



ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Кызыл
2019

ФГБОУ ВО «ТУВИНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Практикум

Кызыл
2019

УДК 622(076.5)
ББК 33.2я73.3
П69

Печатается по решению Учебно-методического совета ТувГУ

Процессы открытых горных работ: практикум для студентов по специальности 21.05.04 Горное дело, специализация «Открытые горные работы» / сост. О.О. Куулар, С-С.Ш. Саая. – Кызыл: Изд-во ТувГУ, 2019. – 36 с.

Предназначен для студентов обучающихся по специальности 21.05.04 Горное дело, специализация «Открытые горные работы».

Приведены задания для выполнения практических работ по «Процессам открытых горных работ», перечень которых соответствует требованиям программы дисциплины. Даны варианты индивидуальных заданий и необходимый справочный материал. Подчеркнута необходимость рассмотрения выемочно-погрузочного и транспортного оборудования как единого горно-транспортного комплекса.

УДК 622(076.5)
ББК 33.2я73.3

Рецензенты:

Чылбак А.А., к.т.н., доцент кафедры ПГС ИТФ ТувГУ
Ховалыг А.А., начальник смены ООО «ТГРК»

Содержание

Введение	4
Практическая работа №1. Обоснование параметров и производительности карьера	6
Практическая работа №2. Выбор оборудования и режим работы карьера.....	7
Практическая работа №3. Подготовка горных пород к выемке	9
Практическая работа №4. Определение размеров забоя, производительности и парка экскаваторов ..	12
Практическая работа №5. Транспортировка горной массы	12
Практическая работа №6. Отвалообразование вскрышных пород.....	13
Практическая работа №7. Вскрытие карьерного поля.....	14
Практическая работа №8. Система разработки	16
Практическая работа №9. Расчет параметров буровзрывных работ	17
Практическая работа №10. Обоснование параметров бульдозерного отвалообразования	24
Приложение	31
Заключение.....	34
Список литературы.....	35

Введение

Добыча полезных ископаемых (п.и.) открытым способом – это основа функционирования и развития горной промышленности.

На текущем этапе развития рыночной экономики региона основой горной промышленности является открытый способ добычи полезных ископаемых. На сегодняшний день открытым способом добывается около 90% железных руд, до 60% руд цветных металлов и угля. Разработка полезных ископаемых открытым способом обеспечивает значительно лучшие технико-экономические показатели, чем подземным.

В связи с упадком минерально-сырьевой базы в середине 20 века появилась надежная тенденция к освоению месторождений глубинного, нагорно-глубинного типа с вовлечением в разработку бедных руд («бедными», считают железные руды с содержанием железа менее 50%). Это предопределило, значительное увеличение глубины карьеров их размеров в плане и поставило горнодобывающие предприятия в более сложные условия.

По техническим данным Института горного дела каждые 100 м роста глубины карьера сопровождаются снижением производительности буровых станков в среднем на 6-8%, экскаваторов на 8-12%, автосамосвалов на 16-22%, локомотив составов на 10-14%. Экологическую обстановку региона резко ухудшает работа значительного числа автосамосвалов в карьере (разрезах). Решить ряд проблем можно внедрением на горных предприятиях новых решений в области техники и технологии.

Высокопроизводительные оборудования широкого применения: буровые станки с диаметром долота до 450 мм, карьерные экскаваторы с ковшем вместимостью до 26 м³, автосамосвалы грузоподъемностью до 310 м³, различные вспомогательные оборудования, повышающие возможность основного и освобождающего определенное число рабочих, является основным направлением в техническом перевооружении открытых горных работ за рубежом в последнее десятилетие. В последние годы повышение технического уровня карьеров (разрезов) обеспечило рост сменной производительности труда по горной массе в среднем от 180 до 240 т (от 70 до 90 м³), а на ряде новых предприятий уровень сменной производительности труда достиг 95-100 м³/чел.

Внедрение циклично-поточной и поточной технологий является одним из прогрессивных направлений в разработке месторождений скального и полускального типа. Для циклично-поточных технологий (ЦПТ) в нашей стране при активном участии машиностроительных институтов и заводов были обоснованы технические требования и созданы ряд опытных образцов оборудования. Положительные результаты научно-исследовательских, конструкторских, и опытно-промышленных работ позволили запроектировать и впоследствии реализовать ЦПТ на большинстве рудных комбинатов. Опыт применения ЦПТ показал, что своевременное внедрение ее на глубоких карьерах позволяет сократить затраты на транспортирование горной массы на 15-20%, повысить производительность труда, снизить объем горно-капитальных работ и количество вредных выбросов в атмосферу.

Открытый способ добычи является горнодобывающей промышленностью Республики Тыва.

Самым важным и ответственным моментом в настоящее время является формирование понятий научно-технического развития открытого способа добычи на перспективу.

Известно, что главной задачей в области открытого способа добычи является обеспечение способа увеличения объемов производства за счет количественных факторов экономического роста: дополнительного привлечения рабочей силы, расширения посевных площадей, увеличение добычи сырья, строительства новых объектов преимущественно на интенсивный путь развития.

С 2009 года на территории Республики Тыва осуществляет добычу угля открытым способом ООО «Тувинская горнорудная компания» на двух месторождениях.

Горнорудная компания осуществляет добычу на участках Каа-Хемском и Чаданском, расположенных друг от друга на расстоянии 200 километров. Участок «Каа-Хемский» закрывает южный и центральный округ, а «Чадан» находится в западном регионе республики.

Каа-Хемское месторождение каменного угля расположено в северо-восточной части Центрально-Тувинской котловины. **Чаданское месторождение** каменного угля расположено в восточной части Хемчикской котловины.

Основным направлением открытых горных работ в настоящее время является широкое внедрение высокопроизводительного оборудования: буровых станков, карьерных экскаваторов, автосамосвалов грузоподъемностью до 50 т., различного вспомогательного оборудования, повышающего возможность основного и высвобождающего определенное число рабочих. В последние годы повышение технического уровня карьеров обеспечило рост сменной производительности труда по горной массе в среднем от 180 до 240 т (от 70 до 90 м), а на ряде новых предприятий уровень сменной производительности труда достиг 85-90 м /чел.

Дисциплина «Процессы открытых горных работ» относится к базовой части учебного плана общей образовательной программы по специальности 21.05.04 Горное дело, специализация «Открытые горные работы».

Изучение дисциплины базируется на основе знаний отдельных дисциплин гуманитарного, социально-экономического, естественного и общетехнического циклов. В соответствии с учебным планом изучают в 6,7,8 семестрах.

Цель практикума - приобретение студентами навыков самостоятельного решения основных производственных процессов, выполняемых на практических занятиях, при выполнении курсовой работы и проекта.

В результате освоения дисциплины у студента формируются следующие компетенции:

ПК-4 – готовность осуществлять техническое руководство горными и взрывными работами при эксплуатационной разведке, добыче твердых полезных ископаемых, строительстве и эксплуатации подземных объектов, непосредственно управлять процессами на производственных объектах, в том числе в условиях чрезвычайных ситуаций;

ПСК-3.1 – готовностью выполнять комплексное обоснование открытых горных работ;

ПСК-3.2 – владением знаниями процессов, технологий и механизации открытых горных и взрывных работ.

Практикум служит основной базой для приобретения практических навыков в решении инженерных задач для основных процессов открытых горных работ.

Практическая работа № 1. Обоснование параметров и производительности карьера

Одной из наиболее широко распространенных и используемых в горном деле является классификация горных пород по крепости, разработанная в 1910г. М. М. Протодяконовым.

В данном разделе в соответствии с коэффициентом крепости пород по шкале М.М. Протодяконова определяем (табл. 1) углы погашения бортов карьера (разреза). [1]

Определяем конечную глубину карьера по формуле В.В. Ржевского:

$$H_k = \frac{K_{гр}(m_r - m_n) - m_n}{ctg\gamma_v + ctg\gamma_l}, \quad (1)$$

где H_k - глубина карьера, м; $K_{гр}$ - граничный коэффициент вскрыши, м³/м³; m_r - горизонтальная мощность рудного тела, м; m_n - мощность прослоев пустых пород, м; γ_v, γ_l - углы погашения бортов карьера со стороны висячего и лежащего боков, град.

Определяем длину и ширину карьера по верхнему контуру:

$$L_v = L_p + H_k * (ctg\gamma_v + ctg\gamma_l), \quad (2)$$

$$B_v = m_r + H_k * (ctg\gamma_v + ctg\gamma_l), \quad (3)$$

где L_v - длина карьера по верхнему контуру, м; L_p - длина рудного тела по про-стиранию, м; B_v - ширина карьера по верхнему контуру, м.

По полученным данным вычерчиваем в масштабе поперечный разрез по месторождению с контурами карьера и упрощенный план карьера (разреза) на конец отработки (рис. 1). Размеры карьера (разреза) по глубине принять равными длине и горизонтальной мощности залежи.

Таблица 1. Углы погашения бортов карьера, град

Группа пород	Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову	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

Рассчитаем запасы полезного ископаемого (п.и.) в контуре карьера:

$$V_p = (m_r - m_n) * (H_k - h_n) * L_p, \quad (4)$$

где V_p - запасы полезного ископаемого в контуре карьера, м³; h_n - мощность наносов, м.

Определим объем горной массы в контуре карьера:

$$V_{г.м} = m_r * L_p * H_k + H_k^2 * (L_p + m_r)ctg\gamma_{cp} + 1,05 * H_k^3 * ctg^2\gamma_{cp}, \quad (5)$$

где $V_{г.м}$ - объем горной массы в контуре карьера, м³; γ_{cp} - средний угол откоса бортов карьера при погашении, град.

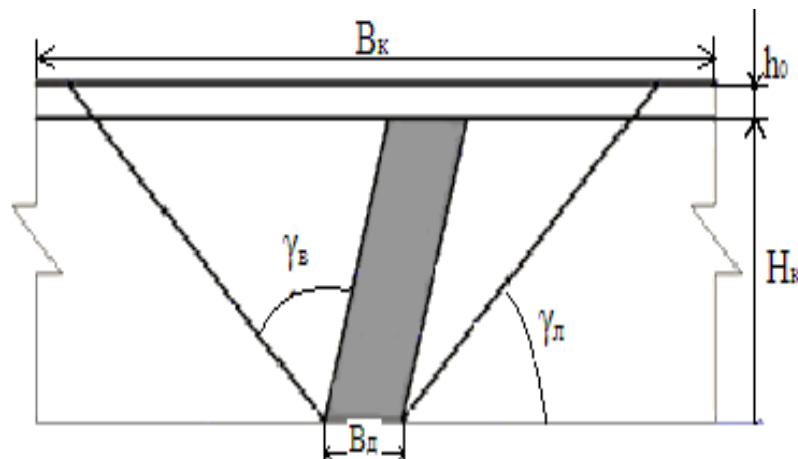


Рис.1.– Поперечный разрез по месторождению с контурами карьера

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

Вычислим средний коэффициент вскрыши и сравним его с граничным:

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

где $K_{\text{ср}}$ - средний коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

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

Найдем производительность карьера по вскрыше и горной массе:

$$A_{\text{в}} = \frac{A_{\text{р}}}{\gamma} * K_{\text{ср}}, \quad (7)$$

$$A_{\text{гм}} = A_{\text{р}} * (1 + K_{\text{ср}}), \quad (8)$$

где $A_{\text{в}}$ - годовая производительность карьера по вскрыше, млн. м^3 ; $A_{\text{р}}$ - годовая производительность карьера по руде (табл. 1), млн. т; γ - плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$; $A_{\text{гм}}$ - годовая производительность карьера по горной массе, млн. т.

Практическая работа № 2. Выбор оборудования и режим работы карьера

Выбор оборудования производится из справочника по открытым горным работам, К.Н.Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е.Виницкий, Н.Н.Мельников и др. – М.: Горное бюро, 1994. 590 с.: ил.исходя из расчетов I-го раздела.

По исходным данным, выбираем модель экскаватора и автосамосвал.

Годовая производительность карьера по горной массе - 5 млн.т

Расстояния транспортировки - 5 км

Емкость ковша экскаватора - 4 м^3

Транспортное оборудование - автотранспорт

Техническая характеристика карьерных экскаваторов – мехлопат

В нашем случае Модель экскаватора АО «Ижорские заводы» ЭКГ – 4Ус

Вместимость ковша: 4 м^3

Сменная производительность, 10 м^3

Угол наклона стрелы, 45 град.

