



**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ**

**Белорусский национальный
технический университет**

Кафедра «Горные работы»

**В. А. Вершиловский
В. И. Стасевич**

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Пособие

**Минск
БНТУ
2026**

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ
Белорусский национальный технический университет

Кафедра «Горные работы»

В. А. Вершиловский
В. И. Стасевич

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Пособие
для студентов специальности
7-07-0724-01 «Разработка месторождений
полезных ископаемых»

*Рекомендовано учебно-методическим объединением
высших учебных заведений Республики Беларусь по образованию
в области горнодобывающей промышленности*

Минск
БНТУ
2026

УДК 622.271:377.147.091.313(075.8)

ББК 33.34я7

В37

Р е ц е н з е н т ы:

кафедра «Нефтегазозаготовка и гидропневмоавтоматика»
учреждения образования «Гомельский государственный
технический университет им. П. О. Сухого»
(зав. кафедрой, д-р техн. наук, профессор *А. Б. Невзорова*);
заместитель главного инженера ОАО «Белгорхимпром» *А. М. Чижик*

Вершиловский, В. А.

В37 Открытые горные работы : пособие для студентов специальности
7-07-0724-01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» /
В. А. Вершиловский, В. И. Стасевич. – Мн. : БНТУ, 2026. – 64 с.
ISBN 978-985-31-0198-0.

В пособии приведены программа и план выполнения курсовой работы, даны методики разработки таких разделов, как краткая геологическая характеристика месторождения, главные параметры месторождения и технология его разработки, выемочно-погрузочные работы, транспорт вскрышной породы и полезного ископаемого, отвалобразование вскрышной породы и графическая часть.

УДК 622.271:377.147.091.313(075.8)

ББК 33.34я7

ISBN 978-985-31-0198-0

© Вершиловский В. А.,
В. И. Стасевич, 2026

© Белорусский национальный
технический университет, 2026

Содержание

ВВЕДЕНИЕ	4
1. КРАТКАЯ ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ. ГЛАВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ЕГО РАЗРАБОТКИ.....	6
1.1. Общие сведения о месторождении	6
1.2. Балансовые запасы полезного ископаемого.....	6
1.3. Потери полезного ископаемого и промышленные запасы	7
1.4. Определение объемов вскрыши и плодородного слоя при разработке карьера.....	11
1.5. Режим работы карьера	13
1.6. Определение отгружаемой производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше.....	14
1.7. Выбор системы разработки, способа и места вскрытия, технологической схемы ведения вскрышных и добычных работ.	15
2. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ.....	25
2.1. Рабочие площадки вскрышного и добычного оборудования и определение их ширины.....	25
2.2. Обоснование производительности и количества оборудования на вскрышных и добычных работах.....	29
3. ТРАНСПОРТ ВСКРЫШИ И ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО	39
3.1. Автомобильный транспорт.....	40
3.2. Железнодорожный транспорт	43
3.3. Конвейерный транспорт	46
4. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ	49
5. ГРАФИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	52
5.1. План карьера на конец второго года эксплуатации с расстановкой оборудования, вскрывающими выработками и отвалами на листах формата А1 или А2.	52
5.2. Паспорта забоев вскрышных и добычных работ на листе формата А3.	53
ЛИТЕРАТУРА.....	54
Приложение 1	56
Приложение 2	57
Приложение 3	58
Приложение 4	59
Приложение 5	60
Приложение 6	61
Приложение 7	62
Приложение 8	63
Приложение 9	64

ВВЕДЕНИЕ

Курсовая работа является самостоятельной работой, основная цель которой – закрепление и углубление знаний, полученных при изучении теоретического курса и выполнении практических работ по открытым горным работам.

Структура курсовой работы включает пояснительную записку объемом 25–35 страниц печатного текста и графическую часть. В расчетно-пояснительной записке приводятся все необходимые расчеты, поясняемые рисунками, схемами, таблицами, характеристиками выбранного вскрышного и добычного оборудования. В графической части приводится два чертежа. Объем расчетных работ и последовательность изложения материала в пояснительной записке выполняются в строгом соответствии с заданием на курсовую работу.

Цель данного пособия – сформировать целостное представление о разработке курсовой работы, ее структуре, правильном и быстром подборе необходимых материалов при решении основных задач курсовой работы.

