

Министерство образования и науки Челябинской области
Государственное бюджетное профессиональное образовательное учреждение
«Коркинский горно-строительный техникум»

Методическая разработка

По выполнению

Курсового проекта

По дисциплине «Горное дело»

На тему: Выбор комплексной механизации при разработке

месторождения открытым способом

**для специальности: 13.02.11 «Техническая эксплуатация и обслуживание
электрического и электромеханического оборудования» (по отраслям)**

2016 год

Методическая разработка

По выполнению курсового проекта по дисциплине «Горное дело» разработана на основе Федерального государственного образовательного стандарта по специальности среднего профессионального образования 13.02.11 «Техническая эксплуатация и обслуживание электрического и электромеханического оборудования» (по отраслям)

Организация-разработчик: ГБПОУ «Коркинский горно-строительный техникум»

Разработчик:

Киви Т.И. преподаватель ГБПОУ «Коркинский горно-строительный техникум»

Рассмотрена на ЦК

Протокол № от

« ____ » _____ 20__ г.

Председатель _____

Рекомендована Методическим советом ГБПОУ
«Коркинский горно-строительный техникум»

Протокол № от

« ____ » _____ 20__ г.

_____ Е.А.Квитко

Методическую разработку
по выполнению курсового проекта по дисциплине «Горное дело»

Утверждаю

« ____ » _____ 20__ г.

Зам. Директора по учебной работе

_____ В.Е.Асташкина

Содержание

1 Паспорт методической разработки по выполнению курсового проекта по предмету «Горное дело»	3
2 Содержание проекта	5
3 Перечень рекомендуемых учебных изданий, интернет-ресурсов, дополнительной литературы	33
Приложения	34

1 ПАСПОРТ МЕТОДИЧЕСКОЙ РАЗРАБОТКИ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО ПРЕДМЕТУ « ГОРНОЕ ДЕЛО»

Курсовой проект является завершающим этапом изучения предмета «ГОРНОЕ ДЕЛО» и предназначен для закрепления и углубления знаний.

Курсовое проектирование ставит перед студентами следующие основные задачи:

- систематизация, закрепление и углубление теоретических знаний и практических навыков, полученных при изучении предмета;
- усвоение основ проектирования и технологических расчетов
- умение правильно выбрать метод организации производства и его обоснование для конкретных условий;
- умение пользоваться технической и нормативно-справочной литературой, - нормативными материалами и стандартами;
- развитие способности студентов к исследовательской работе на различных участках производства с выявлением факторов, влияющих на результаты производства.

Целью курсового проектирования являются закрепление и систематизация знаний студентов по курсу, развитие навыков самостоятельного решения инженерных задач и умелого использования технической литературы, справочных и нормативных материалов, достижений научно-технического процесса и передового опыта.

Проект выполняется на основе разделов «Подготовка горных пород к выемке», «Выемка горных пород», «Отвальные работы», «Карьерный транспорт», «Буровзрывные работы»

Тема курсового проекта: «Выбор комплексной механизации при разработке месторождений открытым способом».

Основанием для выполнения проекта является задание на проектирование, выдаваемое руководителем индивидуально каждому студенту.

Проект состоит из расчетно-пояснительной и графической частей и оформляется строго по действующим правилам.

Текстовая часть проекта оформляется в виде брошюрованной записки. Записка должна иметь следующее:

1. Оформленный по правилам титульный лист, выполняемый черными чернилами на листе формата А4, или машинописным текстом. Оригинал задания на проектирование (прилагается к записке между титульным и первым листом).

2. Оглавление с перечислением всех разделов записки размещается после задания на проектирование. Текст с расчетами, обоснованиями, схемами.

4. Список использованной литературы.

Текст пишется на одной стороне листа нелинованной белой бумаги стандартных размеров (формат А - 4). На формате листа проводится рамка черной линией с оставлением полей: слева 20 мм, справа, сверху и снизу - 5 мм. Текст внутри рамок пишется согласно принятым стандартам.

Первым является лист с содержанием.

Текст пишется или печатается аккуратно, без помарок и зачеркиваний. Изложение должно быть литературным, сжатым, грамотным, текст отредактирован, не допускается сокращения слов за исключением общепринятых обозначений. Предложение строится в безлично-именной форме.

Таблицы, рисунки и схемы, помещенные в записку, нумеруются и им даются наименования по содержанию. В тексте на них даются ссылки. Нумерации имеют и все формулы. Разделы нумеруются и имеют те же заголовки, что и в приведенном деле тексте. Рисунки, таблицы, формулы нумеруются последовательно по разделам. Например, первый рисунок в разд. 1 имеет нумерацию 1.1, второй - 1.2 и т.д. Первая таблица разд. 2 имеет номер 2.1, вторая - 2.2 и т.д. Аналогично нумеруются формулы.

При аналитических расчетах сначала записывается формула с буквенными

обозначениями параметров. Ниже формулы дается расшифровка параметров и обоснование их значений. Ниже пишется результат вычислений.

Графика представляется одним листом чертежей. Соблюдаются следующие правила:

1. Чертеж вычерчивается на листе формата А1;
2. Чертежи выполняют карандашом, или на компьютере. Разрешается выделение другим цветом элементов графики, например, железнодорожных путей;
3. Размеры наносятся с точностью, принятой для измерения данного параметра;
4. Основная надпись чертежа помещается в правом нижнем углу листа и оформляется согласно ГОСТам.

Курсовая работа выполняется на тему : «Комплексная механизация горных работ при разработке месторождения открытым способом»

Курсовая работа выполняется в следующем объеме:

Наименование разделов проекта	Количество часов аудиторно	Количество часов на самостоятельную работу
Введение	1	0,5
1.Общая часть		
1.1 Краткая горно-геологическая характеристика		
1.2 Расчет параметров карьера	2	1
1.3 Выбор режима работы. Расчет срока службы карьера.	1	0,5
2. Специальная часть		
2.1 Выбор и обоснование способа вскрытия	1	1
2.2. Выбор формы трассы капитальных траншей и определение ее элементов		
2.3 Выбор и обоснование системы разработки	1	1
2.4Выбор выемочно-погрузочного оборудования.	2	1
2.5 Определение производительности выемочно-погрузочного оборудования.		
2.6 Расчет параметров СОР	1	1
2.7 Выбор транспортного оборудования	3	1
2.8 Расчет пропускной и провозной способностей карьерных трасс	4	2
2.9Расчет параметров буровзрывных работ	4	1
2.10 Отвалообразование.	2	1
2.10.1 Расчет параметров отвалообразования		
2.11 Способы передвижки транспортных коммуникаций. Вспомогательные работы.	2	1
2.12 Т Б и охрана окружающей среды	2	1
Графическая часть	6	4

ВСЕГО	30	17
--------------	-----------	-----------

2 СОДЕРЖАНИЕ ПРОЕКТА

1 Общая часть

1.1 Краткая горно-геологическая характеристика.

Описание тел полезного ископаемого: его размеры, форма, мощность, длина по простиранию и падению. Внутреннее строение тел полезного ископаемого, генетический тип месторождения, описание горных пород, слагающих месторождение, условия залегания. Обводненность месторождения, характеристика водоносных горизонтов.

1.2 Расчет параметров карьера.

Определяются и выбираются углы погашения бортов разреза со стороны лежачего и висячего боков залежи.

Углы погашения бортов разреза принимаются согласно справочной литературе на основе практических данных эксплуатации месторождений с аналогичными горно-геологическими условиями залегания. Для угольных месторождений углы погашения принимаются в пределах 35°...45°. Определяется граничный коэффициент вскрыши. Правильное определение граничного коэффициента вскрыши имеет большое значение при проектировании открытых горных работ, т. к. его величина определяет глубину и границы разреза, а следовательно, запасы полезного ископаемого и объем вскрыши в контуре разреза. Величина $K_{гр}$ в значительной степени зависит от системы разработки. Так, например, при бестранспортной системе разработки величина $K_{гр}$ достигает 20—24 м³/т, при транспортной — 10—14 м³/т. Величина граничного коэффициента вскрыши дается в задании согласно практическим данным соответствующего бассейна или определяется по формуле.

Граничный коэффициент вскрыши определяется из условий экономической целесообразности ведения открытых горных работ путем сравнения себестоимостей добычи 1 т угля открытым и подземным способом:

$$K_{гр} = \frac{C_{п} - C_{о}}{C_{в}} \cdot M^3 / \text{т},$$

где $C_{п}$ — полная себестоимость 1 т угля при подземных горных работах, руб/т³;

$C_{о}$ — себестоимость 1 т угля при открытых горных работах, руб/т³ (без учета вскрышных работ);

$C_{в}$ — себестоимость выемки 1 м³ вскрыши при открытых горных работах, руб/м³,

значения которых принимаются по заданию.

Глубина разреза определяется аналитическим, графическим или графоаналитическим методами.

Метод выбирается в зависимости от строения залежи полезного ископаемого, угла наклона, размеров залежи по падению.

Определение глубины разреза аналитическим способом целесообразно при наклонном и крутом залегании месторождения, выдержанной мощности залежи по формуле профессора В. В. Ржевского:

$$H_{к} = (K_{гр} (M - m) - m) / \text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma -$$

где H_k — глубина разреза;

$K_{гр}$ — граничный коэффициент вскрыши, m^3/m^3 ;

M — горизонтальная мощность залежи, м;

m — горизонтальная мощность пропластков пустой породы в залежи
полезного ископаемого, м;

u_l — угол откоса нерабочего борта разреза со стороны лежачего бока залежи,
град.;

u_v — угол откоса борта разреза со стороны висячего бока залежи, град.

При угле падения залежи более 15° — 20° и при условии, если углы откосов бортов разреза не резко отличаются друг от друга, пользуются следующей формулой В. В. Ржевского:

$$H_k = \operatorname{tg} \gamma_{ср} (\sqrt{0,025 P^* + 0,32 K_{гр} S_{пл} - 0,16 P}) , \text{ м,}$$

где $\gamma_{ср}$ — средневзвешенный угол откоса бортов разреза, град.;

P — периметр дна разреза, м;

$S_{пл}$ — площадь полезного ископаемого на конечной глубине, m^2 .

При сложных элементах залегания месторождения, а также в тех случаях, когда требуется большая точность подсчетов для определения конечной глубины разреза, пользуются методом сравнения вариантов. Конечная глубина разреза для месторождений с простыми условиями залегания может быть определена по графическому методу В. В. Ржевского.

Для горизонтального залегания месторождений необходимости в определении конечной глубины нет, так как при разработке таких месторождений открытыми работами конечная глубина соответствует отметке почвы пласта. Но в этом случае необходимо установить экономичность применения открытых работ, которая для горизонтально залегающих пластов выражается условием:

$$K_{ср} < K_{гр},$$

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

Определение объемов горной массы, пустой породы, геологических запасов полезного ископаемого.

При равнинном рельефе местности объем горной массы в пределах конечных контуров разреза определяется по следующей формуле:

$$V_{г.М} = S_d \cdot H_k + \frac{1}{2} \cdot P_d \cdot H_k \operatorname{ctg} \gamma_{ср} + \frac{1}{3} \cdot P_d \cdot H_k^2 \operatorname{ctg} \gamma_{ср}, \text{ м}^3,$$

где S_d — площадь дна разреза, m^2 ;

H_k — глубина разреза, м;

P_d — периметр дна разреза, м;

$\gamma_{ср}$ — усредненный угол откоса бортов разреза, град.

Определение геологических запасов полезного ископаемого осуществляется посредством определения объема (объемов) геометрических тел полезного ископаемого в пределах конечных контуров разреза.

$$V_{п.п} = V_{г.м} - Q, \text{ м}^3,$$

где $V_{г.м}$ — объем горной массы в пределах конечных контуров разреза, м^3 ;

Q — объем (запасы) полезного ископаемого в пределах конечных контуров разреза, м^3 ;

$V_{п.п}$ — объем пустой породы в пределах конечных контуров разреза, м^3 .