Максимальный радиус черпания на уровне стояния $R_{\text{ч.у}} = 10,5$ м

Максимальный радиус черпания $R_{\text{ч.мах}} = 15,5$ м

Максимальный радиус разгрузки $R_{\text{р.мах}} = 13,7$ м

Максимальная высота черпания $H_{\text{ч.мах}} = 12,9$ м

Максимальная высота разгрузки $H_{\text{р.мах}} = 9$ м

Радиус вращения кузова $R_{\text{к}} = 7,62$ м

Длина гусеничного хода $U = 5,88$ м

Уклон, преодолеваемый при передвижении - 12 градус

Среднее удельное давление на грунт, 0,185 Мпа

Максимальное усилие на блоке ковша - 500 кН

Мощность сетевого двигателя, 250 кВт

Подводимое напряжение, 3300 В

Продолжительность цикла, 29 с

Масса экскаватора с противовесом, 211 т

Оптимальные сочетания типов экскаваторов и буровых машин

Коэффициент средней крепости пород - 5

Модель мехлопат ЭКГ- 4Ус

Модель бурового станка СБШ – 200Н

Диаметр долота - 200 мм

По техническим характеристикам экскаватора ЭКГ - 4Ус вычертить в масштабе (см.рис.2).

Оптимальные сочетания типов экскаваторов и буровых машин

Коэффициент средней крепости пород - 5

Модель мехлопат ЭКГ- 4Ус

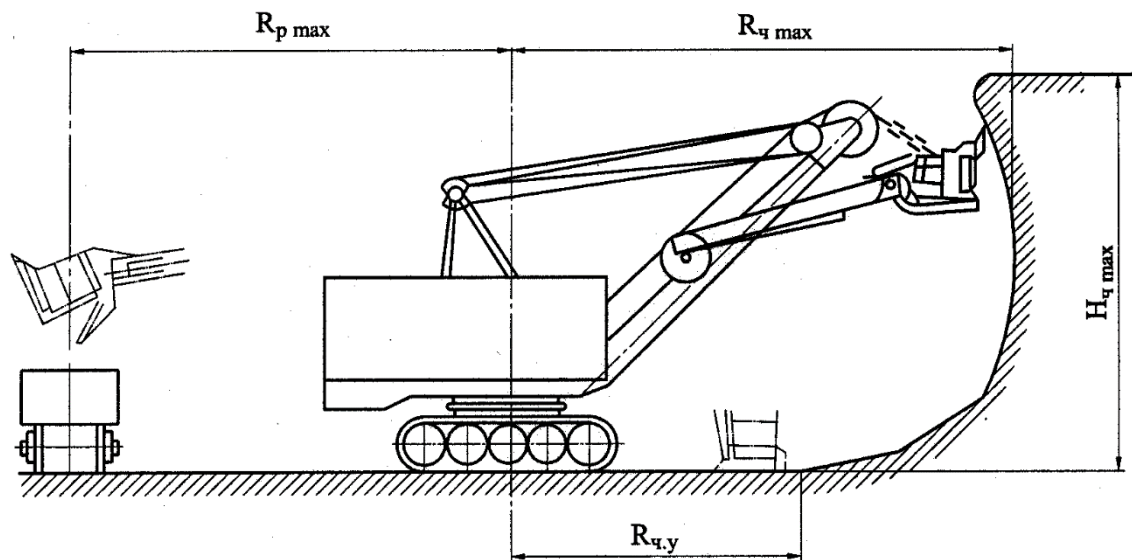


Рис.2.– Экскаватор ЭКГ-4Ус основные параметры

Модель бурового станка СБШ – 200Н (см.рис. 3)
Диаметр долота 200 мм

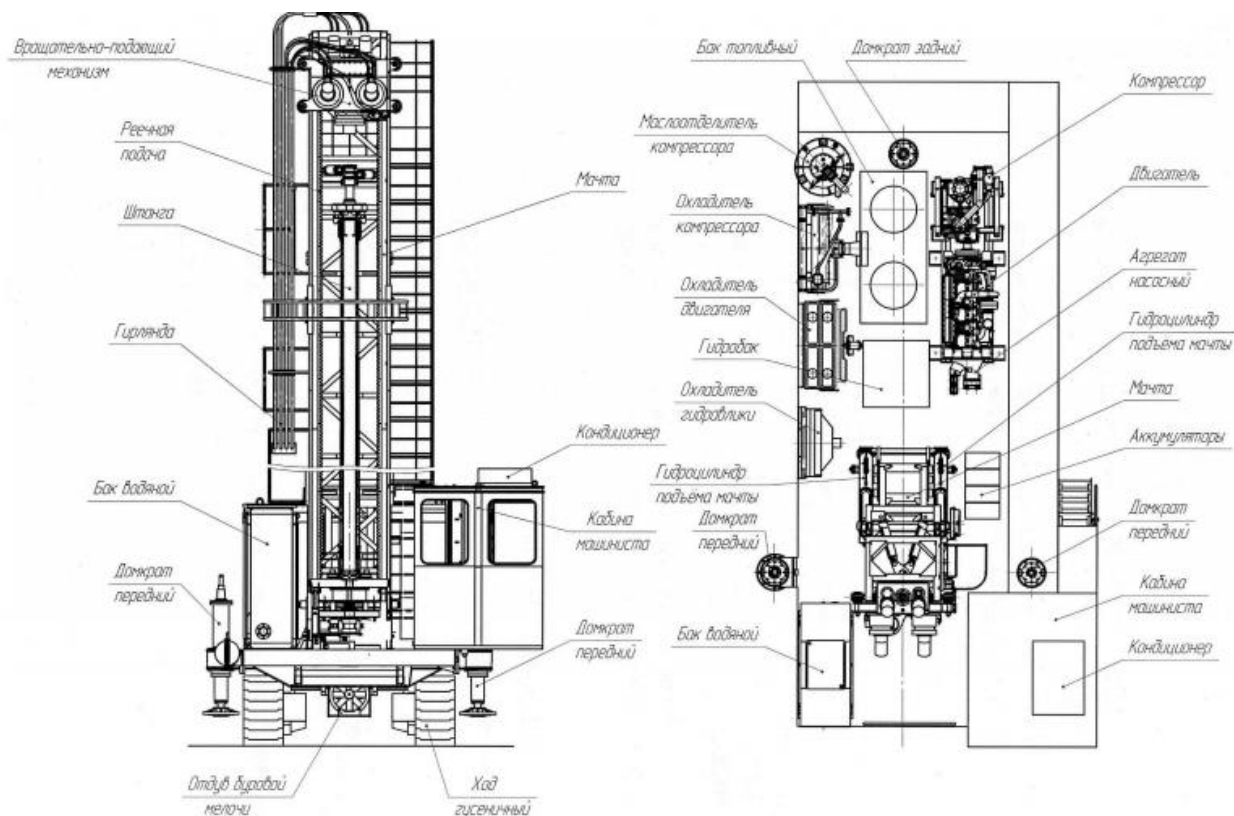


Рис.3. – Станок СБШ-200

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ

Наша выбранная Модель БелАЗ-7513, нужно воспроизвести его в масштабе (см.рис.4)

Грузоподъемность 130 т

Масса снаряженного автомобиля, 107 т

Габариты, (длина*ширина*высота) - 11500*6400*5900 мм

Погрузочная высота, 4600 мм

База, 5300 мм

Наименьший радиус поворота, 13 м

Объем кузова, м³

- геометрический 47
 - с «шапкой» 70
 Двигатель КТА-50С
 Номинальная мощность, 800 кВт

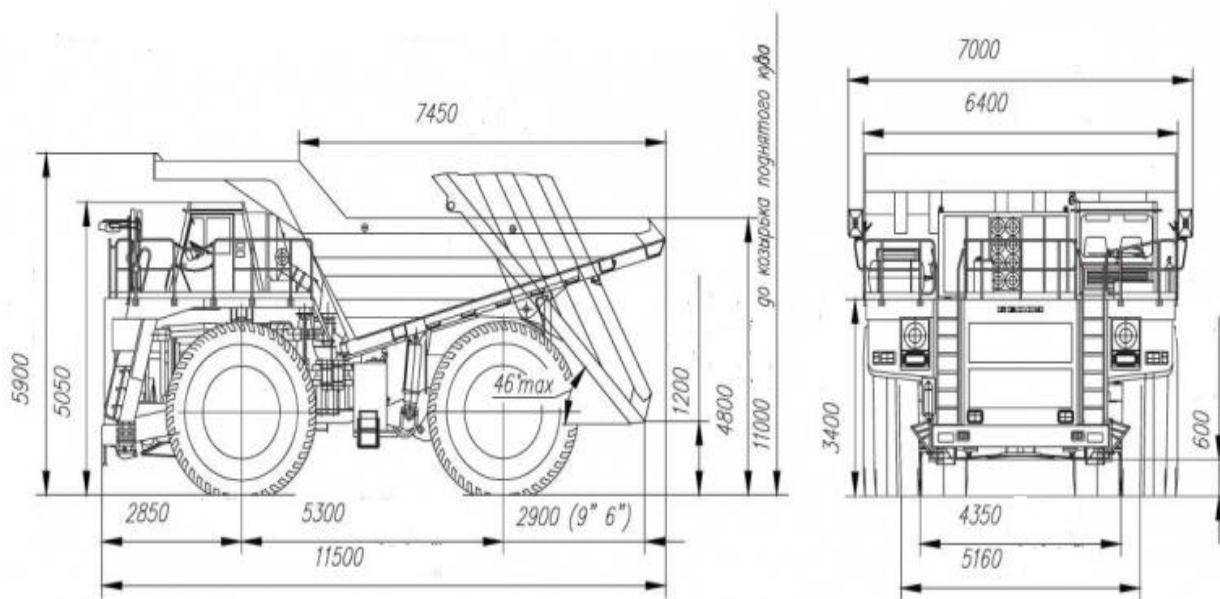


Рис.4. – БелАЗ-7513 (основные параметры)

Режим работы карьера

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

Продолжительность смены во всех случаях 8 часов.

Климатический район «Северный».

Число рабочих дней карьера в течение года 350 суток.

Практическая работа № 3. Подготовка горных пород к выемке

Разработку скальных и полускальных пород к выемке ведут с использованием энергии взрыва, как наиболее универсальное и эффективное. [2]

Чтобы обосновать угол наклона скважины к горизонту, следует ориентироваться на применение наклонных скважин, пробуриваемых параллельно откосу уступа (с учетом технических данных принятого бурового станка). Должны рассчитать с точностью до 0,5 м глубину скважины:

$$L_c = \frac{h + l_n}{\sin \beta}, \quad (9)$$

где h - высота уступа, м; L_c - глубина скважины, м; β - угол наклона скважины к горизонту, град.; l_n - длина перебура, м,

$$h \leq (1 \div 1,5) * H_{ч. max}, \quad (10)$$

$$l_n = (0,1 \div 0,25) * h, \quad (11)$$

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

Вычисляем диаметр скважины:

$$d_c = K_{p.c} * d_d, \quad (12)$$

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).

Определяем сменную производительность бурового станка по формуле:

$$П_6 = \frac{T_{см} - (T_{п.з} + T_p + T_{в.п})}{t_0 + t_b}, \quad (13)$$

где $П_6$ - сменная производительность бурового станка, м; $T_{см}$ - продолжительность смены, мин.; $T_{п.з}$ - продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин., $T_{п.з} = 20 \div 30$; T_p - продолжительность регламентированных перерывов, мин., $T_p = 10 \div 30$; $T_{в.п}$ - внутрисменные внеплановые

вые простои, мин., $T_{в.п} = 60 \div 90$; t_0 - основное время, затрачиваемое на бурение 1 м скважины, мин.; t_b - продолжительность вспомогательных операций при бурении 1 м скважины, мин.

Продолжительность 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

$$t_0 = \frac{1}{V_6}, \quad (14)$$

где V_6 - техническая скорость бурения (табл. 8), м/мин.

Сравниваем расчетную сменную производительность станка с нормативной. Если разница превышает 10 %, для дальнейших расчетов следует брать нормативное значение Π_6 .

Находим годовую производительность бурового станка по формуле

$$\Pi_{6.г} = \Pi_6 * N_{см.б}, \quad (15)$$

где $\Pi_{6.г}$ - производительность бурового станка, м/г; $N_{см.б}$ - количество рабочих смен бурового станка в течение года.

Определим линию сопротивления по подошве (ЛСПП) по формуле

$$W = \frac{53}{\sin \beta} * K_B * d_c * \sqrt{\frac{\Delta * m}{\gamma * K_{ВВ}}}, \quad (16)$$

где W - линия сопротивления по подошве, м; K_B - коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве; d_c - диаметр скважины, м; Δ - плотность заряжения ВВ в скважине, г/см³; m - коэффициент сближен зарядов; $K_{ВВ}$ - переводной коэффициент от аммонита №6 ЖВ к принятому ВВ; γ - плотность породы, т/м³.

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

$$W_6 = \delta_{п} + h * (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta), \quad (17)$$

где W_6 - значение ЛСПП по возможности безопасного обуривания уступа, м; $\delta_{п}$ - ширина возможной призмы обрушения, м.

Проверим соответствие расчетной ЛСПП требованиям ведения буровых работ:

$$W \geq W_6, \quad (18)$$

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

Находим длину заряда по формуле

$$l_{ВВ} = L_c - l_3 - l_{пр}, \quad (19)$$

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

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

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

$$l_{пр} = (8 \div 12) d_c, \quad (21)$$

В трудно-взрываемых породах (IV группа по трудности взрывания) длина воздушного промежутка уменьшается, в легко взрываемых - увеличивается.