Пояснения даются по разделам и пунктам задания на курсовую работу. Формулы приведены по литературным источникам, список которых приводится в разделе «ЛИТЕРАТУРА». Однако это не исключает возможности пользования другими пособиями и справочниками.

Структура курсовой работы по разработке месторождения открытым способом в условиях заданного месторождения (пояснительная записка и графическая часть).

Введение.

1. Краткая геологическая характеристика месторождения. Главные параметры месторождения и технология его разработки.

1.1. Общие сведения о месторождении.

1.2. Балансовые запасы полезного ископаемого.

1.3. Потери полезного ископаемого и промышленные запасы.

1.4. Определение объемов вскрыши и плодородного слоя при разработке карьера.

1.5. Режим работы карьера.

1.6. Определение отгружаемой производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше.

1.7. Выбор системы разработки, способа и места вскрытия, технологической схемы ведения вскрышных и добычных работ.

2. Выемочно-погрузочные работы.

2.1. Рабочие площадки вскрышного и добычного оборудования и определение их ширины.

2.2. Обоснование производительности и количества оборудования на вскрышных и добычных работах.

3. Транспорт вскрыши и полезного ископаемого.

3.1. Расчет транспорта при вскрышных работах.

3.2. Расчет транспорта при добычных работах.

4. Отвалообразование вскрыши.

5. Графический материал.

5.1. План карьера на конец второго года эксплуатации с расстановкой оборудования, вскрывающими выработками и отвалами на листах формата А1 или А2.

5.2. Паспорта забоев вскрышных и добычных работ на листе формата А3.

При оформлении пояснительной записки и выполнении графического материала следует руководствоваться заданием к курсовой работе по разработке месторождения открытым способом в условиях заданного месторождения.

Во введении указывается цель и значение разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом. Описываются преимущества открытой разработки месторождений. Излагается современное состояние открытой разработки месторождений.

1. КРАТКАЯ ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ. ГЛАВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ЕГО РАЗРАБОТКИ

1.1. Общие сведения о месторождении

В данном разделе должны быть рассмотрены вопросы геологического строения месторождения, гидрогеологические условия, информация о географическом положении объекта, климатических условиях. При работе над вопросами данного раздела пользуются описанием месторождения добычи полезных ископаемых, составленным на основании геологических отчетов по заданию к курсовой работе, которые выдаются преподавателем.

1.2. Балансовые запасы полезного ископаемого

В этом разделе содержится информация о полезном ископаемом, вскрышной породе и почвенно-растительном слое. Описывается, чем представлено полезное ископаемое, его мощность, объем, размер и форма залегания, дается качественная характеристика полезного ископаемого. Также необходимо провести анализ вскрышной породы и почвенно-растительного слоя, определить их состав, физические свойства, мощность и их объем. Если же в геологическом отчете или на топографическом плане месторождения, совмещенном с контуром подсчета запасов, нет информации касаясь средней мощности полезного ископаемого, основной вскрыши и плодородного слоя, а также их объемов, то необходимо произвести их расчет самостоятельно.

Для решения данных вопросов необходимо использовать геологический отчет и (или) топографический план месторождения, совмещенный с контуром подсчета запасов.

Расчет объемов производится с помощью инструментов AutoCAD. Сначала при помощи полилинии определяется площадь месторождения или отдельных его участков. Затем для каждого участка вычисляется средняя мощность полезного ископаемого путем суммирования всех измерений мощности в контурах участка и деления на количество измерений. Полученная средняя мощность умножается на площадь участка, что позволяет определить объем ПИ на данном

участке. Аналогичные расчеты производятся для объемов вскрыши и плодородного слоя с учетом их мощности и площади распространения. В результате получаем полную картину балансовых запасов месторождения, включая количество полезного ископаемого, вскрышных пород и плодородного слоя почвы. Полученные данные являются основой для дальнейшего экономического анализа и планирования разработки месторождения.

1.3. Потери полезного ископаемого и промышленные запасы

Согласно «Единой классификации потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений» потери подразделяются на общекарьерные и эксплуатационные.

Общекарьерные потери – часть балансовых запасов, теряемых в охранных целиках капитальных выработок.

