этого определяют годовой объем бурения на карьере по выражению

$$P_{\text{бур}} = \frac{Q_{\text{ск}}}{j}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (7.14)$$

где  $Q_{\text{ск}}$  – годовая производительность карьера по скальной горной массе, млн.м<sup>3</sup>:

$$Q_{\text{ск}} = A + A * K_{\text{ср}}, \text{ млн.м}^3, \quad (7.15)$$

где  $A$  – производственная мощность карьера по полезному ископаемому, год.

$K_{\text{ср}}$  – средний коэффициент вскрыши.

Выход горной массы из одного метра скважины  $j$ , м<sup>3</sup>/м:

$$j = \frac{(W + b \cdot (n - 1)) \cdot h_y \cdot Q_{\text{ск}}}{l_{\text{скв}} \cdot n}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (7.16)$$

где  $n$  – количество рядов взрываемых скважин;

$l_{\text{скв}}$  – длина скважин, м.

Количество буровых станков определяется по выражению

$$N_{\text{ст}} = \frac{P_{\text{бур}}}{P_{\text{ст}} \cdot n_{\text{см}}}, \text{ шт}, \quad (7.17)$$

где  $n_{\text{см}}$  – число рабочих смен за год, 600.

Пример расчета.

Исходные данные:

№	Характеристика пород		Высота уступа $h_y$ , м	Емкость ковша, $E$ , м <sup>3</sup>	Производительность карьера по горной массе $Q_{\text{ск}}$ , млн.м <sup>3</sup> /год	Количество рядов взрываемых скважин, $n$
	$\sigma_{\text{ск}}$ , МПа	$\gamma_{\text{п}}$ , т/м <sup>3</sup>				
	110	1,4	15	8	3	4

Устанавливается максимально допустимый размер куска по взорванной массе  $d_{\text{max}}$  из условия погрузки экскаватором  $d_{\text{max}} = \leq 0,8\sqrt[3]{8} = 1,6$ .

Находится диаметр скважин  $D_{\text{скв}} = 0,2 * 1,6 = 0,32$ .

По результату расчета  $D_{\text{скв}}$  уточняется типоразмер бурового станка (принимается ближайший стандартный).

Определяется тип и удельный расход взрывчатого вещества  $q$ , кг/м<sup>3</sup>.

По табл.7.1 выбираем  $q = 600$  г/м<sup>3</sup> (Гнейс, железная руда,  $f = 10,5-14$ ).

Рассчитывается величина линии сопротивления по подошве:  $W = \sqrt{0,7 \cdot \frac{88,5}{0,6}} = 10,2$  м.

Масса ВВ в одном метре скважины:  $\rho = \frac{\pi \cdot 0,3^2}{4} \cdot 1100 = 88,5$  кг/м,

где  $\gamma_{\text{ВВ}}$  – объемная масса ВВ, для аммонита 6ЖВ, 1100 кг/м<sup>3</sup>.

При вертикальных скважинах по условиям безопасной работы бурового станка необходимо, чтобы  $W = 15 * 0,3640 + 3 = 10,6$ .

Принимаем 70° относительно крепости породы. Считаем параметры:

$a = 0,7 * 10,6 = 7,42$  м;  $b = 0,7 * 10,6 = 7,42$  м;  $Q_{\text{скв}} = 0,6 * 10,6 * 15 * 7,42 = 707,9$  кг;

$l_{\text{звп}} = \frac{707,9}{88,5} = 8$  м;  $l_{\text{скв}} = \frac{15}{\sin 70} + 3,4 = 19,4$  м.

Величина перебура должна находиться в пределах  $l_{пер} = (5 \dots 15) * D_{скв}$ , м. Если расчетная величина превышает указанные пределы, то необходимо применять заряды с котловым расширением скважины.

Значение интервала замедления:  $t_3 = 3 * 10,6 = 31,8$  мс.

Производительность бурового станка в смену :

$$P_{ст} = \frac{480 - 50}{8,3} = 51,8 \text{ м/смену.}$$

Определяем годовой объем бурения на карьере.

Годовая производительность карьера по скальной горной массе:

$$Q_{ск} = 3000000 + 0,2 \cdot 3000000 = 3600000 \text{ м}^3.$$

Выход горной массы из 1 м скважины:

$$j = \frac{(10,6 + 7,42 \cdot (4 - 1)) \cdot 15 \cdot 3,6}{19,4 \cdot 4} = 22,86 \text{ м}^3/\text{м.}$$

$$P_{бур} = \frac{3600000}{22,86} = 157480, \text{ м}^3/\text{год.}$$

Количество станков:

$$N_{ст} = \frac{157480}{51,8 \cdot 600} = 5,06.$$

Принимаем 5 станков.

