

Министерство образования и науки Российской Федерации
Сибирский федеральный университет

ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Учебно-методическое пособие

Электронное издание

Красноярск
СФУ
2012

УДК 553.98.061.4(07)
ББК 26.324.341.3я73
О-833

Составители: Черепанов Евгений Викторович, Кирюшина Елена Васильевна

О-833 **Открытая** геотехнология: учеб.-метод. пособие [Электронный ресурс] / сост. Е.В. Черепанов, Е.В. Кирюшина. – Электрон. дан. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2012. – Систем. требования: PC не ниже класса Pentium I; 128 Mb RAM; Windows 98/XP/7; Adobe Reader V8.0 и выше. – Загл. с экрана.

В учебно-методическом пособии приведены алгоритмы выполнения практических занятий по курсу «Открытая геотехнология». Даны варианты индивидуальных заданий и необходимый справочный материал.

Предназначено для студентов специальности 130400.65.00.04 «Маркшейдерское дело» направления 130400 «Горное дело».

При составлении учебно-методического пособия использованы работы В.Н. Вокина,

В.Н. Синчковского

УДК 553.98.061.4(07)
ББК 26.324.341.3я73

© Сибирский
федеральный
университет, 2012

Учебное издание

Подготовлено к публикации редакционно-издательским
отделом БИК СФУ

Подписано в свет 01.10.2012 г. Заказ 9687.
Тиражируется на машиночитаемых носителях.

Редакционно-издательский отдел
Библиотечно-издательского комплекса
Сибирского федерального университета
660041, г. Красноярск, пр. Свободный, 79
Тел/факс (391)206-21-49. E-mail rio@sfu-kras.ru
<http://rio.sfu-kras.ru>

Оглавление

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №1. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И
ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА5

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №2. ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ И РЕЖИМ РАБОТЫ
КАРЬЕРА7

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №3. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ9

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ЗАБОЯ,
ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА ЭКСКАВАТОРОВ20

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №5. ТРАНСПОРТИРОВКА ГОРНОЙ МАССЫ24

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №6. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД28

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №7. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ33

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №8. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ.38

Библиографический список44

Приложения45

Таблица 1. Исходные данные

Наименование показателей	Первая цифра номера варианта									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Годовая производительность карьера по руде, млн. т.	2	3	4	5	7	9	10	12	14	15
Расстояние транспортировки, км	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Горизонтальная мощность рудного тела, м	120	100	80	90	110	130	150	140	120	100
Длина рудного тела, м	500	700	900	1000	1200	1500	1700	2000	2500	3000
Угол падения рудного тела, град	50	55	60	65	70	80	70	65	60	55
Мощность наносов, м	10	15	20	10	15	20	20	10	15	20
Мощность прослоев пустых пород, м	10	15	-	10	15	20	15	20	10	-
Климатический район	Южный	Средний	Северный	Южный	Средний	Северный	Южный	Средний	Северный	Южный

Таблица 2. Характеристика горных пород

Наименование показателей	Вторая цифра номера варианта									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова	11	16	7	5	12	15	8	6	10	9
Плотность породы, т/м ³	2,9	3,2	2,3	2,1	3,0	3,1	2,6	2,2	2,7	2,5
Категория пород по трещиноватости	IV	III	II	I	V	V	II	I	III	IV
Взрываемость пород	Трудновзрываемые	Средневзрываемые	Легковзрываемые	Легковзрываемые	Трудновзрываемые	Трудновзрываемые	Средневзрываемые	Легковзрываемые	Средневзрываемые	Средневзрываемые
Обводненность пород	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные
Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /м ³	3	4	5	6	7	8	7	6	5	4

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №1.

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА

В соответствии с коэффициентом крепости пород по шкале М.М. Прото-
дьяконова определить (табл. 3) углы погашения бортов карьера. Найти конеч-
ную глубину карьера по формуле В.В. Ржевского

$$H_k = \frac{K_{гр}(m_{г}-m_{п})-m_{п}}{\operatorname{ctg}\gamma_{в}+\operatorname{ctg}\gamma_{л}}, \quad (1)$$

где H_k - глубина карьера, м; $K_{гр}$ - граничный коэффициент вскрыши (табл. 2), $\text{м}^3/\text{м}^3$; $m_{г}$ - горизонтальная мощность рудного тела (табл. 1), м; $m_{п}$ - мощность прослоев пустых пород (табл. 1), м; $\gamma_{в}$, $\gamma_{л}$ - углы погашения бортов карьера со стороны висячего и лежащего боков, град.

Таблица 3. Углы погашения бортов карьера (по «Гипроруде»), град

Группа пород	Коэффициент крепости пород по М.М. Прото- дьяконову	Угол падения залежи, град	Углы погашения со стороны	
			лежащего бока	висячего бока
1	более 8	более 35	40	55
		35 - 55	30	45
		20 - 35	20	30
2	2 - 8	более 35	40	45
		35 - 55	30	40
		20 - 35	20	30
3	до 2	любой	15	30

Определить длину и ширину карьера по верхнему контуру:

$$L_{в} = L_{р} + H_k \cdot (\operatorname{ctg}\gamma_{в} + \operatorname{ctg}\gamma_{л}), \quad (2)$$

$$B_{в} = m_{г} + H_k \cdot (\operatorname{ctg}\gamma_{в} + \operatorname{ctg}\gamma_{л}), \quad (3)$$

где $L_{в}$ - длина карьера по верхнему контуру, м; $L_{р}$ - длина рудного тела по про-
стиранию (табл. 1), м; $B_{в}$ - ширина карьера по верхнему контуру, м.

Вычертить в масштабе 1:500, 1:1000, 1:2000 поперечный разрез по место-
рождению с контурами карьера и упрощённый план карьера на конец отработки
(рис. 1). Размеры карьера по дну принять равными длине и горизонтальной
мощности залежи.

Вычислить запасы полезного ископаемого в контуре карьера:

$$V_p = (m_{г} - m_{п}) \cdot (H_k - h_n) \cdot L_p, \quad (4)$$

где V_p - запасы полезного ископаемого в контуре карьера, m^3 ; h_n - мощность наносов (см. табл.1), м.

Определить объем горной массы в контуре карьера:

$$V_{г.м} = m_{г.} \cdot L_p \cdot H_k + H_k^2 \cdot (L_p + m_{г.}) \cdot \operatorname{ctg} \gamma_{ср} + 1,05 \cdot H_k^3 \cdot \operatorname{ctg}^2 \gamma_{ср}, \quad (5)$$

где $V_{г.м}$ - объем горной массы в контуре карьера, m^3 ; $\gamma_{ср}$ - средний угол откоса бортов карьера при погашении, град.

Величину $\gamma_{ср}$ можно найти как среднее арифметическое из углов откоса бортов карьера со стороны висячего и лежащего боков залежи.

Найти средний коэффициент вскрыши и сравнить его с граничным:

$$K_{ср} = \frac{V_{г.м} - V_p}{V_p} \leq K_{гр}, \quad (6)$$

где $K_{ср}$ - средний коэффициент вскрыши, m^3/m^3 .

Оптимальным будет контур карьера, для которого $K_{ср} \approx K_{гр}$. Если условие не выполняется, то необходимо уменьшить глубину карьера, до такой величины при котором оно будет выполняться.

Вычислить производительность карьера по вскрыше и горной массе:

$$A_v = \frac{A_p}{\gamma} \quad \text{ср}, \quad (7)$$

$$A_{г.м} = A_p \cdot (1 + K_{ср}), \quad (8)$$

где A_v - годовая производительность карьера по вскрыше, млн. m^3 ; A_p - годовая производительность карьера по руде (табл. 1), млн. т; γ - плотность полезного ископаемого (табл. 2), t/m^3 ; $A_{г.м}$ - годовая производительность карьера по горной массе, млн. т.

Контрольные вопросы и задания

1. Дайте характеристику элементов и параметров карьера: глубины и размеров по дну и верхнему контуру, углов откоса бортов.

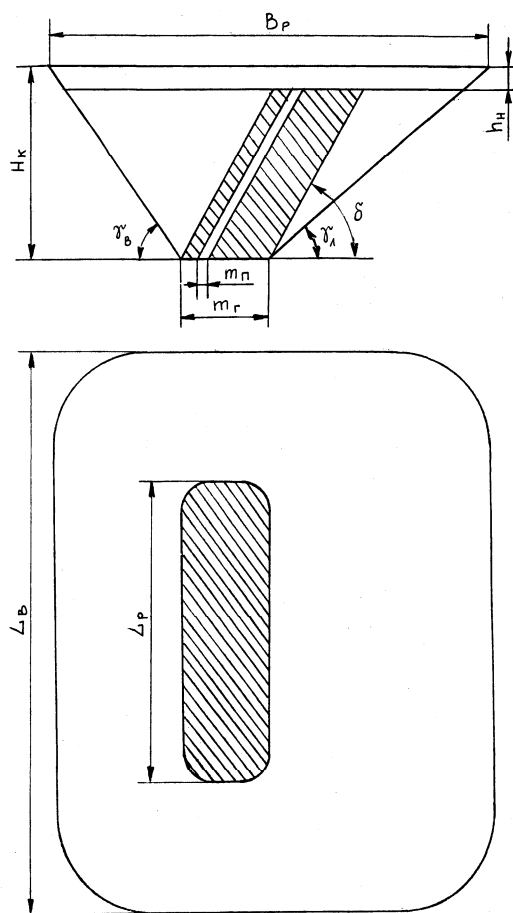


Рис. 1. Поперечный разрез и план карьера на конец отработки

2. Перечислите факторы, которые влияют на глубину карьера при разработке крутопадающих месторождений.
3. Что называется уступом? Опишите элементы уступа.
4. Что понимается под запасами полезных ископаемых?
5. Что понимается под коэффициентом вскрыши? Назовите размерность коэффициента вскрыши.
6. Перечислите виды коэффициента вскрыши. Поясните их.
7. Назовите условия, при которых открытая разработка считается экономически целесообразной.
8. Назовите и поясните сущность двух основных видов работ при открытой разработке.
9. Поясните, как определяется годовой объем горных работ на карьере.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №2. ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ И РЕЖИМ РАБОТЫ КАРЬЕРА

По таблицам 4 и 5 с учетом расчетной годовой производительности карьера по горной массе и заданного расстояния транспортирования (табл. 1) подобрать емкость ковша экскаватора и соответствующее транспортное оборудование. При заданном расстоянии транспортирования до 8 км принимать автотранспорт, более – железнодорожный транспорт. По емкости ковша выбрать модель экскаватора (прил. 1), по приложениям 2, 3 или 4 модель подвижного состава.

Тип бурового станка выбирают в зависимости от принятой модели экскаватора и крепости пород (по шкале М.М.Протоdjeяконова) (табл. 6). Техническая характеристика буровых станков приведена в приложениях 5, 6 и 7. Мощному экскаватору, допускающему повышенную крупность кусков взорванной горной массы, должны соответствовать станки для скважин повышенного диаметра.

Обосновать режим работы карьера, пользуясь рекомендациями института «Гипроруда». Режим работы карьера должен быть круглогодовым.

Таблица 4. Рациональные сочетания емкости ковша экскаватора и грузоподъемности автосамосвалов

Годовая производительность карьера по горной массе, млн.т.	Расстояние транспортировки, км	Емкость ковша экскаватора, м ³	Грузоподъемность автосамосвала, т.
до 2 - 5	до 1,5 - 2,0	2 - 3	10 - 18
до 10 - 12	до 2,5 - 3,0	4 - 5	27 - 30
до 18 - 20	до 3,0 - 3,5	6 - 8	40 - 65
до 30 - 40	до 4,5 - 5,0	8 - 12	80 - 120
более 30 - 40	до 7,0 - 8,0	12 - 20	150 - 180 и более

Для крупных карьеров с годовой производительностью свыше 25 млн. т горной массы принимать непрерывную рабочую неделю и три смены в сутки.

Для карьеров с годовой производительностью до 1,0-1,5 млн.т горной массы – пятидневную рабочую неделю и две смены в сутки.

Для карьеров с годовой производительностью свыше 1,5, но менее 25 млн.т горной массы – шестидневную рабочую неделю и две, либо три смены в сутки.

Продолжительность смены во всех случаях 8 часов.

Таблица 5. Рациональные сочетания емкости ковша экскаватора и подвижного состава железнодорожного транспорта

Годовая производи- тельность карьера по горной массе, млн.т	Расстояние транспор- тировки, км	Емкость ковша экскава- тора, м ³	Локомотив	Грузоподъемность думпкара, т
до 20 - 30	до 8 - 10	4-8	EL - 1	82, 105
до 40 - 50	12, 14 и более	8-12	EL-1, ПЭ-2М, ПЭ- 3Т, ЭПЭ-2	105, 180
более 40 - 50	16, 20 и более	12-20	EL-10, ПЭ-2М, ПЭ- 3Т, ОПЭ-2	105, 180

Таблица 6. Оптимальные сочетания типов экскаваторов и буровых станков

Коэффициент крепости пород	Модель мехлопаты	Модель бурового станка	Диаметр долота, мм
Слабые 2-6	ЭКГ-3,2	СБР-160	161
	ЭКГ-4,6 (5)	СБР-160	161
	ЭКГ-8и	СБР-200	214
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБР-250	243
Средней крепости 7-10	ЭКГ-3,2	2СБШ-200Н	215,9
	ЭКГ-4,6 (5)	2СБШ-200Н	244,5
	ЭКГ-8и	СБШ-250МН	269,9
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБШ-320	320
Крепкие 10-14	ЭКГ-3,2	2СБШ-200Н	190,5
	ЭКГ-4,6 (5)	СБШ-250МН	244,5
	ЭКГ-8и	СБШ-320	320
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБШ-320	320
Весьма крепкие более 14	ЭКГ-3,2	СБУ-160	155
	ЭКГ-4,6 (5)	СБУ-160	160
	ЭКГ-8и	СБУ-200	200
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБУ-200	200

С учётом заданного климатического района по таблице 7 принять число рабочих дней карьера в течение года.