Эксплуатационные потери – часть балансовых запасов, теряемых в процессе эксплуатации карьера. Эксплуатационные потери складываются из потерь в подошве, бортах, при зачистке и при транспортировании.

Перед тем как приступить к определению потерь полезного ископаемого и расчету объемов вскрышных пород, которые предстоит удалить при разработке месторождения, необходимо четко обозначить границы будущего карьера на планах и геологических разрезах. Этот процесс, называемый оконтуриванием карьерного поля, заключается в определении трехмерного контура карьера в его конечном состоянии, то есть после завершения всех горных работ.

При разработке горизонтальных и пологих залежей имеет значение разнос борта карьера. Он может быть по отношению к граничной мощности полезного ископаемого в бортах карьера внешним, внутренним или смешанным.

Внешний разнос борта карьера подразумевает, что граница карьера расположена за пределами залежи полезного ископаемого. В этом случае все запасы полезного ископаемого извлекаются полностью, но при этом увеличивается объем вскрышных пород, которые необходимо удалить. Это приводит к росту затрат на разработку, увеличению времени добычи и, соответственно, повышению себестоимости получаемой продукции.

Внутренний разнос борта карьера, напротив, характеризуется расположением границы карьера внутри границ залежи полезного ископаемого. Это приводит к потерям части запасов, которые остаются в недрах, но одновременно минимизирует объем вскрышных пород, подлежащих разработке. Таким образом, уменьшаются затраты на вскрышные работы, но возрастают потери ценного сырья.

Смешанный разнос борта карьера представляет собой компромиссный вариант. В этом случае часть залежи извлекается полностью, а часть остается в недрах, что позволяет сбалансировать потери полезного ископаемого и объемы вскрышных пород. В идеальном случае потери полезного ископаемого при смешанном разнесе борта карьера стремятся к нулю, а объем вскрышных пород занимает промежуточное значение между внешним и внутренним разнесом борта карьера.

На выбор разноса борта карьера существенное влияние оказывает горный отвод, так как только в пределах предоставленного горного отвода возможно вести добычу полезного ископаемого. Добыча за пределами горного отвода незаконна и влечет за собой серьезные последствия. На топографическом плане месторождения, совмещенном с контуром подсчета запасов, горный отвод обозначается красной линией. Если граница горного отвода совпадает с контуром подсчета запасов, то возможен только внутренний разнос борта карьера. Если же граница горного отвода больше границ контура подсчета запасов, то в этом случае возможен как внешний разнос борта карьера, так и смешанный, в зависимости от мощности полезного ископаемого и экономической целесообразности.

Объем потерь полезного ископаемого в бортах карьера:

$$V_{\text{пи}}^{\text{б}} = S_{\text{пи}}^{\text{б}} \cdot L, \text{ м}^3,$$

где $S_{\text{пи}}^{\text{б}}$ – площадь потерянной части полезного ископаемого в поперечном сечении борта, м^2 ;

L – зона влияния разреза, определяется графоаналитически, м.

Для определения площади потерянной части необходимо определиться с углом откоса нерабочего борта карьера, который принимается из табл. 1.1.

Таблица 1.1

Углы откосов нерабочего борта карьера по условиям устойчивости
(по данным ВНИМИ)

Группа пород	Характеристика породного массива	Угол откоса нерабочего борта, градус
Скальные породы	Крепкие малотрещиноватые породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	55
	Крепкие малотрещиноватые породы при наличии крутопадающих (более 60°) или пологопадающих (менее 15°) поверхностей ослабления	40–45
	Крепкие мало- и среднетрещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 35–55°	30–45
	Крепкие мало и среднетрещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 20–30°	20–30
Малопрочные скальные, полускальные породы	Относительно устойчивые в откосах породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	40–45
	Относительно устойчивые в откосах породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 35–55°	30–40
	Интенсивно выветривающиеся в откосах породы	30–35
	Все породы данной группы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 20–30°	20–30
Мягкие и сыпучие породы	Пластичные глины при отсутствии поверхностей скольжения, слабых контактов между слоями и других поверхностей ослабления	20–30
	Пластичные глины и другие глинистые породы при наличии поверхностей ослабления в средней или нижней частях борта	15–20

Углы откосов нерабочего борта по условиям устойчивости зависят от прочности пород, состояния и структуры породного массива. Данными табл. 1.1 можно пользоваться только для предварительных расчетов. Наиболее достоверные данные могут быть получены только при проведении специальных наблюдений, исследований, замеров и расчетов, проводимых в конкретных инженерно-геологических условиях.

