



**МОСКОВСКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

**РЕДАКЦИОННЫЙ
С О В Е Т**

Председатель
Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя
Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета
И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

В.В. КУРЕХИН

М.В. КУРЛЕНЯ

В.И. ОСИПОВ

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.В. ХРОНИН

В.А. ЧАНТУРИЯ

Е.И. ШЕМЯКИН

**ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

**ректор МГГУ,
чл.-корр. РАН**

**директор
Издательства МГГУ**

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАН

академик РАН

академик МАН ВШ

академик РАН

профессор

академик РАН

академик РАН

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

**И.М. ЯЛТАНЕЦ
М.И. ЩАДОВ**

**ПРАКТИКУМ
ПО ОТКРЫТЫМ
ГОРНЫМ
РАБОТАМ**

*Издание 2-е, переработанное
и дополненное*

Допущено Министерством образования Российской Федерации в качестве учебного пособия для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности «Открытые горные работы» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело»

МОСКВА

**ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА**

2 0 0 3



УДК 622.271.3(0.75.8)

ББК 33.22

Я 52

Рецензенты:

- кафедра Инженерной геологии, оснований и фундаментов Архангельского государственного технического университета (зав. кафедрой проф. *А.Л. Невзоров*);
- кафедра Открытых горных работ Архангельского государственного технического университета (зав. кафедрой доц., канд. техн. наук *В.Р. Ивко*);
- проф., д-р техн. наук *Ю.И. Анистратов* (Московский государственный геологоразведочный университет)

Ялтанец И.М., Щадов М.И.

Я 52 Практикум по открытым горным работам: Учеб. пособие для вузов. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. — 429 с.: ил.

ISBN 5-7418-0231-1 (в пер.)

Приведены примеры решения задач по основным производственным процессам, технологии и проектированию отдельных технологических комплексов открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Дан пример экономической оценки проектного решения. Книга содержит значительный объем справочного материала, позволяющего найти оптимальное решение задач.

И.М. Ялтанец — д-р техн. наук, проф. кафедры «Технология, механизация и организация открытых горных работ» Московского государственного горного университета; М.И. Щадов — д-р техн. наук, проф., президент Международного Горного конгресса.

Для студентов, обучающихся по специальности «Открытые горные работы» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело». Может быть использована студентами других специальностей, а также инженерно-техническими работниками предприятий и организаций, занимающихся горными работами.

УДК 622.271.3(0.75.8)

ББК 33.22

ISBN 5-7418-0231-1

© И.М. Ялтанец, М.И. Щадов, 1996

© И.М. Ялтанец, М.И. Щадов, 2003

© Издательство МГГУ, 1996, 2003

© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2003

Цель настоящего, второго издания пособия «Практикум по открытым горным работам» — приобретение студентами навыков самостоятельного решения различного рода горных задач, выполняемых на практических занятиях, при курсовом и дипломном проектировании (первое издание пособия вышло в 1996 г.).

Содержание пособия определяется знаниями, полученными студентами по направлению «Горное дело» при изучении цикла общетехнических дисциплин для бакалавров («Основы горного дела», «Процессы открытых горных работ», «Эксплуатация карьерного оборудования», «Технология и комплексная механизация открытых горных работ») и цикла дисциплин специальной подготовки для горных инженеров и магистров («Гидромеханизированные и подводные горные работы», «Проектирование карьеров», «Технология горного производства»).

Инженер (магистр) в результате обучения в вузе по специальности «Открытые горные работы» должен знать, как влияют физико-механические свойства разрабатываемых пород на основные производственные процессы, технологию и комплексную механизацию ведения горных работ в зависимости от горно-геологических и климатических условий. После окончания вуза он должен уметь производить инженерные расчеты по подготовке горной массы к выемке, выемке горной массы, транспортировке на обогатительную фабрику или к потребителю, а также по экономической эффективности проектного решения.

Методические положения учебного пособия базируются на опыте аудиторных занятий, проводимых преподавателями кафедры «Технология, механизация и организация открытых горных работ» Московского государственного горного университета.

Варианты решения задач на практических занятиях приводятся в различных главах книги. Для удобства решения поставленных задач в приложении даны физико-механические свойства четвертичных (наносов) и коренных (полускальных

и скальных) пород, технические характеристики горного, транспортного оборудования и средств гидромеханизации (табл. П1 — П66).

Авторы выражают искреннюю благодарность проф., д-ру техн. наук Ю.И. Анистратову, проф., канд. техн. наук А.Л. Невзорову и доц., канд. техн. наук В.Р. Ивко за замечания и пожелания, высказанные при рецензировании рукописи.

Все рекомендации читателей, направленные на улучшение содержания пособия, будут приняты и учтены авторами при дальнейшей работе над книгой.

Глава 1

К ИСТОРИИ ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ГИДРОМЕХАНИЗАЦИИ

Использование энергии воды для разработки горных пород уходит в глубь веков. Так, в I в. до н. э. с помощью энергии воды разрабатывались россыпи золота и олова. При строительстве вода применялась для проходки каналов, траншей и оросительных систем.

Первый плавучий землесосный снаряд (с поршневым грунтовым насосом) был применен во Франции в 1859 г. А первые сведения об отечественной гидромеханизации относятся к 1867 г., когда на одном из золотых приисков Восточной Сибири была испытана гидромониторная установка, а на р. Неве — плавучий землесос.

Благодаря трудам русских ученых П.П. Мельникова и И.А. Тима, которые впервые разработали теоретические основы гидравлического размыва и гидротранспорта горных пород, в России в конце XIX — начале XX в. гидравлический способ начал широко применяться на Забайкальских и Ленских золотых приисках.

Развитию гидромеханизации в России способствовало также создание в 1874 г. Акционерного товарищества «Гидротехник», которое выполняло дноуглубительные работы и вело добычу песка на Волге и в Бакинской бухте Каспия.

В связи с развитием судоходства и морских портов России в 1888 г. в Голландии был закуплен первый самоотвозной снаряд «Либава», который показал положительные качества при работе на открытой морской акватории Ревельского порта (г. Таллин).

В 1916 г. на Николаевском судостроительном заводе впервые в России был построен отечественный паровой самоотвозной землесосный снаряд, предназначенный для выполнения дноуглубительных работ. К 1917 г. в составе дноуглубительного флота России числилось уже около 20 землесосных снарядов, в основном, голландского, германского и английского производства.

В 1914 г. по инициативе русского инженера Р.Э. Классона гидравлический способ был применен для добычи торфа, а в 1915 г. — при опытной гидравлической отбойке угля на шахте «София» в Макеевке (Донбасс).

Широкое развитие гидромеханизации в горном деле началось с 1928 г. после успешной разработки озокерита на о. Челекен (Каспийское море), организованной проф. Н.Д. Холиным. Затем, в 1929 г., гидромеханизация была успешно использована при строительстве Днепрогэса.

В 1935—1936 гг. при строительстве канала им. Москвы под руководством Н.Д. Холина было смонтировано 95 гидромеханизированных установок, которые разработали более 10,5 млн м³ грунта. Так, в Ореховском районе, на пересечении канала с р. Сестры и на р. Волга у с. Иваново, были намыты три плотины высотой 16,5, 21,0 и 22,5 м соответственно, суммарный объем при этом составил свыше 1,1 млн м³.

В этот же период были созданы первые отечественные грунтовые насосы (землесосы), электрические земснаряды, разработаны технологии гидравлической выемки и обогащения песка и гравия с большим содержанием валунов, а также методы возведения намывных плотин. К настоящему времени отечественная прикладная наука, основываясь на практических результатах и опережающих лабораторных исследованиях, накопила значительный багаж знаний в области гидромеханизации.

2.1. Экскаваторный способ механизации производственных процессов

Задача № 1

Определить, по В.В. Ржевскому, общие показатели трудности осуществления основных производственных процессов.

Дано: пределы прочности горной породы при сжатии, сдвиге и растяжении соответственно равны: $\sigma_{сж} = 160$ МПа, $\sigma_{сдв} = 45$ МПа, $\sigma_{раст} = 25$ МПа; плотность породы $\gamma = 33$ Н/дм³ ($\gamma = 3,3$ т/м³); коэффициент, учитывающий трещиноватость горной породы, $K_T = 1,04$; влажность перевозимой породы $W = 0,09$; температура воздуха $t \approx 15$ °С; продолжительность транспортирования породы $T \approx 0,97$ ч; содержание в породе глинистых частиц $n = 0,1$; средний размер кусков породы (в развале) в транспортном сосуде $d'_{cp} = 0,37$ м; коэффициент разрыхления породы в развале $K_p = 1,12$.

Решение

1. Общий показатель трудности разрушения породы (формула 2.5 [27]):

$$\begin{aligned} P_p &= 0,05 [K_T (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + \gamma \cdot g] = \\ &= 0,05 [1,04 (160 + 45 + 25) + 3,3 \cdot 9,8] = 13,6. \end{aligned}$$

По трудности разрушения породы относятся к III классу — скальные породы средней трудности разрушения. При $P_p = 13,6$ подготовка пород к выемке осуществляется взрывным способом.

2. Относительный показатель трудности бурения породы (формула 4.1 [27]):

$$\begin{aligned} P_6 &= 0,07 (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \gamma \cdot g) = \\ &= 0,07 (160 + 45 + 3,3 \cdot 9,8) = 16,6. \end{aligned}$$

По трудности бурения породы относятся к IV классу буримости — весьма труднобуримые. При $\Pi_6 = 16,6$ бурение скважины осуществляется станками шарошечного вида.

3. Удельный эталонный расход взрывчатых веществ (фор-ла 5.5 [27]):

$$q_3 = 0,2 [\sigma_{сж} + \sigma_{раст} + \sigma_{сдв}] + \gamma \cdot g] = \\ = 0,2 [(160 + 25 + 45) + 3,3 \cdot 9,8] = 52,5 \text{ г/м}^3.$$

Данные породы по трудности дробления взрывом относятся к III классу дробления взрывом — трудновзрываемые.

