

**ПРИМЕР КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО ТЕМЕ:
“ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ
РАБОТ”.**

Содержание пояснительной записки:

I	Исходные данные
II	Расчет параметров выемочно-погрузочного процесса и составление паспорта забоя
III	Расчет параметров и составление паспорта БВР
IV	Расчет транспорта и параметров транспортных коммуникаций грузопотока
V	Расчет энергопоглощения по процессам и в целом по технологическому потоку
VI	Литература

Задание.

Рассчитать параметры процессов добычного технологического потока на карьере.

I Исходные данные:

- наименование технологического потока **добычной ;**
- наименование горной породы **песчаник;**
- предел прочности на сжатие **$\sigma_{сж}=976 \cdot 10^5$ Па;**
- плотность горной породы **$\rho=2540$ кг/м³ ;**
- трещиноватость горной породы **$d_{о.м.}=0,6$ м;**
- модуль упругости **$E=1,09 \cdot 10^{10}$ Па;**
- вид и типоразмер выемочно-погрузочного оборудования **ЭКГ-4;**
- вид транспорта **автомобильный**
- длина грузопотока **$L_{тр}=1,5$ км.**

II Расчет параметров выемочно-погрузочного процесса и составление паспорта забоя.

1. Параметры ЭКГ-4:

Вместимость ковша	$E_k=4$ м³ ;
Радиус черпания на уровне стояния	$R_{ч.у.}=11,2$ м;
Максимальный радиус черпания	$R_{ч.мах.}=15,5$ м;
Максимальная высота черпания	$H_{ч.мах.}=11$ м;
Максимальный радиус разгрузки	$R_{р.мах.}=13,6$ м;
Продолжительность рабочего цикла	$t_{ц}=25$ с.

2. Производительность экскаватора ЭКГ-4.

1) Теоретическая производительность (м³/ч)

$$Q_{tt} = E_K \cdot \nu ;$$

где ν -число рабочих циклов в час (1/ч)

$$\nu = \frac{3600}{t_{\text{Ц}}} = \frac{3600}{25} = 144 \text{ ч}^{-1} ;$$

$$Q_{tt} = 4 \cdot 144 = 576 \text{ м}^3/\text{ч} .$$

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

$$Q_t = Q_{tt} \cdot k_{\text{э}} = Q_{tt} \cdot \left(\frac{k_{\text{H}}}{k_{\text{P}}} \right) ;$$

где $k_{\text{э}}$ -коэффициент экскавации;

k_{H} -коэффициент наполнения ковша механической лопатой ($k_{\text{H}}=1$)

k_{P} -коэффициент разрыхления породы в ковше ($k_{\text{P}}=1,4$)

$$Q_t = 576 \cdot \left(\frac{1}{1,4} \right) = 411,3 \approx 411 \text{ м}^3/\text{ч} .$$

3) Эксплуатационная производительность в смену ($\text{м}^3/\text{смену}$)

$$Q_{\text{см}} = Q_t \cdot T \cdot k_{\text{И}} ;$$

где T -длительность смены ($T=8$ часов);

$k_{\text{И}}$ -коэффициент использования экскаватора в течение смены

($k_{\text{И}}=0,7$);

$$Q_{\text{см}} = 411 \cdot 8 \cdot 0,7 = 2301,6 \approx 2300 \text{ м}^3/\text{смену} .$$

4) Эксплуатационная производительность в сутки ($\text{м}^3/\text{сутки}$)

$$Q_{\text{сут}} = Q_{\text{см}} \cdot n ;$$

где n -число рабочих смен в сутки ($n=3$);

$$Q_{\text{сут}} = 2300 \cdot 3 = 6900 \text{ м}^3/\text{сут} .$$

5) Эксплуатационная производительность в год ($\text{м}^3/\text{год}$)

$$Q_{\text{Г}} = Q_{\text{сут}} \cdot N ;$$

где N -число рабочих дней экскаватора в году с учетом плановых простоев на ремонт ($N=305$ дней);

$$Q_{\text{Г}} = 6900 \cdot 305 = 2104500 \approx 2,1 \text{ млн. м}^3/\text{год} .$$

3. Параметры забоя.

- Высота уступа $h=15\text{м}$;
 Угол откоса уступа $\alpha=80^\circ$;
 Безопасное расстояние от верхней бровки $C=5\text{м}$;
 Коэффициент разрыхления горной породы в развале $k_p=1,3$;
 Высота развала от первого ряда скважин $h_p=1 \cdot H_{ч.макс.}=11\text{м}$;
 Количество заходов экскаватора в развале $n'=4$;
 Расстояние от массового взрыва до охраняемого объекта $L=1000\text{м}$.