Объем потерь полезного ископаемого при зачистке:

$$V_{\text{пн}}^3 = h_3 \cdot S_3, \text{ м}^3,$$

где h_3 – толщина потерь полезного ископаемого при зачистке. Для песчаных и песчано-гравийных месторождений толщина слоя зачистки $h_3 = 0,1-0,2$ м;

S_3 – площадь зачистки, определяется графоаналитически, м^2 .

Для того чтобы найти площадь зачистки, необходимо на чертеже определить границы, где будет заканчиваться вскрышная порода и появляться полезное ископаемое, а затем измерить их площадь.

Если разубоживание или засорение подстилающими породами недопустимо, то в подошве карьера оставляется слой полезного ископаемого. Объем потерь полезного ископаемого в подошве:

$$V_{\text{пн}}^{\text{п}} = h_{\text{п}} \cdot S_{\text{дна}}, \text{ м}^3,$$

где $h_{\text{п}}$ – толщина потерь полезного ископаемого в подошве, для рыхлых и мягких пород (песчано-гравийной смеси, песка) $h_{\text{п}} = 0,1-0,3$ м, для камня $h_{\text{п}} = 0,5$ м. Если подстилающие породы представлены породами аналогично полезному ископаемому, то потерь в подошве может и не быть;

$S_{\text{дна}}$ – площадь дна карьера, определяется графоаналитически, м^2 .

Для определения площади дна карьера необходимо найти границы дна карьера, после чего измерить его площадь.

Эксплуатационные (промышленные) запасы полезного ископаемого:

$$V_{\text{э}} = V_{\text{пн}} - (V_{\text{пн}}^3 + V_{\text{пн}}^{\text{п}} + V_{\text{пн}}^6), \text{ м}^3.$$

Объем потерь полезного ископаемого при транспортировании. Для месторождений камня они составляют 0,3 % от промышленных запасов полезного ископаемого, а для других нерудных месторождений, в том числе песчано-гравийных и песчаных – 0,4 %.

Эксплуатационные потери:

$$V_{\Pi}^{\text{э}} = V_{\Pi}^{\text{з}} + V_{\Pi}^{\text{п}} + V_{\Pi}^{\text{б}} + V_{\Pi}^{\text{т}}, \text{ м}^3.$$

Срок существования карьера:

$$T_{\text{к}} = \frac{V_{\text{э}}}{A_{\text{пн}}}, \text{ лет.}$$

1.4. Определение объемов вскрыши и плодородного слоя при разработке карьера

Вскрышная порода может быть представлена основной вскрышей и почвенно-растительным слоем.

Объем основной вскрыши складывается из вскрыши в контурах подсчета запасов, дополнительной вскрыши при разносе бортов карьера и потерь полезного ископаемого при зачистке:

$$V_{\text{в}}^{\text{к}} = h_{\text{осн}}^{\text{в}} \cdot S_{\text{к}}, \text{ м}^3,$$

где $h_{\text{осн}}^{\text{в}}$ – мощность основной вскрыши по карьеру, т. е. вскрышной породы без учета толщины плодородного слоя, м;

$S_{\text{к}}$ – площадь карьера, измеряется графически, м^2 .

Объем основной вскрышной породы при разносе борта карьера определяется согласно принятой схеме разбортовки карьера по формуле:

$$V_{\text{в}}^{\text{б}} = S_{\text{в}}^{\text{б}} \cdot L, \text{ м}^3,$$

где $S_{\text{в}}^{\text{б}}$ – площадь основной вскрышной породы в поперечном сечении борта, м^2 .

Объем при зачистке кровли полезного ископаемого определяется по формуле:

$$V_B^3 = h^3 \cdot S_3, \text{ м}^3.$$

Общий объем вскрышной породы по карьере определяется по формуле:

$$V_B = V_B^K + V_B^6 + V_B^3, \text{ м}^3.$$

Объем почвенно-растительного слоя складывается из объема в контурах подсчета запасов под отвалами, объема на ширину разнаса борта карьера и объема на ширину защитной полосы, предотвращающей смыв плодородного слоя в карьер.