4. Относительный показатель трудности экскавации (для взорванных пород) (фор-ла 6.4 [27]):

$$\Pi_3 = 0,022 \left(A + \frac{10A}{K_p^9} \right) = 0,022 \left(164,66 + \frac{10 \cdot 164,66}{1,12^9} \right) = 16,7,$$

где $A = 10 \cdot \gamma \cdot g \cdot d_{ср} + \sigma_{сдв} = 10 \cdot 3,3 \cdot 9,8 \cdot 0,37 + 45 = 164,66$.

Разрушенные взрывом породы относятся к IV классу экскавируемости горных пород. При $\Pi_3 = 16,7$ выемочно-погрузочные работы необходимо осуществлять экскаваторами типа ЭКГ.

5. Относительный показатель трудности транспортирования пород (взорванных) (фор-ла 11.1 [27]):

$$\Pi_T = 0,06 \gamma + 5 d'_{ср} A + 20 W n B C = \\ = 0,06 \cdot 3,3 + 5 \cdot 0,37 \cdot 5,5 + 20 \cdot 0,09 \cdot 0,01 \cdot 1,3 \cdot 1 = 10,$$

где $A = 1 + 0,1 \cdot \sigma_{сдв} = 1 + 0,1 \cdot 45 = 5,5$; $B = 1 + \lg(T + 1) = 1 + \lg(0,97 + 1) = 1,3$; $C = 1 - 0,025 \cdot t = 1$ (t — температура воздуха, которая учитывается при $t \leq 0$ °C).

По трудности транспортирования породы относятся к V классу — весьма транспортируемые; целесообразно применение железнодорожного транспорта.

Задача № 2

Определить параметры рыхления и производительность навесного тракторного рыхлителя Д-652АС при параллельных проходах.

Дано: показатель трудности разрушения породы $P_p = 4$ (мягкий известняк).

Решение

Исходя из показателя P_p и используя табл. 3.2 [19], определяем возможное заглубление зуба рыхлителя h_3 , техническую скорость рыхления V_p и угол наклона стенок прорези α ($h_3 = 0,7$ м; $V_p = 1,1$ м/с; $\alpha = 45^\circ$).

Оптимальное расстояние между смежными проходами устанавливается из равенства:

$$C_0 = k_1 h_3 \operatorname{ctg} \alpha + 0,5 b_c = 1 \cdot 0,7 \cdot 1 + 0,5 \cdot 0,5 = 0,95 \text{ м.}$$

Глубина эффективного рыхления массива составляет:

$$\begin{aligned} h_3 &= \frac{1}{k_1} \left[k_2 \cdot h_3 - \frac{\operatorname{tg} \alpha}{2} (C_{c.n} - b_c) \right] = \\ &= \frac{1}{1} \left[0,8 \cdot 0,7 - \frac{\operatorname{tg} 45^\circ}{2} (0,95 - 0,5) \right] = 0,335 \text{ м,} \end{aligned}$$

где $k_1 = 1$ — коэффициент из табл. III.12 [19]; $k_2 = 0,8$ — коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости пород из табл. III.12 [19]; $b_c = 0,5$ — из табл. III.12 [19]; $C_{c.n}$ — расстояние между смежными параллельными проходами ($C_{c.n} \approx C_0$).

Производительность тракторного рыхлителя (часовая):

$$Q_{p.ч} = \frac{3600 \cdot C_{c.n} \cdot h_3 \cdot K_n}{\frac{1}{V_p} + \frac{\tau}{L}}, \text{ м}^3/\text{ч,}$$

где τ — суммарное время на проезд рыхлителя на следующую борозду, с; L — длина параллельного хода ($L = 250$ м).

Принимая $\tau = 30$ с,

$$Q_{p.ч} = \frac{3600 \cdot 0,95 \cdot 0,55 \cdot 0,8}{\frac{1}{1,1} + \frac{30}{250}} = 1553 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Сменная производительность рыхлителя Д-652АС:

$$Q_{p.см} = Q_{p.ч} \cdot T = 1553 \cdot 8 = 12\,424 \text{ м}^3/\text{смену,}$$

где T — продолжительность смены, ч; K_n — коэффициент использования рыхлителя в течение смены ($K_n \approx 0,7+0,9$).

Задача № 3

Обосновать вид бурения и модель бурового станка.

1. Дано: $\sigma_{сж} = 114,5$ МПа; $\sigma_{сдв} = 20,5$ МПа; $\gamma = 30$ Н/дм³; породы III класса по взрываемости; экскаватор ЭКГ-8И.

Решение

Расчет относительного показателя трудности бурения породы (фор-ла 10 [27]):

$$P_6 = 7 \cdot 10^{-2} [(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + \gamma] = 0,07 [(114,5 + 20,5) + 30] = 11,55 \approx 12.$$

Породы по трудности бурения относятся к III классу — труднобуримые.

В труднобуримых породах возможно использование станков шарошечного, пневмоударного и термического бурения. Однако два последних вида наиболее эффективны в весьма и исключительно труднобуримых горных породах. Поэтому в принятых условиях наиболее рационален шарошечный вид бурения (стр. 52—54 [27]).

В горных породах с $P_6 = 10+14$ наиболее рационально использование средних буровых станков (стр. 59 [27]).

Диаметр буримости скважин при вместимости ковша $E = 8$ м³:

$$d_c = 17 \cdot E + 122 = 17 \cdot 8 + 122 = 258 \text{ мм.}$$

Принимаем ближайший стандартный диаметр скважин — 269 мм. По технической характеристике этим условиям соответствует буровой станок СБШ-250 МН.

2. Дано: экскаватор ЭКГ-5А; показатель трудности проведения бурения $P_6 = 6$.

Решение

Вид бурения, в первую очередь, определяется горно-технологическими характеристиками пород (буримостью). Исходя из исходных данных для наших условий принимается шнековое бурение (стр. 52—54 [27]).

Диаметр буримости скважин при вместимости ковша $E = 5$ м³ и породах I—II класса по буримости ориентировочно можно определить по формуле:

$$d_c = 9,7 E + 122 = 9,7 \cdot 5 + 122 = 160,5 \text{ мм.}$$

Диаметр буровой скважины принимается 160,5 мм.

Для буримости пород с показателем трудности бурения $P_6 = 6$ принимаем станок СБР-160. Станки типа СБР используются при бурении скважин диаметром 125, 160 и 200 мм в породах с показателем буримости $P_6 = 1+6$ [27].

Согласно справочным данным буровой станок СБР-160 должен работать в комплексе с погрузочными машинами с вместимостью ковша 3+5 м³. Режим работы экскаваторов при этом может быть принят трехсменный, а буровых станков — двухсменный.

Следовательно, вид бурения и модель бурового станка обожнованы верно.

Задача 4

Рассчитать техническую скорость бурения и производительность бурового станка.

Дано: $\sigma_{сж} = 100$ МПа; $\sigma_{сдв} = 18$ МПа; $\gamma = 26$ Н/дм³.

Решение

Показатель трудности бурения:

$$P_6 = 7 \cdot 10^{-2} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \gamma) = 0,07 (100,0 + 18,0 + 26) = 10,08 \approx 10.$$

Согласно классификации пород по буримости породы относятся к средней трудности бурения.

Принимается для бурения шарошечный станок 2СБШ-200Н, как рациональный при показателе $P_6 = 6+10$ [27].

Оптимальная скорость вращения долота $n_b \approx 120$ об/мин = $1,3 \text{ с}^{-1}$. (стр. 61 [27]).

Техническая скорость бурения:

$$V_6 \approx \frac{2,5 \cdot P_0 \cdot n_b}{P_6 \cdot d_0^2} \cdot 10^{-2} = \frac{2,5 \cdot 300 \cdot 1,3}{10 \cdot 0,214^2} 10^{-2} = 21,6 \text{ м/ч,}$$

где P_0 — осевое усилие подачи бурового става ($P_0 = 300$ кН, стр. 61 [27]); $d_0 = 0,214$ — диаметр долота, м.

Сменная производительность станка (без учета внеплановых простоев):

$$Q_6 = \frac{T_{см} - (T_{п.з} + T_{р.п})}{t_0 + t_b}, \text{ м/смену,}$$

где $T_{см}$, $T_{п.з}$, $T_{р.п}$ — соответственно продолжительность смены, подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов, ч; $t_b = 0,03$ ч/м — вспомогательное время бурения 1 м скважины (при шарошечном бурении $t_b = 0,033 + 0,066$).

Основное удельное время бурения, ч/м;

$$t_0 = \frac{1}{V_6} = \frac{1}{21,6} = 0,046;$$

$$T_{п.з} + T_{р.п} = 1 \text{ ч}; T_{см} = 8 \text{ ч.}$$

Сменная производительность станка:

$$Q = \frac{8 - 1}{0,046 + 0,03} = 92 \text{ м/смену.}$$

Задача № 5

Определить эталонный и проектный удельный расход ВВ для вскрышных пород (плотный мел) и полезного ископаемого (железистые кварциты). Указать класс и трудность взрывания.

Дано: вскрышные породы ($\sigma_{сж} = 45$ МПа; $\sigma_{сдв} = 18$ МПа; $\sigma_{раст} = 8,5$ МПа; $\gamma = 24$ Н/дм³; размер отдельности в массиве $l_{ср} = 0,8$ м, породы сухие); полезное ископаемое ($\sigma_{сж} = 130$ МПа; $\sigma_{сдв} = 29$ МПа; $\sigma_{раст} = 11$ МПа; $\gamma = 35$ Н/дм³; $l_{ср} = 0,7$ м; породы обводнены); выемка пород производится карьерным экскаватором ЭКГ-8И; показатель трудности бурения $P_6 = 6$ (вскрышные породы), $P_6 = 18$ (полезное ископаемое); показатель трудности экскавации по взорванным породам $P_5'' = 5+7$.