Определяем массу заряда в скважине:

$$Q_3 = 7,85 * d_c^2 * \Delta * l_{ВВ}, \quad (22)$$

где Q_3 - масса заряда, кг; d_c - диаметр скважины, мм.

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

Исходя из объема породы, взрываемой зарядом, его масса

$$Q_3 = q * a * b * h, \quad (23)$$

где q - удельный расход ВВ кг/м³; a - расстояние между скважинами в ряду, м; b - расстояние между рядами, м.

Решив совместно выражении устанавливаем параметры сетки скважин:

$$a = \sqrt{\frac{Q_3}{q * h}}, \quad (24)$$

Для трудно взрываемых пород рекомендуется шахматное расположение скважин, при этом $b \approx 0,85 * a$.

Оцениваем возможность преодоления расчетной ЛСПП взрывом заряда взрывчатых веществ установленной массы:

$$W \leq \frac{Q_3}{q * a * h}, \quad (25)$$

Если условие не выполняется, то в первом ряду используют парно-сближенные скважины в одну из них размещают заряд ВВ, массу заряда во второй парно-сближенной скважине можно найти по формуле:

$$Q'_3 = W' * h * q * (a' - a), \quad (26)$$

где W' - ЛСПП при парносближенных скважинах м; a' - расстояние между смежными парами скважин м.

Вычисляем объем блока по условиям обеспечения экскаватора взорванной горной массой:

$$V_{\text{бл}} = Q_{\text{см.п}} * n_{\text{см}} * n_{\text{д}}, \quad (27)$$

где $V_{\text{бл}}$ - объем взрываемого блока, м³; $Q_{\text{см.п}}$ - сменная эксплуатационная производительность экскаватора, м³; $n_{\text{см}}$ - число рабочих смен экскаватора за сутки, ед; $n_{\text{д}}$ - норматив обеспечения экскаватора взорванной горной массой, сут.

$$Q_{\text{см.п}} = \frac{3600 * E * T_{\text{см}} * K_3 * K_H * K_{\text{пот}} * K_y * K_{\text{и}}}{K_p * t_{\text{ц}}}, \quad (28)$$

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

Определяем длину блока по формуле:

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{[W + b * (n_p - 1)] * h}, \quad (29)$$

где $L_{\text{бл}}$ - длина блока, м; n_p - число взрываемых рядов скважин, ед. Найти число скважин, взрываемых в одном ряду, по формуле

$$n_{\text{скв}} = \left(\frac{L_{\text{бл}}}{a} \right) + 1, \quad (30)$$

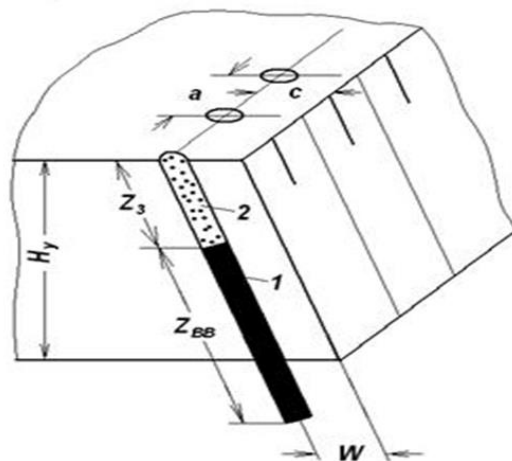


Рис.5. – Основные параметры скважины

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

Вычисляем общий расход ВВ на блок, кг:

$$Q_{\text{вб}} = Q_3 * n_{\text{скв}} * n_p, \quad (31)$$

Находим выход горной массы с 1 м скважины, м³:

$$\phi = \frac{[W + b * (n_p - 1)] * a * h}{n_p * L_c}, \quad (32)$$

Определяем интервал замедления, мс:

$$t = 1,25 * K_3 * W, \quad (33)$$

где K_3 - коэффициент, зависящий от взрываемости пород.

Рассчитаем ширину (В, м) развала взорванной горной массы:

$$B = (1,5 \div 2,5) * h + b * (n_p - 1), \quad (34)$$

Определяем высоту (h_p , м) развала:

$$h_p = (1,0 \div 1,2) * h, \quad (35)$$

Находим инвентарный парк буровых станков по формуле:

$$N_{\text{и.п.}} = \frac{1,15 * A_{\text{г.м.}}}{\gamma * \Pi_{\text{б.г}} * V_{\text{н.ед.с}}}, \quad (36)$$

$$V_{\text{н.ед.с}} = \frac{V_{\text{бл}}}{n_{\text{скв.общ}} * L_c}, \quad (37)$$

$$n_{\text{скв.общ}} = n_{\text{скв}} * n_p, \quad (38)$$

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

Практическая работа № 4. Определение размеров забоя, производительности и парка экскаваторов

Вычисляем ширину экскаваторной заходки при погрузке горной массы в средства транспорта:

$$A = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{ч.у}, \quad (39)$$

Определяем количество проходов экскаватора по развалу взорванной горной массы:

$$n_{п} = \frac{B}{A}, \quad (40)$$

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

Находим сменную эксплуатационную производительность экскаватора $Q_{э.см}$ (м³/ч) при разработке взорванных скальных пород, принимая продолжительность цикла ($t_{ц}$) для угла поворота под погрузку 135°

$$Q_{э.см} = \frac{3600 \cdot E \cdot T_{см} \cdot K_3 \cdot K_n \cdot K_{пот} \cdot K_y \cdot K_{и}}{K_p \cdot t_{ц}}, \quad (41)$$

где E - вместимость экскаваторного ковша; $T_{см}$ - продолжительность смены, ч; K_3 - коэффициент влияния параметров забоя ($K_3 = 0,7-0,9$); 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; K_y - коэффициент управления, зависящий от порядка отработки забоя, квалификации машиниста, наличия средств контроля и автоматики; $K_{и}$ - коэффициент использования экскаватора в течение смены, учитывающий организационные и технологические перебои. [3]

Вычисляем годовую эксплуатационную производительность экскаватора:

$$Q_{э.г} = Q_{э.см} \cdot N_{см.э}, \quad (42)$$

где $Q_{э.г}$ - годовая эксплуатационная производительность экскаватора, м³; $N_{см.э}$ - количество рабочих смен экскаватора в течение года для принятого режима работ карьера.

Находим инвентарный парк экскаваторов:

$$N_{э.и} = \frac{1,15 \cdot A_{г.м}}{\gamma \cdot Q_{э.г}}, \quad (43)$$

Практическая работа № 5. Транспортировка горной массы

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

Определяем общую продолжительность транспортного цикла (оборота):

$$T_{об} = t_{п} + t_{гр} + t_{р} + t_{пор} + t_{ож}, \quad (44)$$

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 по рожню, $t_{ож}$ - время задержек в пути, ожидания погрузки и разгрузки.

Время погрузки вычисляется, исходя из фактической грузоподъемности $q_{ф}(т)$ (вместимости кузова $V_{ф}(м^3)$) локомотивосостава или автосамосвала:

$$t_{п} = \frac{n_{в} \cdot q_{ф} \cdot K_{нв}}{Q_{э} \cdot K_{рв} \cdot \gamma}, \quad (45)$$

$$t_{п} = \frac{n_{в} \cdot V_{ф} \cdot K_{нв}}{Q_{э} \cdot K_{рв}}, \quad (46)$$

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

Погрузка одноковшовыми экскаваторами $q_{ф}$ и $V_{ф}$ устанавливается по числу ковшей, загружаемых в кузов:

$$n_k = \frac{q \cdot K_p}{E \cdot K_n \cdot \gamma} \quad (47)$$

Округлив расчетные значения n_k до целого, установить q_ϕ и V_ϕ :

$$q_\phi = \frac{n_k \cdot E \cdot K_n \cdot \gamma}{K_p} \quad (48)$$

Время движения подвижного состава для укрупненных расчетов можно взять по формуле:

$$t_{дв} = t_{гр} + t_{пор} = 2 \cdot L_{тр} / v_{ср} \quad (49)$$

где $L_{тр}$ - расстояние транспортировки, км; $v_{ср}$ - средняя скорость движения в обоих направлениях, км/ч

Время разгрузки:

$$t_p = n_v \cdot t_r \quad (50)$$

При автотранспорте $n_v = 1$

Таблица 2. Скорость движения поезда

Состояние железнодорожной пути	$v_{ср}$
Передвижные в карьере	15
Передвижные на экскаватор	20
Стационарные пути на поверхности локомотив-тепловоз	25
Локомотив-электровоз	30

Рассчитать сменную производительность подвижного состава:

$$Q_t = \frac{T_{см} \cdot K_n \cdot n_v \cdot q_\phi}{T_{об}} \quad (51)$$

При закрытом цикле рабочий парк автосамосвалов обслуживающих один экскаватор:

$$N_{р.а} = Q_\phi \cdot \frac{\gamma}{Q_t} \quad (52)$$

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

$$L_{сут} = \frac{2 \cdot T_{см} \cdot K_n \cdot L_{тр}}{T_{об}} \quad (53)$$

Найти коэффициент технической готовности G (табл. 3) и вычислить инвентарный парк автосамосвалов:

$$N_{и.а} = N_{р.а} / G \quad (54)$$

Таблица 3. Коэффициенты технической готовности автосамосвалов

Грузоподъемность, т	Суточный пробег				
	50	100	150	200	250
до 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

Грузоподъемность автосамосвала - 200 т.

Суточный пробег - 117,6 км.

Коэффициент технической готовности G - 62,1

Практическая работа № 6. Отвалообразование вскрышных работ

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

Находим удельную приемную способность отвала:

$$W_0 = V_\phi \cdot \frac{\lambda}{b_a} \quad (55)$$

где W_0 - удельная приемная способность отвалообразования ($\text{м}^3/\text{м}$); $\lambda = 1,5$ - коэффициент учитывающий удельную приемную способность; $V_\phi = q_\phi = 18,6$; $b_a = 3,84$ - высота отвала м.

Вычисляем длину отвального участка по условиям планировки:

$$L_{он} = \frac{Q_0}{W_0} \quad (56)$$

Определяем количество одновременных разгружающихся автосамосвалов на отвале:

$$N_a = (1,5 \cdot A_b \cdot t_p) / (60 \cdot N_p \cdot n_{cm} \cdot T_{cm} \cdot V_{\phi}), \quad (57)$$

Вычисляем длину отвального участка по условиям беспрепятственной разгрузки и автомашин:

$$L_{op} = N_a \cdot a, \quad (58)$$

где $a = (20-30)$ м ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при погрузке и маневрировании, м.

Рассчитаем объем бульдозерных работ на отвале:

$$W_6 = ((1,5-1,25) \cdot A_b \cdot k_{зав}) / (N_p \cdot n_{cm}), \quad (59)$$

где W_6 – сменный объем бульдозерных работ на отвале, м³; $k_{зав}$ – коэффициент зависимости верхней площади отвала, $k_{зав}=1$ при площадном способе отвалообразования.

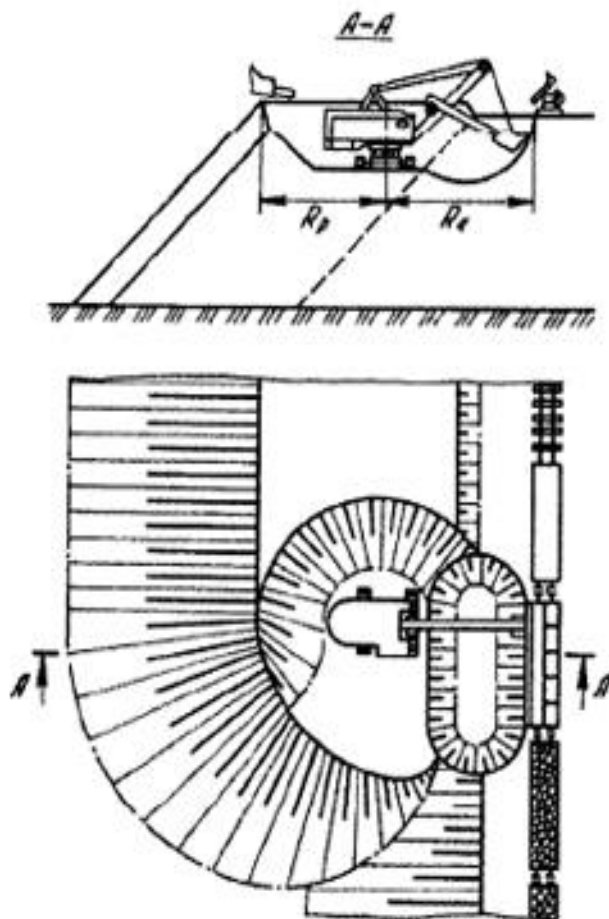


Рис. 6. – Схема отвалообразования с использованием мехлопаты

Определяем общую необходимую длину фронта (м):

$$L_{of} = N_a + \frac{W_6}{Q_6} + N_{o.рез} \cdot L_{o.y}, \quad (60)$$

$$N_{o.рез} = (0,5 - 1,0) \cdot N_a, \quad (61)$$

где $N_{o.рез}$ – число резервных участков; $L_{o.y}$ – наибольшее из значений длины отвального участка по условиям разгрузки L_{op} и L_{on} .