## 7.2. Расчёт производительности одноковшового экскаватора и необходимого количества автосамосвалов

Техническая производительность одноковшовых экскаваторов определяется по формуле:

$$Q_{тех} = \frac{3600}{t_{ц}} \cdot E \cdot k_3, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (7.18)$$

где  $t_{ц}$  – продолжительность цикла черпания в конкретных условиях, с;

$E$  – вместимость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ ;

$$k_3 = \frac{k_n}{k_p}, \quad (7.19)$$

где  $k_n$  – коэффициент наполнения ковша,  $k_n = 0,8 - 1,1$ ;

$k_p$  – коэффициент разрыхления породы,  $k_p = 1,1 - 1,45$ .

Техническая производительность многоковшовых экскаваторов определяется следующим образом:

$$Q_{тех} = 60 \cdot E \cdot n \cdot k_3, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (7.20)$$

где  $n$  – число ковшей, разгружающихся в минуту.

Эксплуатационная производительность экскаваторов в смену:

$$Q_{эсм} = Q_{тех} \cdot T \cdot k_в, \text{ м}^3/\text{смена}, \quad (7.21)$$

где  $T$  – продолжительность смены, ч;

$k_в$  – коэффициент использования экскаватора во времени,  $k_в = 0,55 - 0,9$ .

Годовая эксплуатационная производительность экскаватора

$$Q_{эг} = Q_{эсм} \cdot N \cdot h_{см}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (7.22)$$

где  $N$  – количество рабочих дней экскаватора в году, дней;

$h_{см}$  – количество рабочих смен в сутки, смен.

Таблица 7.3 – Исходные данные для расчета производительности одноковшового экскаватора и необходимого количества автосамосвалов

Номер задания	Грузооборот карьера, млн.т	Погруз. машины		Автосамосвал			Расстояние транспортировки, L, км	Скорость движения автосамосвала, км/ч	
		тип	Вместимость ковша E, м <sup>3</sup>	тип	Вместимость кузова V <sub>а</sub> , м <sup>3</sup>	Грузоподъемность Q <sub>п</sub> , т		с грузом V <sub>гр</sub>	без груза V <sub>пор</sub>
1	15	ЭКГ-8и	8	БелАЗ 548	21,7	40	4	18	25
2	7	ЭКГ-5	4	БелАЗ 540	15,8	27	6	20	30
3	5	ЭКГ-5	4	БелАЗ 540	15,8	27	2	21	26
4	20	ЭКГ-12,5	10	БелАЗ 549	37,8	75	3,5	25	35
5	12	ЭКГ-8и	8	БелАЗ 548	21,7	40	4,5	20	25
6	3,5	ЭКГ-3,2	4	БелАЗ 540	15,8	27	2,5	19	28
7	10	ЭКГ-5	5	БелАЗ 548	21,7	40	5	26	35
8	6	ЭКГ-5	4	БелАЗ 540	15,8	27	3,5	20	30
9	15	ЭКГ-8и	10	БелАЗ 549	37,8	75	2,5	20	32
10	10	ЭКГ-5	6,3	БелАЗ 548	21,7	40	3	18	25

Пример расчета:

*Расчет производительности экскаватора*

Часовая производительность экскаватора равна

$$P_ч = \frac{3600 \cdot E \cdot K_n \cdot K_{ис} \cdot K_{тех.}}{T_ц \cdot K_p} = \frac{3600 \cdot 8 \cdot 0,45}{27} \cdot 0,5 \cdot 1 = 68,7 \text{ м}^3 / \text{ч},$$

где E – емкость ковша, 8 м<sup>3</sup>;

T<sub>ц</sub> – продолжительность рабочего цикла экскаватора, принимаемая согласно характеристике экскаватора с учетом технологии и схемы работы экскаватора в забое, 23-29 с, принимаем 27 с;

K<sub>n</sub> – коэффициент наполнения ковша, 0,4-1,1;

K<sub>p</sub> – коэффициент разрыхления известняка, 2,2;

K<sub>тех.</sub> – коэффициент, учитывающий технологию и схему работы экскаватора, 1;

K<sub>ис</sub> – коэффициент использования экскаватора во времени, 0,5-0,9 (с учетом маневровых операций при 4-х заходках в экскаваторном блоке).