Таблица 7. Число рабочих дней в году (по «Гипроруде»), сут

Климатический район	Продолжительность рабочей недели, сут		
	7	6	5
Средние	340	290	242
Северные	350	300	250
Южные	355	305	254

Контрольные вопросы и задания

1. Дайте понятие о комплексе карьерного оборудования.
2. Объясните, каким образом выбирается основное горнотранспортное оборудование на карьерах.
3. Какие факторы необходимо учитывать при выборе модели бурового станка?
4. Как устанавливается режим горных работ на карьерах?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №3. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

Подготовку скальных и полускальных пород к выемке ведут с использованием энергии взрыва, как наиболее универсальное и эффективное.

Обосновать угол наклона скважины к горизонту. Следует ориентироваться на применение наклонных скважин, пробуриваемых параллельно откосу уступа (с учетом технических возможностей принятого бурового станка).

Рассчитать с точностью до 0,5 м глубину скважины:

$$L_{\tilde{n}} = \frac{h + l_i}{\sin \beta}, \quad (9)$$

где h – высота уступа (см. лаб. работу №8); L_c – глубина скважины, м; β – угол наклона скважины к горизонту, град.; l_n – длина перебура, м,

$$l_n = (0,1 \div 0,25) \cdot h, \quad (10)$$

но не более 3 м. Длина перебура возрастает с увеличением крепости разрушаемых пород.

Вычислить диаметр скважины

$$d_c = K_{p.c} \cdot d_d, \quad (11)$$

где d_c – диаметр скважины, мм; d_d – диаметр долота, мм; $K_{p.c}$ – коэффициент расширения скважины при бурении (изменяется от 1,05 в монолитных породах до 1,2 в чрезвычайно трещиноватых) (табл.2).

Определить сменную производительность бурового станка по формуле

$$П_{\text{б}} = \frac{T_{\text{см}} - (T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}} + T_{\text{в.п}})}{t_{\text{о}} + t_{\text{в}}}, \quad (12)$$

где $П_{\text{б}}$ – сменная производительность бурового станка, м; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин.; $T_{\text{п.з}}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин., $T_{\text{п.з}} = 20 \div 30$; $T_{\text{р}}$ – продолжительность регламентированных перерывов, мин., $T_{\text{р}} = 10 \div 30$; $T_{\text{в.п}}$ – внутрисменные внеплановые простои, мин., $T_{\text{в.п}} = 60 \div 90$; $t_{\text{о}}$ – основное время, затрачиваемое на бурение 1 м скважины, мин.; $t_{\text{в}}$ – продолжительность вспомогательных операций при бурении 1 м скважины, мин.

Длительность вспомогательных операций для вращательного (шнекового) бурения составляет 1,5÷4,5 мин/м; шарошечного – 2÷4 мин/м; пневмоударного – 4÷16 мин/м.

Продолжительность основных операций

$$t_{\text{о}} = \frac{1}{V_{\text{б}}}, \quad (13)$$

где $V_{\text{б}}$ – техническая скорость бурения (табл. 8), м/мин.

Сопоставить расчетную сменную производительность станка с нормативной (табл. 9). Если разница превышает 10 %, для дальнейших расчетов следует принять нормативное значение $П_{\text{б}}$.

Найти годовую производительность бурового станка по формуле

$$П_{\text{б.г}} = П_{\text{б}} \cdot N_{\text{см.б}}, \quad (14)$$

где $П_{\text{б.г}}$ – производительность бурового станка, м/г; $N_{\text{см.б}}$ – количество рабочих смен бурового станка в течение года (табл. 10).

Для данных вашего варианта (табл. 2) выбрать тип взрывчатого вещества (ВВ) (табл. 11).

При выборе ВВ следует отдавать предпочтение ВВ, приведенным в верхних строках табл. 11, а также ВВ, пригодным для механизированного заряжения.

Определить линию сопротивления по подошве (ЛСПП) по формуле

$$W = \frac{53}{\sin \beta} \cdot K_{\text{а}} \cdot d_{\text{с}} \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{\text{аа}}}}, \quad (15)$$

где W – линия сопротивления по подошве, м; $K_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве (табл. 12); $d_{\text{с}}$ – диаметр скважины, м; Δ – плотность заряжения ВВ в скважине (табл. 13), г/см³; m – коэффициент сближения

зарядов (табл. 12); $K_{\text{ВВ}}$ – переводной коэффициент от аммонита №6 ЖВ к принятому ВВ (табл. 13); γ – плотность породы (табл. 2), т/м³.

Таблица 8. Техническая скорость бурения, м/мин (по П.И.Томакову и И.К.Наумову)

Способ бурения	Буровой станок	Коэф. крепости по шкале М.М. Протодяконова	Техническая скорость бурения V_6
Вращательное (шнековое)	СБР–125	2–3	0,30–0,36
		3–4	0,25–0,30
		4–5	0,13–0,20
	СБР–160	2–3	0,41–0,50
		3–4	0,33–0,41
		4–5	0,23–0,27
		5–6	0,17–0,20
Шарошечное	2СБШ–200Н	6–8	0,27–0,30
		8–10	0,22–0,25
		10–12	0,13–0,20
	СБШ–250МН	8–10	0,23–0,25
		10–12	0,18–0,20
		12–14	0,15–0,17
	СБШ–320	10–12	0,20–0,22
		12–14	0,17–0,18
		14–16	0,11–0,13
Пневмоударное	СБУ–125	14–16	0,10–0,12
		16–18	0,08–0,10
	СБУ–160	14–16	0,10–0,12
		16–18	0,08–0,10

Таблица 9. Производительность буровых станков за восьмичасовую смену (по «Гипроруде»), ед.

Станок	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова							
	2–4	4–6	6–8	8–10	10–12	12–14	14–16	свыше 16
Вращательное (шнековое) бурение								
СБР–125	300	200	–	–	–	–	–	–
СБР–160	340	260	–	–	–	–	–	–
Шарошечное бурение								
2СБШ–200Н	–	–	105	90	80	65	–	–
СБШ–250МН	–	–	–	105	90	80	65	50
СБШ–320	–	–	–	–	–	–	80	65
Пневмоударное бурение								
СБУ–125	–	–	60	55	50	45	35	30
СБУ–160	–	–	–	–	–	60	45	40
СБУ–200	–	–	–	–	–	–	65	60

Примечание. При бурении наклонных скважин табличное значение производительности умножить на коэффициент 0,9

Таблица 10. Число рабочих смен в году буровых станков (по «Гипроруде»), ед.

Непрерывная рабочая неделя						Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе						Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе					
в две смены			в три смены			в две смены			в три смены			в две смены			в три смены		
Территориальные зоны																	
север-ные	сред-ние	юж-ные	север-ные	сред-ние	юж-ные	север-ные	сред-ние	юж-ные	север-ные	сред-ние	юж-ные	север-ные	сред-ние	юж-ные	север-ные	сред-ние	юж-ные
СБР-125																	
535	555	569	795	815	820	455	170	480	675	700	710	380	390	395	555	575	580
СБР-160																	
515	530	535	750	805	440	455	465	635	655	670	360	380	530	530	530	545	550
СБШ-200Н																	
485	505	515	685	705	710	415	430	435	580	600	610	340	350	360	480	495	500
СБШ-320																	
475	495	505	655	680	685	405	420	425	565	580	505	330	345	350	460	480	485
СБШ-250МН																	
485	500	510	670	695	705	410	425	430	575	595	605	335	350	355	470	490	495
СБУ-125																	
525	545	555	775	795	805	445	465	470	655	630	690	370	385	390	545	560	565
СБУ-160																	
524	540	550	765	790	795	445	465	470	655	860	690	365	380	385	540	555	560
СБУ-200																	
480	500	510	680	700	710	415	425	435	480	600	610	340	350	355	480	495	500

Таблица 11. Рекомендуемая область применения взрывчатых веществ

Условия применения ВВ	Рекомендуемые ВВ			
	Заводского изготовления		Изготовленные на прикарьерных пунктах и передвижных установках	
	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Протоdjяконова		Коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Протоdjяконова	
	До 12	Более 12	До 12	Более 12
Сухие скважины, шурфы, траншеи	Гранулит М Гранулит С-6М Гранулит АС-4 Гранулит АС-4В Граммонит 79/21	Аммонит №6ЖВ Граммонит 50/50 Граммонит 30/70 Гранитол 7А	Игданит	Акватор Т-20 (ифзанит Т-20) Карбатол 15Т Акванал А-10 Карбатол ГЛ-10
Обводненные скважины, шурфы, траншеи	Гранулотол Аммонит №6ЖВ в полиэтиленовых патронах, мешках Гранитол 1	Гранулотол Граммонит 30/70 Граммонит 50/50 Алюмотол Аммонал скальный №3	Акватор Т-20 (ифзанит Т-20)	* Карбатол ГЛ-15Т * Акватор Т-20 (ГЛТ-20) * Акванал ГЛА-20 * Акванал А-10 * Карбатол ГЛ-10В

Примечание: Водостойчивые ВВ с ограниченным сроком нахождения в воде рекомендуется применять при зарядании обводненных скважин по технологии «под столб воды», либо с предварительным осушением и влагоизоляцией

Таблица 12. Коэффициенты для расчета параметров скважинных зарядов

Наименование	Породы		
	легковзрываемые	средневзрываемые	трудновзрываемые
Коэффициент сближения зарядов, m	1,1–1,2	1,0–1,1	0,85–1,0
Коэффициент, учитывающий взрываемость пород, K_b	1,2	1,1	1,0
Коэффициент, зависящий от взрываемости пород, K_z	5–6	3–4	1,5–2,5

Найти величину ЛСПП с учетом требований безопасного ведения буровых работ у бровки уступа по формуле

$$W_6 = \delta_n + h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta), \quad (16)$$

где W_6 – значение ЛСПП по возможности безопасного обуривания уступа, м;
 δ_n – ширина возможной призмы обрушения (табл. 13), м.

Проверить соответствие расчетной ЛСПП требованиям ведения буровых работ:

$$W \geq W_6 \quad (17)$$

Если расчетная W меньше W_6 , то увеличивают диаметр скважины в пределах возможного для принятого бурового станка, принимают ВВ с увеличенной плотностью заряжения или переходят на бурение наклонных скважин.

Выбрать конструкцию заряда (рис. 8). В обводненных скважинах применяют сплошной колонковый заряд (рис. 8, а), в сухих - рассредоточенный воздушным промежутком (рис. 8, в).

Таблица 13. Характеристика ВВ

Тип ВВ	Плотность заряжения ВВ, г/см ³	Переводной коэффициент $K_{ВВ}$
Акватор Т-20	1,25-1,3	1,28
Алюмотол	0,95-1,0	0,84
Гранулит С-6М	1,0-1,05	1,11
Гранулит АС-4	0,85-0,9	0,98
Гранулит АС-4В	0,8-0,85	0,98
Гранулит М	0,78-0,82	1,13
Гранулотол	0,9-0,95	1,2
Граммонит 50/50	0,85-0,9	1,01
Граммонит 30/70	0,85-0,9	1,17
Граммонит 79/21	0,8-0,85	1,0
Игданит	0,8-0,9	1,11
Ифзанит Т-20	1,25-1,3	1,28
Карбатол 15Т	1,4-1,5	1,12
Карбатол ГЛ-10В	1,55-1,6	0,8
Аммонит №-6ЖВ	0,85-0,9	1,0
Аммонит №-6ЖВ в полиэтиленовых патронах	1,0-1,2	1,0
Акванал А-10	1,4-1,45	0,97
Акванал ГЛА-20	1,5-1,58	1,06
Аммонал скальный № 3	1,0-1,1	0,8
Гранитол 1	0,9-0,95	1,16

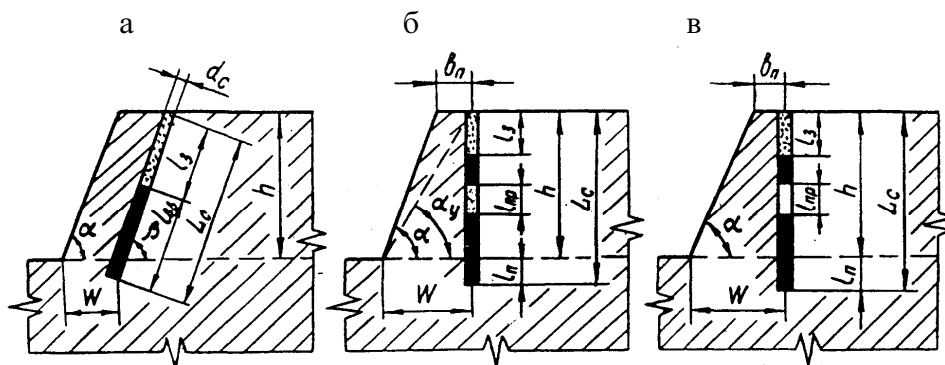


Рис. 8. Конструкция скваженных зарядов: а – сплошной; б – рассредоточенный инертной забойкой; в – рассредоточенный воздушным промежутком

Найти длину заряда по формуле

$$l_{ВВ} = L_c - l_3 - l_{пр} \quad (18)$$

где $l_{ВВ}$ – длина заряда ВВ, м; l_3 – длина забойки, м;

$$l_3 = (20 \div 35)d_c \quad (19)$$

$l_{пр}$ – длина промежутка (при сплошном заряде $l_{пр}=0$), м,

$$l_{пр} = (8 \div 12)d_c \quad (20)$$

В трудновзрываемых породах длина воздушного промежутка уменьшается, в легко взрывающихся – увеличивается.