Находим инвентарный парк отвального бульдозера:

$$N_{б.о} = k_{инв} \cdot \frac{W_6}{Q_6}, \quad (62)$$

где $k_{инв}$ – 1,4 коэффициент, учитывающий ремонтный и резервный парк бульдозера.

Практическая работа № 7. Вскрытие карьерного поля

При разработке месторождении открытым способом возникает необходимость транспортной увязки отдельных забоев с внутренними и внешними отвалами, складами полезных ископаемых приемными пунктами потребителей. Комплекс работ по обеспечению таких грузотранспортных

связей называют вскрытием. [4] Вскрытие месторождения предполагает создание системы горных выработок по которому направляют грузопотоки полезных ископаемых или пустых пород. Вскрывающими от открытыми горными выработками служат траншеи, полутраншеи и котлованы.

Вскрытие равнинных месторождений и смежных горизонтов карьера ведут траншеями полного трапециевидного профиля (рис.6). Полутраншеями вскрывают высотные месторождения.

Если траншеи, вскрывающие каждый уступ, связаны в единую транспортную сеть, 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 (L_T) и горно-строительный объем (V_T).

Глубина заложения траншеи равна разности заложения ее устья и вскрываемого рабочего горизонта. При вскрытии одного горизонта глубина траншеи равна высоте уступа.

В зависимости от вида карьерного транспорта устанавливается продольный уклон капитальных траншей.

В соответствии от физико-технических свойств горных пород и срока ее службы определяем угол откоса бортов капитальных траншей. В мягких и полускальных породах составляет $34-45^\circ$, а в скальных породах значение принимается в пределах $60-80^\circ$.

Длина наклонной траншеи:

$$L_T = \frac{100 \cdot H_T}{i_p}, \quad (6.3)$$

где i_p - руководящий (продольный) уклон, %.

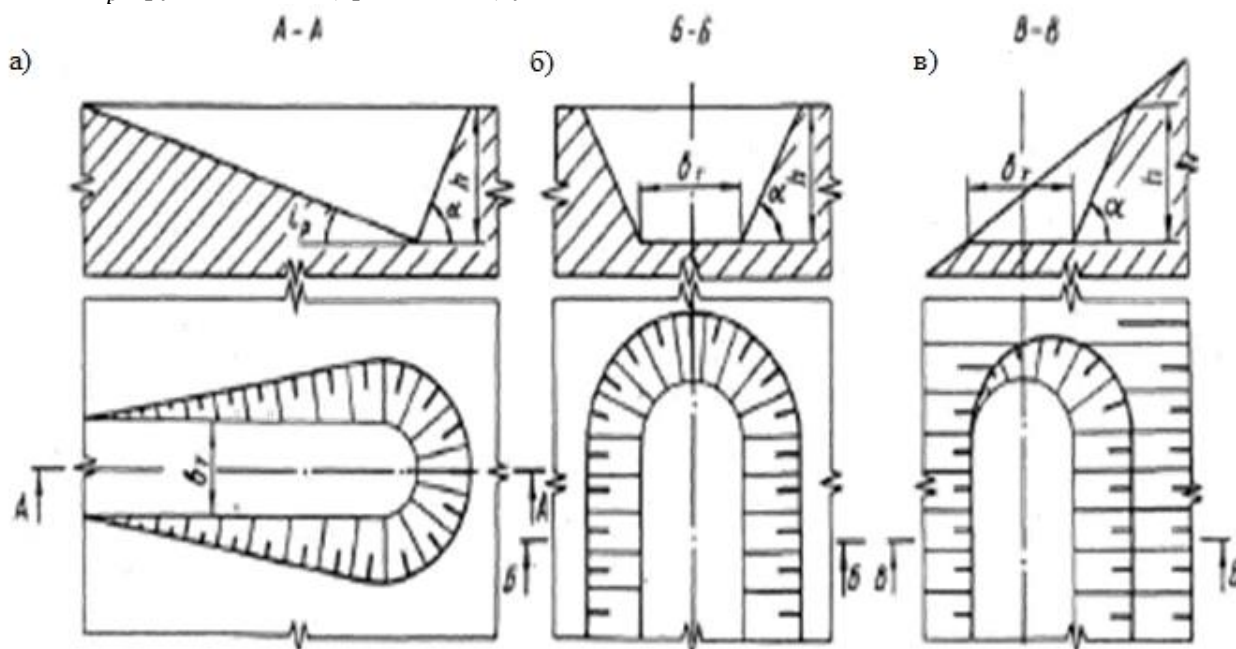


Рис. 7. – а) - вскрывающая траншея; б) - разрезная траншея; в) - разрезная полутраншея

Таблица 4. Продольный уклон вскрывающих выработок

Траншея	Вид транспорта	Продольный уклон транспорта %	
		При подъеме	При спуске
наклонные	железнодорожный	2,5 – 3	2,5 – 3
	автомобильный	6 - 10	8 – 12
крутые	конвейерный	25 – 33	-
	скиповой	55 – 100	-

Найдем объем капитальной наклонной траншеи, (m^3):

$$V_T = \frac{100 \cdot H_T^2 \left(\frac{b_T}{2} + \frac{H_T}{3} \cdot \operatorname{tg} \alpha \right)}{i_p}, \quad (64)$$

Строительный объем разрезной траншеи:

$$V_{PT} = h \cdot L_{PT} \cdot (b_{PT} + h \cdot \operatorname{tg} \alpha), \quad (65)$$

$$L_{PT} = 2 \cdot L_B, \quad (66)$$

Рассчитаем длину трассы, необходимой для вскрытия одного горизонта:

$$l_B = \frac{100 \cdot h}{i_p} + l_n + l_k + l_c, \quad (67)$$

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

Практическая работа № 8. Система разработки

С учетом рабочих параметров карьерных мехлопат находим высоту уступа, высота уступа при разработке месторождений не должна превышать:

1. максимальную высоту черпания экскаватора при разработке горных пород однокоровыми экскаваторами типа мехлопат без применения буровых работ;

2. не должна превышать более чем 1,5 раза высоту черпания экскаватора типа мехлопат при разработке скальных пород с применением буровзрывных работ.

С учетом выше изложенного определим высоту уступа:

$$h \leq (1 - 1,5) \cdot H_{ч. \max}, \quad (68)$$

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

Π – ширина рабочей площадки при разработке мягких пород рассчитывается по следующим формулам:

- при разработке мягких пород (наносов) без буровзрывных работ:

$$\Pi = B + C_1 + T + m + d_b + L + \sigma_n, \quad (69)$$

- при использовании буровзрывных работ:

$$\Pi = A + C_1 + T + m + d_b + L + \sigma_n, \quad (70)$$

где A и B – ширина экскаваторной заходки, м ($A = 17,85$); C – расстояние от нижней бровки до уступа или развала до транспортной полосы ($C = 2,5-3,5$); T – ширина транспортной полосы ($T = 5,5$); m – расстояние от линий электропередачи до крошки транспортной полосы ($m = 3,5$); d_b – ширина полосы от движения вспомогательного транспорта ($d_b = 7$); σ_n – ширина призмы возможного обрушения ($\sigma_n = 4$); λ – ширина полосы готовых к выемке запасов ($\lambda = 0,68$); B – ширина развала взорванной горной массы ($B = 67,09$).

Количество одновременно разрабатываемых добычных уступов для продольных систем разработки в условиях наклонных и крутопадающих залежей рассчитывается по формуле Э.К. Граудина[5]:

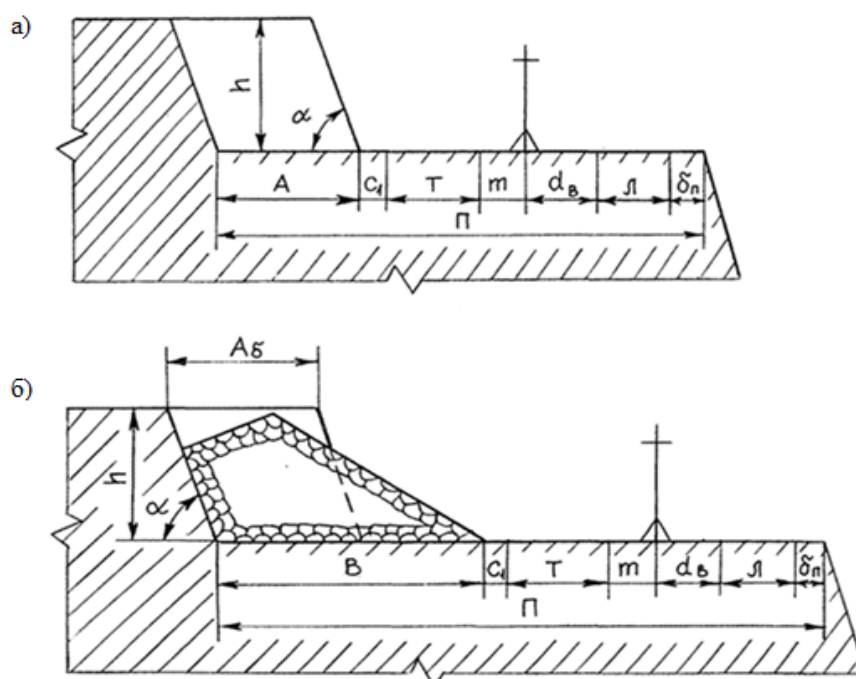


Рис.8. – Схема к расчету ширины рабочей площадки в мягких (а) и скальных (б) породах

$$n_0 = \frac{m_r \cdot b_{p.t}}{[\Pi + h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]}, \quad (7.2)$$

Угол откоса рабочего борта карьера восстанавливается внутри рабочей зоны и вычитывается по формуле:

$$\varphi = \operatorname{arctg} \frac{h}{\Pi + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (7.3)$$

Практическая работа № 9. Расчет параметров буровзрывных работ

Используя данные таблицы 5 определить основные параметры буровзрывных работ: категория пород по взрываемости, величину проектного удельного расхода ВВ, выбор ВВ, длину скважин, рассчитать параметры расположения скважин на уступе, величину заряда ВВ в скважине, выход горной массы с 1 м скважины, общий объем буровых работ и общая массы заряда на взрываемый блок. [6]

Таблица 5. Основные параметры буровзрывных работ

№ варианта	Предел прочности породы при одноосном сжатии, сдвиге, растяжении ($\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$), МПа	Плотность породы (γ), кг/м ³	Среднее расстояние между трещинами в массиве ($l_{ср}^{тр}$), м	Тип экскаватора, высота уступа (H_y), м	Диаметр заряда (скважины), мм	Угол наклона скважины к горизонту (β), град	Направление максимальной скорости упругих волн в массиве ($\alpha_{ув}$), град
1	150, 39, 24	3100	0,2	ЭКГ-6,3ус, 20	200	80	0
2	160, 45, 20	3200	0,13	ЭКГ-6,3ус, 20	200	75	10
3	165, 43, 24	3300	0,1	ЭКГ-8И, 15	200	70	15
4	170, 44, 25	2800	0,16	ЭКГ-12,5 15	200	80	25
5	175, 46, 26	3400	0,15	ЭКГ-8И, 15	200	75	32
6	180, 46, 27	3450	0,12	ЭКГ-12,5 15	200	70	27
7	190, 49, 28	300	0,17	ЭКГ-6,3ус, 20	200	80	12
8	195, 42, 24	2900	0,25	ЭКГ-8И, 15	200	75	20
9	182, 45, 27	3100	0,11	ЭКГ-6,3ус, 20	200	70	42
10	188, 46, 28	3350	0,1	ЭКГ-8И, 15	200	80	18

Скважины во всех вариантах сухие.

Расчет параметров буровзрывных работ производится на основе учета технологических характеристик взрываемых горных пород и основных параметров выемочно-погрузочных машин, применяемых при выемке взрывчатых пород.

Оценка взрываемости горных пород и выбор типа ВВ

Категория пород по взрываемости оценивается по величине эталонного удельного расхода ВВ (аммонит № 6 ЖВ или граммонит 79/21) в соответствии с методологией В. В. Ржевского:

$$q_z = 0,2(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,002\gamma, \text{ г/м}^3, \quad (74)$$

где $\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}$ – пределы прочности породы при одноосном сжатии, сдвиге и растяжении, МПа; γ – плотность породы, кг/м³.

В соответствии с установленной величиной q_z по табл. 6 устанавливается категория (класс) породы по взрываемости.