Промышленные запасы полезного ископаемого определяются по формуле:

$$Q_{пи} = Q * K_{из} * \gamma_{пи}, \text{ Т},$$

где $Q_{пи}$ — промышленные запасы полезного ископаемого, т;

$K_{из}$ — коэффициент извлечения (0,95...0,94);

$\gamma_{пи}$ — объемный вес полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$.

Средний коэффициент вскрыши определяется по формуле:

$$K_{ср} = \gamma_{п.п} / Q_{пи}, \text{ м}^3/\text{т}$$

Целесообразность открытой разработки месторождения обеспечивается при условии $K_{ср} < K_{гр1}$

где $K_{ср}$ — средний коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{т}$;

$K_{гр}$ — граничный (предельный) коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{т}$.

1.3 Выбор режима работы и расчет срока службы карьера.

Производственная мощность разреза принимается в соответствии с нормативами технического проектирования .

Срок службы разреза определяется как частное от деления промышленных запасов на производительность разреза по углю с учетом времени на развитие и погашение горных работ.

$$T = Q_{пи} / P + t_1 + t_2, \text{ лет},$$

Где: P — производственная мощность разреза по полезному ископаемому, млн. т;

$Q_{пи}$ — промышленные запасы полезного ископаемого, млн. т;

t_1 — время на развитие горных работ;

t_2 — время на погашение горных работ

(t_1 и t_2 принимаются соответственно 1,5—2 года).

1.3 Выбор режима работы. Расчет срока службы карьера..

Режим работы по вскрышным, добычным и отвальным работам принимается 357 рабочих дней в году с тремя рабочими сменами в сутки при продолжительности смены 8 часов, или с двумя рабочими сменами по 12 часов.

При применении маломощного вскрышного оборудования допускается режим работы 300 рабочих дней в году.

При применении комбинированного транспорта крепких пород режим работы выбирается в ходе проектирования.

При работе в блоке с электростанциями и при применении мощного горного оборудования по добыче угля режим работы принимается 357 дней в году с тремя рабочими сменами в сутки при продолжительности смены 8 часов.

В отдельных случаях для разрезов мощностью до 5 млн. т угля в год при вывозе угля потребителям автомобильным транспортом допускается режим работы разреза по добыче угля 300 рабочих дней в году с тремя рабочими сменами в сутки при продолжительности смены 8 часов.

На разрезах малой мощности, расположенных в районах Крайнего Севера, при сезонной потребности угля допускается сезонный режим работы по добыче полезного ископаемого.

2 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Выбор и обоснование способа вскрытия

Выбор способа вскрытия месторождения представляет одну из наиболее ответственных задач проектирования. При выборе способа вскрытия необходимо проанализировать все факторы, влияющие на выбор способа вскрытия данного месторождения: рельефа местности, места расположения приемных устройств на поверхности, типа горного и транспортного оборудования, принятого для разработки месторождения, системы разработки месторождения, производительности разреза по вскрыше и добыче. Выбор способа вскрытия решается совместно с обоснованием выбора системы разработки.

Ниже кратко приводятся рекомендации по выбору способа вскрытия месторождения.

Существенное влияние на выбор способа месторождения оказывает рельеф местности, определяющий, в основном, место расположения траншей, место размещения отвалов, приемных пунктов на поверхности. Целесообразно расположение внешних капитальных траншей принимать в пониженных местах, что обеспечивает минимальный объем горно-капитальных работ.

Геологические и гидрогеологические условия залегания месторождения определяют расположение и количество вскрывающих траншей. Так, например, при неглубоком залегании горизонтальных и пологих пластов чаще применяются внешние капитальные траншеи. Количество и тип их определяется мощностью пород вскрыши и полезного ископаемого.

При наклонном и крутом залегании пластов чаще принимается комбинированное вскрытие: верхние горизонты вскрываются внешней групповой траншеей, а нижележащие горизонты — тупиковыми, спиральными петлевыми съездами, расположенными со стороны лежачего бока залежи. Вскрытие верхних горизонтов внешней групповой траншеей позволяет уменьшить грузонапряженность транспортных коммуникаций на верхних горизонтах, тем самым обеспечить необходимую пропускную способность капитальных траншей, а следовательно, производительность разреза по горной массе.

2.2. Выбор формы трассы капитальных траншей и определение ее элементов.

Трасса внутренних капитальных траншей зависит от условий залегания месторождения, формы залежи, типа применяемого карьерного транспорта.

Так, например, на угольных наклонных и крутопадающих месторождениях с относительно большой мощностью пластов и при значительных размерах по простиранию ($L > 800$ м) обычно принимают тупиковую форму трассы при железнодорожном и петлевою — при автомобильном.

Спиральная форма трассы применяется при разработке штокообразных месторождений, что для угольных месторождений нехарактерно.

Угол падения и сложность месторождения определяют место залегания траншей, а следовательно, их стационарность.

Системы разработки месторождений и тип экскаваторов определяют размеры и количество уступов, а следовательно, и количество траншей. Поэтому в процессе проектирования выбор способа вскрытия и системы разработки необходимо производить одновременно и взаимосвязанно.

Величина руководящего уклона (i_p) капитальных траншей определяется в соответствии с типом транспорта: при железнодорожном $i_p < 40^\circ$, при использовании тяговых агрегатов $i_p < 70 \dots 80^\circ$, при использовании скиповых подъемников $i_p < 45^\circ$, при применении конвейерного транспорта $i_p < 18^\circ$, при применении автомобильного транспорта $i_p < 3^\circ \dots 5^\circ$.

При применении скользящих съездов величина уклона принимается на 30° меньше, чем при тупиковых.

Длина трассы капитальных траншей.

Длина трассы капитальных траншей определяется после выбора способа вскрытия и определения руководящего уклона. При этом необходимо установить число изменений искривления трассы, применение капитальных траншей к рабочим горизонтам. Длина наклонного отрезка трассы между двумя уступами определяется по формуле:

$$L = 1000 \cdot h_T / i$$

где h_T — конечная глубина траншеи, м;

i — уклон траншеи.

Общая длина трассы капитальных траншей измеряется на плане или ориентировочно рассчитывается по формуле:

$$T = \left(\frac{H_0 - H_x}{i} \right) \cdot K_{тр} \text{ м,}$$

где $H_0 - H_x$ — разность отметок, через которые проходят начало и конец трасс, м;

$K_{тр}$ — коэффициент развития трассы, который усиливает приращение длины трассы из-за смягчения уклона на кривых и за счет применения.

Коэффициент развития трассы зависит от формы трассы, вида применения и уклона пути. При железнодорожном транспорте $K_{тр} = 1,1 \dots 1,6$, при автомобильном транспорте $K_{тр} = 1,05 \dots 2,3$.

2.3 Выбор и обоснование системы разработки

Производится в соответствии с горно-геологическими условиями залегания месторождения.

Основным техническим направлением в области открытой разработки является применение бестранспортной и транспортно-отвальной систем разработки с использованием высокопроизводительного оборудования. Однако применение бестранспортной и транспортно-отвальной систем ограничено геологическими условиями залегания месторождений и физико-механическими свойствами горных пород; они могут применяться при разработке маломощных горизонтальных и пологопадающих месторождений ($\alpha < 12^\circ$). При наклонных и крутых месторождениях возможно применение менее экономичной и более трудоемкой транспортной системы разработки.

2.4. ВЫБОР ВЫЕМОЧНО – ПОГРУЗОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Выбор выемочно-погрузочного оборудования проводится в соответствии с горно-геологическими условиями месторождения.

Механические лопаты

При использовании карьерных и вскрышных механических лопат высота разрабатываемого уступа в мягких породах по условиям безопасности не должна превышать максимальную высоту черпания экскаватора

$$H_y \leq H_{ч.маx}$$

В сыпучих взорванных породах, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения $H_y = (2,5 \dots 2,7) H_{ч.маx}$.

В связно-сыпучих взорванных породах средней кусковатости

$$H_y = (1,05 \dots 1,15) H_{ч.маx}.$$

В связных и крупнокусковатых взорванных породах

$$H_y \leq H_{ч.маx} .$$

При работе мехлопаты с верхней погрузкой в транспортные средства высота уступа ограничивается высотой и радиусом разгрузки. Высота уступа определяется:

- из условия использования максимальной высоты разгрузки

$$H_y = H_{pмаx} - h_b - e,$$

где h_b – высота транспортного средства, м; e – безопасное расстояние между кузовом и ковшом в момент разгрузки, м.

- из условия полного использования радиуса разгрузки

$$H_y = (R_p - R_{\text{ч}}, m, \alpha - c) \text{tg}$$

Где R_p – радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки; $R_{\text{ч}}$ – угол откоса уступа, град. $\alpha \geq 3$ м; \geq – радиус разгрузки на горизонте установки, м; c – минимальное расстояние от оси пути до верхней бровки уступа, $c = 60 \dots 70 \alpha$ В устойчивых породах ($^\circ$) высота уступа ограничивается высотой разгрузки, а в мягких неустойчивых породах – радиусом разгрузки.

Из сравнения величины $H_{\text{ч. max}}$ с величиной H_y устанавливается типоразмер выемочно-погрузочной машин

Драглайны

В зависимости от высоты уступа выбор типоразмера драглайна производится по глубине черпания при установке драглайна на верхней площадке вскрышного уступа (нижнее черпание) и по **высоте разгрузки** при установке драглайна на нижней площадке уступа (верхнее черпание).

При выемке породы нижним черпанием типоразмер экскаватора определяется из условия $H_y = H_{\text{ч. н.}}$. При этом должно соблюдаться условие $R_{\text{ч}} \geq H_y + z, \alpha \text{ctg}$

где $R_{\text{ч}}$ – угол откоса уступа, z – ширина основания призмы обрушения.

При нижнем черпании возможны следующие схемы работы драглайна:

1. Драглайны с ковшами емкостью $E = 6 \dots 10 \text{ м}^3$ применяют и для погрузки породы в транспортные средства.
2. Мощные драглайны ($E = 8 \dots 20 \text{ м}^3$) при наличии бункера-перегрузателя можно использовать для погрузки породы на конвейер.

Если перегрузочное оборудование отсутствует, то мощными драглайнами ведут работы с разгрузкой породы в навал, располагаемый на кровле уступа с последующей погрузкой ее мехлопатами в транспортные средства.

3. Мощные драглайны используют в основном на перевалке породы в выработанное пространство.

При выемке породы верхним черпанием типоразмер экскаватора определяется из условия $H_{\text{ч. в}} = (0,6 \dots 0,7)H_p$, где H_p – высота разгрузки. Условие $H_{\text{ч. в}} \geq 0,4 H_{\text{ч. п}}$ является ограничением при работе драглайна верхним черпанием. Следует иметь в виду, что верхнее черпание эффективно только у драглайнов с ковшами емкостью $10 \dots 15 \text{ м}^3$ и более.

Роторные экскаваторы

Типоразмер роторного экскаватора устанавливается из условия

$$H_y = H_{\text{ч}},$$

где $H_{\text{ч}}$ – высота черпания роторного экскаватора.

При этом должны соблюдаться следующие условия:

- при обработке забоя вертикальными стружками максимальная высота уступа
 $H_{y\max} \approx L_c \rho \sin \nu + c + h - 0,5d_p$.
- при обработке забоя горизонтальными стружками максимальная высота уступа
 $H_{y\max} \approx L_c \rho \sin \nu + c - 0,5d_p$,

где L_c ρ - длина роторной стрелы, м; ν – максимальный угол подъема роторной стрелы (20...25°); c – высота закрепления опорного шарнира стрелы, м; d_p – диаметр роторного колеса, м;

h – высота вертикальной стружки ($h = /0,5...0,7/ d_p$). Параметры H_c , L_c , c , d_p указаны в технической характеристике экскаваторов.