Вычертить в масштабе принятую конструкцию скважинного заряда.

Определить массу заряда в скважине по формуле

$$Q_3 = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \cdot l_{вв} \quad (21)$$

где Q_3 – масса заряда, кг; d_c – диаметр скважины, дм.

При рассредоточенном заряде в нижнюю часть его помещают (60÷70)% ВВ.

Исходя из объема породы, взрывающей зарядом, его масса

$$Q_3 = q \cdot a \cdot b \cdot h, \quad (22)$$

где q – удельный расход ВВ (табл. 14), кг/м³; a – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояние между рядами, м.

Таблица 14. Удельный расход аммонита № 6 ЖВ при взрывании вертикальных скважинных зарядов, кг/м³

Коэффициент крепости по шкале М.М.Протоdjяконова	3–4	5–6	7–10	9–11	12–15	16–20
Аммонит № 6 ЖВ	0,40–0,55	0,55–0,65	0,60–0,75	0,6–0,75	0,7–0,8	0,85

Примечания: 1. При использовании других типов ВВ его удельный расход умножают на величину $K_{вв}$. 2. Для зарядов в наклонных скважинах удельный расход ВВ принимается с коэффициентом 0,95.

Решив совместно выражения (23) и (24), установить параметры сетки скважин (рис. 9), учитывая, что при квадратной сетке скважин $a = b$ (рис. 9, б)

$$a = \sqrt{\frac{Q_c}{q \cdot h}}. \quad (23)$$

Для трудновзрываемых пород рекомендуется шахматное расположение скважин, при этом $b \approx 0,85 \cdot a$ (рис. 9, в).

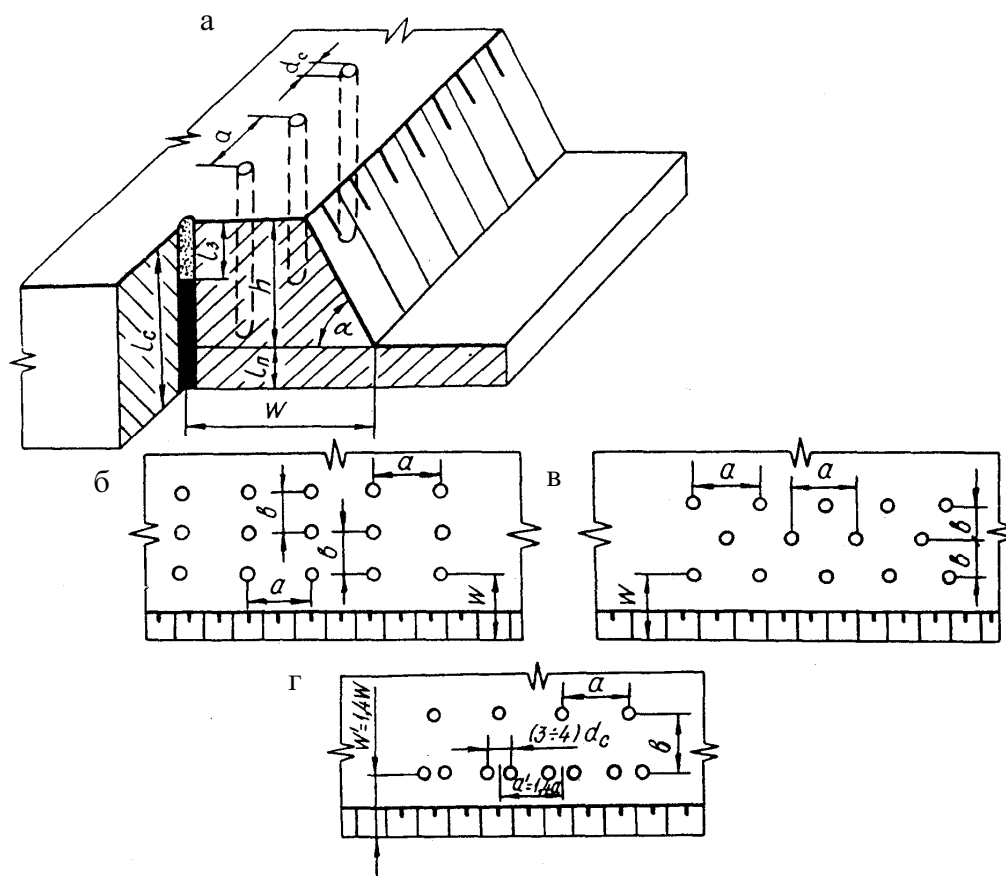


Рис. 9. Схемы расположения скважин на уступе: а – однорядная; б и в – многорядная по квадратной и шахматной сетке; г – с парносближенными скважинами в первом ряду

Проверить возможность преодоления расчетной ЛСПП взрывом заряда ВВ установленной массы:

$$W \leq \frac{Q_c}{q \cdot a \cdot h}. \quad (24)$$

Если условие не выполняется, то в первом ряду используют парносближенные скважины (рис. 9, г), в одну из них размещают заряд ВВ, массу заряда во второй парносближенной скважине можно найти по формуле

$$Q'_3 = W' \cdot h \cdot q \cdot (a' - a), \quad (25)$$

где W' – ЛСПП при парносближенных скважинах (рис. 9, г), м; a' – расстояние между смежными парами скважин (рис. 9, г), м.

В масштабе начертить в плане схему расположения скважин на уступе и нанести необходимые размеры (рис. 10)

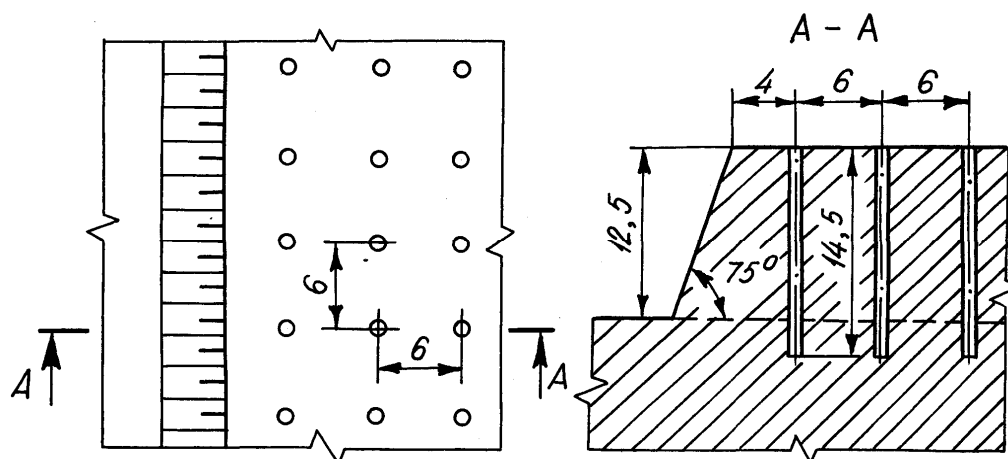


Рис. 10. Схема расположения скважин на уступе

Вычислить объем блока по условиям обеспечения экскаватора взорванной горной массой:

$$V_{\text{бл}} = Q_{\text{см.п}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{д}}, \quad (26)$$

где $V_{\text{бл}}$ – объем взрываемого блока, м^3 ; $Q_{\text{см.п}}$ – сменная эксплуатационная производительность экскаватора, м^3 ; $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен экскаватора за сутки, ед; $n_{\text{д}}$ – норматив обеспеченности экскаватора взорванной горной массой, сут.

Величину $n_{\text{д}}$ для южных районов принимают равной 30 сут., в средней климатической зоне – 10÷15 сут., в северной – 7÷10 сут.

Определить длину блока по формуле

$$L_{\text{ае}} = \frac{V_{\text{ае}}}{[W + b \cdot (n_{\text{р}} - 1)] \cdot h}, \quad (27)$$

где $L_{\text{бл}}$ – длина блока, м; $n_{\text{р}}$ – число взрываемых рядов скважин (табл.15), ед.

Найти число скважин, взрываемых в одном ряду, по формуле

$$n_{\text{ра}} = \left(\frac{L_{\text{ае}}}{a} \right) + 1. \quad (28)$$

Расчётную величину $n_{\text{скв}}$ округляют до ближайшего целого значения и по формулам (26) - (27) корректируют объём взрываемого блока.

Вычислить общий расход ВВ на блок, кг:

$$Q_{\text{в.б}} = Q_{\text{з}} \cdot n_{\text{скв}} \cdot n_{\text{р}}. \quad (29)$$

Рассчитать выход горной массы с 1 м скважины, м^3 :

$$\phi = \frac{[W + b \cdot (n_{\text{д}} - 1)] \cdot a \cdot h}{n_{\text{д}} \cdot L_{\text{с}}} \quad (30)$$

Найти интервал замедления, мс:

$$t = 1,25 \cdot K_3 \cdot W, \quad (31)$$

где K_3 —коэффициент, зависящий от взрываемости пород (табл. 15).

По расчетной величине t подобрать ближайшее стандартное пиротехническое реле РП-8 из ряда 10, 20, 35, 50, 75, 100 мс.

Выбрать (табл. 15, рис. 11) схему коммутации скважинных зарядов и вычертить её в масштабе с расстановкой РП-8 (рис. 12).

Таблица 15. Условия применения различных схем коммутации

Наименования схем Коммутации	Взрываемость пород	Число рядов скважин
Порядная продольными рядами	Легковзрываемые	До 3
Порядная поперечными рядами	Средневзрываемые	3–4
Порядная через скважину	Легко- и средне- взрываемые	2–5
С продольным врубом	То же	То же
С клиновым врубом	Трудновзрываемые	Не менее 4
С трапециевидным врубом	То же	То же
Диагональная	Средневзрываемые	То же

Рассчитать ширину (B , м) развала взорванной горной массы:

$$B = (1,5 \div 2,5) \cdot h + b \cdot (n_p - 1). \quad (32)$$

Определить высоту (h_p , м) развала:

$$h_p = (1,0 \div 1,2) \cdot h. \quad (33)$$

Найти инвентарный парк буровых станков по формуле

$$N_{\text{а.п}} = \frac{1,15 \cdot \dot{A}_{\text{а.г}}}{\gamma \cdot \dot{I}_{\text{а.б}}}, \quad (34)$$

где $A_{\text{г.м}}$ — годовая производительность по горной массе, т; $P_{\text{б.г}}$ — годовая производительность бурового станка, м.

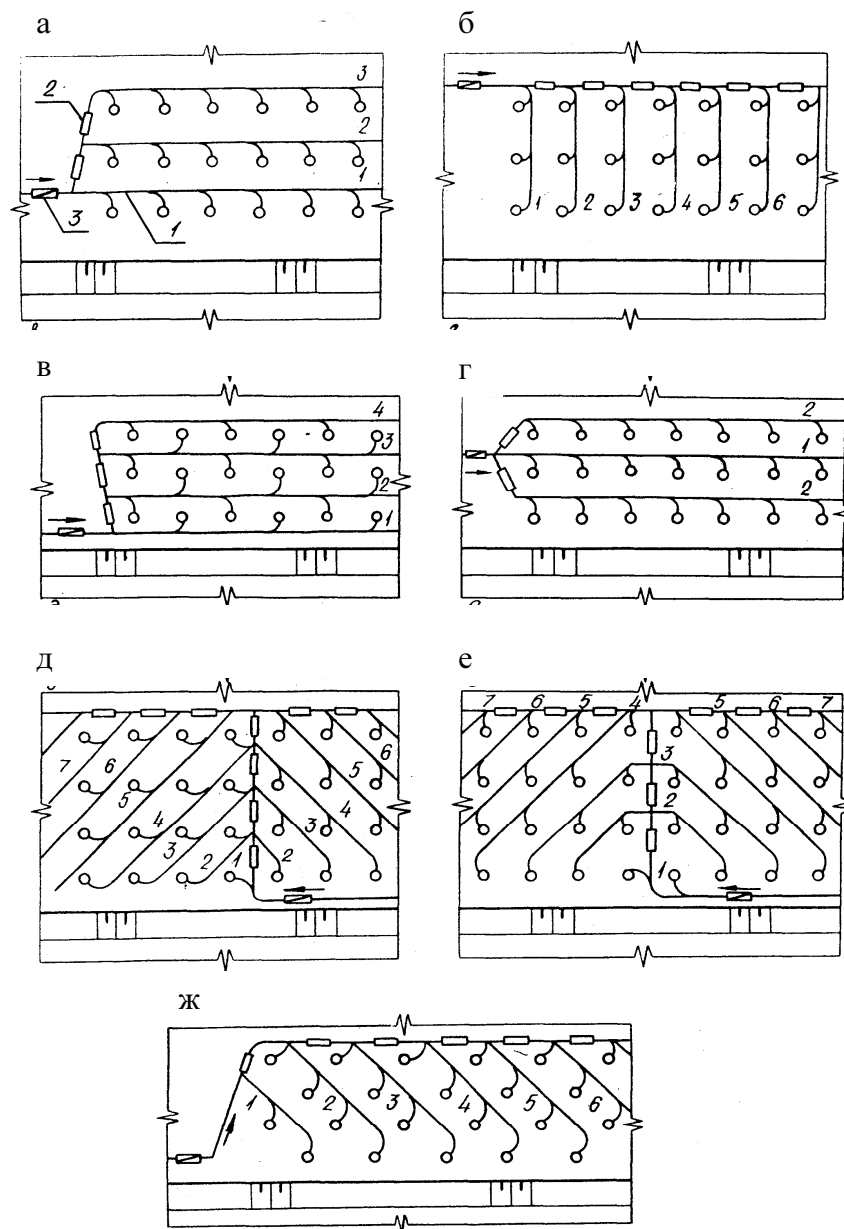


Рис. 11. Схемы коммутации скваженных зарядов (цифрами показана очередность взрывания зарядов): а – порядная продольными рядами; б – порядная поперечными рядами; в – порядная через скважину; г – с продольным врубом; д – с клиновым врубом; е – с трапециевидным врубом; ж – диагональная; 1 – детонирующий шнур; 2 – пиротехническое реле РП-8; 3 – электродетонатор

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите методы взрывных работ на карьерах.
2. Перечислите классификацию способов бурения.
3. Укажите область применения различных способов бурения.
4. Как находится высота уступа в скальных породах?
5. Какие факторы влияют на величину рабочего угла откоса уступа?