Таблица 6. Показатели эталонного удельного расхода ВВ и классификация пород по взрываемости

Категория (класс) пород по взрываемости	Породы	$k_1 (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}), \text{ г/м}^3$	$k_2 \gamma \text{ г, г/м}^3$	$q_3, \text{ г/м}^3$
I	Легковзрываемые	1 – 12	3 – 8	4 – 20
II	Средней трудности взрыва	17 – 30	4 – 10	21 – 40
III	Трудновзрываемые	36 – 48	5 – 12	41 – 60
IV	Весьма трудновзрываемые	55 – 56	6 – 14	61 – 80
V	Исключительно трудновзрываемые	74 – 84	7 – 16	81 – 100

С учетом свойств пород и степени их обводненности по табл. 7 производится выбор соответствующего типа ВВ.

Таблица 7. Рекомендуемые области применения взрывчатых веществ

Условия применения	Категории пород по взрываемости		
	I и II	III	IV и V
Сухие скважины или сухая часть обводненных скважин	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21 Акваторы Ифзаниты Карбатол 15Т Гранулит УП	Акваторы Ифзаниты Карбатол 15Т Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4 Игданит Гранулит УП	Акваторы Карбатол ГЛ-10В Граммонит 79/21 Гранулит АС-4
Обводненная часть скважин с проточной водой	Граммониты 50/50 и 30/70 Ифзаниты Карбатол 15Т Порэммиты Сибириты	Акваторы Ифзаниты Карбатол 15Т Граммониты 50/50 и 30/70 Порэммиты Сибириты	Акваторы Ифзаниты Карбатол ГЛ-10В Граммониты 50/50 и 30/70 Гранулотол Алюмотол Порэммиты и сибириты металлизированные
Обводненная часть скважин с проточной водой	Акваторы Граммонит 30/70 Гранулотол Порэммиты Сибириты	Акваторы Алюмотол Гранулотол Граммонит 30/70 Порэммиты Сибириты	Акваторы Алюмотол Гранулотол Граммонит 30/70 Порэммиты и сибириты металлизированные

Расчет величины проектного удельного расхода ВВ производится по выражению:

$$q_p = q_3 k_{вв} k_d k_{сз} k_{тр} k_{оп} k_v, \text{ г/м}^3, \quad (75)$$

где $k_{вв}$ – переводной коэффициент от эталонного ВВ к принятому типу ВВ (табл. 8).

Таблица 8. Поправочный коэффициент ($k_{вв}$) для некоторых типов ВВ

ВВ	$k_{вв}$	ВВ	$k_{вв}$	ВВ	$k_{вв}$
Гранитол-1	1,15	Граммонит 30/70	1,14	Гранулит М	1,13
Гранитол-7А	0,86	Порэммиты	1,20	Акваторы АВ	1,20
Карбатол ГЛ-10В	0,79	Аммонит 6ЖВ	1,00	Гранулотол	1,20
Гранулит С-6М	1,13	Граммонит 79/21	1,00	Ифзанит Т-20	1,20
Скальный аммонит	0,80	Ифзанит Т-80	1,80	Карбатол 15Т	1,42
Алюмотол	0,83	Акваторы ГЛТ-20	1,20	Гранулиты УП	1,13
Гранулит АС-8	0,89	Ифзанит Т-60	1,10	Сибирит	1,20

k_d – коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления пород.

Величина коэффициента k_d принимается в соответствии с таблицей 9

Таблица 9

Категория пород по взрываемости	I	II	III	IV	V
k_d	1,0 – 1,2	1,2 – 1,5	2 – 2,5	2,5 – 3,5	3,5 – 4,0
Примечание. Величина k_d зависит также от вместимости ковша экскаватора: меньшее значение k_d для той или иной категории пород при расчетах принимаются при вместимости ковша экскаватора $E > 10 \text{ м}^3$					

$k_{сз}$ – коэффициент, учитывающий степень сосредоточения заряда ВВ, принимается в соответствии с табл. 10

Таблица 10

Категории пород по взрываемости	Величина $k_{сз}$		
	d_3	d_3	d_3
I - II	0,95 – 1,0	1,0	1,05 – 1,1
III	0,85 – 0,9	1,0	1,2 – 1,25
IV - V	0,67 – 0,8	1,0	1,35 – 1,4

$k_{тр}$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива:

$$k_{тр} = 1,2 l_{ср}^{тр} + 0,2, \quad (76)$$

где $l_{ср}^{тр}$ – среднее расстояние между трещинами в массиве, м (принимается в соответствии с исходными данными);

$k_{оп}$ – коэффициент, учитывающий число поверхностей уступа при взрыве. Принимается по таблице 11

Таблица 11

Количество обнаженных по верхностей	1	2	3	4	5	6
Величина $k_{оп}$	5,5-6	4,5-5	3,5-4	2,5-3	1,5-2	1

Обычно взрывные работы на карьерах производятся при наличии двух обнаженных поверхностей – откос уступа и его верхняя площадь и редко – при трех.

k_v – коэффициент, учитывающий влияние высоты уступа:

$$k_v = \sqrt[3]{15/H_y}, \quad (77)$$

где H_y – высота уступа, м, принимается в соответствии с максимальной высотой черпания H_q^{max}

Определение параметров взрывных скважин

Диаметр скважин принимается в соответствии со свойствами породного массива, диаметром долота и моделью бурового станка (задан в исходных данных)

При производстве взрывных работ следует принимать наклонные скважины, обеспечивающие более высокое качество подготовки пород. В этом случае длина скважины определяется по выражению:

$$L_c = \frac{H_y + l_n}{\sin \beta}, \quad (78)$$

При вертикальных скважинах, которые можно принимать в легковзрываемых породах:

$$L_c = H_y + l_n, \quad (79)$$

где H_y – высота уступа, м; β – угол наклона скважин к горизонту, град; l_n – глубина перебур а, м.

$$l_n = (10 \div 15) d_c, \quad (80)$$

где d_c – диаметр скважины (заряда), м.

Меньшее значение l_n принимается в легковзрываемых породах и при применении наклонных скважин, а большее – в трудно взрываемых породах и при вертикальных скважинах.

Расчет параметров расположения скважин на уступе и величины заряда ВВ в скважине.

Определение величины линии сопротивления по подошве уступа (W).

Величина W зависит, прежде всего, от категории пород по взрываемости (блочности массива) и от диаметра скважинных зарядов.

Ориентировочно определить максимально допустимую величину W можно по формуле С.А. Давыдова:

$$W = 53 K_T d_c \sqrt{\frac{\Delta}{K_{BB} \gamma}} (1,6 - 0,5m), \quad (81)$$

где K_T – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива ($K_T = 1 \div 1,2$); Δ – плотность ВВ, кг/м³; K_{BB} – переводной коэффициент (табл. 3.2); γ – плотность породы, кг/м³; m – коэффициент сближения скважин ($m \leq 1,2$).

Величину Wпр возможно установить на основании подтвержденного опытом соотношения:

$$W_{пр} = k d_c, \quad (82)$$

где k – коэффициент, зависящий от взрываемости пород; d_c – диаметр скважины, м.

Для пород I категории по взрываемости можно принимать $k = 45 \div 50$; II категории $k = 40 \div 45$; III категории $k = 35 \div 40$; IV категории $k = 30 \div 35$ и V категории $k = 25 \div 30$.

Определение расстояния между скважинами в ряду (a)

$$a = m W, \quad (83)$$

где m – коэффициент сближения скважин.

Величину m следует определять с учетом анизотропности массива и принимать в зависимости от угла между линией откоса уступа и указанным в исходных данных направлением максимальной скорости упругих волн в массиве α_{yb} . Это направление соответствует направлению, характеризующемуся минимальным числом трещин, а значит – направлению большей оси зоны дробления породы во круг. [7] При учебных расчетах можно принимать:

при $\alpha_{yb} = 60 \div 90$ - $m = 0,7 \div 0,9$;

при $\alpha_{yb} = 30 \div 60$ - $m = 0,95 \div 1,05$;

при $\alpha_{yb} = 0 \div 30$ - $m = 1,1 \div 1,3$.

Определение расстояния между рядами скважин (b)

- при наклонных скважинах $b = W$;

- при вертикальных скважинах $b = (0,85 \div 1,0)W$.

Расчет величины заряда ВВ в скважине

$$Q_{зар} = q_n V_c, \quad (84)$$

где V_c – объем части массива, взрываемого зарядом одной скважины, м³, $V_c = H_y W a$; q_n – проектный удельный расход ВВ, кг/м³.

Выбор формы сетки скважин.

Количество рядов скважин при расчетах предварительно возможно принимать, исходя из общей ширины взрываемого блока $Ш_{вб}$ при транспортно-технологии в пределах 15 – 30 м, что обычно соответствует 2-4 рядам скважин.

Ширина взрывного блока в зависимости от принятого количества рядов скважин:

$$Ш_{вб} = W + (n_p - 1)b, \quad (85)$$

где n_p – количество рядов скважин.

Форму сетки скважин следует принимать с учетом анизотропности массива в соответствии с величиной угла α_{yb} : при $\alpha_{yb} = 60 \div 90$ и $\alpha_{yb} = 0 \div 30$ рекомендуется шахматная форма сетки, а при $\alpha_{yb} = 30 \div 60$ – прямоугольная.

Определение выхода горной массы с 1 м скважины.

Выход горной массы с 1 м скважины вычисляется по формуле:

$$v = \frac{V_c}{L_c} = \frac{H_y W a}{L_c}, \quad (86)$$

где V_c – объем горной массы, взрываемой зарядом одной скважины, м³.

Объем взрываемого блока $V_{вб}$ принимается соответствующим месячной или полумесячной производительности экскаватора:

$$V_{вб} = V_3^{мес}, \quad (87)$$

Среднемесячную производительность экскаватора ориентировочно принимать в следующих объемах:

Категория пород по взрываемости	Среднемесячная производительность экскаватора (тыс. м³) при вместимости ковша			
	5 м³	8 м³	12,5 м³	20 м³
I	180,0	300,0	400,0	570,0
II	165,0	270,0	385,0	540,0
III	150,0	240,0	360,0	510,0
IV	130,0	215,0	330,0	490,0
V	115,0	195,0	320,0	475,0

Общий объем буровых работ V_6 для обурирования подготавливаемого к взрыву блока и количества скважин на блоке (n_c) составляют:

$$V_6 = \frac{V_{вб}}{v}, \text{ м},$$

$$n_c = \frac{V_6}{L_c}, \text{ шт.}$$

Определение общей массы заряда, необходимой для взрывания блока

$$Q_{\text{общ}} = q_{\text{п}} V_{вб}, \text{ кг}$$

или

$$Q_{\text{общ}} = Q_{\text{зар}} n_c, \text{ кг}$$

Выбор схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ) и определение времени замедления.

При легко- и средневзрываемых породах рекомендуется принимать порядную или диагональную схему КЗВ, а для трудновзрываемых пород - диагональную или врубковую (клиновую) схему. При взрывании со сбросом породы в выработанное пространство при бестранспортной технологии необходимо использовать только порядную схему взрывания.

Время замедления $t_{\text{зам}}$ определяется в соответствии со свойствами горных пород и параметрами расположения скважин. Ориентировочно время замедления при расчетах можно принимать в диапазоне:

I категория пород по взрываемости $t_{\text{зам}} = 55 \div 70$ мс;

II категория пород по взрываемости $t_{\text{зам}} = 45 \div 55$ мс;

III категория пород по взрываемости $t_{\text{зам}} = 35 \div 45$ мс;

IV категория пород по взрываемости $t_{\text{зам}} = 25 \div 35$ мс;

V категория пород по взрываемости $t_{\text{зам}} = 20 \div 25$ мс;

Время замедления можно установить по соотношению

$$t_{\text{зам}} = k_{\text{п}} W, \text{ мс}$$

где $k_{\text{п}}$ – коэффициент, зависящий от взрываемости породы: для трудновзрываемых пород $k_{\text{п}} = 1,9 \div 3,1$; для пород средней взрываемости $k_{\text{п}} = 3,7 \div 5$; для легко взрываемых пород $k_{\text{п}} = 6,2 \div 7,5$.

Основные параметры буровзрывных работ.

Параметры	Значения параметров
1. Категория пород по взрываемости	
2. Проектный удельный расход ВВ, кг/м³	
3. Тип ВВ	
4. Диаметр заряда, мм	
5. Масса заряда в скважине, кг	
6. Объем взрываемого блока, м³	
7. Количество скважин на блоке, шт.	
8. Общий вес зарядов на блоке, кг	
9. Время замедления при КЗВ, мс	
10. Выход горной массы с 1 м скважины, м³/м	

Пример выполнения задачи «Расчет параметров буровзрывных работ».

Исходные данные:

Предел прочности породы при сжатии $\sigma_{\text{сж}} = 160$ МПа;

Предел прочности породы при сдвиге $\sigma_{\text{сдв}} = 42$ МПа;

Предел прочности породы при растяжении $\sigma_{\text{раст}} = 25$ МПа;

Плотность породы $\gamma = 3400$ кг/м³;

Среднее расстояние между трещинами в массиве $l_{cr}^{mp} = 0,1$;

Высота уступа $H_y = 15$ м;

Экскаватор ЭКГ - 8И;

Диаметр заряда (скважин) $d_3 = 200$ мм

Угол наклона скважин к горизонту $\beta = 80^\circ$;

Направление максимальной скорости упругих волн в массиве $\alpha_{yb} = 15^\circ$.