Сменная производительность экскаватора равна

$$P_{э.см.} = 68,7 \cdot 11 = 756 \text{ м}^3 / \text{смену}.$$

Суточная производительность экскаватора равна (при 2-х сменах в сутки):

$$P_{э.сут.} = 756 \cdot 2 = 1512 \text{ м}^3 / \text{сут.}$$

Месячная производительность экскаватора равна (25 рабочих суток в месяце):

$$P_{э.мес.} = 1512 \cdot 25 = 37800 \text{ м}^3 / \text{мес.}$$

### 7.3 Эксплуатационный расчёт карьерного транспорта

Эксплуатационный расчёт автомобильного транспорта

Сменная производительность автосамосвала равна

$$P_{a.см} = \frac{q_a}{\gamma} \cdot \frac{T_{см}}{T_{об}} \cdot \eta, \text{ м}^3 / \text{смену}, \quad (7.23)$$

где  $q_a$  - грузоподъемность автосамосвала, 40 т;  
 $\gamma$  - объемная масса известняка, 2,8 т/м<sup>3</sup>;  
 $T_{см}$  - количество часов работы автосамосвала в смену, 11 ч;  
 $\eta$  - коэффициент использования автосамосвала в течение смены, 0,6-0,8;  
 $T_{об}$  - время оборота автосамосвала (продолжительность рейса), ч:

$$T_{об} = t_{дв} + t_n + t_p + t_m + t_o, \text{ ч}, \quad (7.24)$$

где  $t_{дв}$  - время движения автосамосвала.

$$t_{дв} = \frac{2 \cdot l_T}{V_{cp}}, \text{ ч}, \quad (7.25)$$

$l_T$  - среднее расстояние транспортирования породы при строительстве въездной траншеи, 2,029 км;

$V_{cp}$  - скорость автосамосвала:

груженого - 20 км/ч, порожнего - 40 км/ч.

Принимаем среднюю равной 30 км/ч;

$$t_{дв} = \frac{2 \cdot 2,029}{30} = 0,134 \text{ ч},$$

$t_n$  - время погрузки, ч;

$$t_n = \frac{T_u \cdot n_a}{3600}, \text{ ч}, \quad (7.26)$$

где  $n_a$  - количество ковшей на загрузку автосамосвала, шт.

$$n_a = \frac{q_a \cdot K_p}{E \cdot \gamma \cdot K_n} = \frac{40 \cdot 2,2}{5 \cdot 2,8 \cdot 0,45} = 14 \text{ шт.}$$

Тогда

$$t_n = \frac{27 \cdot 14}{3600} = 0,105 \text{ ч};$$

$t_p$  - время разгрузки автотранспорта, 0,03 ч;

$t_m$  - время маневров, 0,008 ч;

$t_o$  - время простоев в ожидании погрузки и разгрузки, определяется как  $t_o = 0,5 \cdot (t_n + t_p)$   
 $= 0,5(0,105 + 0,03) = 0,07 \text{ ч}.$

Время оборота самосвала

$$T_{об} = 0,134 + 0,105 + 0,03 + 0,008 + 0,07 = 0,35 \text{ ч}.$$

$$\text{Тогда } P_{a.см} = \frac{40}{2,8} \cdot \frac{11 \cdot 0,7}{0,35} = 314 \text{ м}^3 / \text{смену}.$$

Количество автосамосвалов, обслуживающих работу экскаватора в течение смены

$$N_a = \frac{P_{э.см}}{P_{a.см}} = \frac{756}{314} = 2,4 \text{ шт.}$$

Принимаем 3 автосамосвала.

*Эксплуатационный расчёт конвейерного транспорта*

Продемонстрирован на примере для следующих исходных данных:

Номер задания	Годовой грузооборот, млн.т	Объёмная масса насыпного груза, т/м <sup>3</sup>	Угол подъёма, град	Расстояние транспортировки, км	Скорость движения ленты, м/с
	20	1,15	21	4,5	5,0

Производительность ленточного конвейера  $Q_r$ , т/ч, определяется по формуле:

$$Q_r = k * B^2 * V * \gamma, \text{ т/ч.}$$

$$Q_r = 250,8 * 0,8^2 * 5 * 1,15 = 922,944 \text{ т/ч.}$$

где  $k$  - коэффициент, зависящий от угла откоса материала на движущейся ленте и угла наклона боковых роликов :

$$k = 576 \tan \frac{\rho}{2} + 155$$

$$k = 576 * 0,1664 + 155 = 250,8$$

$\rho$  - угол откоса насыпного груза, град;

$B$  - ширина ленты, м;

$V$  - скорость движения ленты, м/с;

$\gamma$  - объёмная масса насыпного груза, т/м.

При изменении угла наклона конвейера от 10 до 22 его производительность уменьшается от 5 до 15% . При заданных величинах часового грузопотока  $Q_{\text{ч}}$  и скорости движения ленты конвейера у ширины ленты для данных конкретных условий определяется по формуле:

$$B = \sqrt{\frac{k_p * Q_{\text{ч}}}{k * v * \gamma}}, \text{ м,}$$

где  $k_p$  - коэффициент резерва производительности конвейера,  $k_p=1,20-1,25$ ,

$k_3 = 1,2-1,3$  - коэффициент запаса мощности;

$r = 0,90-0,95$  - КПД редуктора привода конвейера.