Абзетцеры

Выбор типоразмеров абзетцеров производят из условия равенства времен экскавации, вычисленных по производительности забойного органа абзетцера

$$T_z = \frac{V_c}{E \cdot n_p \cdot \eta} + t_{пр}$$

и удельной вместимости приемной канавы при заданной рабочей скорости движения абзетцера

$$T_{\text{э}} = \frac{V_c}{V_{пк} \cdot V_a} + t_{пр}$$

Где: E – емкость заборного ковша абзетцера, м³; V_c – вместимость породного состава, м³; $V_{пк}$ - удельная вместимость приемной канавы, равная отношению вместимости думпкара к его длине, м³/м (табл. 4); V_a – рабочая скорость абзетцера (1,6...3,0 м/мин); n_p – число разгрузок ковшей в минуту (22-23); η – показатель приемной способности канавы (0,6...1,0)

Основные параметры абзетцеров приведены в табл. 5.

Погрузчики

Выбор типоразмера погрузчика производится по высоте уступа и емкости ковша погрузчика.

Параметры
оборудования

Высота уступа, м

2 - 3

3 - 5

6 - 8

8 - 15

Емкость ковша погрузчика, м ³	2 – 3	4 - 6	7,5 – 12,5	15 - 20
--	-------	-------	------------	---------

Скреперы

Выбор типоразмера скрепера производится в следующем порядке.

По высоте уступа H_y находят его длину l_{α} и углу откоса $\alpha = H_y$, м. Затем по справочнику по величине $l_{\alpha}/\sin \alpha = l_{з.п.}$ определяют емкость ковша скрепера. Если величина l_0 превышает табличное значение величины $l_{з.п.}$, то $l_{з.п.}$ принимают такой, чтобы она была кратной l_0 . Соответственно $l_{з.п.}$ выбирают емкость ковша и тип скрепера.

2.5 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ВЫЕМОЧНО - ПОГРУЗОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Теоретическая производительность

Теоретическая производительность – это количество горной массы, которое может быть вынута в единицу времени при непрерывной работе экскаватора, исходя из его конструктивных параметров.

Для одноковшовых экскаваторов

$$P_T = (3600E) / t_{ц}, \text{ м}^3/\text{ч} .$$

Для многоковшовых экскаваторов

$$P_T = 60En_k, \text{ м}^3/\text{ч} ,$$

где E – емкость ковша экскаватора, м³; $t_{ц}$ – теоретическая продолжительность рабочего цикла, с; n_k – число ковшей, разгружающихся в минуту.

Теоретическая производительность экскаватора приводится в паспорте, поэтому она называется также паспортной.

Техническая производительность

Техническая производительность – это максимальная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в конкретных горнотехнических условиях.

Для одноковшовых и многоковшовых экскаваторов

$$P_{\text{тех}} = (P_{\text{т}} K_{\text{н}} K_{\text{з}} K_{\text{тв}}) / K_{\text{р}}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора (табл.8, 10); $K_{\text{тв}}$ – коэффициент технологии выемки; $K_{\text{з}}$ – коэффициент забоя, учитывающий влияние вспомогательных операций, $K_{\text{з}} = 0,85 \dots 0,9$; $K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления в ковше (табл.8, 9)

$$K_{\text{тв}} = T_{\text{о}} / (T_{\text{о}} + T_{\text{всп}}),$$

где $T_{\text{о}}$ – время основной работы, с; $T_{\text{всп}}$ – суммарное время вспомогательных операций экскаватора при отработке одного забойного блока (около 20% от времени основной работы)

$$T_{\text{о}} = \sum t_{\text{ц}} = (V_{\text{зб}} t_{\text{ц}}) / (EK_{\text{з}}), \text{ с},$$

где $V_{\text{зб}}$ – объем забойного блока, м³; $K_{\text{з}}$ – коэффициент экскавации (табл.8).

$$V_{\text{зб}} = H_{\text{у}} AP, \text{ м}^3,$$

где P – длина забойного блока, м. Для карьерных экскаваторов $P = 1,5 \dots 2$ м; для вскрышных экскаваторов $P = 4,6$ м; для драглайнов $P = 1,7(0,4L_{\text{с}} - H_{\text{у}})$ м, где $L_{\text{с}}$ – длина стрелы драглайна, м.

Эксплуатационная производительность

Эксплуатационная производительность экскаватора определяется с учетом потерь рабочего времени, связанных с неизбежными организационными и техническими простоями.

Сменная эксплуатационная производительность для всех видов экскаваторов определяется по формуле

$$P_{\text{э.см}} = P_{\text{тех}} T_{\text{см}} K_{\text{и}}, \text{ м}^3/\text{см},$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $K_{\text{и}}$ – коэффициент использования экскаватора во времени ($K_{\text{и}} = 0,6 \dots 0,7$).

Техническая производительность скрепера

Техническая производительность скрепера определяется по формуле

$$P_{\text{тех}} = (3600 EK_{\text{нк}}) / (T_{\text{ц}} K_{\text{рк}}), \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $T_{\text{ц}}$ – продолжительность рабочего цикла, с.

$$T_{ц} = \frac{l_{з}}{V_{з}} + \frac{l_{дг}}{V_{дг}} + \frac{l_{дп}}{V_{дп}} + l_{р} \frac{k_{пл}}{V_{р}} + n_1 t_{пп} + n_2 t_{п}, \text{ с},$$

где $l_{з}$, $l_{дг}$, $l_{дп}$, $l_{р}$ – соответственно длина пути при загрузке, с грузом, порожняком и при разгрузке скрепера, м; $V_{з}$, $V_{дг}$, $V_{дп}$, $V_{р}$ – соответственно скорости движения скрепера при загрузке, в грузовом и порожняковом направлениях и при разгрузке, м/с; $k_{пл}$ – коэффициент, учитывающий относительную продолжительность планировки породы после разгрузки ($k_{пл}=2$);

n_1 – число переключений передач, $n_1=2\dots6$; $t_{пп}$ – время одного переключения передач, $t_{пп}=3$ с; $t_{п}$ – время одного поворота скрепера, $t_{п}=15\dots30$ с; n_2 – число поворотов скрепера за цикл его работы.

Скорость движения скрепера при загрузке может быть определена по формуле

$$V_{з} = V_{зп} K_{тс} K_{с}, \text{ м/с},$$

где $V_{зп}$ – паспортная скорость движения скрепера при загрузке, м/с; $K_{тс}$ – коэффициент, учитывающий тип тяги; для гусеничных и колесных тягачей соответственно $K_{тс} = 1,0$ и $K_{тс} = 1,25$; $K_{с}$ – коэффициент, учитывающий изменение скорости движения в зависимости от трудности экскавации породы.

Расстояние транспортирования, число поворотов и переключений передач определяются технологической схемой работы скрепера.

При расстоянии транспортирования до 0,5 км по временным дорогам средняя скорость движения полуприцепного скрепера с грузом может приниматься $V_{дг} = 2,5$ м/с, а прицепного скрепера $V_{дг} = 1,3$ м/с. Средняя скорость порожних скреперов этих типов соответственно равна $V_{дп} = 4,5$ м/с и $V_{дп} = 2,0$ м/с. Путь разгрузки скреперов составляет $l_{р} = 10 - 20$ м, а скорость его движения $V_{р} = 0,6 - 1,2$ м/с.

Эксплуатационная производительность скрепера

$$P_{э} = (3600 E_{нк} K_{и}) / (T_{ц} K_{рк}), \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Производительность одноковшовых погрузчиков

Для одноковшовых погрузчиков техническая производительность определяется по формуле

$$P_{тех} = (3600 E_{рк}) / T_{ц}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $E_{рк}$ – расчетная емкость ковша, м^3

$$E_{рк} = (q_{п} K_{нк}) / (\gamma K_{рк}), \text{ м}^3,$$

где $q_{п}$ – номинальная грузоподъемность ковша погрузчика, т; $K_{нк}$ и $K_{рк}$ – соответственно

коэффициент наполнения ковша и коэффициент разрыхления в ковше γ , γ – объемная масса породы в массиве, т/м³; $T_{ц}$ – продолжительность рабочего цикла погрузчика.

$$T_{ц} = t_{ч} + 2L/V_{ср} + t_{р}, \text{ с},$$

где $t_{ч}$ – время черпания, с; L – расстояние перемещения породы, м; $V_{ср}$ – средняя скорость перемещения погрузчика, м/с; $t_{р}$ – время разгрузки ковша погрузчика, $t_{р} = 3 \dots 4$ с.

Эксплуатационная производительность погрузчика определяется по формуле

$$E_{э} = (q_{п} K_{нк} K_{и}) / (\gamma K_{рк}),$$

2.7 ВЫБОР ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

При железнодорожном транспорте

Геометрическая вместимость думпкара с учетом типа экскавируемой и перевозимой породы определяется по формуле

$$V_{н\text{ом}} = \frac{n_k E k_n k_y}{1,2}, \text{ м}^3 \quad (1)$$

Грузоподъемность думпкара определяется по формуле

$$m_{н\text{ом}} = \frac{n_k E k_n \rho}{k_p}, \text{ т}, \quad (2)$$

где n_k – число ковшей экскаватора, разгружаемых в транспортное средство ($n_k = 10$); E – геометрическая вместимость ковша экскаватора, м³; k_n – коэффициент наполнения ковша экскаватора (табл. 8, 9); k_p – коэффициент разрыхления породы в ковше (табл. 8, 10); k_y – объемная масса породы в целике. ρ – коэффициент уплотнения породы в кузове по сравнению с состоянием ее в ковше, равный 0,94 для мягких пород и угля, 0,87 для скальных пород средней крепости, 0,79 для тяжелых крепких скальных пород;

Пользуясь таблицей находят ближайший стандартный типоразмер думпкара.

Для определения типоразмера локомотива необходимо найти его сцепную массу

$$Q_{сц} = \frac{n_b m_{н\text{ом}} (1 + k_{т\omega}) (\omega \pm g i_p)}{\omega g - (\psi \{1000 \omega \pm g i_p\})},$$

где n_b – количество вагонов в составе (принимается не более 8); $k_{т\omega}$ – коэффициент тары (табл. 11); ω – основное удельное сопротивление движению на прямых горизонтальных участках пути, на временных путях широкой колеи ($\omega = 60 - 80$ Н/т), на постоянных путях ($\omega = 35 - 45$ Н/т); i_p – руководящий подъем (не более 5 ‰); ψ – коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес локомотива с рельсами; при

движении ψ), дв $\psi = 0,22-0,26$, при трогании с места $t_{тр} = 0,28-0,34$

Пользуясь таблицами, определяют типоразмер локомотива.

При автомобильном транспорте

По формуле (2) находят грузоподъемность автосамосвала. При этом число ковшей экскаватора, разгружаемых в транспортное средство, принимают не более 4. По величине $m_{ном}$ из таблиц находят типоразмер автосамосвала.

При конвейерном транспорте

Типоразмер конвейера выбирают по производительности выемочной машины (производительность конвейера не должна быть меньше производительности выемочной машины).

Ширину ленты проверяют на возможность транспортирования груза заданной кусковатости (при транспортировании взорванных пород)

$$B_{min} = 2d_{max} + 200, \text{ мм},$$

где d_{max} – максимальный размер куска, мм.

По полученным значениям подбирают ширину ленты, выпускаемую промышленностью и тип конвейера .

2. 8 РАСЧЕТ ПРОПУСКНОЙ И ПРОВОЗНОЙ СПОСОБНОСТЕЙ КАРЬЕРНЫХ ТРАНШЕЙ

При автомобильном транспорте

Пропускная способность автодороги – это максимально возможное число автосамосвалов, которые могут пройти через определенный участок в единицу времени. Она зависит в основном от скорости и числа полос движения, Определяется по формуле

$$N = (1000VnK_{нер})/l_{Б},$$

где $K_{нер}$ – коэффициент неравномерности движения автомобилей ($K_{нер}=0,5...0,8$); V – скорость движения автосамосвала, км/ч; n – число полос движения автосамосвалов в одном направлении; $l_{Б}$ - безопасное расстояние между следующими друг за другом автосамосвалами, $l_{Б} = 50...60$ м.