Решение

1. Удельный эталонный расход ВВ определяется по формуле 5.5 [27]:

$$q_3 = 2 \cdot 10^{-1} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} + \gamma), \text{ Г/м}^3.$$

На основе исходных данных имеем:

а) для вскрышных пород (плотный мел):

$$q_3 = 0,2 (45,0 + 18,0 + 8,5 + 24) = 19,1 \text{ г/м}^3,$$

данные породы средней трудности взрывания (II класс, 10-я категория);

б) для полезного ископаемого:

$$q_3 = 0,2 (130,0 + 29,0 + 11,0 + 35) = 41 \text{ г/м}^3.$$

Полезное ископаемое представлено исключительно трудновзрываемыми железистыми кварцитами (V класс, 21-я категория).

2. Проектный удельный расход ВВ определяется по формуле [11, 27]:

$$q_n = q_3 \cdot K_{ВВ} \cdot K_\delta \cdot K_T \cdot K_{сз} \cdot K_V \cdot K_{сн}, \text{ г/м}^3,$$

где $K_{ВВ}$ — переводной коэффициент от аммонита № 6ЖВ; K_δ — коэффициент, учитывающий потребную степень дробления ($K_\delta = 0,5 / d_{ср}$; $d_{ср}$ — требуемый средний размер куска взорванной породы, м; $d_{ср} = 0,15 + 0,2 \sqrt[3]{E}$, м); K_T — коэффициент, учитывающий трещиноватость породного массива,

$$K_T \approx 1,2 \cdot l_{ср} + 0,2,$$

где $l_{ср}$ — средний размер структурного породного блока, м; $K_{сз}$ — коэффициент, учитывающий степень сосредоточенности зарядов ВВ; K_V — коэффициент, учитывающий влияние объема взрываваемой породы:

$$K'_V = \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}} \text{ при } H_y \leq 15 \text{ м};$$

$$K''_V = \sqrt[3]{\frac{H_y}{15}} \text{ при } H_y > 15 \text{ м},$$

где $K_{сн}$ — коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей n_c взрываваемой части массива (при $n_c = 5$, $K_{сн} = 5$; при $n_c = 4$, $K_{сн} = 4$; при $n_c = 3$, $K_{сн} = 6$; при $n_c = 2$, $K_{сн} = 8$; при $n_c = 1$, $K_{сн} = 10$); H_y — высота разрабатываемого уступа, м.

Для взрывания вскрышных пород с учетом исходных данных вид ВВ выбираем по табл. 2.1. С учетом сухих скважин выбирается зерногранулит 79/21. Из табл. 2.1 значение $K_{ВВ} = 1,0$. Величина $K_d = 0,5/d_{ср}$.

Для средневзрывааемых пород:

$$d_{ср} = (0,15 - 0,2) \sqrt[3]{E}, \text{ м.}$$

В нашем случае $d_{ср} = 0,2 \sqrt[3]{8} = 0,4$ м, отсюда $K_d = 0,5/0,4 = 1,25$.

Значение $K_T = 1,2 \cdot 0,8 + 0,2 = 1,16$.

Значение $K_V = \sqrt[3]{\frac{15}{15}} = 1$.

При взрывании применяется короткозамедленное порядное взрывание, что характеризуется наличием двух свободных поверхностей, тогда

$$K_{ср} = 8.$$

В результате, с учетом значения $K_{сз} = 0,9$ (табл. 2.2) при $d_c = 160$ мм (скважины бурятся станком СБР-160),

$$q_n = 19,1 \cdot 1,0 \cdot 1,25 \cdot 1,16 \cdot 0,9 \cdot 1,0 \cdot 8 = 199 \text{ г/м}^3.$$

Для плотных мелов, слагающих вскрышную толщу, проектный удельный расход ВВ

$$q_n = 199 \text{ г/м}^3.$$

Соответственно для железистых кварцитов в качестве ВВ используем алюмотол (скважины обводнены), $K_{ВВ} = 0,83$.

Так как полезное ископаемое исключительно трудновзрываемое, то

$$d_{ср} = 0,15 \sqrt[3]{E} = 0,3 \text{ и } K_d = 1,6.$$

Кварциты слаботрециноватые и

$$K_T \approx 1,2 \cdot 0,7 + 0,2 = 1,04.$$

Значение

$$K_V = \sqrt[3]{\frac{15}{15}} = 1.$$

При взрывании применяется короткозамедленное взрывание (клиновое взрывание).

$K_{сн} = 6$, так как такой взрыв характеризуют три свободные поверхности.

Кварциты исключительно трудновзрываемые, берем $d_c = 320$ мм и $K_{сн} = 1,4$ (см. табл. 2.2).

В результате имеем:

$$q_n = 41 \cdot 0,83 \cdot 1,6 \cdot 1,04 \cdot 1,4 \cdot 1,0 \cdot 6 = 475 \text{ г/м}^3.$$

Для железистых кварцитов, представляющих полезное ископаемое, проектный удельный расход ВВ

$$q_n = 475 \text{ г/м}^3.$$

Для принятия окончательного решения по q_n можно пользоваться табл. 2.3.

Таблица 2.1

Расчетные коэффициенты эквивалентных зарядов ВВ
по идеальной работе взрыва (эталон — аммонит № 6ЖВ)

ВВ	$K_{вв}$	ВВ	$K_{вв}$
Акватол М-15	0,76	Зерногранулит 79/21	1,0
Граммонал А-45	0,79	Зерногранулит	1,01
Карботал ГЛ-10В	0,79	Динафталит	1,08
Граммонал А-8	0,80	Ифзанит Т-80	1,08
Аммонит скальный № 1	0,80	Граммонал А-50	1,08
Аммонал скальный № 3	0,80	Акватол 65/35	1,10
Детонит М	0,82	Ифзанит Т-60	1,10
Алюмотол	0,83	Гранулит М	1,13
Гранулит АС-8	0,89	Игданит	1,13
Аммонал водостойчивый	0,90	Акватол АВ	1,20
Акватол МГ	0,93	Гранулотол	1,20
Акватол АВМ	0,95	Ифзанит Т-20	1,20
Гранулит АС-4	0,98	Зерногранулит 30/70-В	1,26
Аммонит № 6ЖВ	1,0	Карботол 15Т	1,42

Таблица 2.2

Значения $K_{сн}$ в зависимости от типа взрываемости пород и диаметра скважин

Породы по взрываемости в массиве	Значение $K_{сн}$ при диаметре скважины, мм		
	100	200	300
Легковзрываемые	0,95+1,0	1,0	1,05+1,1
Средневзрываемые	0,85+0,9	1,0	1,2+1,25
Трудновзрываемые	0,7+0,8	1,0	1,35+1,4

**Величина расчетного удельного расхода
взрывчатого вещества (аммонит № 6ЖВ)**

Породы	Группа (категории) грунтов и пород по классификации СНиП	Коэффициент крепости f по шкале проф. М.М. Протодяконова	Средняя объемная масса породы, кг/м ³	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	
				для зарядов рыхления K	для зарядов выброса K_*
Песок	I	—	1500	—	1,6—1,8
Песок плотный или влажный	I—II	—	1650	—	1,2—1,3
Суглинок тяжелый	II	—	1750	0,35—0,4	1,2—1,5
Глина ломовая	III	—	1950	0,35—0,45	1,0—1,4
Лёсс	III—IV	—	1700	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV—V	0,8—1,0	1850	0,25—0,3	0,9—1,2
Гипс	IV	1,0—1,5	2250	0,35—0,45	1,1—1,5
Известняк-ракушечник	V—VI	1,5—2,0	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV—VI	1,0—1,5	1900	0,3—0,4	1,0—1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	1,5—2,0	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчии на известковом и глинистом цементе	IV—VI	2,3—3,0	2200	0,35—0,45	1,1—1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слоудистый, серицитовый мергель	VI—VII	3,0—6,0	2200	0,4—0,5	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII—VIII	5,0—6,0	2700	0,4—0,5	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII—IX	6,0—8,0	2800	0,45—0,7	1,2—2,1
Гранит, гранодиорит	VI—X	6—12	2800	0,5—0,7	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX—XI	6—18	3000	0,6—0,75	1,7—2,2
Кварцит	X	12—14	3000	0,5—0,6	1,6—1,9
Порфирит	X	16—20	2800	0,7—0,75	2,0—2,2

Примечание. Коэффициент K условно называют расчетным удельным расходом ВВ для зарядов нормального рыхления, его величина определена из выражения $K = K_* N_q$. Коэффициент K_* условно называют расчетным удельным расходом ВВ для зарядов выброса, величина K_* для данного ВВ зависит от свойств породы. N_q — относительная масса заряда, определяющая характер действия взрыва, равная отношению массы данного заряда и заряда нормального действия при одной и той же ЛНС. Для зарядов нормального рыхления N_q принят равным приблизительно 1/3. Для получения заданного характера действия взрыва заряда принимают следующие величины N_q :

- для наибольшего камуфлета $N_q = 0,2$;
- для нормального рыхления $N_q = 0,33$;
- для выброса $N_q \geq 1$.

Задача № 6

Определить параметры взрывных скважин, сетку скважин для вскрышных пород и полезного ископаемого и изобразить графически.

Дано: показатели трудности бурения соответственно по вскрышным породам (плотный мел) и полезному ископаемому (железистые кварциты) $P_6 = 6$ и $P_6 = 14$; по вскрыше $\sigma_{сж} = 45$ МПа, $\sigma_{сдв} = 18$ МПа, $\sigma_{раст} = 9,5$ МПа, $\gamma = 25$ Н/дм³, $l_{cp} = 0,8$ м; по полезному ископаемому $\sigma_{сж} = 140$ МПа; $\sigma_{сдв} = 32$ МПа, $\sigma_{раст} = 14$ МПа, $\gamma = 35$ Н/дм³, $l_{cp} = 0,5$; высота уступа $H_y = 15$ м; выемочно-грузочные работы осуществляются экскаватором ЭКГ-8и.