6. Почему глубина взрывных скважин превышает высоту обуреваемого уступа?
7. Какие показатели влияют на определение глубины перебура и всегда ли он необходим?
8. Как влияет трещиноватость пород на степень дробления их взрывом?
9. Почему диаметр скважин больше диаметра долота?
10. Объясните, что определяет угол наклона скважины к горизонту.
11. Какие факторы влияют на производительность бурового станка?
12. За счет чего можно повысить производительность бурового станка?
13. Объясните, как принимается режим работы карьера и буровых станков.
14. От чего зависит выбор типа ВВ?
15. Какие ВВ применяются в обводненных скважинах?
16. Объясните зависимость величины ЛСПП от различных факторов.
17. Как определить ЛСПП с учетом требований безопасного ведения буровых работ у бровки уступа?
18. Каким образом можно обеспечить соответствие расчетной ЛСПП требованиям безопасного ведения буровых работ у бровки уступа?
19. Чем характеризуются парносближенные скважины и когда их применяют?
20. В каких случаях применяют сплошной колонковый заряд, а в каких - рассредоточенный воздушным промежутком?
21. Выпишите все формулы для определения величины скважинного заряда.
22. Перечислите факторы, влияющие на выход горной массы.
23. Из каких соображений выбирают схему соединения (коммутации) зарядов?
24. Как определяется размер взрываемого блока?
25. От чего зависит ширина и высота развала взорванной горной массы?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ЗАБОЯ, ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА ЭКСКАВАТОРОВ

Определить ширину экскаваторной заходки при погрузке горной массы в средства транспорта

$$A = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{\text{ч.у.}} \quad (35)$$

Определить количество проходов экскаватора по развалу взорванной горной массы

$$n_{\text{п}} = \frac{B}{A} \quad (36)$$

где $n_{\text{п}}$ – количество проходов экскаватора по развалу взорванной горной массы, ед; B – ширина развала взорванной горной массы, м.

Расчётное значение n_n округлить до ближайшего целого и откорректировать ширину экскаваторной заходки.

Вычертить в масштабе (рис. 12) схему забоя экскаватора. Параметры рабочей площадки принять в соответствии с рис. 17. Ширину полосы готовых к выемке запасов принять здесь равной 3 м.

Вычислить сменную эксплуатационную производительность экскаватора $Q_{э.см}$ (m^3) при разработке хорошо взорванных скальных пород, принимая продолжительность цикла ($t_{ц}$) по табл. 16 для угла поворота под погрузку 135° :

$$Q_{э.см} = \frac{3600 \cdot \hat{E}_c \cdot \hat{E}_i \cdot \hat{O}_{ni} \cdot \hat{E}_{no} \cdot \hat{E}_o \cdot \hat{E}_e}{\hat{E}_d \cdot t_o}, \quad (37)$$

где E – вместимость экскаваторного ковша (прил. 1); $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; K_z – коэффициент влияния параметров забоя ($K_z = 0,7-0,9$); K_n – коэффициент наполнения ковша ($K_n = 0,6-0,75$); K_p – коэффициент разрыхления породы в ковше ($K_p = 1,4-1,5$); $K_{пот}$ – коэффициент потерь экскавируемой породы (табл. 17); K_y – коэффициент управления, зависящий от порядка отработки забоя, квалификации машиниста, наличия средств контроля и автоматики (табл.17); $K_{и}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены, учитывающий организационные и технологические перерывы (табл. 17).

Таблица 16. Продолжительность цикла мехлопат при погрузке хорошо взорванных скальных пород, с.

Экскаваторы	Угол поворота под разгрузку, град.		
	90	135	180
ЭКГ-5	22,8	24,9	27
ЭКГ-8И	25,6	28,6	31,8
ЭКГ-12,5	30,1	33,1	36,1
ЭКГ-20	28,1	31,1	34,2

Таблица 17. Расчетные коэффициенты для определения эксплуатационной производительности

Наименование	Показатели
Коэффициент потерь породы	0,98-0,99
Коэффициент управления	0,92-0,98
Коэффициент использования при погрузке:	
- в железнодорожные вагоны с тупиковой подачей составов	0,55-0,65
- в железнодорожные вагоны со сквозной подачей составов	0,70-0,75
- в автосамосвалы с тупиковым разворотом	0,60-0,65
- в автосамосвалы с кольцевым разворотом	0,70-0,75
- на конвейер	0,75-0,80

Сравнить расчётную производительность экскаватора с нормативной (табл.18). Если разница превышает 10%, для дальнейших расчётов следует принять нормативное значение эксплуатационной производительности мехлопат.

Вычислить годовую эксплуатационную производительность экскаватора:

$$Q_{э.г} = Q_{э.см} \cdot N_{см.э}, \quad (38)$$

где $Q_{э.г}$ – годовая эксплуатационная производительность экскаватора, m^3 ; $N_{см.э}$ – количество рабочих смен экскаватора в течение года для принятого режима работ карьера (табл. 19).

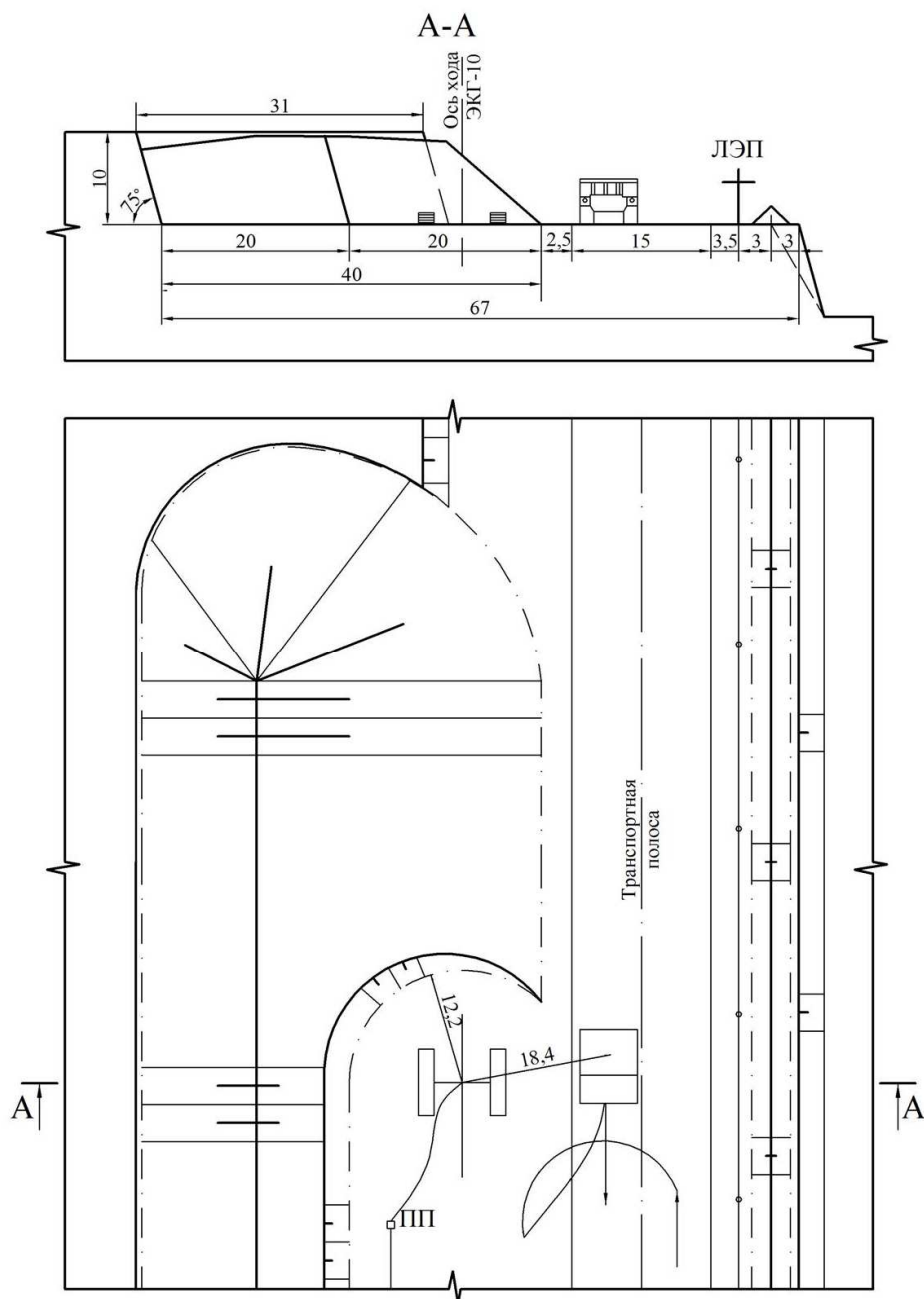


Рис. 12. Схема забоя экскаватора

Найти инвентарный парк экскаваторов:

$$N_{э.и} = \frac{1,15 \cdot A_{г.м.}}{\gamma \cdot Q_{э.г}}, \quad (39)$$

где $N_{э.и}$ – инвентарный парк экскаваторов, ед; $A_{г.м.}$ – годовая производительность карьера по горной массе, т; γ – плотность пород, t/m^3 .

Таблица 18. Производительность мехлопат за 8-часовую смену, м³

Экскаватор	Емкость ковша, м ³	Группа пород						
		рыхлые	глинистые		плотные глинистые		полускальные	скальные
			нормальные	вязкие	нормальные	вязкие		
С погрузкой в средства железнодорожного транспорта								
ЭКГ-5	5,0	2200	1950	1400	1600	1150	1550	1250
ЭКГ-8И	8,0	3100	2800	2050	2300	1650	2250	1800
ЭКГ-12,5	10,0	-	-	-	-	-	2400	1960
	12,5	4200	3750	2800	3100	2250	3000	2450
	16,0	5400	4800	3600	3950	2800	-	-
С погрузкой в средства автомобильного транспорта								
ЭКГ-5	5,0	2400	2150	1550	1800	1250	1750	1400
ЭКГ-8И	8,0	3400	3050	2300	2550	1800	2450	2000
	10,0	4250	3800	2900	3200	2250	-	-
ЭКГ-12,5	10,0	-	-	-	-	-	2700	2160
	12,5	4650	4150	3100	3450	2500	3350	2700
	16,0	5950	5300	4000	4400	3200	-	-

Таблица 19. Число рабочих смен экскаватора

Емкость стандартного ковша экскаватора, м³	Непрерывная рабочая неделя			Шестидневная рабочая неделя при работе						Пятидневная рабочая неделя		
	в три смены			в две смены			в три смены			в две смены		
	северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные
до 2,5	780	820	835	465	480	490	665	695	710	380	395	405
2,5÷5	765	800	820	460	475	485	650	680	700	375	390	395
8	745	780	795	455	470	475	640	665	680	-	-	-
12,5	740	770	785	450	465	470	630	665	670	-	-	-

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите типы одноковшовых экскаваторов.
2. Назовите рабочие параметры мехлопат.
3. Охарактеризуйте виды забоев и заходок экскаваторов.
4. Сформулируйте принципы расчета параметров забоя одноковшовых экскаваторов.
5. Какие рабочие параметры механической лопаты определяют ширину экскаваторной заходки?
6. Перечислите факторы, влияющие на сменную эксплуатационную производительность экскаваторов.
7. Как влияет угол поворота экскаватора под погрузку на продолжительность экскаваторного цикла?
8. Каким образом повлияет ухудшение качества взорванной горной массы (увеличение среднего размера куса взорванной породы, плохая проработка подошвы уступа) на эксплуатационную производительность экскаватора?
9. От чего зависит количество рабочих смен экскаватора в течение года?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №5. ТРАНСПОРТИРОВКА ГОРНОЙ МАССЫ

Для выбранной модели подвижного состава установить грузоподъемность и вместимость кузова (прил. 2).

Определить общую продолжительность транспортного цикла (оборота)

$$T_{об} = t_{п} + t_{гр} + t_{р} + t_{пор} + t_{ож}, \quad (40)$$

где $T_{об}$ – время полного оборота транспортного средства, ч; $t_{п}$ – время погрузки, ч; $t_{гр}$ – время движения с грузом, ч; $t_{р}$ – время разгрузки состава (автосамосвала), ч; $t_{пор}$ – время движения порожняка, ч; $t_{ож}$ – время задержек в пути, ожидания погрузки и разгрузки (табл. 20 и 21), ч.