Скважины сухие.

Оценка взрываемости горных пород и выбор типа ВВ.

Определяем величину эталонного удельного расхода ВВ (аммонит № 6 ЖВ или граммонит 79/21) в соответствии с методологией В. В. Ржевского:

$q_3 = 0,2(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,002\gamma = 0,2(160 + 42 + 25) + 0,002 * 3400 = 52,8 \text{ г/м}^3$, где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ – пределы прочности породы при одноосном сжатии, сдвиге и растяжении, МПа; γ – плотность породы, кг/м^3 .

При $q_3 = 52,8 \text{ г/м}^3$ порода относится к III категории по взрываемости (трудновзрываемые).

С учетом категории пород по взрываемости и степени их обводненности в качестве ВВ принимаем Акватол

Выполняем расчет величины проектного удельного расхода ВВ:

$$q_{п} = q_3 k_{вв} k_d k_{сз} k_{тр} k_{оп} k_v, \text{ г/м}^3$$

$$q_{п} = 52,8 * 1,2 * 2,5 * 1,0 * 0,32 * 5,0 * 1,0 = 253,44 \text{ г/м}^3$$

где:

$k_{вв} = 1,2$ - переводной коэффициент от эталонного ВВ к принятому типу ВВ.

$k_d = 2,5$ – коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления породы.

$k_{сз} = 1,0$ – коэффициент, учитывающий степень сосредоточения заряда ВВ.

$k_{тр}$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива:

$$k_{тр} = 1,2 l_{cr}^{тр} + 0,2 = 1,2 * 0,1 + 0,2 = 0,32$$

где $l_{cr}^{тр} = 0,1$ м – среднее расстояние между трещинами в массиве.

$k_{оп} = 5,0$ – коэффициент, учитывающий число поверхностей уступа при взрыве.

k_v – коэффициент, учитывающий влияние высоты уступа:

$$k_v = \sqrt[3]{15/H_y} = \sqrt[3]{15/15} = 1$$

где $H_y = 15$ м – высота уступа,

Определение параметров взрывных скважин.

Диаметр скважин задан в исходных данных $d_{скв} = 200$ мм.

При производстве взрывных работ принимаем наклонные скважины. Длина скважины определяется по выражению:

$$L_c = \frac{H_y + l_n}{\sin \beta} = \frac{15 + 3}{\sin 80} = 18 \text{ м}$$

где:

$H_y = 15$ м – высота уступа;

$\beta = 80^\circ$ – угол наклона скважин к горизонту;

l_n – глубина перебура, м.

$$l_n = (10 \div 15) d_c = 15 * 0,2 = 3 \text{ м}$$

где $d_c = 0,2$ м – диаметр скважины (заряда)

Расчет параметров расположения скважин на уступе и величины заряда ВВ в скважине.

Определение величины линии сопротивления по подошве уступа (W).

Определяем максимально допустимую величину W по формуле С. А. Давыдова:

$$W = 53 K_r d_c \sqrt{\frac{\Delta}{K_{ВВ} \gamma}} (1,6 - 0,5m) = 53 * 1,1 * 0,2 \sqrt{\frac{1200}{1,2 * 3400}} (1,6 - 0,5 * 1,1) = 6,97 \text{ м}$$

где:

$K_r = 1,1$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива;

$\Delta = 3400 \text{ кг/м}^3$ – плотность ВВ;

$K_{ВВ} = 1,2$ – переводной коэффициент акватола по сравнению с эталонным ВВ;

$\gamma = 3400$ кг/м – плотность породы;

$m = 1,1$ – коэффициент сближения скважин.

Определяем величину W на основании подтвержденного опытом соотношения

$$W_{пр} = k d_c = 35 * 0,2 = 7,0 \text{ м},$$

где $k = 35$ – коэффициент для III категории взрываемости пород;

$d_c = 0,2$ м – диаметр скважины, м.

Принимаем $W = 7.0$ м

Определение расстояния между скважинами в ряду (а)

$$a = m W = 1,2 * 7,0 = 8,4 \text{ м}$$

где $m = 1,2$ – коэффициент сближения скважин при $\alpha_{ув} = 15^0$.

Определение расстояния между рядами скважин (b)

при наклонных скважинах $b = W = 7,0$ м;

Расчет величины заряда ВВ в скважине

$$Q_{зар} = q_{п} V_c = 0,25344 * 882 = 223,5 \text{ кг},$$

где: V_c – объем части массива, взрываемого зарядом одной скважины, м³,

$$V_c = H_y W a = 15 * 7 * 8,4 = 882 \text{ м}^3;$$

$q_{п} = 0,25344$ кг/м³ – проектный удельный расход ВВ.

Выбор формы сетки скважин.

Количество рядов скважин принимаем равным 3. Ширина взрывного блока составит:

$$Ш_{вб} = W + (n_p - 1)b = 7,0 + (3 - 1) * 7,0 = 21 \text{ м},$$

где $n_p = 3$ – количество рядов скважин.

Форму сетки скважин принимаем с учетом анизотропности массива в соответствии с величиной угла $\alpha_{ув}$: при $\alpha_{ув} = 15^0$ принимаем шахматную форму сетки.

Определение выхода горной массы с 1 м скважины.

Выход горной массы с 1 м скважины

$$v = \frac{V_c}{L_c} = \frac{H_y W a}{L_c} = \frac{882}{18} = 49 \text{ м}^3/\text{м},$$

где $V_c = 882$ м³ – объем горной массы, взрываемой зарядом одной скважины.

Объем взрываемого блока $V_{вб}$ принимаем соответствующим месячной эскаватора ЭКГ – 8И

$$V_{вб} = V_9^{\text{мес}} = 240000 \text{ м}^3/\text{мес}.$$

Общий объем буровых работ V_b для обустройства подготовливаемого к взрыву блока и количества скважин на блоке (n_c) составляют:

$$V_b = \frac{V_{вб}}{v} = \frac{240000}{49} = 4898 \text{ м},$$

$$n_c = \frac{V_b}{L_c} = \frac{4898}{18} = 272 \text{ шт.}$$

Определяем общую массу заряда, необходимого для взрыва блока

$$Q_{общ} = q_{п} V_{вб} = 0,25344 * 240000 = 60825,6 \text{ кг}$$

Выбор схемы короткозамедленного взрыва (КЗВ) и определение времени замедления.

Для трудно взрываемых пород принимаем врубную (клиновую) схему КЗВ.

Время замедления $t_{зам}$ определяется в соответствии со свойствами горных пород и параметрами расположения скважин. Для III категории пород по взрываемости $t_{зам} = 35 \div 45$ мс

Определяем время в зависимости от величины линии сопротивления по подошве уступа W

$$t_{зам} = k_{п} W = 3 * 7,0 = 21 \text{ мс}$$

Принимаем $t_{зам} = 25$ мс

где $k_{п} = 1,9 \div 3,1$ – коэффициент, зависящий от взрываемости породы.

Основные параметры буровзрывных работ.

Параметры	Значения параметров
1. Категория пород по взрываемости	III
2. Проектный удельный расход ВВ, кг/м ³	0,253
3. Тип ВВ	Акватол
4. Диаметр заряда, мм	200
5. Масса заряда в скважине, кг	223,5
6. Объем взрываемого блока, м ³	240000
7. Количество скважин на блоке, шт.	272
8. Общий вес зарядов на блоке, кг	60825,6
9. Время замедления при КЗВ, мс	25
10. Выход горной массы с 1 м скважины, м ³ /м	49

Практическая работа № 10. Обоснование параметров бульдозерного отвалообразования

Используя данные таблицы 12 определить параметры бульдозерного отвала при использовании автомобильного транспорта, выбрать модель бульдозера, определить объем работ по планировке отвала, производительность и требуемое количество бульдозеров. [8]

Таблица 12

№ варианта	Годовой объем вскрышных работ, тыс. м ³ (V _{год})	Грузоподъемность самосвала, т	Сменная производительность самосвала, т	Продолжительность рейса самосвала мин (t _p)	Удельный вес породы, т/м ³ (γ)	Кусковатость породы, м (d _{ср})	Расстояние перемещения породы, м (l _{тр})
1	2580	27	370	28	2,1	0,3	9
2	3100	30	360	32	1,7	0,2	11
3	4000	40	512	30	1,5	0,35	15
4	4500	40	614	25	1,8	0,45	14
5	5000	110	1142	37	2,2	0,25	16
6	2700	27	415	25	1,9	0,45	8
7	3200	30	320	36	2,3	0,3	9
8	5200	110	1456	29	1,5	0,5	15
9	4700	40	512	30	1,6	0,4	12
10	3900	40	614	25	2,4	0,6	12

Количество рабочих дней в году во всех вариантах - 357.

В задаче, в соответствии с исходными данными устанавливаются параметры автомобильного отвала, выбирается модель бульдозера, определяется объем работ по планировке отвала, производительность и требуемое количество бульдозеров.

1. Сменный объем вскрышных пород, доставляемых на отвал (сменный объем вскрышных работ на карьере)

$$V_{см} = \frac{V_{год}}{N_c}, \text{ м}^3/\text{см}, \quad (88)$$

где V_{год} – годовой объем вскрышных работ, м³/год (по исходным данным);

N_p – количество рабочих дней в году (принять как календарное время года за вычетом праздничных дней); n – количество смен в сутки (n = 3).

2. Объем бульдозерных работ на отвале:

$$V_{бр} = V_{см} k_z, \text{ м}^3/\text{см}, \quad (89)$$

где k_з – коэффициент, учитывающий количество породы, остающейся на поверхности отвала после разгрузки автосамосвала (коэффициент заваленности).

С учетом условий безопасности расстояние от автосамосвала до верхней бровки отвала при его разгрузке увеличивается с увеличением q_a . Поэтому при расчетах величину k_3 в зависимости от грузо-подъемности и автосамосвала ориентировочно можно принимать в пределах:

$$\text{при } q_a < 40 \text{ т} - k_3 = 0,4 \div 0,5;$$

$$q_a = 40 \div 80 \text{ т} - k_3 = 0,5 \div 0,6;$$

$$q_a > 80 \text{ т} - k_3 = 0,6 \div 0,7.$$

3. Выбор модели бульдозера

Производится, исходя из сменного объема вскрышных и бульдозерных работ, находящихся в определенном соответствии с грузо-подъемностью принятого автосамосвала, требуемой производительностью и мощностью бульдозера. Мощность двигателя бульдозера W при расчете можно принимать на основе следующих соотношений:

$$\text{при } q_a < 40 \text{ т} - W = 80 \div 120 \text{ кВт};$$

$$q_a = 40 \div 80 \text{ т} - W = 120 \div 220 \text{ кВт};$$

$$q_a > 80 \text{ т} - W > 220 \text{ кВт}.$$

Модель бульдозеров выбирается по таблице 13 на основе оценки требуемой мощности двигателя.

4. Приводится техническая характеристика принятой модели бульдозера

5. Вычерчивается схема бульдозерного отвала (рис.9)

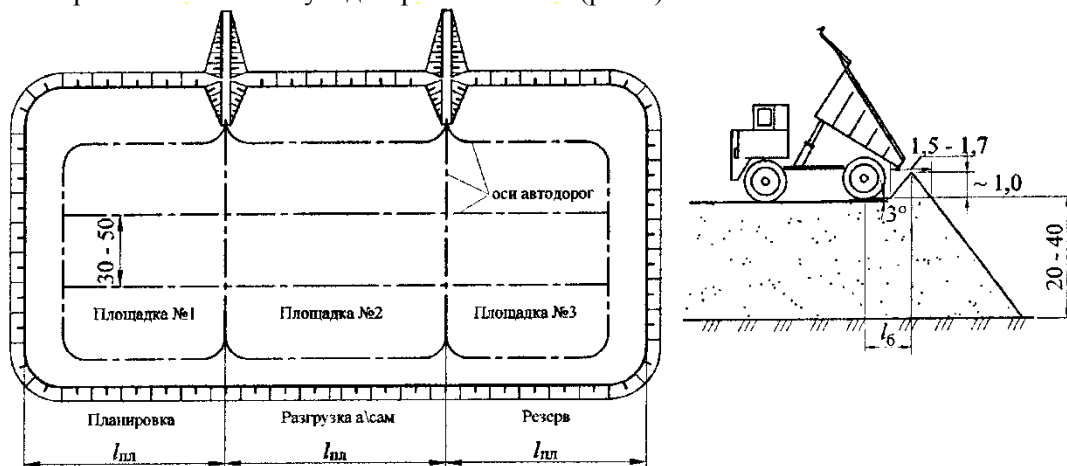


Рис.9. - l_b – безопасное расстояние от автосамосвала до верхней бровки отвала. (увеличивается с увеличением q_a)

6. Количество автосамосвалов, необходимых для выполнения сменного объема вскрышных работ в карьере

$$N_a = \frac{V_{см} \gamma k_n}{Q_{см}^a}, \text{ шт.}, \quad (90)$$

где k_n – коэффициент, учитывающий неравномерность работы карьера ($k_n = 1,25 \div 1,4$);

$Q_{см}^a$ – сменная производительность автосамосвала, т/с.м.