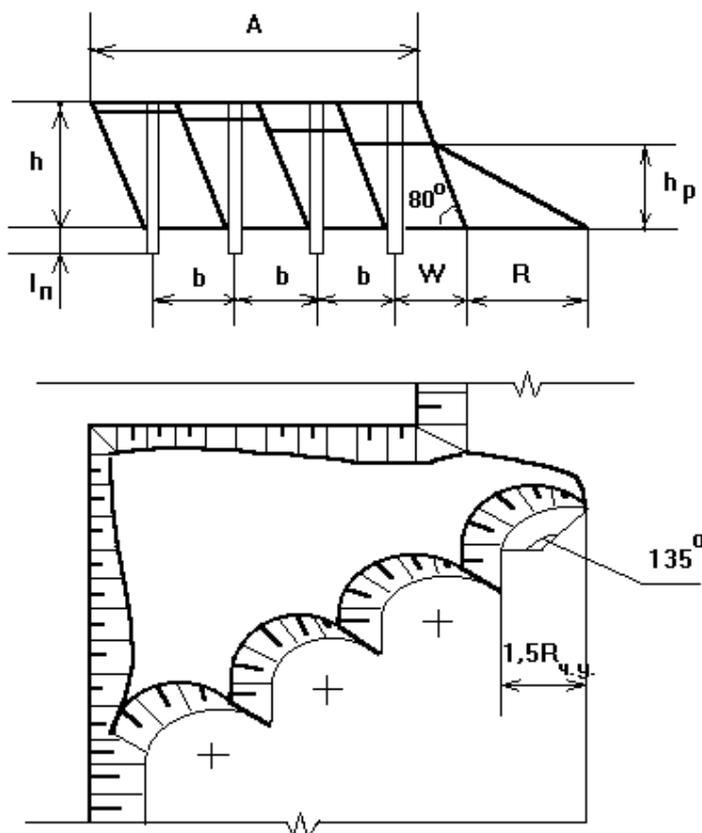


Рис.1 Паспорт забоя механической лопаты.

III Расчет параметров и составление паспорта буровзрывных работ.

1)Ширина ковша

$$B=1,2 \cdot \sqrt[3]{E_K} = 1,2 \cdot \sqrt[3]{4} = 1,9 \text{ м.}$$

2)Необходимый состав горной массы по крупности для экскаватора

$$d_{cp} = \frac{B}{6,5} = \frac{1,9}{6,5} = 0,29 \text{ м.}$$

3)Необходимая степень дробления массива

$$n = \frac{d_{o.m.}}{d_{cp}} = \frac{0,6}{0,29} = 2,07 .$$

4) Коэффициент динамичности для породы $k_D = 1,04$ (табл. 2.9.);

5) Удельная энергия дробления в необходимой степени

$$F_{DP} = \frac{0,12 \cdot \sigma_{сж}^2 \cdot k_D^2 \cdot \lg n}{2 \cdot E} = \frac{0,12 \cdot (976 \cdot 10^5)^2 \cdot 1,04^2 \cdot \lg 2,07}{2 \cdot 1,09 \cdot 10^{10}} = 17919,97 \approx 17920 \text{ Дж/м}^3 .$$

6) Удельная энергия формирования развала, необходимого по технологии

$$F_P = \left(\frac{v_o^2 \cdot \rho}{2} \right) \cdot \left[\lg k_P + \lg \frac{(c + h \cdot ctg \alpha) \cdot (h \cdot k_P - h_P)}{2 \cdot h_P} \right] ;$$

где v_o - начальная скорость движения горной массы при взрыве ($v_o = 10 \text{ м/с}$);

$$F_P = \left(\frac{10^2 \cdot 2540}{2} \right) \cdot \left[\lg 1,3 + \lg \frac{(5 + 15 \cdot ctg 80^\circ) \cdot (15 \cdot 1,3 - 11)}{2 \cdot 11} \right] \approx 7416 \text{ Дж/м}^3 .$$

7) Расчетный удельный расход ВВ для выполнения технологических условий (кг/м^3)

$$q = \frac{F_{DP} + F_P}{\eta \cdot F_{BB}} ,$$

где η - коэффициент полезного использования энергии ВВ ($\eta = 0,05$)

Тип ВВ - граммонит 50/50-В;

F_{BB} - полная идеальная работа взрыва ($F_{BB} = 3524000 \text{ Дж/кг}$);

$$q = \frac{17920 + 74168}{0,05 \cdot 3524000} \approx 0,52 \text{ кг/м}^3 .$$

8) Линия сопротивления по подошве (м)

$$W = C + h \cdot ctg \alpha = 5 + 15 \cdot ctg 80^\circ = 7,6 \approx 8 \text{ м} .$$