$$B = \sqrt{\frac{1,20 * 547,8}{250,8 * 5 * 1,15}} = 0,67 \text{ м.}$$

Мощность на валу привода барабана:

$$N_0 = N_1 + N_2 + N_3, \text{ кВт,}$$

где  $N_1, N_2$  - мощность, затрачиваемые на преодоление сопротивлений холостой и грузеной ветвей конвейера по горизонтали, соответственно, кВт;

$N_3$  - мощность, необходимая для подъема груза на высоту  $H$ , кВт.

$$N_0 = C * L * V + 0,00015 * Q_r * L \pm 0,0027 * Q_r * H, \text{ кВт,}$$

где  $L$  - длина става конвейера, м;

$C$  - коэффициент, зависящий от ширины ленты:

$B$ , мм	650	800	1000	1200	1400
$C$	0,030	0,038	0,053	0,062	0,074

$$N_0 = 0,038 * 4500 * 5 + 0,00015 * 922,944 * 4500 \pm 0,0027 * 922,944 * 0 = 1478 \text{ кВт.}$$

**Практическое занятие №8**  
**ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОРТАЛЬНОЙ И ОСНОВНОЙ**  
**ЧАСТИ ТУННЕЛЯ**

*Цель занятия:* Изучить технологию строительства порталной части туннеля в мягких породах и основной части туннеля по скальным породам.

**8.1 Технология строительства порталной части туннеля открытым способом**

Строительство туннеля начинается с портала. Кроме торцевой стены, в состав портала входят водоотводная канава и первое кольцо обделки. Торцевая стена связывается с первым кольцом обделки с помощью арматуры и опирается на боковые откосы выемки, в которые заделывается на необходимую глубину. Откосы и дно канав защищают от размыва водой бетонным покрытием.

Ввиду возможности падения камней с лобового откоса и для предотвращения попадания их на пути, расстояние от низа лобового откоса до порталной стены принимают не менее 1,5 м, а парапет стены не менее чем на 0,5 м выше верха канавы (рис. 5.9). В недостаточно устойчивых грунтах торцевая стена может опираться на продольные подпорные стены, поддерживающие откосы предпортальной выемки.