Провозная способность автодороги – это количество груза, которое может быть перевезено по этой дороге в единицу времени. Определяется по формуле

$$M = (Nm_{ном})/ K_{рез}, \text{ т/ч},$$

где $K_{рез}$ – коэффициент резерва провозной способности ($K_{рез} = 1,75...2$);

$m_{ном}$ – номинальная грузоподъемность, т.

Пропускная и провозная способности автодороги должны соответствовать величине грузооборота для рассматриваемого участка пути.

При железнодорожном транспорте

Пропускная способность перегона определяется числом поездов, которые может быть пропущено по этому перегону в единицу времени. Пропускная способность всего железнодорожного пути соответствует перегону с минимальной пропускной способностью, который называется ограничивающим. Ограничивающий перегон обычно включает капитальную траншею и примыкающие к ней пути до отдельных пунктов.

Пропускная способность перегонов определяется по формулам:

- для однопутного перегона $N_n = 60T / (t_{гр} + t_{пор} + 2t_c)$, пар поездов / смену;
- для двухпутного перегона в грузовом направлении

$N_n = 60T / (t_{гр} + t_c)$, пар поездов / смену;

- для двухпутного перегона в направлении без груза

$N_n = 60T / (t_{пор} + t_c)$, пар поездов / смену,

где t_c – интервал времени, требуемый для связи между отдельными пунктами ($t_c = 0...6$ мин).

При $t_{гр} = t_{пор} = t$ пропускная способность перегонов равна

$N_n = 60T / (t + t_c) n_n$, пар поездов / смену,

где n_n – число путей на перегоне.

Провозная способность перегона – это количество груза, которое может быть перевезено по этому перегону в единицу времени. Провозная способность устанавливается по ограничивающему перегону и определяется по формуле

$$M = (N_n n_v q_{гр}) / K_{рез}, \text{ т/смену},$$

где $K_{рез}$ – коэффициент резерва провозной способности ($K_{рез} = 1,2...1,25$).

2.9 Расчет параметров буровзрывных работ

Выбор способа буровзрывных работ производится с учетом крепости горных пород и типа экскаваторов.

Для угольных месторождений характерно наличие горных пород с коэффициентом крепости f , не превышающим 10 по классификации горных пород профессора Протодяконова. Поэтому рациональный способ бурения принимается в диапазоне $1,5 < f < 10$, для которого на основе анализа практических данных экономично применение шнекового, шарошечного бурения взрывных скважин.

Таким образом, на основе анализа физико-механических свойств вскрышных пород принимается рациональный способ бурения. Производительность буровых станков необходимо рассчитывать по формуле, либо взять из справочной литературы.

Количество буровых станков в зависимости от коэффициента крепости и типа экскаваторов принимается упрощенно - по количеству экскаваторов.

Длина взрывного блока на основе практических данных принимается $L_{\text{бл}} = 100 \dots 150$ м.

Вес скважинного заряда определяется по формуле:

$$Q = gaW_p H_y, \text{ кг},$$

где g — удельный расход ВВ на м^3 взрывной породы, $\text{кг}/\text{м}^3$;

a — расстояние между зарядами, м;

W_p — линия наименьшего сопротивления по подошве уступа, м;

H_y — высота уступа, м.

Линия наименьшего сопротивления может быть определена по следующей формуле:

$$W_p = 0,87 P/m * g$$

где P — вместимость ВВ на 1 м длины скважины, $\text{кг}/\text{м}$; m — относительное расстояние между скважинами; $\eta = 0,9 \dots 1,5$ при мгновенном взрывании; $\eta = 1,0 \dots 1,5$ при короткозамедленном взрывании.'

$$P = 0,78d^2 A, \text{ кг}/\text{м},$$

где d — диаметр скважины, дм ;

A — плотность ВВ, $\text{кг}/\text{дм}^3$.

Расстояние между скважинами определяется по формуле

$$a = mW_p, \text{ м},$$

$$b = 0,85W_p, \text{ м}.$$

Глубина скважины определяется по формуле:

$$L_{\text{ск}} = H_y + L_{\text{пер}} > M,$$

где $L_{\text{пер}}$ — величина перебура, м.

$$L_{\text{пер}} = (0,1 \dots 0,15) N_y, \text{ м.}$$

Длина зарядной камеры определяется:

$$L_z = Q / P, \text{ м}$$

Длина забойки скважины определяется:

$$L_{\text{заб}} = L_{\text{СК}} - L_{\text{зар}}, \text{ М.}$$

2.1.4. Количество взрывных скважин в ряду определяется:-

$$n' = L_{\text{бл}} / a, \text{ шт.},$$

где $L_{\text{бл}}$ — длина взрывного блока согласно практическим данным

$$L_{\text{бл}} = (100 \dots 150), \text{ м};$$

a — расстояние между скважинами в ряду, м.

Общее количество скважин в блоке определяется с учетом числа взрывных скважин в ряду и числа рядов n^4 .

$$M_{\text{общ}} = n' \cdot n^4.$$

Определяется общий расход для взрывания одного блока:

$$Q_{\text{общ}} = Q_{\text{СК}} N, \text{ кг.}$$

Расход средств взрывания определяется с учетом способа и схемы соединения зарядов.

Например, при взрывании детонирующим шнуром при использовании схемы параллельно-ступенчатой взрывной сети расход детонирующего шнура определяется при полном дублировании:

$$L_m = 2K_3 a N + 2K_1 L_{\text{бл}} = N = 2IM + 2IK, \text{ м},$$

где L_m — длина магистрального участка ДШ, м;

L_k — длина концевиков, м;

K_3 — коэффициент запаса, учитывающий расход ДШ на слабину соединения рядов зарядов, отрезков ДШ и РП; $K_3 = 1,05 \dots 1,15$;

N — число взрывных зарядов;

K_1 — коэффициент запаса, учитывающий расход ДШ на узлы, слабину, соединение с магистралью; $K_1 = 1,2$;

$l_{\text{бл}}$ — расстояние от поверхности уступа до боевика, м.

2.10 ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

Отвалообразование при автотранспорте

При транспортировании вскрыши на отвал автосамосвалами применяется бульдозерное отвалообразование. Процесс бульдозерного отвалообразования включает разгрузку автосамосвалов на верхней площадке отвального уступа, перемещение пород под откос уступа, планировку поверхности отвала, ремонт и содержание автодорог. Заполнение отвала осуществляется двумя методами: периферийным или площадным.

При **периферийном** способе автосамосвалы разгружаются по фронту работ прямо под откос (при устойчивых отвалах) или на расстоянии 3-5 м от откоса. Затем порода бульдозерами перемещается под откос.

При **площадном** способе автосамосвалы разгружаются по всей площади отвала. Поверхность отвала планируется бульдозером, а затем укатывается катками. После этого отсыпается следующий слой. Бульдозерный отвал в этом случае развивается по вертикали.

Более экономичным является периферийный способ, при котором меньше планировочных и дорожных работ. Площадный способ используется редко (в основном при складировании малоустойчивых мягких пород).

Отвалообразование при железнодорожном транспорте

При железнодорожном транспорте для складирования пород на отвалах применяют механические лопаты (мехлопаты), драглайны, отвальные плуги и абзетцеры.

Отвалообразование мехлопатами

В зависимости от физико-технических характеристик пород, укладываемых в отвал, и пород основания отвала применяют две схемы организации работы экскаватора.

1. Если складироваемые породы устойчивы, укладка производится одновременно в верхний и нижний подступы отвала. После заполнения отвальной заходки экскаватор возвращается в первоначальное положение холостым ходом и начинает отсыпку новой заходки.

2. При слабоустойчивых породах производится отсыпка только нижнего подступа в направлении от обменного пункта к тупику. При обратном ходе экскаватор укладывает породу в верхний подступ, двигаясь по утрамбованной породе нижнего подступа, что сводит к минимуму оползневые явления. Данная схема исключает холостой ход экскаватора.

Высота отвала при использовании мехлопат зависит от свойств складироваемых пород, рельефа местности, линейных параметров экскаватора и составляет на равнине 15-30 м, а в горной местности 70 м и более. Высота верхнего подступа h_1 не должна превышать максимальной высоты разгрузки экскаватора. При этом $h_1 - h_3 = h_4$ (рис.11). Здесь h_3 – превышение вновь отсыпаемого отвального уступа над старым, м. $h_3 \approx 0,05H_0$, $h_4 = 4,5...6,2$ м для ЭКГ-5 и $h_4 = 6...7,8$ м для ЭКГ-8И, h_2 – высота нижнего подступа. $h_2 = H_0 - h_1$ зависит от устойчивости отвала. Общая высота отвала

Но составляет обычно 15-30 м.

Выбор экскаватора для производства отвальных работ осуществляется по условию складирования (эксплуатационной производительности мехлопаты)

$$Q_3 = \frac{3600 E k_u k_{нк} T_c}{T_u k_{рк}}, \text{ м}^3/\text{сутки (1)}$$

и условию транспортирования (проезной способности отвального тупика)

$$W_c = \frac{f T_c n_v V_d}{\frac{2L}{v} + n_v \tau_p + \tau}, \text{ м}^3/\text{сутки, (2)}$$

где T_c – время работы отвального тупика в сутки, ч; f – коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта ($f = 0,85 \dots 0,95$); n_v – количество вагонов в составе; V_d – емкость думпкара, м^3 ; v – средняя скорость движения составов на отвале ($v = 10-12$ км/ч); τ_p – время на разгрузку одного вагона ($\tau_p = 0,05$ ч); L – заданное расстояние от обменного пункта на отвале до пункта разгрузки ($L = 0,6 \dots 2,5$ км). τ – время, расходуемое на связь при обмене поездов ($\tau = 0,02$ ч);

Из равенства (1) и (2) находят

$$E = \frac{f T_u k_{рк} n_v V_d}{3600 k_{нк} k_u \left(\frac{2L}{v} + n_v \tau_p + \tau \right)}, \text{ м}^3$$

и из таблицы технических показателей мехлопат находят по емкости ковша ближайший типоразмер экскаватора.

Ширина заходки экскаватора (шаг переукладки путей) определяется по

формуле
$$A_o = \sqrt{R_u^2 - \left(\frac{l_6}{2} \right)^2} + R_p, \text{ м,}$$

где R_u , R_p – радиусы черпания и разгрузки экскаватора; l_6 – длина фронта разгрузки (приемного бункера) равная длине одного, двух думпкаров (табл.11).

Длина приемного бункера определяется по формуле

$$l_6 = \frac{(n_v V_d - Q_3 n_v \tau_p) k_p}{p(h_4 + h_5)}, \text{ м,}$$

где p – дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути, $p=1,5 \dots 2,0$ м;

$h_5 = 0,8 \dots 1,0$ м – глубина приемка приемного бункера.

Овалообразование драглайнами

Выбор типоразмера драглайна при сооружении внешних отвалов из привозных пород определяется объемом грузопотока вскрыши и схемой отсыпки отвалов. Если объем грузопотока обусловлен работой одного экскаватора на вскрыше, то при отсыпке отвала следует принять драглайн того же типоразмера, что и вскрышной экскаватор. В этом случае можно использовать следующие схемы отсыпки отвала:

- при одном железнодорожном тупике и нижней отсыпке ;
- при последовательной нижней и верхней отсыпке;
- при одновременной отсыпке обоих ярусов .