Решение

Для определения требуемых параметров необходимо определить проектный удельный расход ВВ, выбрать диаметр скважины, обосновать требуемую кусковатость.

А. Расчет эталонного и проектного расхода ВВ произведен по фор-лам 5.5, 5.6 [27]:

$$q_э = 2 \cdot 10^{-1} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} + \gamma), \text{ г/м}^3;$$

$$q_n = q_э \cdot K_{ВВ} \cdot K_d \cdot K_{сз} \cdot K_v \cdot K_T \cdot K_{сп}, \text{ г/м}^3,$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ — свойства пород, МПа; $K_{ВВ}$ — переводной коэффициент от аммонита № 6ЖВ; $K_d = 0,5/d_{cp}$, d_{cp} — требуемый средний размер куска, м; $K_{сз}$ — коэффициент, учитывающий степень сосредоточенности заряда; K_v — коэффициент, учитывающий объем взрыва; $K_{сп}$ — коэффициент, учитывающий количество свободных поверхностей.

Параметры

$$K'_v = \sqrt[3]{\frac{H_y}{15}} \text{ при } H_y > 15 \text{ м; } K'_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}} \text{ при } H_y \leq 15 \text{ м;}$$

$$K_T = 1,2 l_{cp} + 0,2.$$

Скважины на вскрышных породах будем бурить станками шнекового бурения ($P_6 = 6$) типа СБР-160.

Требуемая кусковатость: $d_{cp} \approx 0,2\sqrt[3]{E} \approx 0,2\sqrt[3]{8} \approx 0,4$.

В качестве ВВ используем аммонит № 6ЖВ. При взрыве используем порядное короткозамедление (т. е. две свободные поверхности будут характеризовать такой взрыв).

При этих условиях:

$$q_3 = 0,2 (45 + 18 + 9,5 + 25) = 19,5 \text{ г/м}^3;$$

$$q_n = 19,5 \cdot 1,0 \cdot 0,5/0,4 \cdot 1,0 \sqrt{\frac{15}{15}} (1,2 \cdot 0,8 + 0,2) 8 = 230 \text{ г/м}^3.$$

По полезному ископаемому скважины будем бурить тяжелыми станками шарошечного бурения ($L_6 = 14$) типа СБШ-320.

Требуемая кусковатость:

$$d_{cp} \approx 0,15\sqrt[3]{E} = 0,15\sqrt[3]{8} = 0,3 \text{ м.}$$

В качестве ВВ используем зерногранулит 30/70-В. Используем порядное короткозамедленное взрывание (взрыв характеризуется наличием двух свободных поверхностей).

При этих условиях:

$$q_3 = 0,2 (140 + 32,0 + 14,0 + 35) = 44 \text{ г/м}^3;$$

$$q_n = 44 \cdot 1,26 \cdot 0,5/0,3 \cdot 1,4 \sqrt{\frac{15}{15}} (1,2 \cdot 0,5 + 0,2) 8 = 752 \text{ г/м}^3.$$

Б. Расчет параметров расположения скважинных зарядов.

Определяем сопротивление по подошве уступа (СПП) исходя из достижения требуемой степени дробления породы:

$$W = \sqrt{\frac{K_1 \cdot P}{m \cdot q_n}}, \text{ м,}$$

где K_1 — коэффициент, учитывающий трудность взрывания по-

роды ($K_1 = \frac{L_{\text{ВВ}}}{H_y}$); m — коэффициент сближения скважин ($m = \frac{a}{W}$, a

— расстояние между скважинами в ряду, м); q_n — проектный расход ВВ, кг/м³.

В большинстве случаев коэффициент $m = 1,1+1,2$; $1,0+ 1,1$; $0,85+1,0$ соответственно для легко-, средне- и трудновзрывае-
мых пород.

Вместимость скважины

$$P = 7,85 d_c^2 \Delta, \text{ кг/м,}$$

где d_c — диаметр скважины, дм; Δ — плотность заряжения, кг/дм³ (при ручном и механизированном заряжении $\Delta = 0,900 + 1000$ кг/дм³, а при водонаполненных ВВ $\Delta = 1,400 + 1,600$ кг/дм³).

Для мелов при $d_{ср} = 1,6$ дм, $K_1 = 0,8$, $\Delta = 0,9$ кг/дм³:

$$W_{вск} = \sqrt{\frac{0,8 \cdot 7,85 \cdot 1,6^2 \cdot 0,9}{1 \cdot 0,23}} = 7,93 \approx 7,9 \text{ м.}$$

Для железистых кварцитов $d_c = 3,2$ дм, $K_1 = 1,0$, $\Delta = 0,9$ кг/дм³:

$$W_{пл} = \sqrt{\frac{1,0 \cdot 7,85 \cdot 3,2^2 \cdot 0,9}{1 \cdot 0,75}} = 9,6 \text{ м.}$$

Проверим на возможность безопасного обруивания уступа (только при вертикальных скважинах):

$$W_{\min} \geq H_y \operatorname{ctg} \alpha + 3, \text{ м.}$$

Для вскрышных пород угол откоса уступа $\alpha = 60^\circ$, а для полезного ископаемого $\alpha = 75^\circ$, тогда имеем:

$$W'_{\min} \geq 15 \operatorname{ctg} 60^\circ + 3 = 11,7 \text{ м;}$$

$$W''_{\min} \geq 15 \operatorname{ctg} 75^\circ + 3 = 7,0 \text{ м.}$$

Для соблюдения условия на вскрышных уступах переходим на наклонное бурение с углом бурения β

$$\beta = \operatorname{arctg} \frac{H_y}{W'_{\min} - W_{вск}} = 75^\circ.$$

Параметры сетки скважин — расстояние между скважинами в ряду:

$$a = m W, \text{ м,}$$

где m — коэффициент сближения скважин (стр. 88, 94 [27]).

Для вскрышных пород $m = 1$, а для полезного ископаемого $m = 0,85$.

Тогда: $a' = 1 \cdot 7,9 = 7,9$ м; $a'' = 0,85 \cdot 9,9 = 8,4$ м.

Расстояние между рядами скважин, м (при квадратной сетке $a = b$), т. е.

$$b' = 7,9 \text{ м};$$

$$b'' = 8,4 \text{ м}.$$

В. Параметры взрывных скважин.

Глубину скважины определяем по фор-ле 5.10 [27]:

$$L_c = \frac{1}{\sin \beta} (H_y + l_n), \text{ м},$$

где l_n — величина перебура скважины, м; $l'_n = 10$; $d_c = 10 \cdot 0,16 = 1,6$ м — на вскрышном уступе; $l'' = 15 \cdot d_c = 15 \cdot 0,32 = 4,8$ м — на добычном уступе.

Тогда на вскрышном уступе

$$L'_c = \frac{1}{\sin 75^\circ} (15 + 1,6) = 17,3 \text{ м},$$

а на полезном ископаемом

$$L''_c = \frac{1}{\sin 90^\circ} (15 + 4,8) = 19,8 \text{ м}.$$

Длина забойки:

$l'_3 = (20+35) d_c = 35,0 \cdot 0,16 = 5,6$ м — на вскрышном уступе;

$l''_3 = 20 \cdot 0,32 = 6,4$ м — на добычном уступе.

Длина заряда ВВ:

$$l_{\text{ВВ}} = L_c - l_3, \text{ м}.$$

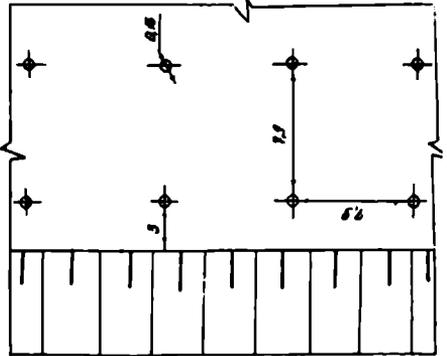
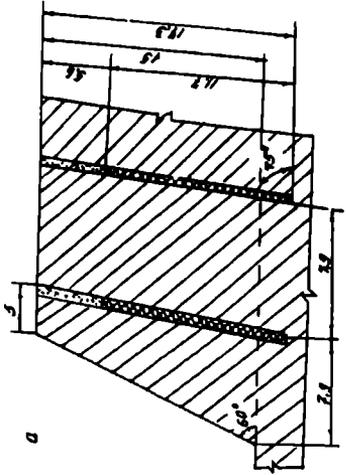
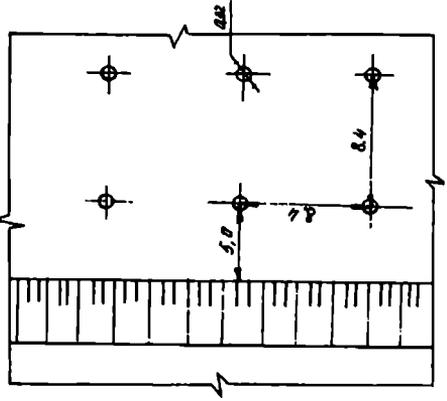
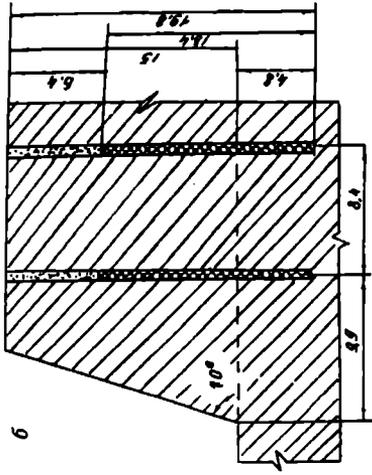
Соответственно:

$$l'_{\text{ВВ}} = 17,3 - 5,6 = 11,7 \text{ м};$$

$$l''_{\text{ВВ}} = 19,8 - 6,4 = 13,4 \text{ м}.$$

Основные параметры скважинных зарядов приведены на рис. 2.1.