Время погрузки вычисляется, исходя из фактической грузоподъемности $q_{ф}$ (т) (вместимости кузова $V_{ф}$ (м³)) локомотивосостава или автосамосвала:

$$t_{п} = \frac{n_{в}}{Q_{э}} \frac{q_{ф}}{K_{рв}} \frac{K_{нв}}{\gamma}, \quad (41)$$

или

$$t_{п} = \frac{n_{в}}{Q_{э}} \frac{V_{ф}}{K_{рв}} \frac{K_{нв}}{\gamma}, \quad (42)$$

где $n_{в}$ – количество вагонов в составе (при автотранспорте $n_{в}=1$); $K_{н.в} = 1,15$ – коэффициент наполнения кузова; $K_{р.в}=1,1$ – коэффициент разрыхления породы в кузове; $Q_{э}$ – эксплуатационная производительность экскаватора, м³/ч.

Таблица 20. Время задержек на рейс локомотивосостава,
(по «Гипроруде»), мин

Расстояние перевозки, км	Вид груза	
	руда	порода
до 5	15	10
5,1÷7,0	20	15
7,1÷9,0	25	20
более 9	30	20

Таблица 21. Время задержек и маневров на рейс (по «Гипроруде»), мин

Наименование операций	Автосамосвал	Автопоезд
Развороты, маневры и ожидание на пунктах погрузки и выгрузки:		
- при тупиковой схеме проездов	2	3
- при сквозной и петлевой схеме проездов	1	2
Задержки в пути на пересечениях и прочие непредвиденные задержки при расстоянии транспортирования:		
- до 2-х км	1	1
- более 2-х км	2	2

Время разгрузки принимать для автосамосвалов 1 мин, для автопоездов – 1,5 мин.

Количество вагонов в составе:

$$n_b = Q_p / q_{\phi}, \quad (43)$$

где Q_p – полезная масса поезда, т.

$$Q_p = \frac{P_{\text{сц}} [100 \psi_{\text{сц}} g - (\omega'_o + g i_p)]}{(\omega''_o + g i_p) (1 + K_T)}, \quad (44)$$

где $P_{\text{сц}}$ – сцепная масса локомотива (прил. 8); $\psi_{\text{сц}}$ – коэффициент сцепления ведущих колёс локомотива с рельсами ($\psi_{\text{сц}} = 0,22-0,26$ при движении, $\psi_{\text{сц}} = 0,28-0,34$ при трогании с места); $\omega'_o = 4 \div 5$ – удельное сопротивление движению локомотива, кгс/т; $\omega''_o = 3,5 \div 4$ – удельное сопротивление движению вагонов, кгс/т; K_T – коэффициент тары вагона (прил. 3); i – продольный уклон траншей % ; $g=9,8 \text{ м/с}^2$ – ускорение свободного падения, м/с.

При погрузке одноковшовыми экскаваторами q_{ϕ} и V_{ϕ} устанавливается по числу ковшей, загружаемых в кузов:

$$n_k = \frac{q K_p}{E K_n \gamma}, \quad (45)$$

или

$$n_k = \frac{V K_p}{E K_n}, \quad (46)$$

здесь q и V – паспортные грузоподъемность (т) и вместимость вагона, м^3 .

Округлив расчетные значения n_k до целого, установить q_{ϕ} и V_{ϕ} :

$$q_{\phi} = \frac{n_k E K_n \gamma}{K_p}, \quad (47)$$

$$V_{\phi} = \frac{n_k E K_n}{K_p}. \quad (48)$$

Расчеты по формулам (45) и (47) ведут, если $\gamma > q/V$. В противном случае используют выражения (46) и (48).

Время движения подвижного состава для укрупненных расчетов можно вести по формуле

$$t_{\text{дв.}} = t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} = 2 \cdot L_{\text{тр}} / v_{\text{ср}}, \tag{49}$$

где $L_{\text{тр}}$ – расстояние транспортировки (табл. 1), км; $v_{\text{ср}}$ – средняя скорость движения в обоих направлениях (табл. 22 и табл. 23), км/ч.

Таблица 22. Скорость движения поезда (по «Гипроруде»), км/ч

Состояние железнодорожного пути	Скорость
Передвижные в карьерах и на плужных отвалах	15
Передвижные на экскаваторных отвалах	20
Стационарные пути на поверхности, локомотив-тепловоз	25
Стационарные пути на поверхности, локомотив-электровоз	30

Время разгрузки

$$t_p = n_v \cdot t_p', \tag{50}$$

где t_p' – время разгрузки одного вагона (автосамосвала), ч.

Время разгрузки одного вагона грузоподъемностью до 85т составляет 0,033ч, грузоподъемностью свыше 85т – 0,042ч, время разгрузки автосамосвалов всех марок – 0,017ч, автопоездов – 0,025ч.

Рассчитать сменную производительность подвижного состава

$$Q_t = \frac{T_{\text{см}} K_{\text{и}} n_v q_{\text{ф}}}{T_{\text{об}}}, \tag{51}$$

где Q_t – сменная производительность подвижного состава, т; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $K_{\text{и}} = 0,9$ – коэффициент использования сменного времени подвижным составом.

Определить инвентарный парк локомотивов и вагонов, принимая организацию движения по открытому циклу*:

$$N_{\text{ил}} = \frac{(1,15 \div 1,25) A_{\text{г.м}} K_{\text{рл}}}{N_p n_{\text{см}} Q_t}; \tag{52}$$

$$N_{\text{и.в}} = N_{\text{и.л}} \cdot n_v \cdot K_{\text{р.в}} \tag{53}$$

где N_p – число рабочих дней карьера в течение года, ед; $n_{\text{см}}$ – количество рабочих смен в течение суток, ед.; $K_{\text{р.л}}$ и $K_{\text{р.в}}$ – коэффициенты резерва локомотивов и вагонов (табл. 24).

Таблица 23. Скорость движения автосамосвалов и автопоездов (км/ч)

Тип дорог и покрытия	Автосамосвалы			Автопоезда	
	с механической трансмиссией	с электрической трансмиссией		дизельные	дизель-троллейбусы
	Грузоподъемность, т				
	До 20	27-45	75-120	45-120	65
Усовершенствованные капитальные (бетонные, цементобетонные, асфальтобетонные)	30	28	30	22	32
Усовершенствованные облегченные (черный щебень на прочном основании)	28	25	28	20	30
Переходные (щебеночные, гравийные, грунтощебеночные укатанные с поверхностной обработкой)	25	22	25	16	16
Проезды в забоях и на отвалах (грунтощебеночные, грунтовые с выравнивающим щебеночным слоем)	16	14	16	12	12

Таблица 24. Резерв подвижного состава (по «Гипроруде»)

Локомотивы		Вагоны	
Рабочий парк, ед.	Коэффициент резерва	Рабочий парк, ед.	Коэффициент резерва
до 10	1,15	до 60	1,10
11÷20	1,14	61÷100	1,09
21÷40	1,13	101÷200	1,08
41÷80	1,11	201÷1000	1,07
более 80	1,10	более 1000	1,06

* Первоначально определить рабочий парк локомотивов и вагонов, используя формулы (52, 53) без учета $K_{р.л}$ и $K_{р.в}$.

Обосновать целесообразность применения открытого или закрытого цикла движения автосамосвалов [2, стр. 175-176]. Рассчитать рабочий парк автосамосвалов. При организации движения по открытому циклу использовать формулу (52), исключив коэффициент резерва.

При закрытом цикле рабочий парк автосамосвалов обслуживающих один экскаватор:

$$N_{р.а} = Q_{э.см} \gamma / Q_{т.} \quad (54)$$

Определить суточный ($L_{сут}$, км) пробег автосамосвала:

$$L_{сут} = \frac{2 T_{см} K_{и} L_{тр}}{T_{об}}, \quad (55)$$

Найти коэффициент технической готовности G (табл. 25) и вычислить инвентарный парк автосамосвалов:

- при открытом цикле обслуживания

$$N_{и.а}=N_{р.а}/G \quad (56)$$

- при закрытом цикле обслуживания

$$N_{и.а}=N_{э.п} \cdot N_{р.а}/G \quad (57)$$

где $N_{и.а}$ – инвентарный парк автосамосвалов, ед; $N_{э.п}$ – инвентарный парк экскаваторов, ед.

Таблица 25 - Коэффициенты технической готовности автосамосвалов

Грузоподъемность, т	Суточный пробег, км				
	50	100	150	200	250
12÷18	0,95	0,90	0,87	0,83	0,80
27÷45	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76
65÷75	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72
110÷180	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите особенности работы карьерного транспорта.
2. Назовите виды карьерного транспорта и охарактеризуйте область их применения.
3. Поясните, в каком случае эксплуатационный расчет колесного транспорта ведут по грузоподъемности транспортного средства, а в каком - по вместимости его кузова.
4. Поясните, как найти продолжительность транспортного цикла (времени оборота) подвижного состава.
5. От чего зависит полезная масса поезда?
6. Перечислите факторы, влияющие на сменную производительность подвижного состава.
7. Охарактеризуйте способы организации движения колесного транспорта. Назовите преимущества и недостатки открытого и закрытого циклов.
8. В чем отличия расчета парка подвижного состава при открытом и закрытом циклах организации движения транспорта?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №6. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД

В соответствии с выбранным видом транспорта принять экскаваторный или бульдозерный способ отвалообразования.

Отвалообразование механическими лопатами (при использовании железнодорожного транспорта).

Выбрать высоту отвала (табл. 26).

Определить количество составов N_c , подаваемых на отвальный тупик за смену

$$N_c = f \cdot T_{cm} \cdot \eta_{п} / (t_p + t_o), \quad (58)$$

где $f = 0,85-0,95$ – коэффициент неравномерности работы транспорта; $\eta_{п} = 0,6-0,8$ – коэффициент, учитывающий время на профилирование отвала; t_p и t_o – соответственно, время разгрузки и обмена состава, ч.

Вычислить сменную приёмную способность отвального тупика (m^3)

$$W_c = N_c \cdot n_b \cdot V_{ф}. \quad (59)$$

Приемная емкость отвального тупика (m^3)

$$W_e = c \cdot h_o \cdot L_{от} / K_{ро}, \quad (60)$$

где c – шаг переукладки пути, м; h_o – высота отвального уступа, м; $L_{от} = 1,5 \div 2,0$ – длина отвального тупика, км; $K_{ро} = 1,06 \div 1,15$ – коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале

Таблица 26. Высота отвалов в зависимости от характеристик пород и способа отвалообразования

Средства механизации отвальных работ	Породы	Высота отвала, м
Мехлопаты	Песчаные	25÷30
	Глинистые	15÷20
	Скальные	30÷45
Бульдозеры	Мягкие, рыхлые	До 60
	Мягкие	10÷15
	Смешанные	15÷20
	Крепкие	20÷30

Рассчитать шаг переукладки железнодорожного пути на отвале

$$c = 0,95 \cdot R_p + \sqrt{(0,9 \cdot R_q)^2 + \frac{l_6^2}{4}}, \quad (61)$$

где R_p – максимальный радиус разгрузки экскаватора (прил. 1), м; R_q – максимальный радиус черпания экскаватора (прил. 1), м; l_6 – длина приёмного бункера, равная длине вагона по осям автосцепки (прил. 3)

Выбрать модель отвального экскаватора, приравнивая его производительность (табл. 27) к приемной способности отвального тупика.

Вычислить необходимое количество отвальных тупиков n_o (ед)

$$n_o = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_b \cdot (1 + t_{пр} \cdot W_e / W_c)}{W_c \cdot n_{см} \cdot N_p \cdot \gamma}, \quad (62)$$

где $t_{пр}$ – продолжительность переукладки пути на отвальном тупике, смен.

При тупиковой переукладке путей $t_{пр}$ составляет 18,5÷20,5 смен на 1км пути.

Таблица 27. Сменная производительность отвальных экскаваторов (по «Гипроруде»)

Экскаватор	Песчаные породы	Суглинки		Глинистые породы		Полускальные породы	Скальные породы
		нормальные	вязкие	нормальные	вязкие		
ЭКГ-5	3500	3050	2200	2500	1800	2450	2050
ЭКГ-8и	4850	4350	3300	3600	2600	3550	2900
ЭКГ-12,5	6650	6000	4450	4900	3550	4750	3850
ЭКГ-20	9850	9300	6900	7400	4200	7200	4500

Рассчитать инвентарный парк отвальных экскаваторов $N_{эо}$ (ед)

$$N_{эо} = (1,05 \div 1,1) \cdot n_o \quad (63)$$

Вычертить в масштабе схему экскаваторного отвалообразования (рис. 13).

Бульдозерное отвалообразование при автотранспорте

Выбрать высоту отвала (табл. 26).

Определить удельную приемную способность отвала (m^3/m)

$$W_o = V_{\phi} \cdot \lambda / b_a, \quad (64)$$

где $\lambda = 1,5$ – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова автосамосвала; b_a – ширина кузова автосамосвала (прил. 2), м.

Вычислить длину отвального участка по условиям планировки (м)

$$L_{оп} = Q_{бo} / W_o, \quad (65)$$

здесь $Q_{бo}$ – сменная производительность отвального бульдозера (табл. 28), m^3 .