Максимальная ширина отвальной заходки в этих схемах определяется радиусом разгрузки $A_{max} = R_p + C_{max} - m$, м,

где C_{max} – максимальное расстояние от оси стояния экскаватора до оси железнодорожного пути, м.

$$C_{max} = \sqrt{R_q^2 - \left(\frac{l_g}{2}\right)^2} + p, \text{ м.}$$

m – безопасное расстояние от оси пути до нижней кромки верхнего яруса отвала, м; p – безопасное расстояние от оси пути до верхней бровки приемного бункера, м.

Если на вскрыше работают два и более драглацнов, то выбор типоразмера отвального экскаватора определяется объемом грузопотока вскрыши и приемной способностью отвальных тупиков. При объеме складирования пород более 7 млн. м³/год рациональны двухтупиковые схемы отвалообразования с верхней отсыпкой.

При выемке и перевалке вскрышных пород в выработанное пространство драглайн может быть установлен на кровле пласта (выемка только верхним черпанием), на промежуточной площадке вскрышного уступа (разработка с одной точки стояния нижнего и верхнего подуступов соответственно нижним и верхним черпанием) на верхней площадке вскрышного уступа (выемка только нижним черпанием) , на временном отвале.

Во всех случаях приемная емкость отвальной заходки (высота отвала) ограничивается радиусом разгрузки драглайна, а не ее высотой. Поэтому для увеличения возможной высоты уступа драглайн стремятся установить возможно ближе к выработанному пространству.

Плужное отвалообразование

Отвалообразование отвальными плугами применяется для складирования мягких, рыхлых пород и включает последовательное выполнение следующих операций: разгрузку думпкаров под откос отвальной насыпи, профилировку откоса отвальным плугом , планировку бровки, передвижку рельсового пути .Разгрузка думпкаров может производиться одновременно, группами или поодиночке.

Абзетцерное отвалообразование

Абзетцерное отвалообразование применяется при складировании мягких, рыхлых пород и включает выполнение следующих операций: разгрузку думпкаров в приемную канаву,

черпание из приемной канавы породы абзетцером и перемещение ее в отвал, планировку рабочей площадки и передвижку рельсового пути. Отсыпка отвала осуществляется при движении абзетцера вдоль траншеи. Вначале отсыпается внешняя часть отвала, а затем внутренняя, путем поворота разгрузочной консоли в горизонтальной плоскости .

Отвальный уступ отсыпается двумя подступами. Возможная высота нижнего подступа, как правило, ограничивается условиями его устойчивости, а высота верхнего подступа – длиной стрелы абзетцера, углом ее наклона, устойчивостью откоса верхнего подступа и положением абзетцера относительно пути. Высота абзетцерного отвала достигает 90 м, верхнего подступа 20-35 м и нижнего 40-55 м.

Расчет параметров абзетцерного отвалообразования

Время экскавации породы из приемной канавы после разгрузки одного состава определяется либо, исходя из производительности забойного органа

$$\text{абзетцера } t_3^1 = \frac{V_c}{En_p \eta_{\Pi} + t_{\Pi p}}, \text{ мин.},$$

либо по удельной вместимости приемной канавы и рабочей скорости движения

$$\text{абзетцера } t_3 = \frac{V_c}{V_{\Pi k} v_a + t_{\Pi p}}, \text{ мин.},$$

Где V_c – вместимость породного состава, м³; E – емкость заборного ковша абзетцера, м³ (табл.5); n_p – число разгрузок ковшей в минуту (табл.5); η_{Π} – показатель приемной способности канавы в минуту ($\eta_{\Pi} = 0, \dots, 1,0$); $t_{\Pi p}$ – время простоя абзетцера при разгрузке и обмене составов, мин.; $V_{\Pi k}$ – удельная вместимость приемной канавы, равная отношению вместимости думпкара к его длине, м³/м (табл. 4); v_a – рабочая скорость абзетцера, $v_a = 1,6 \dots 3,0$ м/мин.

По условиям разгрузки $t_{\Pi p} = 0$ (при обмене поездов простои отсутствуют), если $L_{\Pi k} = 2L_o$ и $t_{\Pi p} = T_p$ при $L_{\Pi k} = L_c$ ($L_{\Pi k}$ и L_c соответственно длина приемной канавы и состава, м; T_p – время разгрузки одного вагона, мин.).

При верхней отсыпке высота верхнего полустапа определяется по

$$\text{формуле } H_{ov} \leq (L_{ок} \cos \rho + a + e - C) \operatorname{tg} \beta_{ov}, \text{ м},$$

где H_{ov} – высота отвального подступа верхнего, м; $L_{ок}$ – длина отвальной консоли абзетцера, м; ρ – допустимый угол наклона отвальной консоли, $\rho = 17-18^\circ$; a – вылет пяты отвальной консоли, $a = 2$ м; e – расстояние свободного перемещения породы между конвейером и гребнем отвала, $a = 3-5$ м; C – минимальное расстояние от оси абзетцера до нижней бровки отвала, м.

$$C = 0.5C_x + C_m + C_b, \text{ м},$$

где C_x – ширина хода абзетцера, м; C_m – расстояние между транспортными и абзетцерными путями, м; C_b – безопасное расстояние между отвалом и абзетцерными путями, $C_b = 5-7$ м; β_{ov} – общий угол откоса отвала, град.

Если отсыпка только верхняя, абзетцер размещается между отвалом и приемной

канавой. В этом случае $C_{\text{мне}}$ учитывается. Тогда

$$C = 0.5C_x + C_b, \text{ м.}$$

Ширина отвальной заходки A_0 зависит от применяемой схемы заполнения отвала. Максимальная ширина отвальной заходки определяется по формуле

$$A_{\text{оmax}} = L_{\text{ок}} \cos \rho + a + e - z - C_b, \text{ м,}$$

где z – ширина призмы возможного обрушения при заданном коэффициенте запаса устойчивости откоса. Длина отвального тупика обычно составляет 1-2 км.

Отвалообразование при конвейерном транспорте

При транспортировании горных пород конвейерами основной отвалообразующей машиной является консольный отвалообразователь, а перегрузка породы с конвейера на отвалообразователь производится при помощи перемещающегося по конвейеру перегрузочного устройства. Порода от забоя доставляется конвейерами по одной из следующих схем и укладывается в отвал отвалообразователем по гребневой, либо веерной схемам отсыпки. Отвалообразование при конвейерном транспорте может осуществляться путем сочленения роторного экскаватора с отвалообразователем.

Расчет параметров отвалообразования при конвейерном транспорте

При транспортировании горных пород конвейерами основной отвалообразующей машиной является консольный отвалообразователь. Возможно внешнее и внутреннее отвалообразование. Отсыпка пород осуществляется либо в один, либо в два яруса. Главным параметром яруса при верхней отсыпке является его максимальная высота

$$H_{\text{max}} = (R_o - C) \text{tg} \beta, \text{ м,}$$

где R_o – радиус отсыпки отвалообразователя, м (табл. 22,23,24); C – расстояние от оси вращения отвалообразователя до нижней бровки отвала, м; β – угол откоса отвала, град.

Из условия безопасного прохода и поворота отвалообразователя

$$C_{\text{min}} = 0.5C_x + C_b, \text{ м,}$$

где C_x и C_b – соответственно ширина хода машины и безопасное расстояние между машиной и нижней бровкой отвала, $C_b = 5-7$ м, C_x – см. Горовой А.И. Справочник по горнотранспортным машинам непрерывного действия. – М.: Недра, 1982, - 191 с.

Максимальная высота яруса должна удовлетворять условию

$$H_{\text{max}} \leq H_p,$$

где H_p – высота разгрузки отвалообразователя, м (табл. 22,23,24).

Высота яруса при нижней отсыпке зависит от физико-механических свойств горных

пород и составляет обычно 30-40 м.

При двухподступной схеме сначала отсыпается заходка по нижнему подступу, затем осуществляется передвижка конвейера, после чего отсыпается заходка верхнего подступа.

Шаг передвижки отвальных конвейеров определяется по формуле

$$a = L_k - z, \text{ м},$$

где L_k – длина отвальной консоли, м (табл. 22,23,24); z – безопасное расстояние от оси отвалообразователя до верхней бровки нижнего яруса отвала, м.

При использовании консольных отвалообразователей с целью исключения дополнительных передвижек конвейеров желательно, чтобы объемы вскрышной V_v и отвальной V_o заходов были равны (с учетом коэффициента разрыхления), т.е.

$$H_v A_v L_{vkp} = H_o A_o L_o, \text{ м}^3,$$

где H_v , H_o – соответственно высота вскрышного и отвального уступов, м;

A_v , A_o – соответственно ширина вскрышной и отвальной заходов, м;

L_v , L_o – соответственно длина вскрышного и отвального фронтов, м.

Обычно ширина отвальной заходки принимается равной шагу передвижки конвейера $A_o = a$, м.

Длина отвального фронта определяется по формуле

$$L_o = k_p \frac{H_v A_v L_v}{H_o A_o}, \text{ м}.$$

Вместимость 1 м внешнего отвала при двухярусной отсыпке с учетом уменьшения высоты первого яруса вследствие планировки его бульдозерами и необходимого расстояния между концом консоли и вершиной отвала составит

$$S_o = a(h_1 + h_2 - b), \text{ м},$$

где h_1 и h_2 – соответственно высота нижнего и верхнего ярусов, м.

Производительности выемочно-погрузочного и отвалообразующего оборудования должны быть четко увязаны.

Отвалообразование вскрышных пород колесными скреперами

Колесные скреперы могут использоваться в качестве выемочно-транспортного и отвального оборудования. Производительность колесного скрепера зависит от применяемой схемы движения, которую выбирают из условия обеспечения наименьшего расстояния хода и минимально возможного числа поворотов и подъемов груженого скрепера. Наиболее приемлемыми схемами работы колесных скреперов являются «вытянутое кольцо» и «восьмерка». При движении по схеме «вытянутое

кольцо» скрепер, набрав породу в забое, вначале перемещает ее в отвал, а затем на прямолинейном участке, расположенном параллельно фронту разрабатываемого участка, выгружает. После разгрузки скрепер возвращается в забой и цикл повторяется. Недостатком этой схемы является необходимость совершать повороты в одну сторону, что приводит к преждевременному и неравномерному износу ходовой части. Этот недостаток отсутствует в схеме «восьмерка». При движении по этой схеме скрепер после разгрузки на отвале направляется в забой, расположенный параллельно отвалу. Заполнив ковш, скрепер перемещается на отвал для разгрузки, а затем направляется в забой. Эти схемы применяются при разработке месторождений, при возведении насыпей из прилегающих боковых резервов, а также при проходке траншей, если имеется возможность осуществлять вывоз породы в поперечном направлении и складировании ее на борту параллельно фронту работ.

Расчет бульдозерных отвалов

Необходимая площадь под отвал определяется по формуле

$$S_o = \frac{V_o k_p}{H_o k_{щ}}, \text{ м}^2,$$

где V_o – объем горных пород, подлежащих размещению в отвале в течение года, м^3 ; H_o – высота уступа. При одноярусных отвалах $H_o=20$ м, у двухярусных $H_o=30$ м; $k_p=1,05\dots 1,2$ – остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале; k_o – коэффициент, учитывающий откосы и неравномерность заполнения площади отвала, $k_o=0,8\dots 0,9$ для одноярусных отвалов и $k_o=0,6\dots 0,7$ для двухярусных отвалов.

Продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале

$$t_{pm} = t_p + t_{nep} + \frac{(3\dots 4)R}{V_a}, \text{ мин},$$

где t_p продолжительность разгрузки автосамосвала; $=0,5\dots 1$ мин

$t_{nep}=0,1\dots 0,15$ мин – продолжительность переключения передач; $R=12\dots 16$ м – радиус поворота автосамосвала при маневрировании; $V_a = 70\dots 120$ м/мин – скорость движения автосамосвала при маневрировании.