Объем почвенно-растительного слоя в контурах подсчета запасов определяется по формуле:

$$V_{\text{пл}}^K = m_{\text{ср.пл}} \cdot S_K, \text{ м}^3.$$

Объем плодородного слоя под отвалами:

$$V_{\text{пл}}^0 = m_{\text{ср.пл}} \cdot S_{\text{от}}, \text{ м}^3,$$

где $S_{\text{от}}$ – площадь, занимаемая отвалами, м^2 .

Объем плодородного слоя в бортах карьера:

$$V_{\text{пл}}^6 = S_{\text{пл}}^6 \cdot L, \text{ м}^3,$$

где $S_{\text{пл}}^6$ – площадь плодородного слоя в поперечном сечении борта, м^2 ;

Объем почвенно-растительного слоя при формировании защитной полосы:

$$V_{\text{пл}}^c = m_{\text{ср.пл}} \cdot L_K \cdot b', \text{ м}^3,$$

где b' – ширина защитной полосы, $b' = 5-7$ м;

L_K – периметр карьера, м.

Общий объем плодородного слоя (без учета объема плодородного слоя при вскрытии карьера внешней капитальной траншеей) определяется по формуле:

$$V_{\text{пл}} = V_{\text{пл}}^{\text{к}} + V_{\text{пл}}^{\text{о}} + V_{\text{пл}}^{\text{б}} + V_{\text{пл}}^{\text{с}}, \text{ м}^3.$$

Средний коэффициент вскрыши определяется по формуле:

$$K_{\text{вскр}}^{\text{ср}} = \frac{V_{\text{в}} + V_{\text{пл}}}{V_{\text{з}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{м}^3}.$$

Если в контуре подсчета запасов имеются целики (площади, занятые железной дорогой, зданиями, сооружениями и т. д.), то площади, занимаемые ими, исключаются из площади карьера.

1.5. Режим работы карьера

На карьерах строительных материалов принимаются 260 рабочих дней в году, с пятидневной рабочей неделей, сменность работ может варьировать от одной до трех восьмичасовых смен в сутки.

Режим работы на добычных работах может как совпадать, так и отличаться от режима работ на вскрышных работах.

Режим работы карьера на вскрышных работах может быть сезонным или круглогодичным. Круглогодичный режим работы на вскрышных работах подразумевает под собой ведение вскрышных работ весь год, при этом работа может вестись одной, двумя или тремя сменами в сутки. Сезонный режим работы означает, что разработка вскрышной породы имеет возможность вестись только с 1 апреля по 1 октября из-за климатических условий. В случае сезонной работы карьера на вскрышных работах рекомендуется принимать непрерывную рабочую неделю при трех восьмичасовых сменах в сутки для максимально эффективного использования короткого благоприятного периода.

Однако во всех случаях (особенно при сезонной работе) режим работы необходимо принимать в зависимости от климатических и горно-геологических условий, безопасного ведения горных работ, масштаба

работ, вида и мощности горнотранспортного оборудования, режима работы обогатительных фабрик (чтобы избежать простоев и обеспечить бесперебойную поставку сырья), а также спроса в сырье.

1.6. Определение отгружаемой производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше

Отгружаемая производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше определяется на расчетный год. В задании на курсовую работу есть информация касательно производительности карьера по полезному ископаемому (потребность в сырье), и она рассчитывается согласно заданию.

Сначала определяется производительность карьера с учетом транспортных потерь. Это потери на транспортных путях от карьера до пункта отгрузки или переработки камня. Для месторождений камня они составляют 0,3 % от перевозимой массы, а для других нерудных месторождений, в том числе песчано-гравийных и песчаных – 0,4 %. Зная это, находим производительность карьера с учетом транспортных потерь $A_{\text{пи}}$.

Сменная производительность по полезному ископаемому:

$$Q_{\text{см}}^{\text{пи}} = \frac{A_{\text{пи}}}{T_{\text{раб}} \cdot n_{\text{см}}}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $T_{\text{раб}}$ – количество рабочих дней на добычных работах;

$n_{\text{см}}$ – количество рабочих смен в сутки.