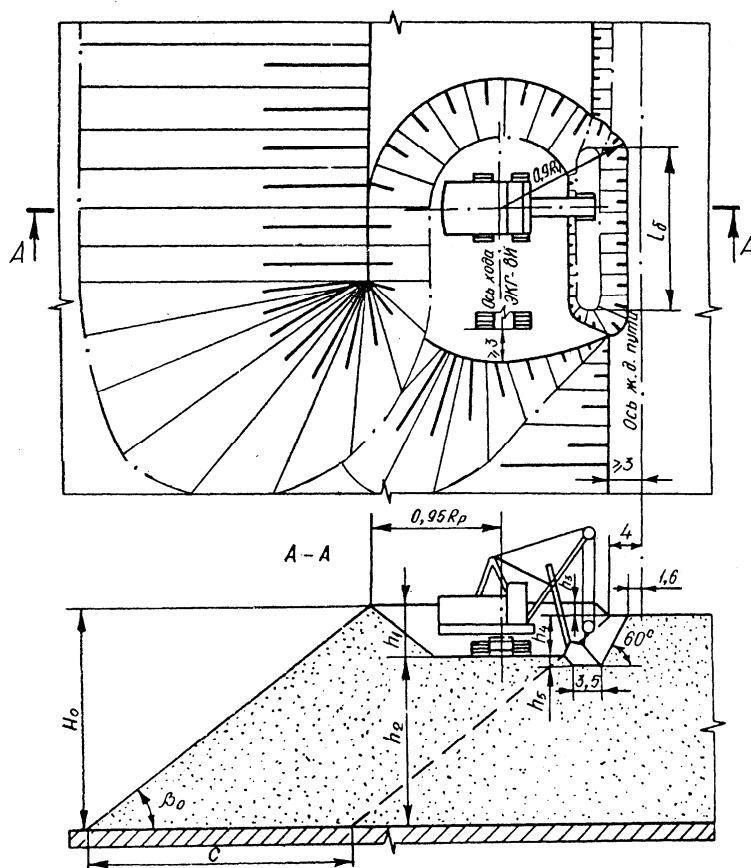


Рис. 13. Схема отвалообразования с использованием мехлопаты

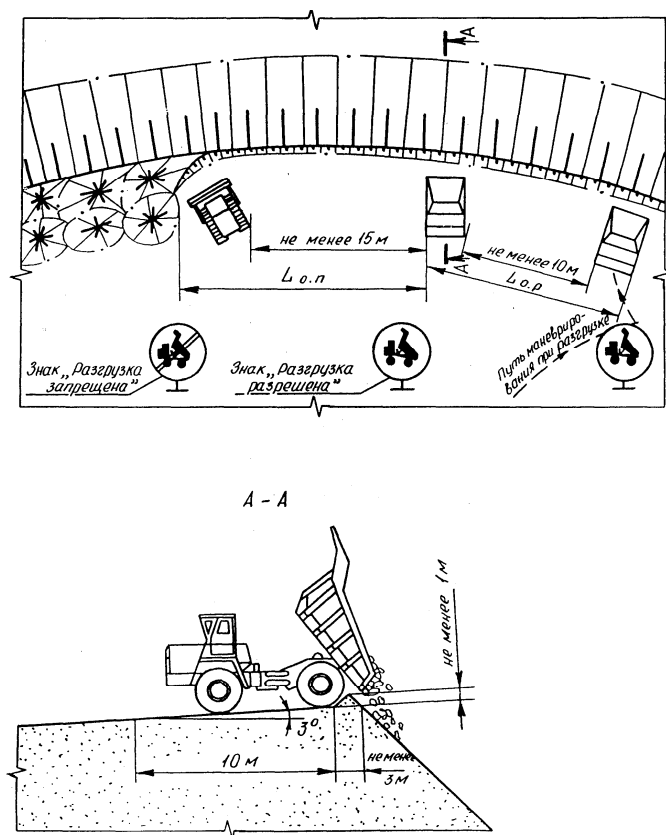


Рис. 14. Схема бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте

Определить количество одновременно разгружающихся автосамосвалов N_a (ед) на отвале

$$N_a = \frac{(1,15 \div 1,25)}{60} \frac{A_{\text{в}}}{N_{\text{р}}} \frac{t_{\text{р}}}{n_{\text{см}}} \frac{T_{\text{см}}}{V_{\text{ф}}}, \tag{66}$$

Вычислить длину отвального участка по условиям беспрепятственной разгрузки автомашин (м)

$$L_{\text{ор}} = N_a a_o, \tag{67}$$

здесь $a_o = 20\text{-}30$ – ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при погрузке и маневрировании, м.

Таблица 28. Сменная производительность отвальных бульдозеров, м³
(по «Гипроруде»)

Расстояние перемещения, м	ДЗ-100, ДЗ-110ХЛ (Д-275А)	ДЗ-35 (Д-521А)	ДЗ-118 (Д-572)	ДЗ-60, ДЗ- 60ХЛ (Д-701)
Скальные породы				
10	1000	1300	1500	1700
15	800	1100	1200	1400
20	550	750	800	1000
25	350	500	550	750
30	250	350	400	500
Рыхлые породы				
10	1500	1900	2200	2400
15	1200	1600	1800	2000
20	800	1100	1250	1350
25	550	750	850	950
30	400	580	600	700

Рассчитать объем бульдозерных работ на отвале

$$W_{\text{б}} = \frac{(1,15 \div 1,25)}{N_{\text{р}}} \frac{A_{\text{в}}}{n_{\text{см}}} K_{\text{зав}}, \tag{68}$$

где $W_{\text{б}}$ – сменный объём бульдозерных работ на отвале, м³; $K_{\text{зав}}$ – коэффициент заваленности верхней площадки отвала, $K_{\text{зав}}= 1$ при площадном способе отвалообразования, $K_{\text{зав}}= 0,3\div0,6$ при периферийном способе отвалообразования.

Вычислить общую необходимую длину отвального фронта $L_{\text{оф}}$, (м)

$$L_{\text{оф}} = (N_a + W_{\text{б}}/Q_{\text{бо}} + N_{\text{о,рез}}) \cdot L_{\text{оу}}, \tag{69}$$

здесь $N_{\text{о,рез}} = (0,5\text{-}1,0) \cdot N_a$ – число резервных участков; $L_{\text{оу}}$ – наибольшее из значений длины отвального участка по условиям разгрузки $L_{\text{ор}}$ и планировки $L_{\text{оп}}$.

Найти инвентарный парк отвальных бульдозеров

$$N_{б.о} = K_{инв} \cdot W_{б}/Q_{бo} \quad (70)$$

где $K_{инв}=1,4$ – коэффициент, учитывающий ремонтный и резервный парк бульдозеров.

Вычертить в масштабе схему бульдозерного отвалообразования (рис. 14).

Контрольные вопросы и задания

1. Дайте классификацию отвалов в зависимости от места их расположения относительно контуров карьера.
2. Укажите, чем отличается приемная емкость от приемной способности отвала.
3. Назовите, от чего зависит высота отвального яруса и шаг переукладки путей на отвале.
4. Перечислите способы механизации отвальных работ при перемещении вскрыши железнодорожным транспортом.
5. Какие факторы влияют на приемную емкость и приемную способность отвального тупика?
6. Поясните, как выбирается тип отвального экскаватора.
7. Опишите технологию работ на бульдозерных отвалах при перевозке вскрыши автосамосвалами.
8. Перечислите факторы, влияющие на общее число отвальных тупиков.
9. Поясните, каким образом можно регулировать количество автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале.
10. Как определить объем бульдозерных работ на отвале?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №7. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

При разработке месторождений открытым способом возникает необходимость транспортной увязки отдельных забоев с внутренними и внешними отвалами, складами полезного ископаемого, приемными пунктами потребителей. Комплекс работ по обеспечению таких грузотранспортных связей называют вскрытием. Вскрытие месторождений предполагает создание системы горных выработок по которому направляют грузопотоки полезного ископаемого или пустых пород. Вскрывающими открытыми горными выработками служат траншеи, полутраншеи и котлованы.

Вскрытие равнинных месторождений и смежных горизонтов карьера ведут траншеями полного трапециевидного профиля (рис. 15). Высотные месторождения вскрывают полутраншеями (рис. 15, б).

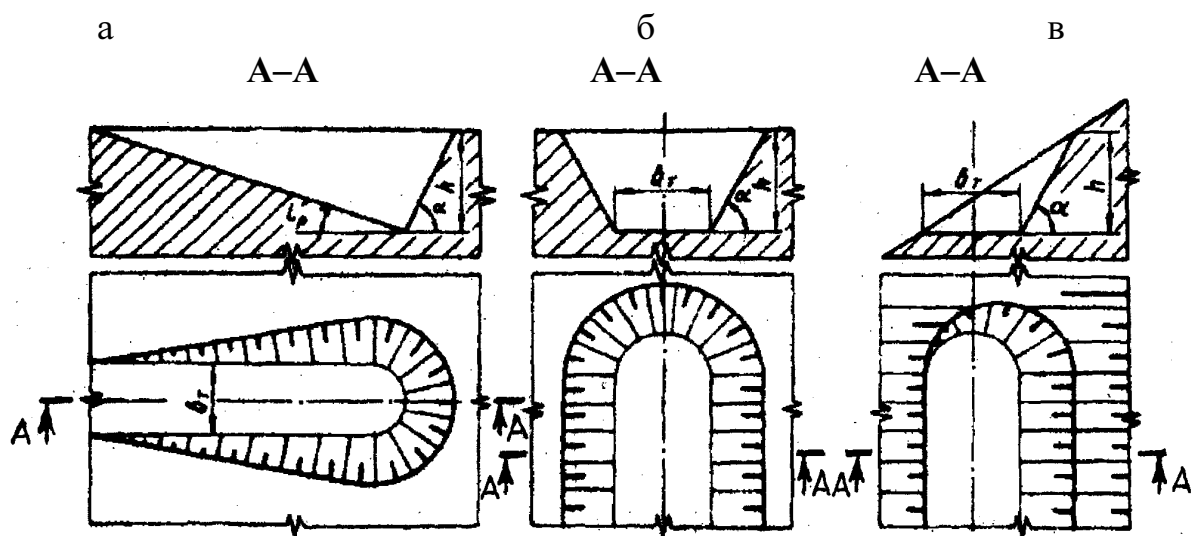


Рис. 15. Открытые горные выработки: а – вскрывающая траншея; б – разрезная траншея; в – разрезная полутраншея

В соответствии с вариантом индивидуального задания и выбранного горно-транспортного оборудования дать описание способа вскрытия рабочих горизонтов карьера по классификации проф. Е.Ф.Шешко [2, табл. 7.1 и 7.3].

Если траншеи, вскрывающие каждый уступ, связаны в единую транспортную сеть, что встречается наиболее часто, то они представляют собой систему траншей. Основные параметры траншей и полутраншей: глубина заложения (H_T), продольный уклон (i_p), углы откоса бортов (α), ширина по нижнему основанию (b_T), длина в плане L_T и горно-строительный объем (V_T).

Глубина заложения траншей равна разности заложения ее устья и вскрываемого рабочего горизонта. При вскрытии одного горизонта, глубина траншеи равна высоте уступа. Продольный уклон капитальных траншей (скользящего съезда) устанавливается в зависимости от вида карьерного транспорта (табл. 29).

Угол откоса бортов капитальных траншей устанавливается в зависимости от срока ее службы и физико-технических свойств горных пород. В мягких и полускальных породах составляет $34-45^\circ$. В скальных породах его значение принимается в пределах $60-80^\circ$.

Таблица 29. Продольный уклон вскрывающих выработок

Траншея	Вид транспорта	Продольный уклон траншей %	
		при подъеме	при спуске
Наклонные	Железнодорожный	2,5÷3	2,5÷3
	Автомобильный	6÷10	8÷12
Крутые	Конвейерный	25÷33	-
	Скиповой	55÷100	-

Длина наклонной траншеи в плане связана с ее глубиной и продольным уклоном:

$$L_T = \frac{100}{i_p} H_T, \quad (71)$$

где i_p - руководящий (продольный) уклон, %.

Длина разрезной траншеи находят в зависимости от размеров подготовительного горизонта и принятой системы разработки.

В соответствии с заданным видом транспорта по таблицам 30-32 выбрать ширину траншеи по дну.

Таблица 30. Ширина нижнего основания капитальных траншей для железнодорожного транспорта, м

Породы	Один путь		Два пути	
	Электровозная тяга	Тепловозная тяга	Электровозная тяга	Тепловозная тяга
Мягкие	13	12	18	16
Скальные	11	10	15	14

Таблица 31. Ширина нижнего основания капитальных траншей при двухполосном движении автотранспорта, м

Породы	Грузоподъемность автосамосвала, т.		
	27-40	75-120	120-180
Мягкие	25-26	30-35	35-37
Скальные	20-21	27-32	32-37

Провести проверку ширины основания траншее по условиям ее проведения (табл. 32).

Сравнить табличные значения ширины нижнего основания траншеи и принять наибольшее из них.

Таблица 32. Ширина нижнего основания капитальной траншеи в зависимости от типа экскаватора применяемого для ее проходки, м

Угол откоса борта траншеи, град.	Тип экскаватор	
	ЭКГ-5А	ЭКГ-10(ЭКГ-12,5)
50	12	15
60	14	17
70	15	19
80	17	20

Вычислить объем капитальной наклонной траншеи (м³)

$$V_{\tau} = \frac{100 \cdot H_{\tau}^2 \cdot (b_{\tau} / 2 + H_{\tau} / 3 \cdot \operatorname{tg} \alpha)}{i_p} \cdot \tag{72}$$

Строительный объем разрезной траншеи (м³)

$$V_{\text{рт}} = h \cdot L_{\text{рт}} \cdot (b_{\text{рт}} + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha), \tag{73}$$

где $L_{\text{рт}}$ – длина разрезной траншеи, м; $b_{\text{рт}}$ – ширина нижнего основания разрезной траншеи (табл. 33), м.