9) Расстояние между скважинами (м)

$$a = W \cdot 0,85 = 8 \cdot 0,85 = 6,8 \approx 7 \text{ м} .$$

10) Расстояние между рядами (м)

$$b = W = 8 \text{ м.}$$

11) Длина перебура

$$l_{\Pi} = 0,5 \cdot q \cdot W = 0,5 \cdot 0,52 \cdot 8 = 2,08 \approx 2 \text{ м.}$$

12) Длина скважины

$$l_{СКВ} = h + l_{\Pi} = 15 + 2 = 17 \text{ м.}$$

13) Минимальная величина забойки

$$l_{\text{з}} = l_{\Pi} = 2 \text{ м.}$$

14) Максимальная длина заряда

$$l_{\text{з ар}} = l_{СКВ} - l_{\text{з}} = 17 - 2 = 15 \text{ м.}$$

15) Масса заряда в скважине

$$P = a \cdot W \cdot h \cdot q = 7 \cdot 8 \cdot 15 \cdot 0,52 = 436,8 \approx 437 \text{ кг.}$$

16) Диаметр заряда (м)

$$d_{\text{з}} = 2 \cdot \sqrt{\frac{P}{\pi \cdot l_{\text{з ар}} \cdot \Delta}} ;$$

где Δ -плотность заряжения ($\Delta = 930 \text{ кг/м}^3$);

$$d_{\text{з}} = 2 \cdot \sqrt{\frac{437}{3,14 \cdot 15 \cdot 930}} \approx 0,199 \approx 0,2 \text{ м.}$$

17) Диаметр скважин $d_{СКВ} \geq d_{\text{з}}$ $d_{СКВ} = 0,2 \text{ м}$

Следовательно, диаметр скважины соответствует диаметру заряда.

Выбираем буровой станок **СБШ-200**.

18) Необходимая длина заряда (м)

$$l_{\text{з ар}} = \frac{P}{e} ,$$

где e -вместимость 1м скважины (кг/м)

$$e = \frac{\pi \cdot d_{СКВ}^2 \cdot \Delta \cdot \alpha}{4} ;$$

где α -коэффициент заполнения ($\alpha = 1$);

$$e = \frac{3,14 \cdot 0,2^2 \cdot 930 \cdot 1}{4} = 29,2 \text{ кг/м}$$

$$l_{\text{з ар}} = \frac{437}{29,2} \approx 15 \text{ м.}$$

$$l_3 ap \leq l_3 a_f \quad 15m=15m$$

Так как $d_{СКВ} = d_3$, то заряд будет сплошным.

19) Объем взрывающегося блока

$$V_{\text{бл}} = 15 \cdot Q_{\text{СУТ}} = 15 \cdot 6900 = 103500 \text{ м}^3.$$

20) Ширина развала при однорядном взрывании

$$R = \frac{2 \cdot (c + h \cdot \text{ctg} \alpha) \cdot (h \cdot k_p - h_p)}{h_p} =$$

$$= \frac{2 \cdot (5 + 15 \cdot \text{ctg} 80^\circ) \cdot (15 \cdot 1,3 - 11)}{11} \approx 11,8 = 12 \text{ м.}$$

21) Ширина взрывающегося блока по целику, исходя из количества заходов экскаватора в развале

$$A = 1,5 \cdot R \cdot n' - R = 1,5 \cdot 11,2 \cdot 4 - 12 = 55,2 \approx 55 \text{ м.}$$

22) Количество рядов скважин

а) из технологических условий работы экскаваторов в забое

$$n = \frac{1,5 \cdot R \cdot n' - W - R}{b} + 1 =$$

$$= \frac{1,5 \cdot 11,2 \cdot 4 - 8 - 12}{8} + 1 = 6,9 \approx 7 \text{ рядов.}$$

б) из условий техники безопасности, максимальная высота развала не должна превышать максимальную высоту черпания, т.е. $h_{p.\text{max.}} = 1,5 \cdot H_{\text{ч. max.}}$, при высоте развала от первого ряда $h_p = H_{\text{ч. max.}}$.

$$n = \frac{0,5 \cdot H \cdot b}{h \cdot (k_p - 1)} - \frac{b^2}{b + W} - 2 =$$

$$= \frac{0,5 \cdot 11,8}{15 \cdot (1,3 - 1)} - \frac{8^2}{8 + 8} - 2 = 3,8 \approx 4 \text{ ряда.}$$

Принимаем минимальное значение $n=4$ ряда.

Следовательно, необходимо откорректировать параметры забоя экскаватора.