Годовую производительность карьера по вскрышной породе можно найти следующим образом:

$$A_{\text{вскр}} = A_{\text{пи}} \cdot K_{\text{вскр}}^{\text{ср}}, \text{ м}^3/\text{год}.$$

Но так как вскрышная порода включает в себя основную вскрышу и почвенно-растительный слой, то необходимо рассчитать годовую производительность карьера по основной вскрыше и по почвенно-растительному слою.

Годовая производительность по основной вскрыше:

$$A_{\text{вскр}}^{\text{осн}} = \frac{m_{\text{ср.вскр}} \cdot A_{\text{вскр}}}{m_{\text{ср.вскр}} + m_{\text{ср.пл}}}, \text{ м}^3/\text{год},$$

где $m_{\text{ср.вскр}}$ – средняя мощность основной вскрыши, м;

$m_{\text{ср.пл}}$ – средняя мощность плодородного слоя, м.

Сменная производительность по основной вскрыше:

$$Q_{\text{см}}^{\text{вскр}} = \frac{A_{\text{вскр}}^{\text{осн}}}{T_{\text{раб}}^{\text{вскр}} \cdot n_{\text{см}}}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $T_{\text{раб}}^{\text{вскр}}$ – количество рабочих дней в году при снятии основной вскрыши.

Годовая производительность по почвенно-растительному слою:

$$A_{\text{вскр}}^{\text{пл}} = \frac{m_{\text{ср.пл}} \cdot A_{\text{вскр}}}{m_{\text{ср.вскр}} + m_{\text{ср.пл}}}, \text{ м}^3/\text{год}.$$

Сменная производительность по почвенно-растительному слою:

$$Q_{\text{см}}^{\text{пл}} = \frac{A_{\text{вскр}}^{\text{пл}}}{T_{\text{раб}}^{\text{пл}} \cdot n_{\text{см}}}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $T_{\text{раб}}^{\text{пл}}$ – количество рабочих дней в году при снятии плодородного слоя.

1.7. Выбор системы разработки, способа и места вскрытия, технологической схемы ведения вскрышных и добычных работ

Открытые горные работы по добыче полезного ископаемого и выемке вскрыши выполняются в определенной последовательности, слоями, заходками, формируя при этом рабочую зону карьера

и выработанное пространство. Для характеристики порядка выполнения горных работ в карьере введено понятие системы разработки.

Система разработки месторождения полезных ископаемых открытым способом определяет порядок выполнения вскрышных, добычных и горно-капитальных работ. Система разработки должна обеспечивать безопасность ведения работ, планомерность и экономически выгодную себестоимость добытого полезного ископаемого, предусмотренную производственную мощность карьера, полноту извлечения запасов, комплексное использование всех полезных ископаемых, охрану недр и окружающей среды.

Перед выбором системы разработки стоит обратить внимание на границы земельного отвода, на топографическом плане месторождения, совмещенном с контуром подсчета запасов, он обозначен желтой линией. Земельный отвод определяет участок земли, на котором разрешено размещение горнодобывающих сооружений, складов, а также отвалов вскрышной породы и почвенно-растительного слоя. Несоблюдение границ земельного отвода является нарушением и влечет за собой административные и экономические санкции. Поэтому грамотное планирование разработки месторождения требует тщательного анализа и учета всех факторов.

В теории открытой разработки общее признание получили классификации, предложенные Е. Ф. Шешко, Н. Р. Мельниковым, В. В. Ржевским.

Основной признак классификации проф. Е. Ф. Шешко (табл. 1.2) – направление перемещения пустых пород в отвалы.