Таблица 33. Ширина нижнего основания разрезных траншей
в скальных породах (м)

Высо- та ус- тупа, м.	Автомобильный транспорт		Железнодорожный транспорт			
	Грузоподъем- ность, т.		Один путь		Два пути	
	25-40	75-100	Электровоз- ная тяга	Тепловоз- ная тяга	Электровоз- ная тяга	Тепловоз- ная тяга
10	28	35	22	21	27	25
15	33	40	26	25	31	29
20	38	45	31	30	36	34

Выполнить графическое изображение вскрывающей траншеи и указанием основных ее параметров.

Построить поперечный разрез карьера по образцу рис. 1 и план карьера в виде горизонталей, показывающих положение нижних бровок соответствующих уступов (рис. 16). Минимальные радиусы закругления в торцах принимать равными 120м при железнодорожном транспорте и 20м при автомобильном и конвейерном транспорте.

Выбрать вид примыкания капитальных траншей к горизонту [2, с.234-235].

Определить длину трассы, необходимой для вскрытия одного горизонта (м)

$$l_{\text{в}} = \frac{100}{i_p} h + l_{\text{п}} + l_{\text{к}} + l_{\text{с}}, \quad (74)$$

где h – высота уступа, м; $l_{\text{п}}$ – длина горизонтальной площадки примыкания (при автомобильном транспорте $l_{\text{п}} = 40-50\text{м}$, при железнодорожном транспорте $l_{\text{п}} = 200-250\text{м}$), м; $l_{\text{к}}$ – увеличение длины трассы за счет криволинейных участков (учитывается при спиральной форме трассы), м; $l_{\text{с}}$ – приращение длины трассы за счет смягчения уклона ($l_{\text{с}}$ составляет 200-250м, учитывается только в случае примыкания на смягченном уклоне, при этом $l_{\text{п}} = 0$), м.

С учетом формы залежи выбрать форму трассы внутренних траншей [2, с.235-236].

На плане карьера спроектировать трассу вскрывающих траншей (рис. 16). Построение трассы простой формы ведут при фиксированном положении точки А (начала трассы). При трассировании траншей тупиковой или петлевой формы допускается вскрывать несколько горизонтов без изменения направления трассы. Во избежание значительного выполаживания бортов карьера разворотные площадки при петлевых съездах целесообразно размещать в торцах и сдвигать смежные петли по фронту, не допуская расположения их на одной линии.

Построение системы траншей со спиральной формой трассы производят с учетом увеличения длины трассы за счет криволинейных участков.

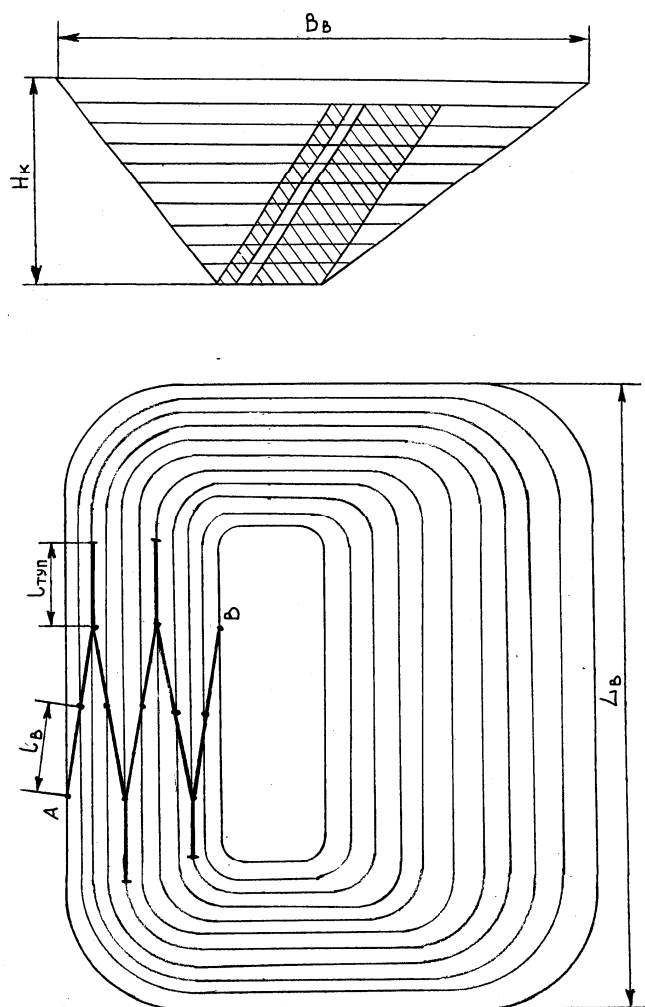


Рис. 16. Система внутренних траншей с тупиковой формой трассы

Контрольные вопросы и задания

1. Сформулируйте цель вскрытия месторождения.
2. Перечислите открытые горные выработки и укажите их основные параметры.
3. Укажите, как подразделяются траншеи по величине продольного уклона.
4. Поясните, из каких соображений устанавливают продольный уклон траншеи.
5. Сформулируйте, в чем различие между вскрывающими и разрезными траншеями.
6. Поясните, из каких соображений устанавливают глубины внутренней траншеи.
7. Перечислите виды примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам.

8. Что называется трассой?
9. Как определить коэффициент удлинения трассы?
10. Дайте классификацию траншей по форме их трасс в плане.
11. Укажите способы вскрытия карьерных полей.
12. Что понимается под схемой вскрытия?
13. Поясните сущность и условия применения способов вскрытия отдельными, групповыми и общими траншеями.
14. Когда применяется способ вскрытия парными траншеями?
15. Поясните сущность и условия применения бестраншейного способа вскрытия.
16. Поясните сущность и условия применения способа вскрытия подземными выработками.
17. Назовите факторы, влияющие на выбор способа вскрытия и места расположения вскрывающих выработок.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №8. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ.

В соответствии с вариантом индивидуального задания дать описания принятой системы разработки на основе классификации акад. В.В.Ржевского [2, стр.262] и акад. Н.В. Мельникова [2, стр.259].

Выполнить расчет основных параметров системы разработки.

С учетом рабочих параметров карьерных мехлопаты определить высоту уступа: высота уступа по ЕПБ при разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом не должна превышать:

-максимальную высоту черпания экскаватора при разработки горных пород одноковшовыми экскаваторами типа «механическая лопата» без применения буро- взрывных работ (БВР);

-более чем 1,5 раза высоту черпания экскаваторов типа «механическая лопата» при разработки скальных пород с применением БВР.

С учетом изложенного определить высоту уступа по формуле:

$$h \leq (1 \div 1,5) \quad H_{ч. \max}, \quad (75)$$

где h – высота уступа, м; $H_{ч. \max}$ – максимальная высота черпания принятого экскаватора (прил. 1), м.

Минимальное значение высоты уступа соответствует разработки экскаватором наносов, а максимальная – скальных пород. Округлить расчетное значение высоты уступа до ближайшего значения из ряда: 10, 12, 15, 20 м.

Установить (табл.34) угол откоса рабочего уступа.

Ширина рабочей площадки Π (м) рассчитывается по следующим формулам (рис. 17):

-при разработке мягких пород (наносов) без БВР (рис. 17, а):

$$\Pi = A + C_1 + T + m + d_b + Л + \delta_{\Pi}; \quad (76)$$

-при использовании буровзрывных работ (рис 17, б):

$$\Pi = B + C_1 + T + m + d_b + Л + \delta_{\Pi}; \quad (77)$$

где A – ширина экскаваторной заходки, м; $C_1=2,5\div3,5$ – расстояние от нижней бровки уступа или развала до транспортной полосы, м; T – ширина транспортной полосы, м; $m=3,5$ – расстояние от линии электропередачи до кромки транспортной полосы, м; $d_b=6\div7$ – ширина полосы для движения вспомогательного транспорта (при использовании автотранспорта $d_b=0$), м; $Л$ – ширина полосы готовых к выемке запасов, м; δ_{Π} – ширина призмы возможного обрушения (табл. 34), м; B – ширина развала взорванной горной массы, м.

Таблица 34. Угол откоса уступа и ширина призмы обрушения (по «Гипроруде»), м

Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова	Угол откоса, град.		Высота уступа			
	устойчивого уступа	рабочего уступа	10	12	15	20
2-6	35	45	4	5	6	8,5
7-10	60	70	3	3	3,5	4,5
10-14	65	75	3	3	3	4
15-20	75	85	3	3	3	4

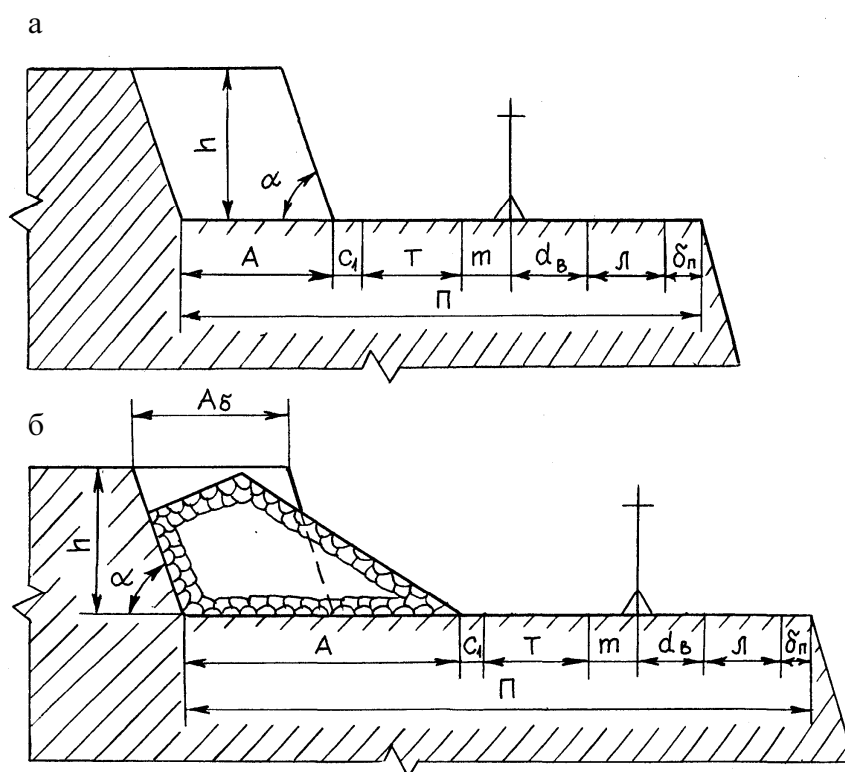


Рис. 17. Схема к расчету ширины рабочей площадки в мягких (а) и скальных (б) породах

Ширина транспортной полосы зависит от типа транспортных средств и числа путей (полос движения). При использовании железнодорожного транспорта на однопутных линиях она составляет 6,5 м, при двух смежных путях равна 10,9 м; для автотранспорта при однополосном движении изменяется от 5,5 м (автосамосвалы грузоподъемностью 27 т) до 9 м (автосамосвалы 160-180т), а при двухполосном движении – от 10 до 20 м.

Ширина резервной полосы запасов, необходимой для бесперебойной работы на смежных уступах:

$$Л = \frac{\mu \cdot A_p}{12 \cdot L_{p,y} \cdot n_o \cdot h \cdot \gamma}, \tag{78}$$

где μ – норматив обеспеченности запасами полезного ископаемого, мес. (табл.14); A_p – годовая производительность карьера по полезному ископаемому, т; $L_{p,y}$ – длина добычного фронта на уступе, м ($L_{p,y} = L_p$); n_o – количество добычных уступов.

Таблица 35. Норматив обеспеченности готовыми к выемки запасами, мес. (по «Гипроруде»)

Производительность карьера по горной массе, млн. т/год	Автомобильный транспорт	Железнодорожный транспорт
До 30	1,5	2,0
От 30 до 60	2,5	3,0
Свыше 60	4,0	4,5

Количество одновременно разрабатываемых добычных уступов для продольных систем разработки в условиях наклонных и крутопадающих залежей рассчитывается по формуле Э.К. Граудина [1]:

$$n_o = \frac{m_{\Gamma} \cdot b_{pt}}{[\Pi + h(ctg\alpha \pm ctg\delta)]}, \tag{79}$$

где b_{pt} – ширина разрезной траншеи (ее учитывают, если подготовка горизонтов ведется по залежи), м; δ – угол падения залежи, град.

Знак «плюс» в знаменателе принимают при развитии работ от лежачего бока к висячему, знак «минус» - при развитии от висячего бока к лежачему.

$$\Pi_{п} = \Pi_{min} + \mu \cdot Q_{э.г} \cdot n_б / 12 \cdot m_{\Gamma} \cdot h, \tag{81}$$

где Π_{min} – минимальная ширина рабочей площадки (обычно $\Pi_{min} = 60 \div 80$ м), м; $Q_{э.г}$ – годовая производительность экскаватора, м³; $n_б$ – количество добычных экскаваторов работающих на одном уступе, ед.

Количество добычных экскаваторов работающих на одном уступе определяется с учетом рекомендуемой длины фронта работ на экскаватор при использовании железнодорожного транспорта или исходя минимальной длины активного фронта работ на один экскаватор (табл. 36 и табл. 37).

Таблица 36. Рекомендуемая длина (м) фронта работ.

Условия эксплуатации	Наклонные и крутые залежи	
	Первый этап	Последующие этапы
Конечная глубина карьера, м:		
100÷150	1,2÷2,2	1,2÷2,2
150÷200	1,2÷2,2	2,5÷3,0
250÷300	1,2÷2,2	3,0÷4,5

Таблица 37. Минимальная длина (м) активного фронта работ на один экскаватор.

Вместимость ковша экскаватора, м³	Железнодорожный транспорт	Автомобильный транспорт
4,6÷5,0	1000	500
6,0÷8,0	1200	600
10,0÷12,5	1400	700

Угол откоса бортов карьера представляет собой линию, соединяющую верхнюю бровку карьера с нижней.