Ширина забоя по целику

$$A = b \cdot (n - 1) + W = 8 \cdot (4 - 1) + 8 = 32 \text{ м.}$$

Количество заходов экскаватора в развале

$$n' = \frac{A+R}{1,5 \cdot R} = \frac{32+12}{1,5 \cdot 11,2} = 2,6 .$$

Принимаем $n'=3$.

23) Длина взрываемого блока

$$L_{\text{б.л.}} = \frac{V_{\text{б.л.}}}{h \cdot A} = \frac{103500}{15 \cdot 32} = 215,6 \approx 216 \text{ м} .$$

24) Количество скважин во взрываемом блоке

$$n_{\text{СКВ}} = \frac{A \cdot L_{\text{б.л.}}}{a \cdot b} = \frac{32 \cdot 216}{7 \cdot 8} = 123,4 .$$

Принимаем $n_{\text{СКВ}} = 4 \cdot 31 = 124$.

25) Общая длина буровых скважин в блоке

$$L_{\text{СКВ}} = l_{\text{СКВ}} \cdot n_{\text{СКВ}} = 17 \cdot 124 = 2108 \text{ м}$$

26) Время бурения блока(сутки)

$$t_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{СКВ}}}{\Pi_{\text{б.ст.}}} ;$$

где $\Pi_{\text{б.ст.}}$ -техническая производительность бурового станка СБШ-200

($\Pi_{\text{б.ст.}} = 23 \text{ м/ч}$);

$$t_{\text{бур}} = \frac{2108}{23} \approx 91,7 \text{ часа} \approx 3,8 \text{ суток} .$$

27) Количество ВВ для разрушения блока

$$P_{\text{ВВ}} = q \cdot V_{\text{б.л.}} = 0,52 \cdot 103500 = 53820 \text{ кг} \approx 53,8 \text{ т} .$$

28) Количество серий в массовом взрыве, безопасном по сейсмическому воздействию на охраняемом объекте

$$N = \frac{29^3 \cdot P_{\text{ВВ}}}{L^3} = \frac{29^3 \cdot 53820}{1000^3} = 1,31 \approx 2 .$$