Число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа

$$N_o = \frac{\Pi_k k_{нр}}{\Pi_a},$$

где Π_k – часовая производительность карьера по вскрыше, м^3 ; Π_a – объем горной массы, перевозимой автосамосвалом за рейс, м^3 ; $k_{нр}$ коэффициент неравномерности работы карьера, учитывающий пиковые нагрузки. $=1,25\dots 1,5$

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов

$$N_{ao} = N_o \frac{t_{pm}}{60}$$

Длина фронта разгрузки $L_p = N_{ao} l_n$,

Где $l_n=18-20$ м – ширина полосы по фронту, занимаемой автосамосвалом при маневрировании.

Число участков, на которых одновременно осуществляется разгрузка

автосамосвалов $N_{yp} = \frac{L_p}{60...80}$.

Число резервных участков $N_{y.pez} = (0,5...1,0) N_{yp}$.

Общее число участков $N_y = N_{yp} + N_{y.pez} N_{yn} = (2,5...3,0) N_{yp}$,

где N_{yn} – число участков, находящихся в одновременной планировке, $N_{yn}=N_{yp}$.

Общая длина отвального фронта $L_o = (60...80) N_y$, м или $L_o = (2,5...3,0) L_p$, м.

Часовая производительность бульдозера определяется по формуле

$$Q_b = \Pi_k k_{зав}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $k_{зав}=0,5...0,7$ – коэффициент заваленности.

Сменная производительность бульдозера при сталкивании породы под

откос $Q_b^{cm} = \frac{3600 V_n T_{cm} k_d}{t_u k_p}$, м³/ч,

где V_n – объем призмы волочения, перемещаемый бульдозером за один цикл, м³,

табл. ; T_{cm} продолжительность смены, ч; – $k_u = 0,7-0,8$ – коэффициент использования бульдозера во времени; $t_u = 20-30$ с – продолжительность рабочего цикла бульдозера; $k_p=1,2$ – коэффициент разрыхления породы в призме волочения; k_d – коэффициент изменения производительности бульдозера в зависимости от величины уклона и дальности перемещения породы, табл. . $k_p=1,1...1,15$ – коэффициент разрыхления породы в призме волочения.

Сменная производительность бульдозера при планировочных работах

$$Q_b^n = \frac{3600 F T_{cm} k_u}{m \left(\frac{L_{уч}}{V_b} + t_{нов} \right)}, \text{ м}^3/\text{см},$$

где F – площадь, спланированная за один проход бульдозера, м²

$$F = (l \sin \alpha_A - 0.5)L_{уч}, \text{ м}^2,$$

где $L_{уч}$ – длина участка, планируемого за один проход, м; m – число проходов бульдозера, необходимое для планировки площади отвала; α_A – угол установки лемеха относительно продольной оси бульдозера, град; $V_б$ – скорость движения бульдозера, м/с; $t_{пов}=8...10$ с – время поворота бульдозера.

Число бульдозеров, занятых на укладке породы и планировке отвала

$$N_{\text{бр}} = \frac{Q_б T_{\text{см}}}{Q_б} + \frac{V_э}{Q_б^n},$$

где $V_э$ – сменный объем планировочных работ, м³/см.

Инвентарный парк отвальных бульдозеров

$$N_{\text{БИ}} = k_{\text{рез}} N_{\text{БР}},$$

где $k_{\text{рез}} = 1,3...1,4$ – коэффициент резерва.

2.11 СПОСОБЫ ПЕРЕДВИЖКИ ТРАНСПОРТНЫХ КОММУНИКАЦИЙ

2.11.1 При железнодорожном транспорте

Различают два способа перемещения временных путей на новую трассу: передвижку пути без его разборки и переукладку (перенос) пути отдельными звеньями. Выбор способа перемещения зависит от типа разрабатываемых пород, выемочного и отвального оборудования, ширины заходки, определяющей расстояние (шаг) перемещения пути, объема путевых работ, климатических условий.

Передвижка пути, как правило, вместе с опорами контактной сети основана на использовании подвижности путевой решетки в поперечном направлении. При этом перемещение пути в пределах шага передвижки может осуществляться циклично или непрерывно.

Переукладка пути отдельными звеньями применяется, главным образом, при выемке взорванных пород одноковшовыми экскаваторами.

Циклическая передвижка пути осуществляется путепередвигателями циклического действия (рис.35) и тракторами-тягачами. Техническая производительность путепередвигателя зависит от шага и продолжительности цикла передвижки, расстояния между точками установки, состояния пути и его основания, а также времени года и определяется по формуле

$$P_{\text{пц}} = 60bl / t_{\text{ц}}, \text{ м}^2/\text{ч},$$

где b – шаг передвижки пути за один проход, $b = 0,7...0,9$ м; l – расстояние между точками установки передвигателя, $l = 9...13$ м; $t_{\text{ц}} = 4, ...5$ мин.

При передвижке пути тракторами-тягачами шаг передвижки равен 2...5 м, а расстояние

между пунктами установки трактора вдоль пути составляет 10...15 м. При циклической передвижке пути одновременно двумя тракторами расстояние между ними по фронту равно 2,5 м, а шаг перецепки увеличивается 1...2 раза.

^ **Непрерывная передвижка путей** осуществляется путепередвижателями непрерывного действия (рис.36) и турнодозерами (рис.37). Такой способ передвижки распространен при выемке мягких пород цепными или роторными экскаваторами и перемещении их железнодорожным транспортом или транспортно-отвальными мостами. Этот способ передвижки применяется и на абзетцерных отвалах.

Техническая производительность путепередвижателей определяется длиной передвигаемого участка пути, шагом передвижки, скоростью движения путепередвижателя, устройством и массой пути, свойствами пород и времени года. Упрощенно ее определяют по формуле

$$P_{пн} = 60V_{п} b , \text{ м}^2/\text{ч} ,$$

где $V_{п}$ – средняя рабочая скорость движения путепередвижателя, $V_{п} = 130...200$ м/мин; b – шаг передвижки за один проход путепередвижателя; для двухниточных путей $b = 0,3...0,4$ м, для многониточных путей $b = 0,2...0,3$ м.

Техническая производительность турнодозера определяется по формуле

$$P_{\text{тех}} = AL / \{AL/bV + Ln_1/V_x + t_0(n_2+1) + t_{рз}\} , \text{ м}^2/\text{ч} ,$$

где A – ширина заходки (общий шаг передвижки), м; L – длина передвигаемого участка пути, м; b – возможный шаг передвижки, $b = 2$ м; V – рабочая скорость турнодозера, $V = 3,8...5,8$ км/ч; V_x – скорость холостых и рихтовочных проходов турнодозера, $V_x = 4,5$ км/ч; n_1 – общее число проходов в начале и конце передвижки, $n_1 = 4,...5$; t_0 – время простоя турнодозера в конце участка, $t_0 = 0,017$ ч; n_2 – число рабочих проходов при постоянном шаге передвижки; $t_{рз}$ – время на установку и снятие рельсозахвата в начале и конце работы, $t_{рз} = 0,025$ ч.

^ **Крановая переукладка путей** (рис.38) заключается в непосредственной переукладке пути со старой трассы на новую или кратной переукладке. Непосредственная переукладка возможна при шаге переукладки не превышающем радиуса действия крана. Кратная переукладка пути с переброской звеньев на промежуточную трассу применяется при несоответствии общего шага переукладки вылету стрелы крана (обычно на отвалах).

Техническая производительность крана по переукладке пути определяется по формуле

$$P_{\text{тех}} = 60l / t_{ц} , \text{ м}^2/\text{ч} ,$$

где l – длина рельсового звена, $l = 12,5$ м; $t_{ц}$ – продолжительность цикла переноса одного звена, $t_{ц} = 5...10$ мин в летний период и $8...13$ мин в зимний.

2.11.2 При конвейерном транспорте

Применяют два способа поперечного перемещения передвижных конвейеров на новую трассу: непрерывный (без разбора става на секции) и циклический (с разбором става). По характеру перемещения несущей конструкции конвейеров различают непрерывную передвижку волочением, качением и шаганием.

Непрерывную передвижку волочением осуществляют с помощью турнодозеров, а также путепередвигателей непрерывного действия. Перемещение конвейерного става аналогично непрерывной передвижке железнодорожных путей турнодозерами. Шаг передвижки при многократных проездах турнодозера принимается одинаковым. Величина его $b = 0,4 \dots 1,5$ м. При $b = 1 \dots 1,5$ м рабочая скорость движения турнодозера V ограничивается $1,4 \dots 1,9$ м/с для предотвращения деформации рельсошпальной решетки и несущих металлоконструкций конвейера. При $b = 0,5 \dots 0,6$ м $V \leq 2,0 \dots 3,3$ м/с.

При непрерывной передвижке качением опорами секций конвейера являются самоходные или не приводные тележки на катках, колесном или гусеничном ходу. Несамоходные тележки перемещаются тракторами-тягачами.

При передвижке шаганием секции конвейера устанавливают на ряд тележек с шагающим ходом.

Циклическая переукладка отдельных секций конвейера осуществляется с помощью автомобильных и тракторных кранов. Иногда отдельные секции на полозьях перемещают волочением тракторами, автомашинами или лебедками.

2.12 Охрана труда

Для написания раздела используются инструкции по правилам безопасности при ведении горных и взрывных работ.

Этот раздел студент выполняет самостоятельно, опираясь на выбор оборудования, транспорта и выбранный способ системы разработки.

3 ГРАФИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Выполняется на одном листе ватмана формата А-1, карандашом или в компьютерном варианте. Перечень чертежей:

1. План участка карьера (основной чертеж). На чертеже показываются рабочие уступы, площадки, экскаваторы, бурстанки, развалы пород, порядок уборки развала, ж. д. пути, м 1: 2000.
2. Поперечные разрезы по карьере (3-4). Обязательно показываются размеры элементов борта. М 1:1000.
3. Паспорт БВР (план и разрез уступа), показать размещение скважин, развала, экскаваторные заходки и основные размеры. М 1:200.
4. Схема установки экскаватора в забое (при отработке первой или последующих заходок). М 1:200.
5. Схема установки отвального оборудования. М 1:200; 1:500.

Показатели проекта составляются в форме таблицы

Показатели	Значения
<p>.Принятое оборудование и парк бурстанки (модель) экскаватор (модель) автосамосвалы (вагоны)</p>	
<p>Основные показатели СОР 1. Высота уступа, м 2. Ширина заходки, м 3. Ширина рабочей площадки, м 4. Количество одновременно разрабатываемых уступов, шт</p> <p>Основные показатели БВР 3. производительность станка, м/ч; м/смену 4. Высота уступа, м 5. Длина скважины, м 6. диаметр скважин, мм 7. Длина заряда, м 8. Тип ВВ 9. Сетка скважин, мхм 10. Объем блока, т.м 11. Удельный расход ВВ, кг/м³ 12. Количество ВВ на один взрыв, кг</p> <p>13. Выход горной массы, м³/м 14. Ширина развала, м</p> <p>Расход средств взрывания: 15. Количество ЭД, шт 16. Количество проводов, м 17. Тип взрывной машинки 18. Радиус опасной зоны при взрывных работах, м</p>	
<p>Параметры отвальных работ: 19. Производительность по вскрыше, м³/год 20. Площадь отвальная, м² 21. Высота уступа, м 22. Количество ярусов, шт 23. Шаг транспортных путей, м 24. Длина рабочего тупика (отвального фронта), м 25. Количество тупиков (участков), шт 26. Производительность отвального оборудования, м³/год</p>	

3 Перечень рекомендуемых учебных изданий, интернет-ресурсов, дополнительной литературы

Основная литература

1. Репин Н.Я. Подготовка горных пород к выемке [Текст]: учебное пособие / Репин Н.Я. - М.: Горная книга, 2009. - 188 с.