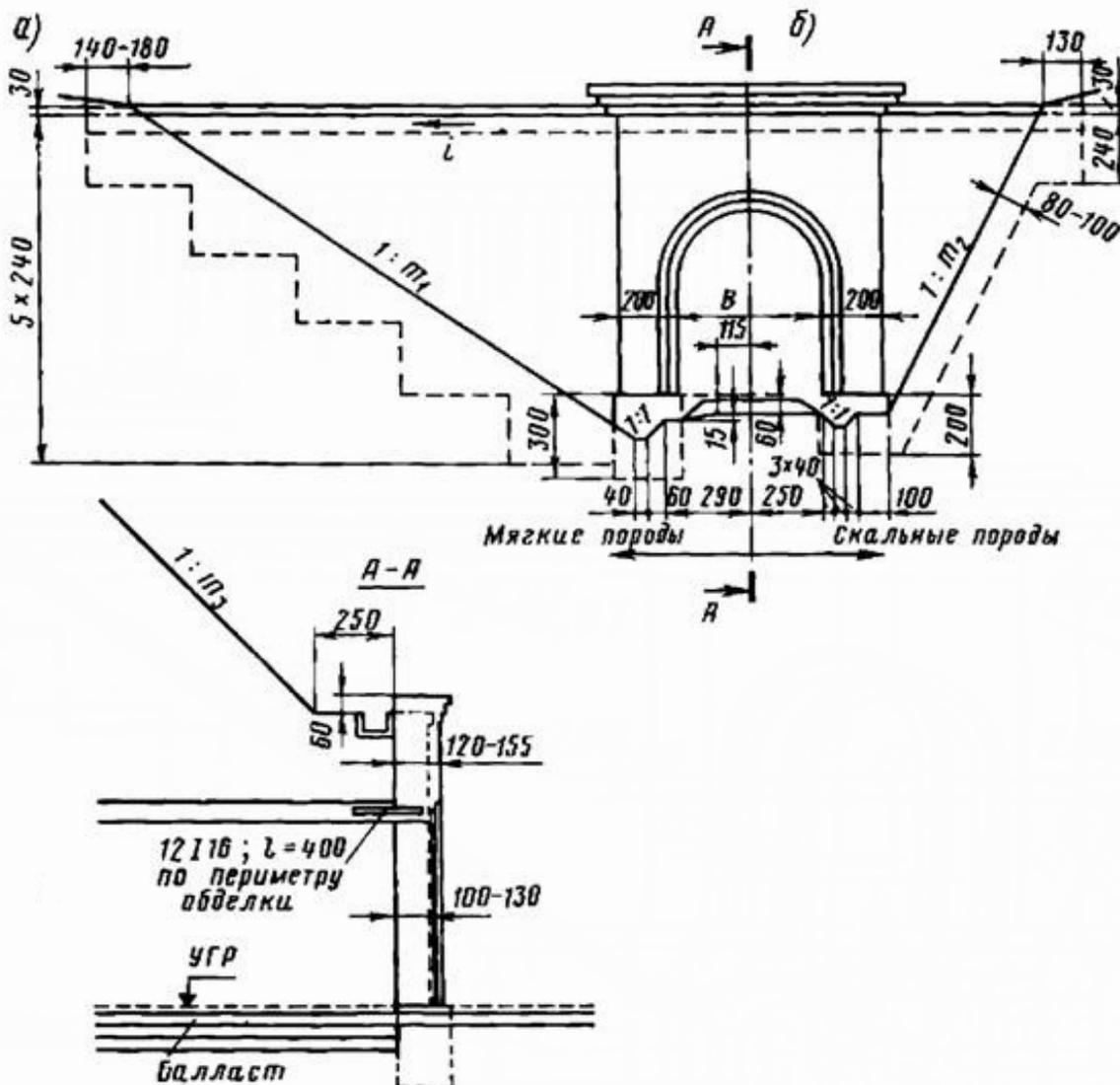


Рисунок 8.1 - Конструкция портала для пород с коэффициентом крепости:

а)  $f = 1 \div 1,5$ ; б)  $f \geq 2$

Такое решение облегчает статическую работу торцевой стены и одновременно способствует уменьшению объема предпортальной выемки. Подошвы торцевой и боковых порталных стен заглубляются относительно низа кюветов в соответствии с глубиной промерзания грунтов в их основании.

Крутизну откосов предпортальной выемки можно назначать в соответствии с данными представленными ниже, в зависимости от коэффициента  $f$  крепости породы. Крутизну лобового откоса выемки принимают на одну категорию положе (табл.8.1).

Таблица 8.1 - Крутизна откосов предпортальной выемки

$f$	1,0	1,5	2,0	3,0	4,0
1 : $m$	1 : 1,5	1 : 1	1 : 0,8	1 : 0,5	1 : 0,3

Следует учитывать, что в слабых грунтах глубина выемки назначается в пределах 12-13 м, а для обеспечения устойчивости над сводом оставляется слой грунта 2-3 м.

Строительство порталной части туннеля в мягких породах начинается с отрывки котлована. При этом используется экскаватор типа «обратная механическая лопата» и автосамосвал. Затем в котловане возводят крепь. Она может быть монолитной бетонной, железобетонной или сборной железобетонной. Экскаватором производится обратная засыпка. Часть грунта, которая не будет использоваться для обратной засыпки, вывозится автосамосвалами в места складирования.

В крепких *скальных* породах с лобовыми откосами, близкими к отвесным, отпадает необходимость в их поддержании и отводе воды, собирающейся с небольшой площади. В этом случае для архитектурного оформления входов в туннель устраиваются параллельные лобовому откосу оголовки, представляющие собой облицовку из бетона или естественного камня по контуру портала.

После этого переходят к проходке основной части туннеля.

Например, при строительстве наклонного транспортного туннеля в борту карьера «Центральный» ДДФДК длина порталной части, сооружаемой открытым способом, равна 20 м. Объем вынутого грунта - 2600 м<sup>3</sup>.

По данным предприятия-подрядчика затраты на выемку 1 м<sup>3</sup> составляют 250 руб./м<sup>3</sup>, расчетная стоимость – 650 тыс. руб., продолжительность строительства 1,3 мес.

Портальная часть крепится кольцевой ж/б тубинговой крепью на длину 50 м, т.к. ей приходится воспринимать давление от несвязных пород и скальных пород, размещенных на отвале «Северный».

Затем переходят на подземный способ строительства туннеля с применением оборудования для проведения основной части. Протяженность порталной части, сооружаемой подземным способом, - 30 м.

Объем вынутого грунта - 780 м<sup>3</sup>, затраты на выемку 1 м<sup>3</sup> составляют 650 руб./м<sup>3</sup>, расчетная стоимость – 507 тыс. руб., продолжительность строительства 1,95 мес.

Нижняя часть туннеля, выходящая на дно карьера, выполняется в виде ж/б портала. При этом вертикальный козырек (парапет) должен быть высотой не менее 1 м и толщиной, по опыту эксплуатации туннелей, - также 1 м [7].

## 8.2 Технология строительства основной части туннеля

Основную часть туннеля проводят по буровзрывной технологии и крепят анкерной крепью. Припортальную часть крепят комбинированной анкерной крепью и НБК. В зонах нарушений и карстов дополнительно устанавливают арки из СВП-33. Расстояние между рамами от 0,5 м до 1 м. При анкерной крепи в ряду по кровле устанавливается 6 анкеров длиной 2,32 м каждый. Расстояние установки 1000 x 1000 мм. Анкера наклонены под углом 45° к оси туннеля.