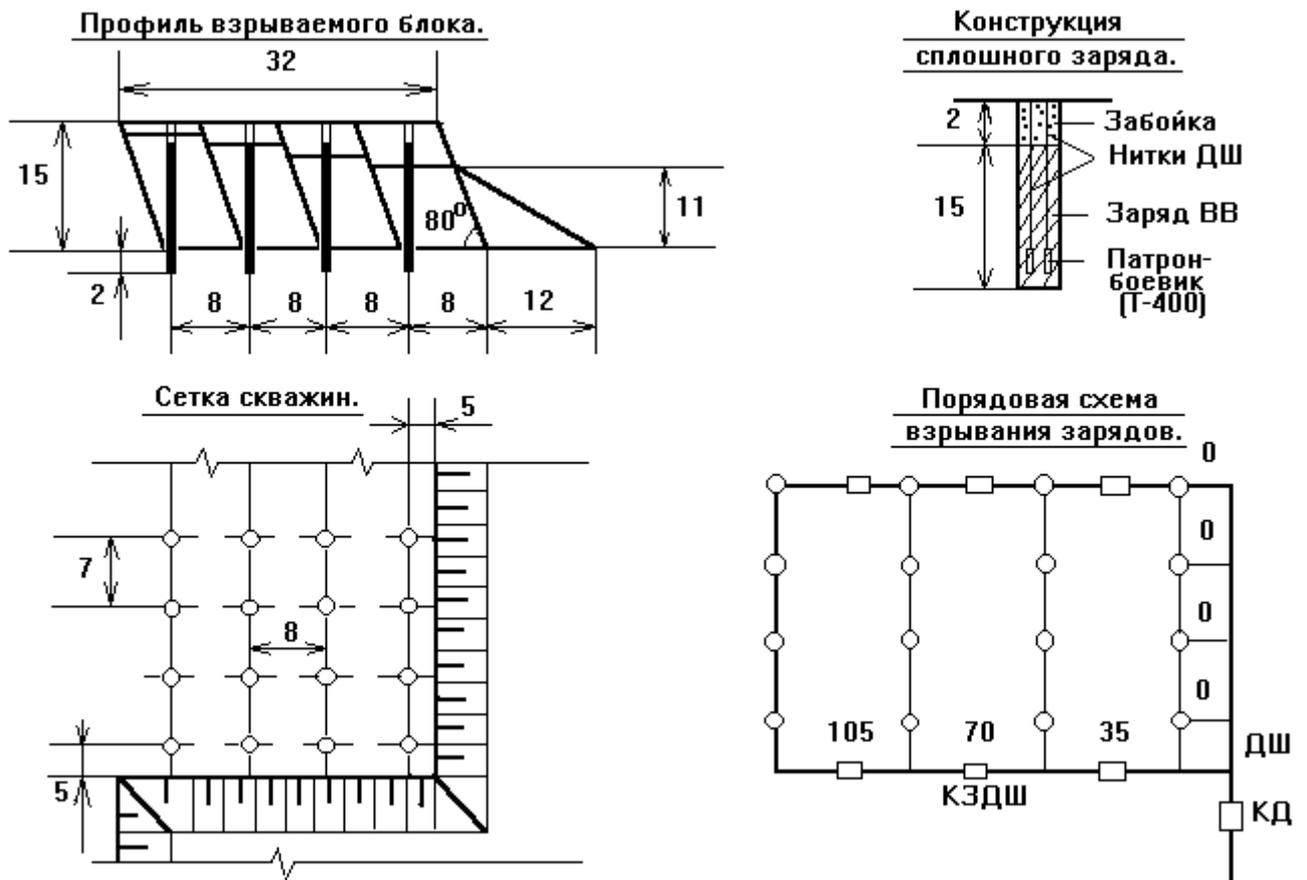


Рис.2 Паспорт буровзрывных работ.

IV Расчет транспорта и параметров транспортных коммуникаций грузопотока .

1) Насыпная плотность транспортируемой породы (т/м³)

$$\gamma = \frac{\rho}{k_p} = \frac{2,54}{1,4} \approx 1,8 \text{ т/м}^3 .$$

2) Принимаем **БелАЗ-540А**.

3) Параметры БелАЗа-540А:

Грузоподъемность	q=27т;
Вместимость кузова	V_к=15м³;
<u>Основные размеры:</u>	
длина	L_м=7350мм;
ширина	b=3480мм;
высота	H_к=4500мм.

4) Средняя скорость движения автомобиля

$$V_{cp} = 25 \text{ км/ч} .$$

5) Продолжительность рейса (ч)

$$T = t_{\Pi} + t_p + \frac{2 \cdot L_{Tp}}{V_{cp}} + t_M;$$

где t_{Π} - время погрузки экскаватором одного автосамосвала (ч)

$$t_{\Pi} = \frac{V_K}{Q_t} = \frac{15}{411} \approx 0,037 \text{ ч.}$$

t_p - время разгрузки автосамосвала ($t_p = 0,017$ ч);

t_M - время, затрачиваемое на маневры в забое и пункте разгрузки ($t_M = 0,017$ ч);

$$T = 0,037 + 0,017 + \frac{2 \cdot 1,5}{25} + 0,017 \approx 0,19 \text{ ч.}$$

6) Техническая производительность автосамосвала (т/ч)

$$Q_t = q \cdot n_p \cdot k_G;$$

где n_p - число рейсов в час

$$n_p = \frac{1}{T} = \frac{1}{0,19} \approx 5,3.$$

k_G - коэффициент использования грузоподъемности ($k_G = 0,95$);

$$Q_t = 27 \cdot 5,3 \cdot 0,95 = 135,95 \approx 136 \text{ т/ч.}$$

7) Эксплуатационная производительность автосамосвала (т/см)

$$Q_{cm} = Q_t \cdot T \cdot k_{И};$$

где $k_{И}$ - коэффициент использования автосамосвала в смену

($k_{И} = 0,7$);

$$Q_{cm} = 136 \cdot 8 \cdot 0,7 = 761,6 \approx 762 \text{ т/см};$$

8) Годовая производительность автосамосвала (т/год)

$$Q_{Год} = Q_{cm} \cdot N \cdot k_{Т.Г.};$$

где $k_{Т.Г.}$ - коэффициент технической готовности по суточному режиму эксплуатации ($k_{Т.Г.} = 0,9$)

$$Q_{Год} = 762 \cdot 305 \cdot 0,9 = 209169 \text{ т/год.}$$

9) Количество автосамосвалов, необходимое для обслуживания экскаватора

$$N = \frac{T}{t_{II}} = \frac{0,19}{0,037} \approx 5,1$$

Принимаем $N=6$.

10) Рабочий парк автосамосвалов

$$N_P = \frac{W_{Г.О.} \cdot k_H}{Q_{СМ} \cdot n}$$

где $W_{Г.О.}$ - грузооборот в сутки (т/сут)

$$W_{Г.О.} = Q_{СМ} \cdot n \cdot \gamma \cdot n_{ЭКС};$$

где $n_{ЭКС}$ - число экскаваторов в технологическом потоке ($n_{ЭКС}=1$);

$$W_{Г.О.} = 2300 \cdot 3 \cdot 1,8 \cdot 1 = 12420 \text{ т/сут.}$$

k_H - коэффициент работы транспорта ($k_H=1,1$);

$$N_P = \frac{12420 \cdot 1,1}{762 \cdot 3} \approx 6$$

Принимаем $N_P=6$.