Угол откоса рабочего борта карьера φ отстраивается внутри рабочей зоны и рассчитывается по формуле:

$$\varphi = \arctg \frac{h}{\Pi + h \cdot ctg \alpha} \tag{82}$$

Длину добычного фронта работ находят, умножив длину фронта работ уступа $L_{p,y}$ на величину n_0 .

На выполненном плане карьера и поперечном разрезе с учетом принятой трассы вскрывающих траншей (рис. 16) нанести положение горных работ на момент пуска карьера в эксплуатацию (рис. 18).

11. От чего зависит ширина рабочей площадки?
12. Назовите, чем отличается конструкция рабочей площадки в мягких и скальных породах.
13. От чего зависит угол откоса рабочего борта карьера?
14. Поясните, как взаимосвязаны между собой угол откоса рабочего борта карьера и эксплуатационный коэффициент вскрыши.
15. Что понимается под технологическими комплексами вскрышных и добычных работ.
16. Сформулируйте основные принципы формирования комплексов оборудования при открытой разработке.

Библиографический список

1. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. [Текст]: Учебник для вузов/ А.И. Арсентьев – М.: Недра, 1981.-278с.
2. Синьковский В.Н. Технология открытых горных работ. [Текст]: Учеб. пособие/ В.Н. Синьковский, В.Н. Вокин, Е.В. Синьковская. – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 508 с.
3. Томаков П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ. [Текст]: Учебник для вузов/П.И. Томаков, И.К.Наумов – М.: Недра, 1992.-293с.
4. Открытые горные работы [Текст]: Справочник / К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е.Виницкий, Н.Н.Мельников и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.

Приложения

Приложение 1. Техническая характеристика карьерных экскаваторов-мехлопат

Показатели	АО «Ижорские заводы»		ГП «Крастяжмаш»			АО «УЗТМ»		
	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-8,3	ЭКГ-17	ЭКГ-5А	ЭКГ-12	ЭКГ-20А
Вместимость ковша: основного, м ³	8	10	15	8,3	17	5,2	12	20
сменных, м ³	10	8; 12,5	-	-	-	3,2-7	10-6	16-30
Угол наклона стрелы, градус	47	45	45	50	45	45	45	45
Длина стрелы А, м	13,35	13,85	18	34	18	10,5	-	17
Длина рукояти В, м	11,51	11,37	13,58	23	13,1	7,8	-	12,6
Максимальный радиус черпания на уровне стояния R _{ч.у} , м	12,2	12,6	15,6	22	15,6	9,04	14,3	14,2
Максимальный радиус черпания R _{ч.мах} , м	18,2	18,4	22,6	35	22,6	14,5	21	23,4
Максимальный радиус разгрузки R _{р.мах} , м	16,3	16,3	20	33	20	12,65	18,5	20,9
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки H _р , м	6,1	5,7	7,6	13	7,8	-	-	8
Максимальная высота черпания H _{ч.мах} , м	12,5	13,5	16,4	30	15,6	10,3	15	17
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки R _р , м	15,6	15,4	19,5	-	-	11,8	-	18,2
Максимальная высота разгрузки H _{р.мах} , м	9,2	8,6	10	26	10	6,7	10	11,5
Радиус вращения кузова R _к , м	7,62	7,78	10,02	-	-	5,25	9	10
Ширина кузова, м	6,512	6,512	8,04	-	-	5	-	10
Высота экскаватора без стрелы H _к , м	6,73	14,6	15,4	-	-	8,1	-	12,6
Высота пяты стрелы S, м	5	4,095	4,86	-	-	0,55	-	5,13
Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора Т, м	2,4	2,4	3,2	-	-	2,25	-	3,3
Длина гусеничного хода U, м	7,95-8,23	7,95-8,23	12,85-13,08	-	-	6,06	11,48	10,86
1	2	3	6	7	8	9	11	12
Ширина гусеничного хода V, м	6,98	6,68-6,98	9,5	-	-	5,24	-	9,6
Ширина гусеничной цепи С, м	1,4	1,4	0,9	-	-	0,9	-	1,8
Рабочая скорость передвижения, км/ч	0,45	0,42	0,43	0,43	0,43	0,55	-	0,9
Уклон, преодолеваемый при передвижении	12	12	12	12	12	12	12	12

Показатели	АО «Ижорские заводы»		ГП «Крастяжмаш»			АО «УЗТМ»		
	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-8,3	ЭКГ-17	ЭКГ-5А	ЭКГ-12	ЭКГ-20А
нии, градус								
Среднее удельное давление на грунт, МПа	0,199	0,216	0,206	0,21	0,21	0,21	0,245	0,31
Максимальное усилие на блоке ковша, кН	784	960	1470	-	-	490	1225	1764
Скорость подъема ковша, м/с	0,94	0,95	1,1	-	-	0,87	-	1,08
Максимальное усилие напора, кН	363	490	615	-	-	194	-	720
Мощность сетевого двигателя, кВт	630	630	1250	1250	1250	250	1250	2250
Подводимое напряжение, В	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000
Продолжительность цикла, с	26	26	28	35	28	23	26	28
Масса экскаватора с противовесом, т	370	395	672	706	672	196	600	1040

Приложение 2. Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ

	БелАЗ-540А	БелАЗ-7540	БелАЗ-548А	БелАЗ-7509	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521	БелАЗ-75202
Грузоподъемность, т	27	30	40	75	110	180	200
Масса снаряженного автомобиля, т	21	21,75	28,8	67,48	85	145	143
Габариты, мм (длина х ширина х высота)	7250× 3480× ×3580	7133× 3480× ×3560	8120× 3787× ×3910	10250× 5360× ×4790	11250× 6100× ×5130	13580× 7640× ×6100	13280× 7780× ×6580
Погрузочная высота, мм	3255	3255	3805	4550	4600	5700	5870
База, мм	3550	3550	4200	4450	5300	6650	6100
Наименьший радиус поворота, м	8,7	8,7	10,2	10,5	12	16	15
Объем кузова, м ³ :							
- геометрический	15	15	21	35	41	80	85
- с «шапкой»	18	18	26	46	56	108	115
Двигатель	ЯМЗ-240	ЯМЗ-240НМ	ЯМЗ-240Н	6ДМ-21А	8ДМ-21А	12ДМ-21А	16V-149Т1В
Номинальная мощность, кВт	265	309	368	772	956	1691	1641

Приложение 3. Техническая характеристика саморазгружающихся вагонов (думпкаров)

Показатели	5BC-60	BC-85	2BC-105	BC-145	2BC-180
Грузоподъемность, т	60	85	105	145	180
Вместимость кузова, м ³	26,2	38	48,5	72	59,2
Тара, т	29	35	48	64,5	68
Коэффициент тары	0,484	0,41	0,45	0,45	0,38
Число осей	4	4	6	8	8
Нагрузка на ось, тс	22,5	30,0	25,6	26,2	31,0
Угол наклона кузова при разгрузке, градус	45	45	45	45	45
Основные размеры, мм:					
- наружная ширина кузова	3215	-	3750	3460	3460
- внутренняя высота кузова	960	1280	1300	1610	1313
- внутренняя длина кузова вверху	10000	10580	13400	16040	16216
- то же, внизу	9480	10120	13000	15500	15556
- высота думпкара	2680	3235	3240	3650	3660
Длина по осям автосцепки, мм	11720	12170	15020	17580	17580

Приложение 4. Техническая характеристика несаморазгружающихся полувагонов

Показатели	ПС-63	ПС-94	ПС-125	ПС-140
Грузоподъемность, т	63	94	125	140
Вместимость кузова, м ³	72,5	106	137,5	153
Тара, т	22	31	43,3	46
Коэффициент тары	0,34	0,33	0,35	0,354
Длина по осям автосцепки, мм	13920	16400	20240	20240
Ширина, мм	3130	3200	3130	3506
Высота от головки рельса, мм	3482	3790	3896	3850
Длина базы полувагона, мм	8650	10440	12070	12070
Размеры кузова внутри, мм:				
- длина	12156	14690	18758	-
- ширина	2850	2922	2922	-
- высота	2060	2370	2450	-
Число тележек	2	2	2	2
Число осей в тележке	2	3	4	4
Нагрузка от оси на рельс, тс	21,3	20,8	21	22

Приложение 5. Техническая характеристика станков вращательного бурения
резцовыми коронками

Показатели	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-160-24	СБР-200-32
Диаметр скважины, мм	160	160; 200	160	160; 200
Глубина скважины, м	24	32	24	48
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Частота вращения бурового инструмента, 1/сек	1,7; 2,2; 3,3	1,7; 2,2; 3,3	0,7; 1,4; 2,1; 3,0	2,8
Установленная мощность, кВт	184	184	112	150
Мощность вращателя, кВт	36/40/5	36/40/5	-	-
Крутящий момент, кН м	12	12	-	-
Усилие подачи, кН	80	80	70	120
Скорость бурового инструмента, м/с: - подачи - подъема	0 - 0,05 0,5	0 - 0,05 0,5	0 - 0,09 0,37-0,53	0 - 0,09 0,37-0,53
Ходовая часть:				
- мощность привода, кВт	15x2	18x2	15x2	-
- скорость передвижения, км/ч	0,9	0,9	1	1
- преодолеваемый уклон, градус	15	15	18	15
- давление на грунт, МПа	0,01	0,01	0,008	0,01
Габариты, мм, не более				
- в рабочем положении	7495x 900x 12980	8100x 4900x 12980	7670x 3840x 9240	-
- в транспортном положении:				
- длина	12640	12640	9180	-
- высота	4800	5100	3980	-
Масса, т	25	35	18	33

Приложение 6. Техническая характеристика станков вращательного бурения шарошечными долотами

Показатели	СБШ-250МНА-32 (СБШ250МН)	СБШ-250-55	СБШ-320-36	2СБШ-200-32 (2СБШ-200Н)	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60 (3СБШ-200Н)
1	2	3	4	5	6	7
Диаметр долота, мм	244,5; 269,9	244,5; 269,9	320	215,9; 244,5	215,9	215,9; 244,5
Глубина скважины, м, не более	32	55	36	32	36	60
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/8	10/10	17,5/17,5	8/1	9,6/1	12/1
Осевое усилие, кН, не более	300	350	600	250	300	300
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	0,017/0,12	0,025/0,63	0,014/0,22	0,025/0,48	0,025/0,516	0,033/0,5
Частота вращения долота, 1/сек	0,2-2,5	0,2-2,5	0-2,1	0,2-4,0	0,25/2,5	0,2-2,16
Крутящий момент на вращателе, кН м	4,2	4,2	8,7	6,65-2,12	3,2/5,2	6
Подача компрессора, м³/с	0,417-0,53	0,53	0,834	0,417	0,417	0,417-0,53
Мощность электродв., кВт:						
- установленная	400	400	712	350	410	400
- вращателя	68	68	100	60	52	68
- компрессора	200	200	2x200	200	200	200
- хода	44	44	44	32	44	44

Продолжение приложения 6

1	2	3	4	5	6	7
Ходовое оборудование	УГ-60М	УГ-70М	ЭГ-400	Э-1252	УГ-60	Э-1602
Скорость передвижения, км/ч	0,737	0,84	0,33	0,6	0,77	1
Давление на грунт, МПа	0,12	0,12	0,11	0,1	0,1	0,1
Габариты, мм	9200х5450х15350	11200х5240х17730	12500х5450х25200	9180х4600х13840	10200х5000х14300	10100х5300х18400
Масса станка, т	71,5	85	140	55	66	65

Приложение 7. Техническая характеристика станков ударно-вращательного бурения погрузными пневмоударниками

Показатели	СБУ-100Г-35	СБУ-100П-35	СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32	СБУ-125А-52
Диаметр скважины, мм	105; 125	105; 125	105	100; 125	125; 160
Глубина скважины, м, не более	35	35	35	32	52
Диаметр штанги, мм	83	83	83	89	108
Длина штанги, мм	950	950	950	2930	4250
Масса штанги, кг	10	10	10	32,5	42,5
Число штанг в комплекте или кассете	30	30	30	8	14
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0-45
Пневмоударник	П-105С; П-125	П-105С; П-125	П-105С	П-125	П-125
Установленная мощность, кВт	24	24	4	40	90
Частота вращения бурового става, 1/мин	46	46	46	22,5; 45	31-62; 62-90; 90-135
Номинальный крутящий момент, Н·м	830	830	830	2500	3000
Предел усилия подачи, кН, не менее (при Р=0,5МПа):					
- вверх/вниз	6/8,5	6/8,5	6/8,5	25/25	50/70
Тип ходовой части	Гусеничный	Пневмоко-лесный	Салазки	Гусеничный	Гусеничный
База, мм	1520	1320	2175	1800	2170
Габариты станка в транспортном положении, мм	4000х2300х2340	4000х2300х2400	2620х1000х1080	4200х3020х7100	5500х3200х2100
Масса станка, т	5	4	0,5	9	13,5

Приложение 8. Сцепной вес локомотивов

Тип локомотива	Сцепной вес, тс
Контактные электровозы широкой колеи:	
– постоянного тока	
IVКП-1	80
EL-2	100
EL-1	150
13E (21E)	180
– переменного тока	
Д-100	100
Д-94	94
Тяговые агрегаты:	
– постоянного тока	
EL-10	366
ПЭ-2М	368
– переменного тока	
ОПЭ-1	360
Тепловозы:	
ТГМ-3	68
ТЭМ-1	123,5
ТЭМ-2	122,4
ТЭ-3	252