Таблица 1.2

Классификация систем открытой разработки,
предложенная Е. Ф. Шешко

Группа систем А – с поперечным перемещением породы в отвал (бестранспортные)	Группа систем Б – с продольным перемещением вскрышной породы в отвалы при помощи транспортных средств (транспортные)	Группа систем В – комбинированные
1	2	3
А-1 – с непосредственной перевалкой вскрышных пород	Б-4 с транспортированием породы на внутренние отвалы на сравнительно короткие расстояния по путям с благоприятным профилем	В-7 – с частичным транспортированием породы на внутренние и внешние отвалы

Окончание табл. 1.2

1	2	3
А-2 – с краткой экскаваторной перевалкой вскрышных пород	Б-5 – с транспортированием породы на внешние отвалы на более значительное расстояние обычно по путям с неблагоприятным профилем	В-8 – с частичным бестранспортным перемещением породы на внутренние отвалы
А-3 – с забойными отвалообразователями	Б-6 – с транспортированием породы частично во внутренние и частично на внешние отвалы	–
А-0 – с незначительным объемом вскрышных работ, когда способы перемещения породы в отвал не имеют существенного значения	–	–

Группа систем А – бестранспортные системы разработки. При всех бестранспортных системах разработки порода перемещается из забоя в отвалы поперек фронта работ, т. е. по кратчайшему расстоянию. Поэтому системы с перевалкой породы во внутренние отвалы являются наиболее простыми и, как правило, наиболее экономичными. Однако они могут применяться только при пологих углах падения и не слишком большой мощности пластов. Кроме того, при этих системах существует жесткая связь между вскрышными и добычными работами, так как вскрываемые запасы ограничиваются рабочими параметрами и мощностью вскрышных и отвальных машин.

Группа систем Б – транспортные системы разработки. Транспортные системы разработки характеризуются перевозкой вскрышных пород при помощи транспортных средств.

Группа систем В – комбинированные системы разработки, сочетающие признаки бестранспортных и транспортных систем. Относительная сложность и экономичность комбинированных систем разработки зависят от доли участия перевозки и перевалки. Чем больший объем пород будет разрабатываться по бестранспортной системе, тем экономичнее комбинированная система разработки.

Основной признак классификации акад. Н. В. Мельникова – способ перемещения вскрышных пород. По этому признаку все системы разделены на пять основных групп: бестранспортные; транспортно-отвальные (в нее входят системы с перемещением пустых пород во

внутренние отвалы посредством консольных отвалообразователей и транспортно-отвальных мостов); специальные (в нее входят системы с перевалкой пустых пород кабель-кранами, башенными экскаваторами или с удалением пород средствами гидромеханизации или колесными скреперами); транспортные и комбинированные.

В основу классификации систем разработки месторождений, предложенной акад. В. В. Ржевским (табл. 1.3), положены горно-геологические и геометрические предпосылки, характеризующие порядок разработки месторождения.

Таблица 1.3

Классификация систем открытой разработки
по акад. В. В. Ржевскому

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Системы разработки
1	2	3	4	5	6
С	Сплошные (с постоянным положением рабочей зоны)	СД	Сплошные продольные	СДО	Сплошная продольная однобортовая
				СДД	Сплошная продольная двухбортовая
		СП	Сплошные поперечные	СПО	Сплошная поперечная однобортовая
				СПД	Сплошная поперечная двухбортовая
		СВ	Сплошные веерные	СВЦ	Сплошная веерная центральная
				СВР	Сплошная веерная рассредоточенная
		СК	Сплошные кольцевые	СКЦ	Сплошная кольцевая центральная
				СКП	Сплошная кольцевая периферийная
У	Углубочные (с переменным положением рабочей зоны)	УД	Углубочные продольные	УДО	Углубочная продольная однобортовая
				УДД	Углубочная продольная двухбортовая
		УП	Углубочные поперечные	УПО	Углубочная поперечная однобортовая
				УПД	Углубочная поперечная двухбортовая

Окончание табл. 1.3

1	2	3	4	5	6
		УВ	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочные кольцевые	УКЦ	Углубочная кольцевая
УС	Смешанные (углубочно- сплошные)	–	Те же в раз- личных сочетаниях	–	–

По направлению подвигания фронта горных работ в плане различают системы разработки:

– продольные однобортовые и двухбортовые, когда фронт вскрышных и добычных работ перемещается параллельно длинной оси карьерного поля;

– поперечные однобортовые и двухбортовые, когда фронт вскрышных и добычных работ перемещается параллельно короткой оси карьерного поля;

– веерные, когда фронт вскрышных и добычных работ перемещается по вееру с центральным (общим) или рассредоточенным (два и более) поворотными пунктами;

– кольцевые, когда фронт вскрышных и добычных работ имеет форму кольца и разработка ведется от центра к границам карьерного поля или от границ к центру.