11) Инвентарный парк автосамосвалов

$$N_{И} = \frac{N_P}{k_T}$$

где k_T - коэффициент технической готовности автопарка ($k_T=0,9$);

$$N_{И} = \frac{6}{0,9} = 6,66$$

Принимаем $N_{И}=7$.

12) Пропускная способность полосы автодороги в одном направлении (рейсов)

$$П = \frac{1000 \cdot V_{ср}}{k_D \cdot S};$$

где k_D - коэффициент неравномерности движения ($k_D=1,5$);

S - интервал между автосамосвалами (м)

$$S = 0,278 \cdot V_{ср} \cdot t_{реак} + \frac{3,9 \cdot (1-\gamma) \cdot V_{ср}^2}{(1000 \cdot \psi_T + \omega_O - i)} + L_M;$$

где t_{reak} - время реакции водителя и время приведения тормозов в действие ($t_{reak}=1,5$ с);

γ - коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля (для автомобилей с гидромеханической трансмиссией $\gamma=0,02$);

ω_o - удельное основное сопротивление движению автомобиля ($\omega_o=60$ Н/кН);

ψ_T - коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении ($\psi_T=0,25$);

i - уклон автодороги ($i=60\%$);

$$S = 0,278 \cdot 25 \cdot 1,5 + \frac{3,9 \cdot (1 - 0,02) \cdot 25^2}{(1000 \cdot 0,25 + 60 - 60)} + 7,3 \approx 27 \text{ м};$$

$$П = \frac{1000 \cdot 25}{1,5 \cdot 27} \approx 618 \text{ рейсов.}$$

13) Провозная способность дороги (т/сут)

$$M_{np} = \frac{П_{o.y} \cdot q}{f_p};$$

где f_p - коэффициент резерва пропускной способности ($f_p=2$);

$П_{o.n}$ - пропускная способность ограничивающего участка дороги (автомобилей/сут)

$$\begin{aligned} П_{o.n} &= П \cdot T \cdot n = \\ &= 618 \cdot 8 \cdot 3 = 14832 \text{ автомобилей/сут.} \end{aligned}$$

$$M_{np} = \frac{14832 \cdot 27}{2} = 200232 \text{ т/сут.}$$

14) Ширина проезжей части при двухполосном движении (м)

$$B = 2 \cdot b \cdot k \cdot v + G;$$

где $k \cdot v$ - коэффициент, учитывающий суммарную скорость встречных автомобилей ($k \cdot v=1,75$);

G - величина, учитывающая габариты автомобиля ($G=1$)

$$B = 2 \cdot 3,48 \cdot 1,75 + 1 \approx 14 \text{ м}$$

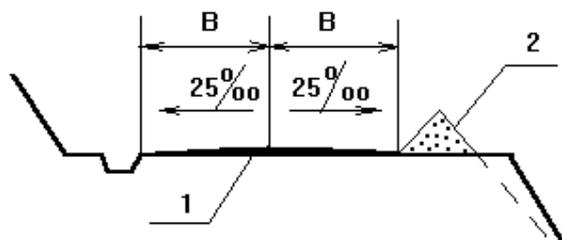


Рис.3 Профиль автодороги на уступе.

1-транспортная полоса;
2- предохранительный вал.