Рис. 2.1. Параметры скважинных зарядов на уступе
 a — вскрышном; b — добычном



Задача № 7

Рассчитать основные параметры взрывных работ.

Дано: относительный показатель трудности бурения $P_6 = 14$; относительный показатель трудности экскавации взорванных пород $P_3 = 8$; $\sigma_{сж} = 155$ МПа; $\sigma_{сдв} = 30$ МПа; $\sigma_{раст} = 15$ МПа, $\gamma = 18$ Н/дм³; экскаватор ЭКГ-8И; сменная производительность экскаватора $Q_{см} = 2000$ м³; объем взорванной породы равен семисуточной производительности экскаватора.

Решение

I. Удельный расход ВВ.

1. Удельный эталонный расход ВВ:

$$q_3 = 2 \cdot 10^{-1} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} + \gamma) = 0,2 (155 + 30 + 15 + 18) = 43,6 \text{ г/м}^3.$$

Взрываема порода относится к V классу — исключительно трудновзрываемых пород 22-й категории.

2. Проектный удельный расход ВВ:

$$q_n = q_3 \cdot K_{ВВ} \cdot K_d \cdot K_T \cdot K_{с.з} \cdot K_V \cdot K_{сн}, \text{ г/м}^3,$$

где $K_{ВВ} = 1$ для зерногранулита 79/21; K_d — коэффициент, учитывающий потребную степень дробления, равен $0,5/d_{ср}$, если $d_{ср} = 0,15\sqrt[3]{E} = 0,15\sqrt[3]{8} = 0,3$, то $K_d = 0,5/0,3 = 1,67$; K_T — коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости горных пород (принимаем $K_T = 1,2$); $K_{с.з}$ — коэффициент, учитывающий фактически принимаемую степень сосредоточения заряда для $d_c = 250$ мм (СБШ-250МН), $K_{с.з} = 1$; K_V — поправочный коэффициент, учитывающий влияние высоты уступа,

$$K_V = \sqrt[3]{\frac{H}{15}} = \sqrt[3]{\frac{15}{15}} = 1;$$

$K_{сн}$ — коэффициент, учитывающий наличие свободных поверхностей для короткозамедленного многорядного взрывания ($K_{сн} = 8$). Итак,

$$q_n = 43,6 \cdot 1 \cdot 1,67 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 8 = 698 \text{ г/м}^3 \approx 700 \text{ г/м}^3.$$

II. Параметры взрывных скважин.

1. Глубина скважины:

$$L_c = \frac{1}{\sin \beta} (H_y + l_n) = \frac{1}{\sin 90^\circ} (15 + 2,5) = 17,5 \text{ м.}$$

$\beta = 90^\circ$; $l_n = 10$; $d_c = 10 \cdot 0,25 = 2,5$ м — величина перебура для скважины диаметром $d_c = 250$ м.

Величина забойки скважины:

$$l_3 = 20 d_c = 20 \cdot 0,25 = 5 \text{ м.}$$

Длина заряда ВВ:

$$l_{ВВ} = L_c - l_3 = 17,5 - 5 = 12,5 \text{ м.}$$

2. Вместимость скважины (фор-ла 5.14 [27]):

$$P = 7,85 d_c^2 \Delta = 7,85 \cdot 2,5^2 \cdot 1 = 49 \text{ кг/м,}$$

где Δ — плотность заряжения (при механическом заряжении $\Delta = 1$ кг/дм³); d_c — диаметр скважины, дм.

3. Значение сопротивления по подошве уступа.

Линия наименьшего сопротивления для удовлетворительной проработки уступа:

$$W_1 = \sqrt{\frac{K_1 \cdot P}{m \cdot q_n}} = \sqrt{\frac{1 \cdot 49}{1 \cdot 0,7}} = 8,36 \approx 8 \text{ м,}$$

где $K_1 = 1$ — коэффициент, зависящий от трудности взрывания породы; m — коэффициент сближения скважин ($m = 1$ — для средне- и трудновзрываемых пород).

4. Проверка значений сопротивления по подошве:

а) по возможности безопасного обруивания уступа —

$$W_2 = H_y \operatorname{ctg} \alpha + C = 15 \operatorname{ctg} 80^\circ + 3 = 5,6 \text{ м;}$$

б) по наибольшей преодолеваемой зарядом величине сопротивления по подошве —

$$W_3 = 53 \cdot K_n \cdot d_c \sqrt{\frac{\Delta K_{ВВ}}{\gamma \cdot m}}, \text{ м,}$$

где $K_b = 1$ — коэффициент, учитывающий взрываемость породы ($K_b = 1; 1,1; 1,2$ соответственно для монолитных, трещиноватых и сильнотрещиноватых пород); $m = 1$ — коэффициент, учитывающий сближение скважин; d_c — диаметр скважины, м; γ — плотность породы, кг/см³; Δ — плотность заряжения, кг/дм³.

$$W_{\text{пр}} = 53 \cdot 1 \cdot 0,25 \sqrt{\frac{1 \cdot 1}{1,8 \cdot 1}} = 9,9, \text{ м.}$$

При принятии значения W должны соблюдаться следующие условия:

$$W \leq W_3; W \leq W_1; W \geq W_2.$$

В нашем случае $W = 8$ м.

Если указанное условие не соблюдается, то необходимо:

- использовать наклонное бурение (если станок может бурить наклонные скважины);
- увеличить диаметр и вместимость скважины;
- использовать более мощное ВВ и уменьшить удельный расход ВВ;
- уменьшить коэффициент сближения скважин.

Здесь необходимо иметь в виду, что если изменение какого-либо названного показателя связано с изменением других показателей, то необходимо скорректировать предыдущие расчеты с учетом внесенного изменения.

Заряд ВВ в скважине:

$$Q_{\text{скв}} = P l_{\text{ВВ}} = 49 \cdot 12,5 = 612,5 \text{ кг.}$$

Для механизации заряжения скважин применяем зарядную машину МЗ-8 грузоподъемностью 7 т, производительность которой $Q_{\text{см}} = 14$ т/см.

Взрывание скважин будем осуществлять с помощью детонирующего шнура ДША-12.

Необходимый интервал замедления (фор-ла 5.16 [27]):

$$\tau = K W = 2,5 \cdot 8 = 20 \text{ мс,}$$

где K — коэффициент, зависящий от взрываемости породы ($K = 1,5+2,5$ для трудновзрываемых, $K = 3+4$ для средневзрываемых).

Следовательно, для замедления взрывания рядов скважин принимаем выпускаемый промышленностью КЗДШ-69-20мс (с замедлением 20 мс).

Ш. Организация взрывных работ.

1. Необходимый объем взрывного блока. Для непрерывной работы экскаватора в течение 7 сут необходимо взорвать блок, объемом не менее

$$W_{в.б} = Q_{см} \cdot n \cdot T_{в} = 2000 \cdot 3 \cdot 7 = 42000 \text{ м}^3.$$

Объем горной массы, взрываваемой одной скважиной,

$$V_{скв} = H_y \cdot W_a \cdot a = 15 \cdot 8 \cdot 8 = 960 \text{ м}^3.$$

Необходимое количество взрываваемых скважин:

$$n_{скв} = V_{в.б} / V_{скв} = 42\,000 / 960 = 44 \text{ скв.}, \text{ принимаем } 45 \text{ скв.}$$

При трехрядном взрывании ширина блока составит:

$$Ш_{в.бл} = W + (n_p - 1) b = 8 + (3 - 1) 8 = 24 \text{ м},$$

где W — сопротивление по подошве, м; n_p — число рядов скважин; b — расстояние между рядами скважин (для расчета $b = W = 8$ м), м.

Длина взрываемого блока:

$$L_{в.б} = a \cdot 15 = 8 \cdot 15 = 120 \text{ м},$$

где a — расстояние между скважинами в ряду (для расчета $a = 8$), м; 15 — число скважин в ряду, ед.

2. Необходимое количество взрывчатого вещества (ВВ):

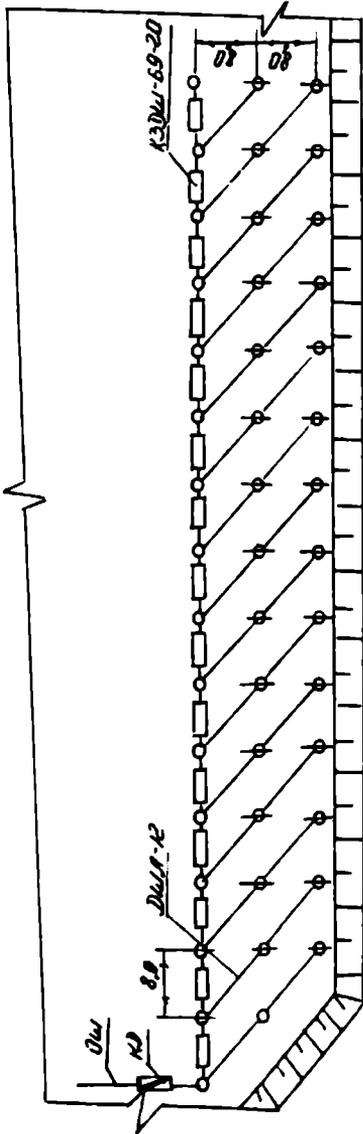
$$Q_{ВВ} = n_{скв} Q_{скв} = 45 \cdot 612,5 = 27\,562,5 \approx 27\,563 \text{ кг.}$$

3. Необходимое число смен на зарядку:

$$n_{см} = \frac{Q_{ВВ}}{Q_{см}} = \frac{27\,563}{14\,000} = 2 \text{ смены.}$$

4. Для взрывания блока принимаем диагональную схему взрывания (рис. 2.2).