7. Количество одновременно разгружающихся на отвале автосамосвалов

$$N = N_a \frac{t_{рн}}{t_p}, \text{ шт.}, \quad (91)$$

где $t_{рн}$ – время, затрачиваемое на маневрирование и разгрузку автосамосвала, мин. ($t_{рн} = 1,5 \div 2$ мин); t_p – продолжительность рейса автосамосвала, мин.

8. Длина фронта разгрузочной площадки

$$l_n = N b, \text{ м.}, \quad (92)$$

где b – ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при маневрировании и разгрузке, м ($b = 25 \div 30$ м).

9. При равной длине фронтов разгрузки, планировки и резерва общая длина фронта отвала

$$L_{\phi}^0 = 3l_n, \text{ м.}, \quad (93)$$

10. Необходимое количество бульдозеров в работе на отвале

$$N_b = \frac{V_{сп}}{Q_{см}^b}, \text{ шт.}, \quad (94)$$

где $Q_{см}^b$ – сменная производительность бульдозера с учетом категории пород, м³/с.м (табл. 14).

Категорию пород возможно принимать в зависимости от их кусковатости, исходя из следующих соотношений:

при $q_{cp} < 0,2\text{м}$ – I категория;
 $q_{cp} = 0,2 - 0,4\text{м}$ – II категория;
 $q_{cp} > 0,4\text{м}$ – III категория.

При ориентировочной оценке величины $Q_{см}^6$ ее можно принять в соответствии данным табл. 14 с корректировкой расстояния перемещения породы ($l_{пер}$), которое при различной грузоподъемности автосамосвалов возможно принимать примерно равным:

при $q_a < 40\text{т}$ – $l_{пер} = 5 \div 7\text{м}$;
 $q_a = 40 \div 80\text{т}$ – $l_{пер} = 10 \div 15\text{м}$;
 $q_a > 80\text{т}$ – $l_{пер} = 15 \div 18\text{м}$.

Например:

Для бульдозера типа ДЗ-118 с двигателем мощностью 147 кВт при расстоянии перемещения породы 10м указанная в табл.3.2 сменная производительность при породах II категории составляет $Q_{см}^6 = 1650 \text{ м}^3/\text{см}$. Тогда при расстоянии перемещения $l_{пер} = 15\text{м}$ производительность бульдозера составит [9]:

$$Q_{см}^6 = \frac{1650 \cdot 10}{15} = 1100 \text{ м}^3/\text{см}.$$

Таблица 14

Сменная производительность ($\text{м}^3/\text{смену}$) бульдозеров
(при расстоянии перемещения породы 10 м)

Мощность двигателя, кВт	Категория пород		
	I	II	III
120-130	1500	1300	1000
130-150	1900	1650	1300
150-250	2200	1860	1500
250-370	2400	2050	1700
> 370	2700	2300	2000

Таблица 13

Техническая характеристика бульдозеров с поворотным отвалом

Показатели	ДЗ-110ХЛ	ДЗ-109ХЛ	ДЗ-118	ДЗ-59С	ДЗ-109ХЛ	Т-35.01	Т-50.01
Базовый трактор	Т-130.1.Г-1		ДЭТ-250М	Т-330		Т-500	Т-800
Мощность двигателя, кВт	121	121	147	243	243	368	660
Масса, т: бульдозерного оборудования общая с трактором	2,3 17,5	2,9 18,1	4,8 40,7	7,5 50,6	7,2 51,3	8,75 59,9	14,3 90,1

Показатели	ДЗ-35С (Д-575С)	ДЗ-34С (Д-572)	ДЗ-132-1	ДЗ-59Х; ДЗ-59ХЛ	ДЗ-124 ХЛ	ДЗ-125	ДЗ-158	ДЗ-141 ХЛ	ДЗ-159 УХЛ
Базовый трактор	Т-180Г	ДЭТ-250	ДЭТ-250М2	Т-330	ТТ-330 Р-1-01	Т-330	Т-25.01 БР-1	Т-500.01 БР-1	Т-50.01
Мощность двигателя, кВт	133	222	243	243	250	243	272	367	523
Масса, т: бульдозерного оборудования общая с трактором	3,4 18,8	4,0 31,4	5,8 37,1	7,8 46,5	8,0 46,0	8,5 45,2	Нет данных 40,5	8,6 59,9	14,3 90,1

Пример выполнения задачи
«Обоснование параметров бульдозерного отвалообразования».

Исходные данные:

Годовой объем вскрышных работ ($V_{\text{год}}$) – 3000 тыс. м³;
 Количество рабочих дней в году (N_p) – 357;
 Продолжительность смены ($t_{\text{см}}$) – 8 часов;
 Количество смен в сутки ($n_{\text{см}}$) – 3;
 Грузоподъемность самосвала – 40 т;
 Сменная производительность автосамосвала – 608 т;
 Продолжительность рейса автосамосвала (t_p) – 25 мин.;
 Удельный вес породы (γ) – 1,5 т/м³;
 Кусковатость породы ($d_{\text{ср}}$) – 0,3 м;
 Расстояние перемещения породы ($l_{\text{пер}}$) – 12 м.

1. Сменный объем вскрышных пород, доставляемых на отвал (сменный объем вскрышных работ на карьере)

$$V_{\text{см}} = \frac{V_{\text{год}}}{N_p n} = \frac{3000000}{357 \cdot 3} = 2801, \text{ м}^3/\text{см},$$

где $V_{\text{год}} = 3000000$ – годовой объем вскрышных работ, м³/год;

$N_p = 357$ – количество рабочих дней в году (принять как календарное время года за вычетом праздничных дней);

$n = 3$ – количество смен в сутки.

2. Объем бульдозерных работ на отвале

$$V_{\text{бр}} = V_{\text{см}} k_3 = 2801 \cdot 0,5 = 1400,5 \text{ м}^3/\text{см},$$

где $k_3 = 0,5$ при $q_a = 40$ т – коэффициент, учитывающий количество породы, остающейся на поверхности отвала после разгрузки автосамосвала (коэффициент заваленности).

3. Выбор модели бульдозера

Мощность двигателя бульдозера $W = 120$ кВт при $q_a = 40$ т.

На основе оценки требуемой мощности бульдозера выбираем бульдозер ДЗ-109 ХЛ

4. Техническая характеристика принятой модели бульдозера.

Показатели	ДЗ-109ХЛ
Базовый трактор	Т-130.1.Г-1
Мощность двигателя, кВт	121
Масса, т:	
бульдозерного оборудования	2,9
общая с трактором	18,1

5. Схема бульдозерного отвала

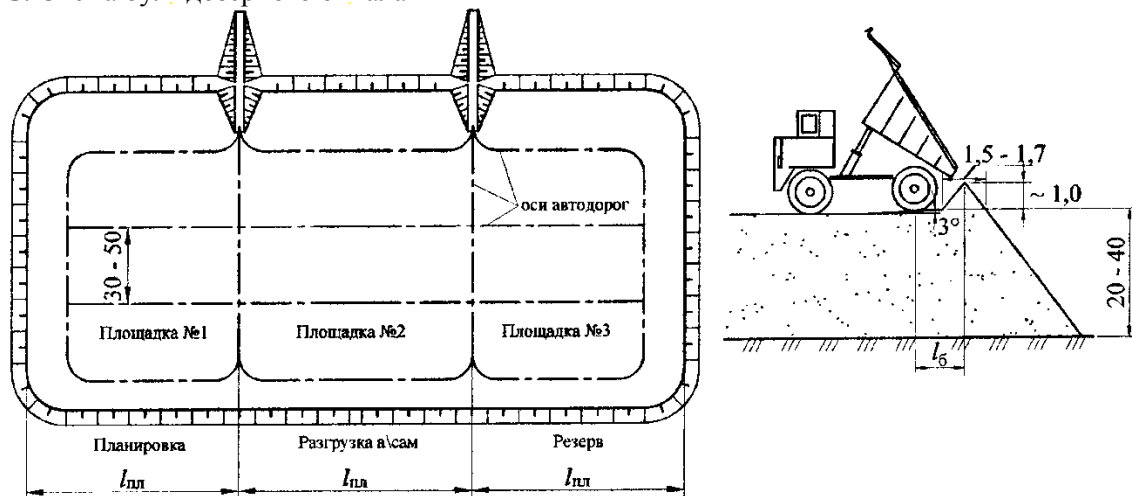


Рис. 10- l_6 – безопасное расстояние от автосамосвала до верхней бровки отвала. (увеличивается с увеличением q_a)

6. Количество автосамосвалов, необходимых для выполнения сменного объема вскрышных работ в карьере

$$N_a = \frac{V_{cm} \gamma k_n}{Q_{cm}^a} = \frac{2801 * 1,5 * 1,25}{608} = 8,6 \text{ шт},$$

где k_n – коэффициент, учитывающий неравномерность работы карьера ($k_n = 1,25 \div 1,4$);
Принимаем 9 самосвалов.

$$Q_{cm}^a = 608 \text{ – сменная производительность автосамосвала, т/см.}$$

7. Количество одновременно разгружающихся на отвале автосамосвалов

$$N = N_a \frac{t_{pm}}{t_p} = 9 * \frac{2}{25} = 0,72 \text{ шт},$$

Принимаем $N_a = 1$ шт.

где $t_{pm} = 2$ – время, затрачиваемое на маневрирование и разгрузку автосамосвала, мин.

$t_p = 25$ – продолжительность рейса автосамосвала, мин.

8. Длина фронта разгрузочной площадки

$$l_n = N b = 1 * 30 = 30 \text{ м},$$

где $b = 30$ – ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при маневрировании и разгрузке,

м.

9. При равной длине фронтов разгрузки, планировки и резерва общая длина фронта отвала

$$L_{\phi}^o = 3l_n = 3 * 30 = 90 \text{ м}.$$

10. Необходимое количество бульдозеров в работе на отвале

$$N_b = \frac{V_{bp}}{Q_{cm}^b} = \frac{1401}{1083} = 1,29 \text{ шт},$$

Принимаем 2 бульдозера.

где Q_{cm}^b – сменная производительность бульдозера с учетом категории пород, м³/см.

Категория пород при кусковатости пород $q_{cp} = 0,3$ м – II.

Для бульдозера типа ДЗ-10.9 ХЛ с двигателем мощностью 121 кВт при расстоянии перемещения породы 10 м сменная производительность при породах II категории составляет $Q_{cm}^b = 1300$ м³/см. Тогда при расстоянии перемещения $l_{пер} = 12$ м производительность бульдозера составит

$$Q_{cm}^b = \frac{1300 * 10}{12} = 1083 \text{ м}^3/\text{см}.$$

Контрольные вопросы.

1. По какому признаку выделяют раздробленные и взорванные породы?
2. Перечислите критерии, характеризующие трещиноватость пород в массиве.
3. Что понимают под коэффициентом разрыхления?
4. Укажите, каким образом находят величину коэффициента структурного ослабления?
5. Как определяют величину акустического показателя трещиноватости (жесткости) пород?
6. Какой показатель используют при оценке степени разрушенности пород?
7. Чем отличаются практически монолитные породы от среднетрещиноватых?
8. В чем отличие связанных разрушенных пород от связно-сыпучих разрушенных пород?
9. Каким образом можно отличить связно-сыпучие разрушенные породы от сыпучих разрушенных пород?
10. Укажите основной принцип установления коэффициента крепости пород по шкале
11. М. М. Протодяконова.
12. Чем отличается шкала крепости СНиП от шкалы М. М. Протодяконова?
13. Какие классификационные признаки положены в основу междугосударственной классификации пород по трещиноватости?
14. Укажите принцип установления категории пород по контактной прочности.
15. Чем отличается контактная прочность пород от их твердости?
16. Поясните, какие классификационные признаки положены в основу классификации пород по взрываемости?
17. Какие факторы учитывают при определении общего показателя трудности разрушения пород по В. В. Ржевскому?
18. К какому классу по трудности разрушения следует отнести горные породы, у которых $P_r > 25$?
19. Какова доля участия различных разрушающих напряжений при расчете показателя трудности разрушения по В. В. Ржевскому?
20. С какой целью вводят общий показатель трудности разрушения по В. В. Ржевскому?
21. Можно ли использовать показатель трудности разрушения пород по В.В. Ржевскому для выбора основного оборудования на карьерах?
22. Укажите группы горных пород с учетом трудности их разработки.
23. Какой основной признак учитывают при разделении пород на плотные и мягкие (связные), полускальные, скальные?
24. Какова особенность разработки мягких и сыпучих пород в зимнее время?
25. Чем отличаются разрушенные скальные и полускальные породы от пород в естественном состоянии?
26. Назовите эталонные взрывчатые вещества.
27. Чем отличаются легковзрываемые породы от трудновзрываемых?
28. Почему при расчете P_6 и q_3 не учитывают трещиноватость массива?
29. Укажите признак, по которому разделяют разрушенные породы по кусковатости.
30. Как будет изменяться коэффициент разрыхления пород при изменении среднего линейного размера куска?
31. Почему при расчете показателя трудности бурения не учитывают временное сопротивление пород растяжению?
32. Из каких соображений при определении P_6 не принимают во внимание трещиноватость пород?
33. Укажите, что косвенно характеризует показатель «плотность пород» при расчете P_6 ?
34. Поясните принцип выбора вместимости ковша экскаватора.
35. Из каких соображений устанавливают тип подвижного состава и грузоподъемность транспортного средства?
36. Что выбирают в первую очередь: буровой станок или экскаватор и почему?
37. Укажите конструктивные особенности долот для станков вращательного бурения.
38. Каким образом можно узнать годится ли выбранное долото при шнековой очистки скважин?
39. Перечислите основные типы долот для вращательно-ударного (пневмоударного) бурения скважин.
40. Укажите стандартные диаметры шарошечных долот третьего поколения для наиболее распространенных моделей станков шарошечного бурения.
41. По какому признаку выбирают тип шарошечного долота?
42. Для обустройства скважин в конкретных условиях можно применить несколько типов долот. Какому из них следует отдать предпочтение?