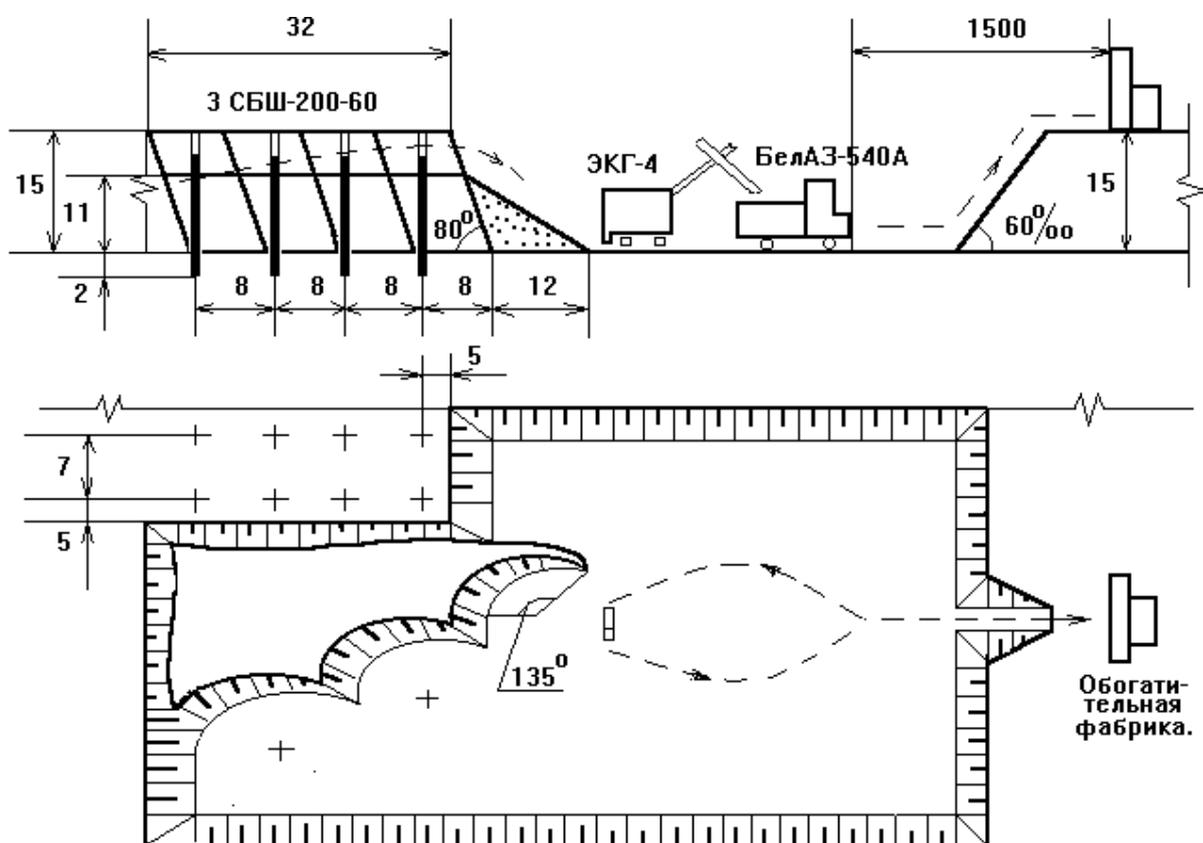


Рис.4 Схема добычного технологического потока.

V Расчет энергопоглощения по процессам и в целом по технологическому потоку.

1)Общее удельное энергопоглощение в технологическом потоке (Дж/кг)

$$\varepsilon = \varepsilon_{\text{б}} + \varepsilon_{\text{в.д.}} + \varepsilon_{\text{э}} + \varepsilon_{\text{т}} ;$$

2)Энергопоглощение на бурение (Дж/кг)

$$\varepsilon_{\text{б}} = \left[\frac{\sigma_{\text{сж}}^2}{2 \cdot E \cdot \rho} \cdot \lg n' + \frac{l_{\text{СКВ}}}{2} \right] \cdot N ;$$

где n' - степень измельчения породы при бурении

$$n' = \frac{d_{\text{СКВ}}}{d} ;$$

где $d_{\text{ч}}$ -диаметр частиц продуктов разрушения при бурении

($d_{\text{ч}}=2$ мм) ;

$$n' = \frac{200}{2} = 100.$$

N -часть энергопоглощения при бурении, приходящаяся на единичный объем взрываемого блока

$$N = \frac{V_{\text{Бур}}}{V_{\text{БЛ}}} ;$$

где $V_{\text{Бур}}$ -объем бурения (м^3)

$$V_{\text{Бур}} = n_{\text{СКВ}} \cdot S_{\text{СКВ}} \cdot l_{\text{СКВ}} ;$$

где $S_{\text{СКВ}}$ -площадь взрывной скважины (м^2)

$$S_{\text{СКВ}} = \frac{\pi \cdot d_{\text{СКВ}}^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,2^2}{4} \approx 0,03 \text{ м}^2.$$

$$V_{\text{Бур}} = 124 \cdot 0,03 \cdot 17 = 63,24 \text{ м}^3 .$$

$$N = \frac{63,24}{103500} \approx 6,1 \cdot 10^{-4} ;$$

$$\varepsilon_{\sigma} = \left[\frac{97,6^2 \cdot \lg 100}{2 \cdot 10900 \cdot 2,54} + \frac{17}{2} \right] \cdot 6,1 \cdot 10^{-4} \approx 5,4 \cdot 10^{-3} \text{ Дж/кг.}$$