5. Монтаж взрывной сети, проверку до и после взрыва и само взрывание осуществляют во время второй смены (дневной), следовательно, время проведения взрывных работ равно двум сменам.



Задача № 8

Рассчитать сетку скважин.

Дано: относительный показатель трудности бурения $\Pi_6 = 3$; плотность породы $\gamma = 25 \text{ Н/дм}^3$; угол наклона скважины $\beta = 90^\circ$; экскаватор ЭКГ-5А; автосамосвал БелАЗ-540 с вместимостью кузова 15 м^3 .

Решение

1. Максимально допустимый кусок для экскаватора ЭКГ-5А:

$$d_{\text{max}}^p \leq 0,8 \cdot \sqrt[3]{E_s} = 0,8 \cdot \sqrt[3]{5} = 1,38 \text{ м,}$$

где E_s — вместимость ковша экскаватора, м^3 .

2. Средний допустимый кусок для экскаватора ЭКГ-5А:

$$d_{\text{ср}}^p \leq 0,4 \cdot \sqrt[3]{E_s} = 0,4 \cdot \sqrt[3]{5} = 0,68 \text{ м.}$$

3. Максимально допустимый кусок для автосамосвала БелАЗ-540

$$d_{\text{max}}^a \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{E_s} = 0,5 \cdot \sqrt[3]{15} = 1,2 \text{ м.}$$

Так как $d_{\text{max}}^a < d_{\text{max}}^p$, принимается максимальный диаметр куска $d_{\text{max}} < 1,2 \text{ м}$, или $d = 1 \text{ м}$ (максимальный кондиционный ку-

сок).

4. Параметры взрывных скважин.

А. Ориентировочный диаметр скважины:

$$d_{\text{сKB}} = K \cdot d = 0,2 \cdot 1,0 = 0,2 \text{ м,}$$

где K — коэффициент пропорциональности ($K = 0,1$ для труднодробимых пород; $K = 0,2$ для среднетдробимых пород; $K = 0,3$ для легкодробимых пород).

Б. Длина скважины:

$$L_{\text{скв}} = \frac{H_y}{\sin \beta} + l_{\text{переб}} = \frac{10}{\sin 90^\circ} + 2,3 = 12,3 \text{ м,}$$

где $H_y = 10$ м — высота уступа; $\beta = 90^\circ$ — угол наклона скважины; $l_{\text{переб}}$ — величина перебура, м;

$$l_{\text{переб}} = \sqrt{H_y^2 + W^2} - H_y = \sqrt{100 + 51,84} - 10 = 2,3 \text{ м}$$

(фор-ла Г.А. Бахтина),

где W — сопротивление по подошве, м (фор-ла С.А. Давыдова):

$$W = 53 K_v d_{\text{скв}} \sqrt{\frac{\Delta K_{\text{ВВ}}}{\gamma m}}, \text{ м,}$$

где $d_{\text{скв}}$ — диаметр скважины, м; K_v — коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве, равный для легко-, средне- и трудно взрывааемых пород соответственно 1,2; 1,1; 1,0; γ — плотность породы ($\gamma = 2,5$), кг/см³; m — коэффициент сближения скважин (для легко-взрывааемых $m = 1,1$; для средневзрывааемых $m = 1+1,1$; для трудно-взрывааемых $m = 0,85+1,0$); Δ — фактическая плотность заряжения скважин (для порошкообразных и гранулированных ВВ $\Delta_f = 0,9$ кг/дм³); $K_{\text{ВВ}}$ — коэффициент, учитывающий тип ВВ (для аммонита № 6ЖВ $K_{\text{ВВ}} = 1$).

$$W = 53 \cdot 1,2 \cdot 0,2 \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1}{2,5 \cdot 1,1}} = 7,2 \text{ м.}$$

Опыт исследования показывает, что сопротивление по подошве W зависит от диаметра скважины $d_{\text{скв}}$ и для легко-взрывааемых пород $W = 0,25 + 0,3d_{\text{скв}} \approx 7,0$ м, что соответствует найденному по фор-ле С.А. Давыдова значению.

5. Размеры сетки скважины:

1) расстояние между скважинами в ряду:

$$a = m W = 1,1 \cdot 7,2 = 7,9 \text{ м};$$

2) расстояние между рядами скважин:

$$b = \frac{P_i (L_{\text{см}} - l_3)}{a \cdot H_y \cdot q} = \frac{28,3 (12,3 - 4,4)}{7,9 \cdot 10 \cdot 0,44} = 6,4 \text{ м},$$

где P_i — удельная вместимость скважины в i -м ряду, кг/м;

$$P_i = \frac{\pi d_{\text{скв}}^2}{4} \Delta = \frac{3,14 \cdot 0,04}{4} 900 = 28,3 \text{ кг/м},$$

где $\Delta = 900$ — плотность заряжения, кг/м³; l_3 — величина забойки ($0,7W \leq l_3 \leq W$ или $20 d_{\text{скв}} \leq l_3 \leq 24 d_{\text{скв}}$), м;

$$l_3 = 22 d_{\text{скв}} = 22 \cdot 0,2 = 4,4 \text{ м};$$

q — удельный расход ВВ, кг/м³:

$$q = 0,000175 \gamma = 0,000175 \cdot 2500 = 0,44 \text{ кг/м}^3$$

(фор-ла А.С. Давыдова);

$$\gamma = 2500 \text{ кг/м}^3.$$

Задача № 9

Рассчитать величину заряда и схематично изобразить конструкцию заряда в скважине при взрывании кварцитов.

Дано: общий показатель трудности бурения $\Pi_6 = 11$; $H_y = 16$ м; $W = 9$ м; $a = 7$ м; $P = 55$ кг/м; $l_3 = 7$ м; $l_{\text{пер}} = 3$ м; $d_0 = 1,0$ м; $d_{\text{скв}} = 0,2$ м.

Решение

1. Расчетный расход ВВ:

$$q_p = 0,34 \cdot K \cdot \sqrt[3]{f}, \text{ кг/м}^3,$$

где f — коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова; K — поправочный коэффициент на размер кондиционного куска (табл. 2.4).

Зависимость поправочного коэффициента K от размера кусков d

Размер кусков $d, \text{ м}$	Поправочный коэф- фициент K	Размер кусков $d, \text{ м}$	Поправочный коэф- фициент K
0,25	1,3	1,00	0,75
0,5	1,0	1,25	0,7
0,75	0,85	1,5	0,65

2. Удельный расход ВВ для разрушения породы в массиве:

$$q_m = q_p (0,6 + 3,3 d_0 d_{\text{зар}}) \frac{\gamma}{2,6} \left(\frac{0,5}{d_n} \right)^{2,5} K_{\text{ВВ}}, \text{ кг/м}^3,$$

где d_0 — средний размер отдельностей в массиве; d_n — предельный размер кондиционного куска, м ($d_n = 1,5$ для ЭКГ-8И); γ — плотность породы, кг/см³; $K_{\text{ВВ}}$ — переводной коэффициент ВВ (для расчета $K_{\text{ВВ}} = 1$); $d_{\text{зар}}$ — диаметр заряда, равный $d_{\text{скв}}$, м.

$$q_p = 0,34 \cdot 0,65 \sqrt[3]{16} = 0,34 \cdot 0,65 \cdot 2 = 0,44 \text{ кг/м}^3;$$

$$q_m = 0,44 (0,6 + 3,3 \cdot 1,0 \cdot 0,2) \frac{3,2 \left(\frac{0,5}{1,5} \right)^{2,5}}{2,6} 1 = 0,45, \text{ кг/м}^3.$$

Полученный удельный расход ВВ проверим по формуле Союзвзрывпрома:

$$q = 0,000175 \gamma = 0,000175 \cdot 3200 = 0,56 \text{ кг/м}^3,$$

где γ — плотность кварцита, кг/м³.

3. Общая масса заряда ВВ в скважине:

$$Q = q \cdot W \cdot H_y \cdot a = 0,56 \cdot 9 \cdot 16 \cdot 7 = 565 \text{ кг.}$$

Величина заряда ВВ по вместимости в скважине:

$Q = P (L_{\text{скв}} - l_{\text{заб}}) = 55 (19 - 7) = 660 \text{ кг}$, т. е. расчетный заряд ВВ вполне уместится в скважине. Целесообразно этот заряд рассредоточить (рис. 2.3.):

а) масса нижнего заряда ВВ —

$$Q_{\text{нижн}} = 0,7 Q = 0,7 \cdot 565 = 395 \text{ кг;}$$

б) масса верхнего заряда ВВ —

$$Q_{\text{верхн}} = 565 - 395 = 170 \text{ кг.}$$

4. Величина воздушного промежутка между частями заряда ВВ в скважине:

$$l_{\text{возд. проме}} = L_{\text{скв}} - \left(l_3 + \frac{Q}{P} \right) = 19 - \left(7 + \frac{565}{55} \right) = 1,7 \text{ м.}$$

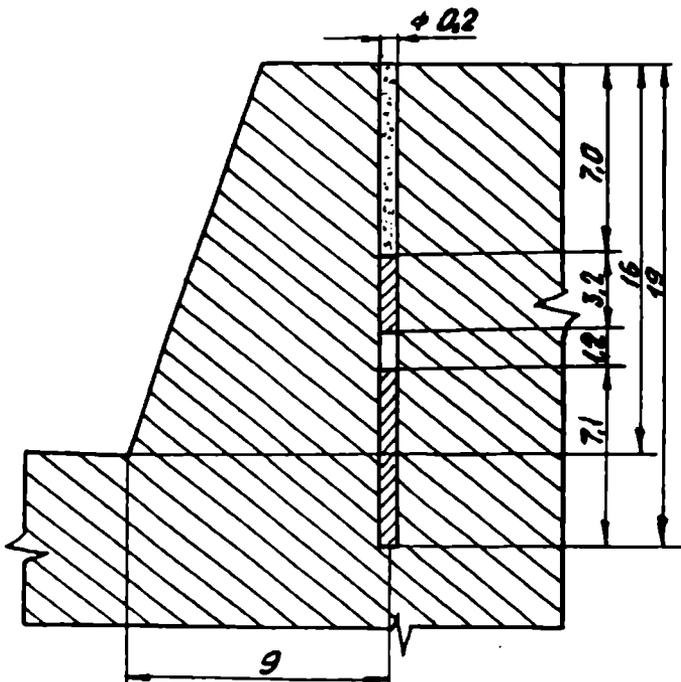


Рис. 2.3. Схема скважинного заряда

Задача № 10

Определить параметры развала при взрывании вскрышных пород и угля соответственно на дробление и сотрясение; изобразить развалы графически.