Это позволяет бурить шпурсы для их установки при помощи навесного бурильного оборудования 2БА, установленного на породопогрузочной машине ПНБ-3Д (рис.8.2).

С ее помощью взорванную породу грузят на телескопический ленточный конвейер 1ЛТ-100, используемый при проведении. Впоследствии он будет демонтирован и вместо него настилен стационарный ленточный конвейер 2ЛТУ-120В.

Использую монорельсовую доставку материалов при помощи дизелевоза DLZ110F фирмы Ferrit (Чехия). Материалы размещают в контейнерах. Крепление водоотливной канавки осуществляется железобетонными лотками с крышками.

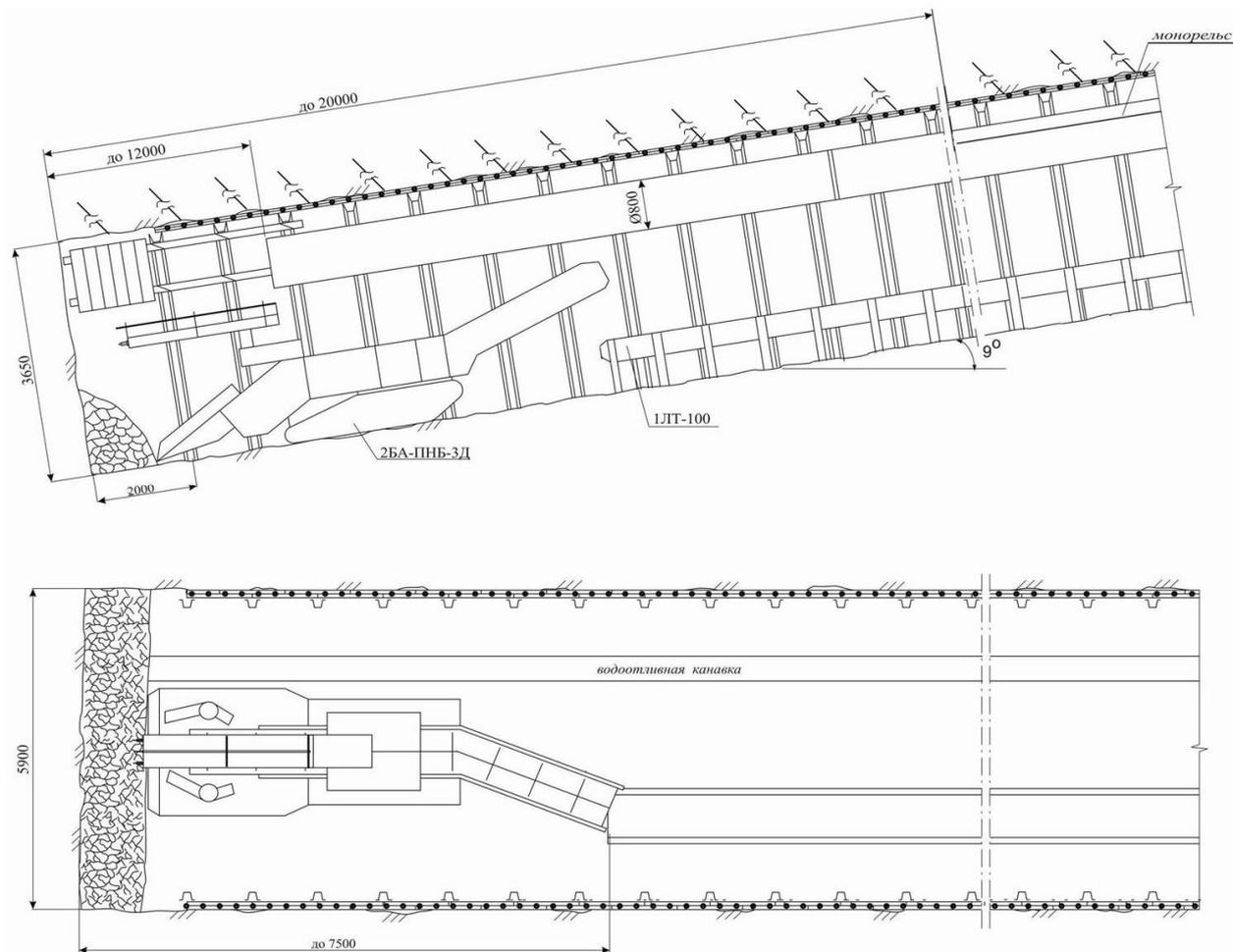


Рисунок 8.2 – Технологическая схема проведения основной части туннеля

Далее приведен расчет продолжительности работ и построение графика организации работ для приведенной технологической схемы.

Принимаем продолжительность цикла 1,5 смены. Явочный состав звена – 6 проходчиков.