2. Шемякин С.А. Ведение открытых горных работ на основе совершенствования выемки пород [Текст] / Шемякин С.А., Иванченко С.Н., Мамаев Ю.А. - М.: Горная книга, 2008. - 315 с

3. Трубецкой К. Н. Основы горного дела

Дополнительная литература

4. Горлов Ю.В., Петров Н.А. Технология и безопасность взрывных работ на карьерах 2003.- 127 с.

5. Чирков А. С. Добыча и переработка строительных горных пород М.: Горная книга, 2009. - 622 с. – ил. - Гриф (Министерство Образования).

6. Петров Н.А. Технология и механизация открытых горных работ [Текст]: учебное пособие / Н.А.

Петров; Юж.-Рос. гос. техн. ун-т. - Новочеркасск: изд-во ЮРГТУ(НПИ), 2003. - 107 с. 12.

Ернеев Р.Ю. Основные положения открытых горных работ [Электронный ресурс] : Учебное пособие. – М.: Издательство МГОУ, 2009 г. – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>

14. Деревяшкин И.В. Основы горного дела. Открытые горные работы [Электронный ресурс]: учебное пособие. – М.: Издательство МГОУ, 2011. – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>.

Официальные издания

7. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-498-02). –М.: ГУП НТЦ «Промышленная безопасность», 2003.- 152 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ1 ТИПИЧНЫЕ УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ МАШИН

Тип машин	Показатель	Характерный класс СМ	Основные условия
Скреперы	до 3-4	1,5	Разработка мягких и механических разрыхленных полускальных пород, разработка стройматериалов, россыпей. Дальность перемещения пород до 1,2-1,5 км для скреперов и до 50-200 м для бульдозеров. Объем работ, соответственно, до 5-7 млн. м ³ и 2-9 млн. м ³
Бульдозеры	до 5-6	1,5	
Ковшовые погрузчики	до 6-7	1,3,4	Дальность перемещения грунта до 80-700 м, объем работ до 1-5 млн. м ³ в год.
Вскрышные мехлопаты любые	любые	1,2	При бестранспортной разработке пород, реже для целей погрузки.
Драглайны	до 6-8	1,2	При бестранспортной разработке пород, реже для целей погрузки
Карьерные мехлопаты	любые	3,4	Практически в любых условиях.
Роторные экскаваторы	до 12-14	2,3,4	Разработка мягких пород без предварительной подготовки; мощные карьеры; для разработки угля и вскрыши. Лучше всего в районах с мягким климатом.
Цепные экскаваторы	до 6-7	2,3,4	

ПРИЛОЖЕНИЕ 2 РАЦИОНАЛЬНЫЕ МОДЕЛИ ЭКСКАВАТОРОВ, ПОГРУЗЧИКОВ И БУРСТАНКОВ В КОМПЛЕКТАХ III И 1У КЛАССОВ

Категория пород (по классификации В.В. Ржевского)	Годовой объем работ млн. м ³	Рекомендуемые		
		Емкость ковшей, м		Бурстанок
		Экскавато	Погрузчика	
Пи III класс по трудности разработки (I класс по буримостиД и II классы по взрываемости)	до 1,5-2 3-5 5-15 20 и более	3 4-6 8- 12 20	4-8 8- 16	СБ-125 СБР-160 СБР-200, 250 СБР-250, 300
1У класс по трудности разработки (III и 1У кл. по буримости и взрыванию)	до 1,5 2-5 5-15 20 и более	3 4-5 8- 12 20	4-8 8- 16	2 СБШ-200 2 СБШ-200, 250 320 СБШ-320, 400
У класс по трудности (У класс по буримости и взрываемости)	до 1,5 2-5	2-3 4-6	4-8 8- 16	СБУ-125, 160 СБУ-160, 200

ПРИЛОЖЕНИЕ 3 РАЦИОНАЛЬНЫЕ МОДЕЛИ ЭКСКАВАТОРОВ. ПОГРУЗЧИКОВ И БУРСТАНКОВ В КОМПЛЕКТАХ III и 1У КЛАССОВ
(По В.В Ржевскому)

Категории пород (по классификации В.В. Ржевского)	Годовой объем работ млн. М'	Рекомендуемые		
		Емкость ковшей, м ³ *		Бурстанков
		Экскаватора	Погрузчика	
II и III класс по трудности разработки (I класс по буримости, 1 и II классы по взрываемости)	до 1,5-2 2-5 5-15 20 и более	3 4-6 8-12 20	4-8 8-16	СБР-125 СБР-160 СБР-200. 250 СБР-250, 300
1У класс по трудности разработки (III и 1У кл. по буримости и взрыванию)	до 1,5 2-5 5-15 20 и более	3 4-5 8-12 20	4-8 8-16	2СБШ-200 2СБШ-200.250 СБШ-250 МН 320 СБШ-320, 400
У класс по трудности (У класс по буримости и	до 1,5 2-5	2-3 4-6	4-8 8-16	СБУ-125, 160 СБУ-160,200

ПРИЛОЖЕНИЕ 4 РАЦИОНАЛЬНЫЕ ГРУЗОПОДЪЕМНОСТИ АВТОМАШИН И
ДИЗЕЛЬТРОЛЛЕИВОВ

Годовой грузооборот, млн. т	Условия работы			Грузопо дъемность машины, т	Модель машин
	Дальнос ть откатки, км	Глуби на карьера, м	Емкость ковша экскавато ра, з		
до 2-5	до 1,5-2,0	до 50-80	2-3	10-18	КрА3-256 МоА3-522
до 10-12	до 2,5-3	до 100-120	4-5	27-30	БелА3-540А
до 18-20	до 3-3,5	до 220-250	6-8	40-75	БелА3-548 А БелА3-549 ДТ-75
до 30-40	до 4,5-5	до 150-200	8-12	75-110	БелА3-549 БелА3-7518 ДТ-75 ДТ- 110-120
более 30-40	до 7-8	до 250-300	12-20	150-180 и более	БелА3-7521 ДТ-110-120

ПРИЛОЖЕНИЕ 5
УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ОСНОВНЫХ ВИДОВ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА

Вид транспорта	Природные факторы и условия			Горно-технические и производственные условия и факторы							
	Типы месторождений и их особенности	Характеристики транспортируемой горной массы	Рельеф поверхности	Параметры карьера		Расстояние транспортирования, км (в т. ч. вв поверхности)	Грузооборот годовой, млн. т.	Число рабочих уступов	Требуемая скорость углубки, м/год	Способ выемки горной массы	Расчетный срок-работ не менее лет
				Глубина рабочей зоны	Проектные размеры в плане (относительные и по простиранию), км						
Автомобильный	любые, лучше крутые, сложноструктурные	любые породы	любой	до 200-250	небольшие и средние (0,2-2)	до 4-5 (до 2-3)	до 50-60	практически любое	до 30-40	любой	5-10
Железнодорожный	преимущественно глубинные, мощные, площадные	любые породы	ровный	до 250-300	большие (более 3-4 2,5-3)	большие (более 3-4 2,5-3)	более 10-15 до 20	практически любое	до 12-15	преимущественно валовый	15-20
Конвейерный	горизонтальные и пологие крутые с мощной вскрышей	преимущественно рыхлые, полускальные и скальные, хорошо дробимые	любой	неограниченная	до 12-15 (до 10-12)	до 12-15 (до 10-12)	более 10-15	лучше 1-6	до 20-25	валовый	15-20
Гидравлический	горизонтальные, обводненные	рыхлые наносы торфа	любой	до 50-80	до 10-15 (до 10-12)	до 10-15 (до 10-12)	до 4-6	1-2	до 10-12	валовый	5-10
Автомобильно-железнодорожный	любые	любые породы	ровный	от 120-150 до 300-350	более 4-5 (до 12-15)	более 4-5 (до 12-15)	более 10-15 до 100-120	любое	до 20-25	любой	12-13
Автомобильно-конвейерный	преимущ. крутые, мощные	преимущ. руда	любой	более 120-150	до 5-6 (до 3,5-4)	до 5-6 (до 3,5-4)	более 12-15	любое лучше до 5-6	до 10-20	валовый	10-12
Автомобильно-скиповой	крутые, наклонные	любые породы	любой	более 150-160 до 400-450	Не лимитируется (лучше меньше)	Не лимитируется (лучше меньше)	7-40	любое. лучше до 5-6	до 20-25	любой	10-12

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

РАЦИОНАЛЬНЫЕ ПАРАМЕТРЫ И ОБОРУДОВАНИЕ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

Условия работы				Рекомендуемые						
Грузооборот , млн.т/ год	Дальность скатки, км	Глубина карьера м	Емкость ковша экскава тора м	Параметры транспорта			Оборудование			
				Вид тяги	Род тока и напряже ния	Полезный вес поезда	Сцепной вес локомот ива, т	Руков одящий уклон 0/00	Локомотив	Думпка ры
до 20 -30	8-10 и более	до 15-200	4-8	элект. один.	пост. 1,5 кВ	500-700	120-150	35-40	EL-1 ПЭ-2М	BC-105
до 40-50	12-14	до 200-250	8-12	элект. двойн. тягов, агрег.	пост. 1,5 кВ 3 кВ 10 кВ	800-1000	200-360	40-60	2XEL-1 2XEL - 2 ОПЭ-2 ПЭ-3Т	BC-105 BC-108
более 40-50	16-20 и более	до 300-350	12-20	тяг. агрег	пост, агрег. 3 кВ переем. 10 кВ	1000-1200	360-400	55-60	ПЭ-2М EL 10 ОПЭ-2 ПЭ-3Т	BC-105 BC-180

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

ХАРАКТЕРИСТИКА И ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ОСНОВНЫХ СПОСОБОВ БУРЕНИЯ

Способ бурения	Средние показатели			Область применения		
	мм	м	м/ч	f	<i>МПН.М³</i>	типичные породы и особые условия
					<i>z</i>	
Шнековый	125-160	до 25	2-12	1-5	до 40-60	уголь, известняк
Ударно-вращательный	100-200	до 30	1,2-5	5-20	до 4-6	мягкий, мергель высокообразивные, вязкие исключительно труднобуримые породы (базальты,
Термический	250-360	до 17-22	до 12-15	до 10-15	до 20 30 и более	граниты, гнейсы, габбро и др.) исключительно труднобуримые кварцсодержащие породы (кварциты, авбиториты и др.)
Шарошечное	290-320	до 35	2,5-20	5-16	практически любая, выше 1.5	породы средней и выше средней буримости и крепости

ПРИЛОЖЕНИЕ 8

КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СТАНКОВ СБР

Показатели	СВБ-2	СБР-125	СБР-160
Диаметр скважин, мм	50	125	160
Максимальная глубина бурения, Н _б , м	25	25	24
Угол наклона скважин, град.	30	60-90	60-90
Частота вращения инструмента, мин	120,200	200	80, 124, 160,248
Установленная мощность двигателей, кВт	61	24,8	90
Масса станка, т	9,8	2,0	12

ПРИЛОЖЕНИЕ 9

КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СТАНКОВ СБШ

Показатели	Модели станков			
	2СБШ-200 2СБШ-200Н	СБШ-250	СБШ-250МН	СБШ-320
Диаметр долотьев, мм	190,214,243	243,269	243,269	320
Глубина бурения, м	32,40	32	32	40
Угол наклона скважин, град.	90,60,75,90	60,75,90	60,75,90	90
Максимальное усилие осевое, кН	220	300	300	600
Скорость вращения долота, мин ⁻¹	15-316	81-157	30-152	30,50,80
Установленная мощность вращения, кВт	320,282	322	386	712
Удельное осевое усилие, кН/см	11,60-10,30	12,40	12,40	18,80