Дано: вскрышные породы и уголь III и II категории трещиноватости; число рядов скважин на вскрыше и угле соответственно $n_{рв} = 3$ и $n_{ру} = 2$; проектный удельный расход ВВ на вскрыше $q_{пв} = 400 \text{ г/м}^3$, на угле $q_{пу} = 150 \text{ г/м}^3$; высота уступа на вскрыше $H_{ув} = 20 \text{ м}$, на угле $H_{уу} = 8 \text{ м}$; показатели трудности бурения: $П_{бв} = 6,5$, $П_{бу} = 4$; взрывание производить при условии минимальной ширины развала; $\gamma_b = 2,5 \text{ т/м}^3$; $\gamma_y = 1,3 \text{ т/м}^3$.

Решение

1. Ширина развала при многорядном короткозамедленном взрывании на подобранный забой (фор-ла 5.26 [27]):

$$B_m = K_3 B_0 + (n_p - 1) b, \text{ м},$$

где K_3 — коэффициент дальности отброса взорванной породы; B_0 — ширина развала при однорядном мгновенном взрывании, м; n_p — число рядов скважин ($n_{p.вск} = 3$, $n_{p.уг} = 2$); b — расстояние между рядами скважин, м.

1.1. Величина B_0 (фор-ла 5.24 [27]):

$$B_0 \approx K_B K_\beta \sqrt{q_n} H_y, \text{ м,}$$

где K_B — коэффициент, характеризующий взрываемость породы; K_β — коэффициент, учитывающий угол наклона скважин; q_n — кг/м³; H_y — м.

При указанных в условиях $П_6$ и категориях трещиноватости следует отнести вскрышные породы к средней трудности взрывания, уголь — к легковзрываемым породам. При этом $K_{B.вск} = 2,8$ и $K_{B.уг} = 3,3$ (стр. 99 [27]), породы следует отнести к нижним пределам диапазонов взрываемости.

Исходя из условия достижения минимальной ширины развала бурение должно вестись вертикальными скважинами. Возможность бурения вертикальных скважин должна проверяться:

- при заданном диаметре скважин — по требуемой величине СПП и возможности ее достижения;
- если диаметр скважин не задан — по требуемому диаметру скважин и возможности бурения таких скважин станками типажного ряда.

По возможности безопасного обуривания уступа (фор-ла 5.20 [27]):

$$W_{\min} = H_y \operatorname{ctg} \alpha + C, \text{ м,}$$

где α — угол откоса уступа, градусы ($\alpha = 70^\circ$); C — минимально допустимое расстояние от скважин до верхней бровки уступа, м ($C = 3$ м, стр. 93 [27]).

На вскрышном уступе:

$$W_{\min} = 8 \cdot 0,364 + 3 = 6 \text{ м.}$$

Возможная величина сопротивления по подошве — по проработке подошвы (фор-ла 5.17 [27])

$$W'_{\text{п}} = 53 K_B d_c \sqrt{\frac{\Delta K_{\text{ВВ}}}{\gamma}}, \text{ м,}$$

где K_B — коэффициент, учитывающий взрываемость пород — $K_{B.вск} = 1,1$; $K_{B.уг} = 1,2$; d_c — диаметр скважин, м; Δ — плотность заряжения, кг/дм³; K_{BB} — переводной коэффициент ВВ; γ — плотность пород в массиве, т/м³ (кг/см³).

Исходя из условий задания следует предполагать применение на вскрышных работах станка СБШ-200, в качестве ВВ — зерногранулита, а на добычных работах — станка СБР-160 и качестве ВВ — игданита.

При этом: $d_{c.вск} = 0,2$ м; $d_{c.уг} = 0,16$ м; $K_{B.вск} = 1,0$; $K_{B.уг} = 1,13$.

На вскрышном уступе

$$W'_{np} = 53 \cdot 1,1 \cdot 0,2 \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1,0}{2,5}} = 7,0 \text{ м.}$$

На добычном уступе

$$W'_{np} = 53 \cdot 1,2 \cdot 0,16 \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1,13}{1,3}} = 9 \text{ м.}$$

Из проверочных расчетов следует, что использование вертикальных скважинных зарядов при принятых условиях возможно только на добычном уступе. На вскрышном уступе применение более мощных ВВ не позволяет существенно увеличить СПП. Только увеличение диаметра скважин до 300 мм и более позволяет бурить вертикальные скважины на вскрыше. Судя по высоте уступа, на вскрышных работах предполагается использование мощных экскаваторов ($E = 12,5$; $E = 15$; $E = 20$ м³). В этих условиях возможен рост диаметра взрывных скважин. С учетом показателя P_6 здесь целесообразно использование станка СБШ-400. При этом:

$$W'_{np} = 53 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1,0}{2,5}} = 14,0 \text{ м} > W_{min}.$$

Таким образом:

- на вскрышном уступе

$$B_{0, \text{вск}} = 2,8 \cdot 1,0 \sqrt{0,4} \cdot 20 \approx 35 \text{ м};$$

- на добычном уступе

$$B_{0, \text{гр}} = 3,3 \cdot 1,0 \sqrt{0,15} \cdot 8 \approx 10,2 \text{ м}.$$

1.2. При двухрядном расположении скважин на добычном уступе возможна только порядная схема взрывания. На вскрышном уступе для уменьшения ширины развала следует применять диагональную пологую схему взрывания. При этом $K_{з. \text{гр}} = 1,0$ и $K_{з. \text{вск}} = 0,8$ (стр. 99 [27]).

Расстояние между рядами скважин:

$$b \approx \sqrt{\frac{K_1 \cdot P}{q}}, \text{ м},$$

где K_1 — коэффициент, характеризующий трудность взрывания пород ($K_{1 \text{вск}} = 0,8$; $K_{1 \text{гр}} = 0,65$); P — вместимость скважин, кг/м.

Величина P определяется в виде (фор-ла 5.14 [27]):

$$P = 7,85 d_c^2 \Delta, \text{ кг/м},$$

где d_c — диаметр скважины, дм; Δ — плотность заряжения ВВ, кг/дм³.

Она составляет:

- для вскрышных пород

$$P = 7,85 \cdot 4^2 \cdot 0,9 = 113,0 \text{ кг/м};$$

- для угля

$$P = 7,85 \cdot 1,6^2 \cdot 0,9 = 18,1 \text{ кг/м}.$$

Тогда

$$b_{\text{вск}} = \sqrt{\frac{0,8 \cdot 112,8}{0,4}} = 15 \text{ м};$$

$$b_{\text{гр}} = \sqrt{\frac{0,65 \cdot 18,1}{0,15}} = 8,9 \approx 9 \text{ м},$$

Таким образом (рис. 2.4.):

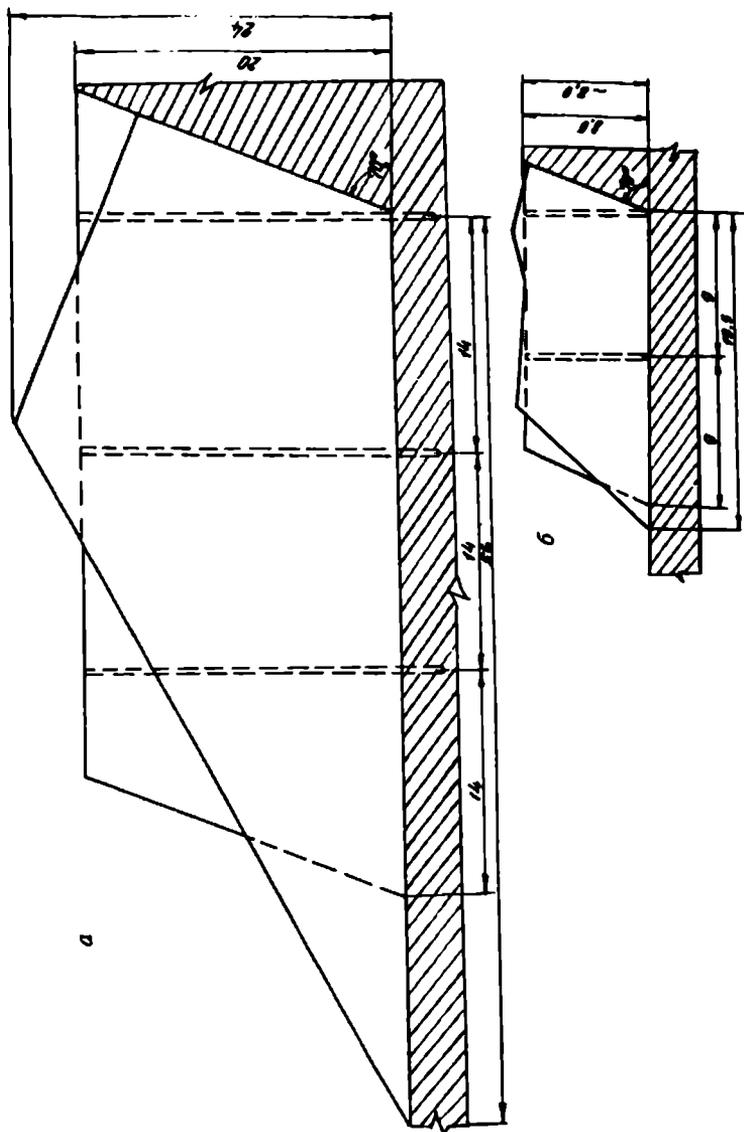


Рис. 2.4. Схема развала на уступе:
a — вскрышном; *б* — добычным

$$B_{\text{м. вск}} = 0,8 \cdot 35 + (3 - 1) \cdot 14 = 56 \text{ м};$$

$$B_{\text{м. уг}} = 1,0 \cdot 10,5 + (2 - 1) \cdot 9 = 19,5 \text{ м.}$$

2. Высота развала зависит от формы его поперечного сечения, ширины и коэффициента разрыхления взорванной породы.