Расчёт трудоёмкости работ проходческого цикла ведём в табл.8.2.

Коэффициент перевыполнения норм выработки

$$k_n = \frac{9,28}{9} = 1,03.$$

Явочный состав суточной бригады:  $n_{яв} = n_{см} \cdot n_c = 6 \cdot 4 = 24$  чел.

Списочный состав суточной бригады:  $n_{сч} = n_{яв} \cdot k_{сч} = 24 \cdot 1,8 = 43$  чел,

где  $k_{сч}$  - коэффициент списочного состава, 1,8.

Таблица 8.2 - Расчёт трудоёмкости проходческого цикла при проведении наклонного туннеля

Вид работ	Ед.изм.	Кол-во	Нормы выработки				Трудоёмкость, чел-смен
			§ЕНиР	по ЕНиР	попр.коэф.	принято	
Установка опережающей анкерной крепи	шт.	12	36-1-68	6/0,82	0,9	6,59	1,82
Бурение шпуров	м	115,5	36-1-45	6/0,07	1	85,7	1,35
Погрузка породы	м <sup>3</sup>	37,0	36-1-51	6/0,33	1	18,2	2,03
Крепление	рам	2	36-1-66	6/11	1	0,55	3,64
Навеска монорельса	м	2	36-1-116	6/0,7	1,5	12,86	0,16
Устройство канавки	м	2	36-1-113	6/0,85	1	7,1	0,28
<b>∑</b>							<b>9,28</b>

Комплексная норма времени:  $H_k = 2/9,28 = 0,22$  чел-см/м.

Производительность проходчика на выход:  $\Pi = H_k \cdot k_n = 0,22 \cdot 1,03 = 0,23$  м/вых.

Производительность проходчика на выход в м<sup>3</sup> готовой выработки:

$$\Pi' = \Pi \cdot S_{св} = 0,23 \cdot 15,0 = 3,45 \text{ м}^3 / \text{вых.}$$

Месячная скорость проходки грузовой ветви:  $V_{мес} = \frac{T_{см} \cdot n_{см} \cdot l_{зах} \cdot n_{\partial}}{T_{ц}}$ , м/мес,

где  $n_{\partial}$  - число рабочих дней в месяц по проходке, 25,6.

В сутках 3 смены по проведению и одна – ремонтно-подготовительная (навеска металлического трубопровода для проветривания, доставка материалов, техническое обслуживание оборудования).

$$V_{мес} = \frac{6 \cdot 3}{9} \cdot 2 \cdot 25,6 = 102 \text{ м/мес.}$$

Определим продолжительность выполнения основных технологических операций:

$$t_{осн} = \frac{b_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{k_n \cdot n_i}, \quad \text{ч,}$$

где  $\alpha$  - коэффициент, учитывающий затраты времени на ненормируемые процессы (прием-сдача смены – 10 мин, зарядка шпуров – 30 мин, проветривание – 30 мин, резерв – 20 мин).

$$\alpha = \frac{9 - 1,5}{9} = 0,83;$$

$n_i$  - число проходчиков, занятых на выполнение данной операции, чел.

Время на установку опережающей анкерной крепи:

$$t_{кр.анк.} = \frac{1,82 \cdot 6 \cdot 0,83}{3 \cdot 1,03} = 2,92 \text{ ч} = 2 \text{ ч } 56 \text{ мин.}$$

Время на бурение шпуров:

$$t_{б.ш} = \frac{1,35 \cdot 6 \cdot 0,83}{4 \cdot 1,03} = 1,63 \text{ ч} = 1 \text{ ч } 38 \text{ мин.}$$

Время на погрузку породы:

$$t_{н.п} = \frac{2,03 \cdot 6 \cdot 0,83}{4 \cdot 1,03} = 2,45 \text{ ч} = 2 \text{ ч } 27 \text{ мин.}$$

Время навески монорельса:

$$t_{н.м} = \frac{0,16 \cdot 6 \cdot 0,83}{3 \cdot 1,03} = 0,26 \text{ ч} = 15 \text{ мин.}$$

Время на устройство канавки:

$$t_{уст.к} = \frac{0,28 \cdot 6 \cdot 0,83}{2 \cdot 1,03} = 0,68 \text{ ч} = 41 \text{ мин.}$$

Трудоемкость крепления туннеля:

$$t'_{кр} = \frac{3,64 \cdot 6 \cdot 0,83}{1,03} = 18,0 \text{ чел-ч.}$$

График организации работ и проверка правильности его составления представлен на рис.8.3.