ПРИЛОЖЕНИЕ 10

КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СТАНКОВ СБУ

Показатели	СБУ-100	1СБУ-125	1СБУ-125ХЛ	Урал-64	СБУ-160	СБУ-200
Тип пневмоударника	МП-3	МП-3 Я-125	МП-3 Я-125	М-32К	Я-160 Я-125	П-200
Диаметр инструмента, мм	105	105 125	105 125	155	160 125	200
Угол наклона скважин к вертикали, град	15-30		0-30	0-30	0-30	0-30
Частота вращения штанги, мин ⁻¹	41	26,40,80	22,5,45	22,48	0-60	0-50
Частота ударов коронки, мин ⁻¹	1600	1600 1250	1600 1250	1900	1275 1250	1150
Энергия удара, Дж	85	85 150	85 150	140	280 150	420
Максимальное усилие подачи, Н	7600	13000	18000	24000	21000	30000
Установленная мощность, кВт	10.2	30,2	33	180	136	256

**ПРИЛОЖЕНИЕ 11
УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ СПОСОБОВ ВЗРЫВАНИЯ**

Разновидности способа	Характеристика способа	Условия применения
По углу наклона	Вертикальная	Без ограничений
	Наклонными скважинами	Преимущественно в чрезвычайно трудно взрывающихся малотрещиноватых породах; использование малых диаметров скважин; при повышенном л.с.п.ПЛ ряда
По числу рядов скважин	Однорядное	При коротких блоках (числе скважин до 10-12), малом масштабе работ, узких буровых заходках при селективной разработке уступов, преимущественно при ж.д. транспорте
	Двух-трех-рядное	Преимущественно при ж.д. транспорте или отработке коротких блоков с автотранспортом и широкими ходами
	Многорядное	Преимущественно при панельной разработке уступов, в т.ч. в высоких, с автотранспортом; большом объеме работ
По числу скважин в ряду	Одиночными скважинами	Без ограничений
	Спаренными или строенными скважинами	При большом значении л.с.п.п. скважин первого ряда
По времени взрывания зарядов	Мгновенное	При однорядном взрывании малого числа (до 10-12) скважин, узких рабочих площадок
	Короткозамедленное	При многорядном взрывании и большом числе скважин
По конструкции	Сплошные колонковые	Любые породы
	С воздушными промежутками	Преимущественно в легко-, средне-взрывающихся, трещиноватых (1-2 категории) породах; при взрывании на «сотрясение»
По типу сетки	Квадратная	В трудно взрывающихся породах
	Косоугольная	Преимущественно при легко и средне-взрывающихся породах
По степени свободы взрывания	На свободную плоскость	Без жесткого ограничения ширины развала, 1 -3 рядном взрывании
	В «зажатой» среде	При ограничении ширины развала, использовании ж.д. транспорта

ПРИЛОЖЕНИЕ 12
УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ТИПОВ ВВ

Тип скважин	Породы по буримости		
	Весьма труднобуримые (=16-25 по шкале В.В. Ржевского), м	Средние и труднобуримые (= 6-15 по шкале В.В. Ржевского)	Легкобуримые (по шкале В.В. Ржевского менее 6)
Сухие или сухая часть скважин	Акватола М-15, 65/35, АВ, АВМ, МГ Ифзаниты Т-20, Т-60 Т-80 Граммонит 79/21 Гранулит АС-4	Акватола 65/35 АВ Ифзаниты Граммонит 79/21 Игданит Гранулиты АС-4, М	Гранулит М Индагит Граммонит 79/21 Акватола Акватола Ифзаниты
Обводненные скважины	Акватола М-15 ^х 65/35 ^х МГ, АВМ Ифзаниты ⁴ Граммониты 50/50В 30/70 В Гранулотол Алюмотол Граммоналы А-45, а-50 ^х	Акватола 65/35" АВ, МГ, АВМ Ифзаниты ⁴ Граммониты 50/50-В ⁴ 30/70-в Гранулотол Граммоналы А-45, А50	Граммониты 50/50-В ⁴ 30/70-В Ифзаниты ⁴ Гранулотол Граммонал А-50

Примечание: Отмеченное (х) применять в обводненных скважинах только с НЕПРОЧНОЙ водой

ПРИЛОЖЕНИЕ 13

ЭТАЛОННЫЙ РАСХОД ВВ (ПО ГИПРОРУДЕ)

Категория	Эталонный расход ВВ (кг/м) при крепости пород			
	2-6	6-10	10-14	свыше 14
I	0,2	0,25	0,3	0,3
II	0,3	0,35	0,4	0,45
III	0,45	0,50	0,6	0,67
1У	0,67	0,75	0,8	0,9
У	0,9	1,0	и	1,2

ПРИЛОЖЕНИЕ 14

ПЕРЕВОДНЫЕ КОЭФФИЦИЕНТЫ И ПЛОТНОСТЬ ЗАРЯЖАНИЯ ВВ

ТипВВ	$K_{ВВ}$	A^* дм^3
Акватол 65-35	1,0	1,4
М-15	0,76	1,37
АВ	1,20	1,45
МГ	0,93	1,42
Алкомотол	0,83	0,97
Аммонит № 7 ЖВ	1,04	-
Граммонал А-45	0,79	0,92
А-50	1,08	0,95
Гранулотол	1,20	0,97
Гранулит АС-8, 8В	0,99	0,9
А-4, АС-4В	0,98	0,82
М,С-2	1,13	0,95
Граммонит 50/50 В	1,01	0,92
30/70, 30/70 В	1,26	0,9
79/21	1,0	0,95
Игданит	1,13	0,85
Ифзанит Т-20	1,2	1,35
Т-60	1,10	1,45
Т-80	1,00	1,5

ПРИЛОЖЕНИЕ 15

ЗНАЧЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА K_{qc} (ПО ГИПРОРУДЕ)

Категория пород по трещиноватости	Значения K_{qc} п			ри диаметре скважин, мм				
	100	125	160	200	243	320	350	400
I	0,92	0,93	0,95	0,98	1,00	1,05	1,07	1,10
II	1,01	1,03	1,05	1,07	1,13	1,15	1,17	1,20
III	1,06	1,08	1,10	1,73	1,16	1,20	1,23	1,25
1У	1,11	1,13	1,15	1,17	1,20	1,25	1,27	1,30
У	1,16	1,18	1,20	1,23	1,26	1,30	1,32	1,36

ПРИЛОЖЕНИЕ 16
ВЫХОД НЕГАБАРИТА (ПО ГИПРОРУДЕ)

Линейный	Значения R_m при категории трещиноватости, %				
	I	II	III	1У	У
500	1,0	3,5	11,0	17,0	26,0
700	1,5	3,0	10,0	16,0	25,0
1000	-	1,0	4,0	13,0	18,0
1200	-	0,5	2,0	6,0	9,0
При наклонных скважинах уменьшается на (20-25) %					

ПРИЛОЖЕНИЕ 17

КЛАССИФИКАЦИЯ ПОРОД ПО ТРЕЩИНОВАТОСТИ

Степень трещиноватости массива	Среднее расстояние между естественным и трещинами, м	Содержание R_e в массиве отдельных размеров, %		
		+ 300 мм	+ 700 мм	+ 1000 мм
I Чрезвычайно трещиноватые	0,1	10	0	нет
II Сильно трещиноватые	0,1-0,5	10-70	30	5
III Среднетрещиноватые	0,5-1,0	70-100	30-80	5-40
1У Малотрещиноватые	1,1-1,5	100	80-100	40-100
У Практически монолитные	1,5	100	100	100

ПРИЛОЖЕНИЕ 18
КОНСТРУКТИВНЫЕ АЗМЕРЫ АВТОМАШИН

Машина	Грузоподъемность, т	Длина, м	Ширина кузова, м	Высота, м
КрАЗ	12	8,1	2,7	2,8
МоАЗ	18	7,4	-	-
БелАЗ-540А	27	7,3	3,5	3,6
БелАЗ-548А	40	8,1	3,8	3,9
БелАЗ-549	75	10,3	4,9	4,9
БелАЗ-7519	ПО	11,3	6,1	5,1
БлАЗ-7521	100	13,6	7,6	6,1

ПРИЛОЖЕНИЕ 19

КОНСТРУКТИВНЫЕ РАЗМЕРЫ ДУМПКАРОВ

Думпкар	Грузоподъемность [^]	Длина, м	Размеры кузова, м		Высота, м
			ширина	длина	
6ВС-60	60	11,8	2,9	10,1	2,7
ВС-85	85	12,2	3,1	10,5	3,2
2ВС-105	105	14,9	3,1	13,4	3,2
ВС-130	130	15,0	3,1	13,4	3,2
ТВС-165	165	17,6	3,1	16,1	3,2
2ВС-180	172	17,6	3,0	16,2	3,3

ПРИЛОЖЕНИЕ 20

ЧИСЛО РАБОЧИХ СМЕН БУРСТАНКОВ В ГОДУ (ДЛЯ УСЛОВИИ УРАЛА)

Станки	Число рабочих дней N_q в неделю и число смен			
	$N_y = 7$		$N_y = 6$	
	$N_{cv} = 2$	$N_{cv} = 3$	$N_{cv} = 2$	$N_{cv} = 3$
СБР-12	545	805	465	690
СБР-160	525	760	450	645
СБШ-200	495	690	425	590
СБШ-250	490	680	420	585
СБШ-320	485	670	415	575
СБУ-125	535	785	455	670
СБУ-160	530	780	455	670
СБУ-200	490	690	420	590

**ПРИЛОЖЕНИЕ 21
ЧИСЛО РАБОЧИХ СМЕН В ГОДУ ЭКСКАВАТОРОВ-МЕХЛОПАТ**

Емкость ковша	Число рабочих дней N_q в неделю и смен в сутки		
	$N_q = 7$	$N_q = 6$	
	НСМ=3	НСМ=2	НСМ=3
До 2,5	800	470	680
2,5-5	780	465	665
8	760	460	650
12,5	755	455	645

ПРИЛОЖЕНИЕ 22 ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ БУРСТАНКОВ (ПО ГИПРОРУДЕ)

Тип станка	Производительность станков при крепости пород					(метров за 8 часовую смену)		
	2-4	4-6	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16
СБР-125 СБР-160	300 340	200 260						
СБШ-200 СБШ-250 СБШ-320			105	90 105	80 90	65 80	65 80	50 65
СБУ-125 СБУ-160			60	60	50	45 60	35 45 65	30 40 60

Примечание. В накладных скважинах применять коэффициент 0,9; в трещиноватых, сильно разрушенных - 0,9-0,95.

ПРИЛОЖЕНИЕ 23 ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ МЕХЛОПАТ ЗА 8 ЧАСОВУЮ СМЕНУ (ПО ГИПРОРУДЕ), м³

Экскаватор	Е,м ³	На ж.д. транспорт		На автотранспорт	
		полускальные породы	скальные породы	полускальные породы	скальные породы
Э-2503,	2,5	800	650	900	700
Э-2505	3,2	950	750	1100	850
ЭКГ-3,2	1,6	1450	1150	1550	1300
ЭКГ-4,6Б	5,0	1550	1250	1750	1400
ЭКГ-5	6,3	1950	1550	2200	1750
	6,3	1750	1400	1950	1550
ЭКГ-8И	8,0	2250	1800	2450	2000 2160
ЭКГ-16	16,0	2400	1960	2600	2700
ЭКГ-12,5И	12,5	3000	2450	3350	

Примечания: 1. При работе на конвейере производительность увеличивать на 20 % по сравнению с работой на ж.д.транспорте, а при работе с верхней погрузкой - уменьшать на 30 %. 2. При применении АСУ производительность увеличивается на 10 %.

ПРИЛОЖЕНИЕ 24

РЕКОМЕНДУЕМЫЕ ВЫСОТЫ ОТВАЛЬНЫХ УСТУПОВ

Способы механизации	ПОРОДЫ		
	скальные	плотные	рыхлые глинистые
Плуги	30	15	10
Механические лопаты	40	30	15
Многоковшовые экскаваторы	-	50	-
Ленточные отвалообразователи	-	59	50
Бульдозеры	до 50	до 50	до 50