3) Энергопоглощение на взрывном дроблении (Дж/кг)

$$\varepsilon_{\text{в.д.}} = \frac{\sigma_p^2}{2 \cdot E \cdot \rho} \cdot \lg n'' + \Delta + l_{\text{ц}} ;$$

где σ_p - предел прочности материала на растяжение (МПа)

$$\sigma_p = 0,2 \cdot \sigma_{\text{сж}} \cdot k_D = 0,2 \cdot 97,6 \cdot 1,04 = 20,3 \text{ МПа.}$$

n'' - степень дробления горной породы при взрывном разрушении ($n'' = n = 2,07$);

Δ - степень разрыхления горной породы (м);

$$\Delta = d_{\text{ср}} \cdot (k_p - 1) = 0,29 \cdot (1,3 - 1) = 0,087 \text{ м.}$$

$l_{\text{ц}}$ - расстояние, на которое перемещается центр тяжести развала при взрывной подготовке горной породы (м)

$$l_{\text{ц}} = \frac{[c + b(n-1) + h \cdot \text{ctg} \alpha] \cdot (h \cdot k_p - h_p)}{2 \cdot h_p} =$$

$$= \frac{[5 + 8 \cdot (4-1) + 15 \cdot \text{ctg} 80^\circ] \cdot (15 \cdot 1,3 - 11)}{2 \cdot 11} \approx 12,2 \text{ м;}$$

$$\varepsilon_{\text{в.д.}} = \frac{20,3^2}{2 \cdot 10900 \cdot 2,54} \cdot \lg 2,07 + 0,087 + 12,2 \approx 12,3 \text{ Дж/кг.}$$

4) Энергопоглощение при выемке-погрузке одноковшовым экскаватором (Дж/кг)

$$\varepsilon_{\text{э}} = \frac{F \cdot \delta}{G} + \frac{v_{\text{п}}^2}{2 \cdot g} + h_p ;$$

где F - сопротивление перемещению ковша (Н);

$$F = k_F \cdot B \cdot c';$$

где k_F - удельное сопротивление породы копанью ($k_F = 0,9 \text{ Н/м}^2$);

c' - толщина стружки

$$c' = 0,33 \cdot B = 0,33 \cdot 1,9 = 0,627 \text{ м;}$$

$$F = 0,9 \cdot 10^6 \cdot 1,9 \cdot 0,627 \approx 1,07 \cdot 10^6 \text{ Н.}$$

δ -длина пути, на котором происходит заполнение ковша

$$\delta = \frac{2 \cdot H}{3} = \frac{2 \cdot 11}{3} = 7,33 \text{ м};$$

G -масса горной породы за цикл погрузки

$$G = \frac{E \cdot \rho}{k_p} = \frac{4 \cdot 2540}{1,4} = 7257 \text{ кг};$$

V_n -скорость перемещения горной массы к месту разгрузки (м/с)

$$V_n = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_{BP}}{t_{BP}};$$

где R_{BP} -радиус перемещения ($R_{BP}=15\text{м}$);

t_{BP} -время перемещения ($t_{BP}=10\text{с}$);

$$V_n = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 15}{10} \approx 9,4 \text{ м/с};$$

h_p -высота разгрузки горной породы от уровня стояния
выемочно-погрузочной машины (м);

$$h_p = H_K + 2 = 4,5 + 2 = 6,5 \text{ м};$$

где H_K -высота транспорта ($H_K=4,5 \text{ м}$)

$$\varepsilon_{\mathcal{E}} = \frac{1,07 \cdot 10^6 \cdot 7,33}{7257} + \frac{9,4^2}{2 \cdot 9,81} + 6,5 = 1091,76 \text{ Дж/кг}.$$

5) Энергопоглощение при перемещении (Дж/кг)

$$\varepsilon_T = \frac{V_{CP}^2}{2 \cdot g} + \omega_o \cdot L_{TP} + H;$$

где V_{CP} -средняя скорость перемещения горной массы в технологическом потоке ($V_{CP}=25\text{км/ч}=6,9\text{м/с}$);

H -высота подъема горной массы в процессе перемещения средствами транспорта в технологическом потоке ($H=15\text{м}$)

$$\varepsilon_T = \frac{6,9^2}{2 \cdot 9,81} + 60 \cdot 1500 + 15 = 90017,43 \text{ Дж/кг}.$$

б)Общее удельное энергопоглощение в технологическом потоке $\varepsilon = 5,4 \cdot 10^{-3} + 12,3 + 1091,76 + 90017,43 \approx 91121,5$ Дж/кг

Литература: Анистратов Ю. И., Анистратов К.Ю. Учебник для ВУЗов «Технологические процессы открытых горных работ», М. ООО «НТЦ Горное дело», 2008 г