Наименование работы	Время		Количество человек	I смена						II смена					
	ч	мин		8	9	10	11	12	13	14	15	16	17		
Прием - сдача смены	0	10	6												
Бурение шпуров и установка анкеров	2	56	3												
Погрузка породы	2	27	4												
Крепление выработки	7	15	1-3-2-6-2												
Бурение шпуров	1	38	4												
Заряжание шпуров	0	30	2												
Взрывание и проветривание	0	30	6												
Навеска монорельса	0	15	3												
Крепление водоотливной канавки	0	41	2												
Резервное время	0	20	6												

Рисунок 8.3 – График организации работ при строительстве основной части туннеля

Проверка построения графика:

$$\sum n_i \cdot t_i = 1 \cdot 41 + 3 \cdot 118 + 2 \cdot 147 + 6 \cdot 30 + 2 \cdot 98 = 1067 \text{ чел-мин} = 17,75 \text{ чел-ч.}$$

Расчетное значение - 18,0 чел-ч.

Расхождение - 0,25 чел-ч < 1,0 чел-ч.

Значит график построен верно.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Данные методические указания предназначены, прежде всего, для студентов очной формы обучения направления подготовки «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство».

В них содержатся методические указания к практическим занятиям по дисциплине «Технология строительства карьеров».

Во введении приведены темы 8-ми практических занятий и распределение часов аудиторной работы на каждую тему.

Методические указания по каждой теме содержат цель работы, краткие теоретические сведения, необходимые для выполнения расчетов и графических построений. Изложен порядок выполнения, приведены варианты заданий и примеры выполнения расчетов и графических построений для различных исходных данных.

Для контроля полноты усвоения материала рекомендуется также использовать методические указания [10], в которых для каждой из тем сформулированы контрольные вопросы и содержатся технические характеристики оборудования, применяемого при строительстве (реконструкции) карьеров.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Горная энциклопедия: В 5-ти т. [Электронный ресурс] / Под.ред. Е.А. Козловского. – Режим доступа: <http://www.mining-enc.ru/>
2. Ракишев, Б. Р. Вскрытие карьерных полей и системы открытой разработки [Электронный ресурс]: Учебник / Б. Р. Ракишев. – 8,56 Мб. – Алматы: КазНТУ, 2012. - 1 файл. – Систем. требования: Acrobat Reader. <http://ea.donntu.org/handle/123456789/34671>
3. Ржевский, В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. / В. В. Ржевский. - М.: Недра, 1980. – 631 с.
4. Пилипец, В. И. Разрушение горных пород взрывом: учебное пособие для студентов горных специальностей вузов. Изд. 2-е, перераб. и доп. / В. И. Пилипец. – Донецк: Новый мир, 2014. – 352 с.
5. Мельников, Н. В. Теория и практика открытых разработок. / Н. В. Мельников. - М: Недра, 1984. – 407 с.
6. Шкуматов, А. Н. Практикум по курсу «Технология строительства карьеров» [Электронный ресурс]: учебное пособие для студентов и магистрантов направления подготовки «Горное дело» / А. Н. Шкуматов; ДонНТУ, Каф. Строительства шахт и подземных сооружений. – (4277 Кб). - Донецк, 2009. - 1 файл. – Систем. требования Acrobat Reader
7. Временные единые правила безопасности при обращении со взрывчатыми материалами промышленного назначения [Электронный ресурс] (утверждены Приказом Государственного Комитета горного и технического надзора Донецкой Народной Республики от 17 июля 2018 года № 300). – 4,3 Мб. – Донецк, 2018. - 1 файл. - Систем. требования: Acrobat Reader. <http://ea.donntu.org/handle/123456789/34456>
8. НПАОТ 0.00-1.67-13. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. – Харьков: ФОРТ, 2013. – 170 с.
9. Шкуматов А.Н., Черкасов И.А. Совершенствование буровзрывных работ на шахтах украинского Донбасса // Глюкауф на русском языке. – М., 2008. - № 4. - С. 25-27.
10. Шкуматов, А. Н. Методические указания к самостоятельной работе под контролем преподавателя по дисциплине «Технология строительства карьеров» [Электронный ресурс] : для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство» всех форм обучения / ГОУВПО «ДОННТУ», каф. строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики; сост. А. Н. Шкуматов. – Электрон. дан. (1 файл, 14,8 Мб). – Донецк: ДОННТУ, 2020. – Систем. требования: Acrobat Reader.
11. Половов, Б. Д. Основы горного дела [Электронный ресурс] : общие сведения и понятия горного дела. Подземная, открытая и строительная геотехнологии. / Б. Д. Половов, А. А. Химич, Н. Г. Валиев. – 17,86 Мб. – Екатеринбург: УГГУ, 2012. - 1 файл. - Систем. требования: Acrobat Reader. - <http://ea.donntu.org/handle/123456789/34673>

## **МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

к практическим занятиям

по дисциплине **«Технология строительства карьеров»**  
для студентов программы профессионального образования  
«специалист» по специальности 21.05.04 «Горное дело»  
всех форм обучения

Составитель:

Александр Николаевич Шкуматов