2.1. Для вскрышных пород форма развала при трехрядном взрывании может приниматься близкой к трапецидальной.

Коэффициент разрыхления породы в отброшенной части развала $K_p \approx 1,4$ (стр. 100, 101 [27]). Во внешней части блока $K_p \approx 1,3$. В зоне однорядного взрывания $K_{p. \text{ ср}} \approx 1,32$. В зоне 2-го и 3-го рядов скважин $K_{p. \text{ ср}}$ соответственно равно 0,9 и 1,17. Средневзвешенный коэффициент разрыхления породы в развале:

$$K_{p. \text{ ср. вск}} \approx \frac{1,32 \cdot 1,0 + 1,17 \cdot 2}{3} \approx 1,22.$$

Высота развала приближенно составит:

$$H_p \approx \frac{Ш_{в. 6} H_y K_{p. \text{ ср. вск}}}{0,5 (B_{\text{м. вск}} + P)} \approx \frac{42 \cdot 20 \cdot 1,22}{0,5 (58 + 28)} \approx 24 \text{ м},$$

где $Ш_{в. 6}$ — ширина взрываемого блока, м ($Ш_{в. 6} = W + 2b$).

2.2. Для угля аналогично $K_{p. \text{ ср. вск}} = 1,05$. Объем отброшенной части развала примерно равен уменьшению площади взрываемого блока. При этом

$$H_p \approx H_y \cdot K_{p. \text{ ср. вск}} \approx 8 \cdot 1,05 \approx 8,4 \text{ м.}$$

Задача № 11

Определить экскавируемость вскрышных пород и полезного ископаемого (в том числе взорванных).

Дано: относительные показатели трудности бурения $П_{б. \text{ вск}} = 7,1$; $П_{б. \text{ иск}} = 2,7$; $\sigma_{\text{сж. вск}} = 62 \text{ МПа}$; $\sigma_{\text{сдв. вск}} = 9,5 \text{ МПа}$; $\sigma_{\text{раст. вск}} = 5,5 \text{ МПа}$; $\gamma_{\text{вск}} = 24 \text{ Н/дм}^3$; $l_{\text{ср. вск}} = 45 \text{ см}$; $\sigma_{\text{сж. иск}} = 17 \text{ МПа}$; $\sigma_{\text{сдв. иск}} = 5,6 \text{ МПа}$; $\sigma_{\text{раст. иск}} = 3 \text{ МПа}$; $\gamma_{\text{иск}} = 13,5 \text{ Н/дм}^3$; $l_{\text{ср. иск}} = 10 \text{ см}$; $q_{\text{вск}} = 420 \text{ г/м}^3$; $q_{\text{иск}} = 200 \text{ г/м}^3$; $n_{\text{р. скв}} = 3$; $d_{\text{с. вск}} = 200 \text{ мм}$; $d_{\text{с. иск}} = 160 \text{ мм}$; $H_{y. \text{ вск}} = 20 \text{ м}$; $H_{y. \text{ иск}} = 10 \text{ м}$.

Решение

I. Экскавируемость вскрышных пород и полезного ископаемого в массиве.

Показатель трудности экскавации пород в массиве определяется по эмпирической формуле (фор-ла 6.2 [27]):

$$\Pi'_3 = 3 \lambda (0,2 \sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,03 \gamma ,$$

где λ — коэффициент структурного ослабления пород в массиве в направлении копания; $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ — показатели прочности породы в образце, МПа; γ — удельный вес пород в массиве, Н/дм³.

1. Для вскрышных пород λ равно: при копании по трещинам — 0,1; при копании перпендикулярно трещинам — 1,0; при копании параллельно трещинам — 0,475; при копании под углом к трещинам — 0,715.

Таким образом:

- при копании по трещинам

$$\Pi'_{3,н} = 3 \cdot 0,1 (0,2 \cdot 62,0 + 9,5 + 5,5) + 0,03 \cdot 24 = 9 ;$$

- при копании перпендикулярно трещинам

$$\Pi'_{3,н} = 3 \cdot 1,0 (0,2 \cdot 62,0 + 9,5 + 5,5) + 0,03 \cdot 24 = 83 .$$

2. Для полезного ископаемого λ равно: при копании по трещинам — 0,03, при копании перпендикулярно трещинам — 1,0; при копании параллельно трещинам — 0,36; при копании под углом к трещинам — 0,645.

Таким образом:

- при копании по трещинам

$$\Pi'_{3,н} = 3 \cdot 0,03 (0,2 \cdot 17,0 + 5,5 + 3,5) + 0,03 \cdot 13,5 \approx 1,5 ;$$

- при копании перпендикулярно трещинам

$$\Pi'_{3,н} = 3 \cdot 1,0 (0,2 \cdot 17,0 + 5,5 + 3,5) + 0,03 \cdot 13,5 \approx 36,4 .$$

II. Эскавируемость взорванных вскрышных пород и полезного ископаемого.

Показатель трудности экскавации разрушенных пород определяется по эмпирической формуле:

$$\Pi'_3 = 0,022 \left[A + \frac{10A}{(K_p)^9} \right] ,$$

где $A = \gamma \cdot g \cdot d_{cp} + \sigma_{сдв}$; (d_{cp} — средний размер кусков разрушенной породы, м; γ — плотность породы в образце, т/дм³; $\sigma_{сдв}$ — сопротивление породы сдвигу в образце, МПа); K_p — коэффициент разрыхления породы в развале.

Ориентировочно средний размер куска взорванной породы определяется по формуле [27]:

$$d_{cp} = 0,175 \sqrt[3]{E}, \text{ м.}$$

Показатели кусковатости и разрыхления взорванных пород целесообразно определять по формулам, приведенным в работе [10].

$$d_{cp} = \frac{60}{\frac{1}{l_{cp}} + \frac{300 + H_y}{100 + d_c} q}, \text{ см,}$$

где l_{cp} — средний размер структурного блока породы в массиве, м; H_y — высота уступа, м; d_c — диаметр взрывной скважины, мм; q — удельный расход ВВ, кг/м³.

1. Для вскрышных взорванных пород

$$d_{cp} = \frac{60}{\frac{1}{0,45} + \frac{300 + 15}{100 + 200} \cdot 0,42} = 22,7 \text{ см.}$$

Коэффициент разрыхления взорванных вскрышных пород ориентировочно равен 1,27 [10], тогда

$$\begin{aligned} \Pi'_{\text{в.к.}} &= 0,022 \left[24 \cdot 10 \cdot 0,225 + 9,5 + \right. \\ &\left. + \frac{10 (24 \cdot 10 \cdot 0,225 + 9,5)}{(1,27)^3} \right] = 3,05. \end{aligned}$$

2. Для взорванного полезного ископаемого (угля)

$$d_{cp} = \frac{60}{\frac{1}{0,1} + \frac{300 + 15}{100 + 160} \cdot 0,2} \approx 6 \text{ см.}$$

Коэффициент разрыхления (средневзвешенный) взорванного угля ориентировочно равен 1,19, тогда

$$P_{\text{э,н}}^* = 0,022 \left[13,5 \cdot 10 \cdot 0,06 + 5,6 + \frac{10(13,5 \cdot 10 \cdot 0,06 + 5,6)}{(1,19)^9} \right] = 0,93.$$

III. При разработке крутопадающих месторождений наиболее вероятным является копанье пород в массиве под углом к трещинам. При такой посылке вскрышные породы относятся к вневкатегорным породам по трудности экскавации в массиве, а полезное ископаемое — к VIII классу (24-я категория) по трудности экскавации (табл. 6.1 [27]).

После взрывания разрушенная вскрышная порода относится к II классу (4-я категория) по трудности экскавации, а разрушенное полезное ископаемое (уголь) — к I классу (1-я категория).

Задача № 12

Определить производительность скрепера Д-567 по наносам и графически изобразить забой.

Дано: разработка и транспортирование наносов на расстоянии $L_2 = 200$ м; породы мягкие; горизонтальный забой — площадка; движение скрепера кольцевое.

Решение

Сменная эксплуатационная производительность колесного самоходного скрепера Д-567 определяется по формуле:

$$Q_{\text{с.с.к}} = 60 \frac{E}{T_{\text{ц.р}}} T_{\text{см}} K_{\text{ск}} K_{\text{и.ск}}, \text{ м}^3,$$

где E — вместимость ковша (10 м^3); $T_{\text{ц.р}}$ — продолжительность рабочего цикла, мин; $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены — 8 ч; $K_{\text{ск}}$ — коэффициент скреперования; $K_{\text{и.ск}}$ — коэффициент использования скрепера во времени, равный 0,8.

$$K_{\text{ск}} = \frac{K_{\text{н.к}}}{K_{\text{р.к}}} = \frac{0,88}{1,1} = 0,8,$$