43. Расшифруйте марку шарошечного долота III 244.5 К ПГВ.
44. Укажите регулируемые режимные параметры для станков вращательного (шнекового) бурения.
45. Приведите регулируемые параметры режимы бурения шарошечными станками.
46. Перечислите режимные параметры бурения станками с пневмоударниками.
47. Как изменится производительность буровых станков с увеличением (уменьшением) P_6 ?
48. Из каких соображений выбирают тип ВВ?
49. Какие взрывчатые вещества относят к простейшим?
50. Перечислите известные вам водонаполненные (водосодержащие) ВВ.
51. Какие преимущества имеют водонаполненные (водосодержащие) ВВ по сравнению с гранулированными ВВ?
52. Перечислите преимущества эмульсионных ВВ.
53. Укажите принципы, на основе которых устанавливают область применения взрывчатых веществ на карьерах.
54. Как устанавливают параметры сетки скважин?
55. С какой целью принимают парносближенные скважины?
56. Что понимают под коэффициентом сближения скважин?
57. Какие факторы определяют массу заряда в скважине?
58. Расскажите о достоинствах и недостатках экскаваторного способа отвалообразования.
59. Перечислите способы производства отвальных работ при железнодорожном транспорте.
60. Чем отличается приемная емкость отвала от его приемной способности?
61. Укажите, в каких условиях целесообразно применять экскаваторный способ отвалообразования.
62. Выделите факторы, изменяя которые можно увеличить пропускную способность отвального тупика.
63. Поясните, из каких соображений устанавливают продолжительность работы отвального тупика между двумя передвижками пути.
64. Из каких соображений выбирается отвальный экскаватор?
65. Какими мероприятиями обеспечивают безопасность работ при отсыпке отвалов на неустойчивом основании?

№ варианта	Годовая производительность карьера по руде, млн т.	Расстояние транспортных типовки, км	Горизонтальная мощность рудного тела, м	Длина рудного тела, м	Угол падения рудного тела, град.	Мощность наносов, м	Мощность приповерхностных пород, м	Климатический район	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Плотность пород, т/м ³	Категория пород по трещиноватости	Взрываемость пород	Обводненность пород	Граничный коэффициент вскрыши, м ³
1	9	7	130	1500	8	20	20	северный	15	3.1	V	трудно взрываемая	обводненная	8
2	5	12	110	1000	60	15	8	северный	7	2.5	III	-		6
3	10	7	150	2000	65	10	12	южный	8	3	II	средняя	сухие	8
4	5	5	115	1350	65	10	15	северный	10	2.9	IV	трудно взрываемая	сухие	7
5	5	5	90	1000	65	10	10	южный	5	2.1	I	легко взрываемая	обводненные	6
6	2	2	120	500	50	10	10	южный	11	2.9	IV	-	сухие	3
7	5	6	100	1100	60	15	10	южный	7	2.5	II	средняя	сухие	6
8	7	7	110	1200	70	15	15	северный	12	3	V	-	сухие	7
9	3	3	100	700	55	15	15	северный	15	3.2	III	средняя	обводненные	4

Техническая характеристика карьерных экскаваторов - мехлопат

Наименование параметров	Ед. изм.	ЭКГ-4УС	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-12(16)
Вместимость ковша	м³	4	8	10	12
Диапазон сменных ковшей	м³	3,2-4,6	10	8;12,5	12-16
Продолжительность цикла	с	29	26	26	26
Угол наклона стрелы	град	45	47	45	45
Длина стрелы	м	-	13,35	13,85	16
Длина рукояти	м	-	11,51	11,1	-
Максимальный радиус черпания на уровне стояния	м	10,5	12,2	12,6	14,3
Максимальный радиус черпания	м	15,5	18,2	18,4	21
Максимальный радиус разгрузки	м	13,7	16,3	16,3	18,5
Высота разгрузки при макс. радиусе разгрузки	м	-	5,7	6,1	-
Максимальная высота черпания	м	13,25	12,5	13,5	15
Радиус разгрузки при макс. высоте разгрузки	м	-	15,6	15,4	-
Максимальная высота разгрузки	м	9,2	9,2	8,6	-
Радиус вращения хвостовой части	м	5,6	7,62	7,78	8,7
Ширина кузова	м	-	6,512	6,512	-
Высота по кабине	м	-	-	8,6	-
Просвет под поворотной стрелой	м	-	2,7	2,7	-
Высота пяты стрелы	м	-	5	4,095	-
Расстояние от оси пяты стрелы до центра вращения	м	-	2,4	2,4	-
Длина гусеничного хода	м	6,06	7,95	7,95	11,48
Ширина гусеничного хода	м	-	6,98	6,68	7,9/9
Ширина гусеничной цепи	м	-	1,4	1,4	-
Средняя скорость передвижения	км/ч	-	12	0,8	-
Уклон, преодолеваемый при передвижении	град	12	-	12	12
Среднее давление на грунт при передвижении	кПа	185	-	216	300/240
Максимальное усилие на блоке ковша	кН	500	784	980	1250
Высота до головных блоков стрелы	м	-	-	14,6	
Радиус до головных блоков	м	-	-	12,92	
Уровень глаз оператора	м	-	-	-	
Скорость подъема ковша	м/с	-	0,94	0,85	
Номинальная мощность:		-		-	
сетевого двигателя	кВт	-		800	
трансформатора	кВт	250		160	1250
Подводимое напряжение	В	3300; 6000	6000; 3000	6000	6000
Рабочая масса	т	211	370	395	670
Конструктивная масса	т	-		334	
Масса основного ковша	т	-		16,2	
Противовес	т	-		45-50	

Техническая характеристика автосамосвалов

Самосвал карьерный	БЕЛАЗ-75131	БЕЛАЗ-75135	БЕЛАЗ-75137	БЕЛАЗ-7513	БЕЛАЗ-75139	БЕЛАЗ-7513А	БЕЛАЗ-7513В
Грузоподъёмность, т	130-136	110-130	130-136	130-136	130-136	130-136	130-136
Модель двигателя	КТА50-С	КТА38-С	MTU DD 12V4000	QSK45-С	КТА50-С	MTU DD 12V4000	MTU DD 12V4000
Номинальная мощность двигателя, кВт (л.с.)	1194 (1600)	882 (1200)	1194 (1600)	1194 (1600)	1194 (1600)	1194 (1600)	1194 (1600)
Максимальный крутящий момент, Нм/об/мин	6292/1500	4726/1300	7595/1500	6836/1500	6292/1500	7595/1500	7595/1500
Удельный расход топлива при номинальной мощности, г/кВт, ч	208	207	201	209	208	201	201
Уровень выбросов отработавших газов двигателя в соответствии с ЕРА	-	-	Tier 1	Tier 2	-	Tier 1	Tier 1
Тяговый электропривод	Переменно-постоянного тока			Переменно-переменного тока			
Тяговый генератор	СГТ-1000, ГСН-500, ГСТ-1			5GTA22	ГСТ-800	5GTA22	ГСТ-800
- мощность, кВт	1000			1078	800	1078	800
Тяговый двигатель	ЭК-420/ЭК-590/ТЭД-6/ДП-600			5GEB-31	ТАД-5	5GEB-31	ТАД-5
- мощность, кВт	420 590 520 600			480	610	480	610
Объём кузова, м³	45,5 / 50,1 / 55,0 / 59,6 / 103,8						
Объём кузова с шапкой «2:1»	71,2 / 75,5 / 80,0 / 84,0 / 134,8						
Радиус поворота, м	13						
Масса эксплуатационная, кг	107100	100100	108100	108000	108500	108500	108500
	(комплектация в базовом исполнении)						
Масса полная, кг	243100	230100	244100	244000	244500	244500	244500
Максимальная скорость, км/ч	48			64	60	64	60

Заключение

Практикум в полном объеме охватывает указанные разделы одной из основных профилирующих учебных дисциплин и соответствует перечню практических занятий, рекомендованных учебной программой дисциплины «Процессы открытых горных работ».

Производственные процессы способствует закреплению знаний по методам расчета параметров и показателей буровзрывных, выемочно-погрузочных, транспортных и отвальных работ в экскаваторно-транспортных комплексах при цикличной технологии.

В соответствии с требованиями работа ставит своей целью помочь в приобретении навыков выбора вида и типоразмера бурового, экскаваторного, транспортного и отвального оборудования, а также взрывчатых материалов, в увязке со свойствами пород и условиями их разработки, определения производительности и парка оборудования, расчета и составления технологических графиков.

Принятая в работе структура изложения предполагает предварительное самостоятельное изучение соответствующих разделов учебника.

В основу вычислений положено органичное единство горнотехнических свойств пород и основных показателей производственных процессов на открытых горных работах. Решения, принимаемые при выполнении очередного индивидуального задания, логически вытекают из предыдущих, что позволяет проследить взаимосвязь и взаимозависимость основных производственных процессов на карьерах, как звеньев единой технологической цепи.

Практикум содержит методики расчетов полного комплекса технических и технологических задач по подготовке, выемке, перемещению и отвалообразованию горных пород при цикличной технологии. Поэтому оно может быть использовано в ходе выполнения курсового и дипломного проектирования.

Основная литература

1. Анистратов, Ю. И. Технология открытых горных работ: учебник / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов. – М.: НТЦ «Горное дело», 2008. – 472 с.
2. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учебник / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов. – М.: НТЦ «Горное дело», 2008. – 488 с.
3. Репин, Н. Я. Подготовка горных пород к выемке: учеб.пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности «Открытые горные работы» направления подготовки «Горное дело». – М.: Мир горной книги, 2009. – 188 с.
4. Репин, Н. Я. Практикум по дисциплине «Процессы открытых горных работ»: учеб.пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности «Открытые горн. работы» направления подготовки «Горное дело» / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – М.: Горная книга, 2010. – 156 с.
5. Репин, Н. Я. Выемочно-погрузочные работы / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – М.: Горная книга, 2010. – 267 с.
6. Колесников, В. Ф. Технология ведения выемочных работ с применением гидравлических экскаваторов / В. Ф. Колесников, А. И. Корякин, А. В. Стрельников. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2009. – 143 с.
7. Ненашев, А. С. Технология ведения горных работ на разрезах при разработке сложноструктурных месторождений: учеб.пособие / А. С. Ненашев, В. Г. Проноза, В. С. Федотенко. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2010. – 248 с.
8. Гвоздкова, Т. Н. Технология добычи полезных ископаемых открытым способом: учеб.пособие / Т. Н. Гвоздкова, М. А. Тюленев, А. А. Хорешок. – Кемерово, ГУ КузГТУ, 2008. – 62 с.
9. Ермолаев, В.А. Основы горного дела (Открытые горные работы) [Электронный ресурс] : учебное пособие для студентов всех форм обучения специальности 130403 «Открытые горные работы» / ФГБОУ ВПО «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева», Каф. открытых горн. работ Кемерово, 2012

Учебное издание

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Практикум

Составители

Куулар Олча Орлановна, Саая Сай-Суу Шолбановна

Редактор А.Р. Норбу

Дизайн обложки К.К. Сарыглар

Сдано в набор: 25.02.2019. Подписано в печать: 17.05.2019.

Формат бумаги 60×84 ¹/₈. Бумага офсетная.

Физ. печ. л. 4,5. Усл. печ. л. 4,2. Заказ № 1493. Тираж 50 экз.

667000, Республика Тыва, г. Кызыл, ул. Ленина, 36

Тувинский государственный университет

Издательство ТувГУ