Выбор системы разработки является ответственной и сложной задачей. Для того чтобы выбрать оптимальную систему разработки на месторождении, необходимо изначально ознакомиться с их классификацией и видами. Обоснование систем разработки предусматривает установление количественных зависимостей между основными размерами залежи, карьерного поля, параметрами элементов систем разработки, параметрами и расстановкой оборудования, и производственной мощностью карьера по добычным, вскрышным и горно-подготовительным работам. Рациональная система разработки должна обеспечивать безопасную, экономичную и наиболее полную выемку кондиционных запасов полезного ископаемого при соблюдении мер по охране окружающей среды.

Исходя из классификаций систем разработок, рассмотренных выше, и основных сведений о месторождении, можно выбрать оптимальную систему разработки для каждого конкретного месторождения.

Вскрытие рабочих горизонтов – это важный этап, определяющий эффективность и безопасность всего производственного процесса при разработке месторождения. Суть вскрытия заключается в том, чтобы обеспечить бесперебойную транспортировку горной породы между горизонтами его разработки и техническими сооружениями на поверхности и внутри карьера. Эта связь обеспечивает непрерывный поток породы. Горизонтами разработки выступают рабочие площадки. К техническим сооружениям на поверхности можно отнести склады, дробильно-сортировочные заводы и обогатительные фабрики, места складирования пустой породы, при этом горная масса будет транспортироваться железнодорожным, автомобильным транспортом или другим возможным способом.

На выбор способа вскрытия оказывают влияние элементы залегания месторождения, такие, как глубина, угол падения и форма залежи. В большинстве случаев рабочие горизонты карьера вскрывают капитальными траншеями (табл. 1.4) или полутраншеями.

Таблица 1.4

Разделение капитальных траншей

Признак разделения	Основные различия	Траншеи
Расположение траншей относительно контура карьера	Расположение вне контура карьера	Внешние
	Расположение внутри контура карьера	Внутренние
Число уступов, обслуживаемых системой траншей	Один уступ	Отдельные
	Несколько (группа) уступов	Групповые
	Все уступы карьера до конечной глубины	Общие
Основные назначения траншей	Для движения груженого и порожнего транспорта	Одинарные
	Для движения только груженого или только порожнего транспорта (поточное движение транспорта)	Парные
Стационарность траншей	Постоянное расположение за контуром или на бортах в конечном положении	Стационарные
	Временное расположение внутри конечных контуров на бортах, подлежащих разработке	Скользкие (временные)

Внешними траншеями вскрывают горизонтальные или пологие месторождения, расположенные на относительно небольшой глубине, а также месторождения на косогоре. Верхние горизонты наклонных и крутых пластов полезных ископаемых принято вскрывать внешними траншеями. Внутренними траншеями вскрывают наклонные и крутые залежи полезного ископаемого с большой глубиной залегания.

При вскрытии отдельными траншеями создают доступ к каждому уступу посредством независимой траншеи. Все уступы при этом способе имеют независимую транспортную связь с поверхностью, что позволяет рассредоточить грузопоток массы из карьера, улучшить организацию эксплуатационных работ. Однако при большом числе уступов такой способ сложен и значительно возрастает объем работ по проведению капитальных траншей.

Вскрытие групповыми траншеями применяют в глубоких карьерах, разрабатывающих месторождения с горизонтальным и пологим залеганием пластов большой мощности. При этом способе отдельные группы уступов карьера вскрывают независимыми друг от друга траншеями. Обычно одна траншея вскрывает вскрышные уступы, другая – добычные. Грузопотоки рассредоточены и имеют независимый выход на поверхность, что позволяет применять различные виды транспорта для вскрышных и добычных работ. Данный способ по сравнению со вскрытием отдельными траншеями отличается меньшим объемом горных-капитальных работ.

Вскрытие общими траншеями применяется для глубоких месторождений, вне зависимости от угла наклона пластов – как пологих, так и крутых, а также для залежей, расположенных на косогорах. В этом случае все уступы карьера вскрываются одной общей траншеей.

Руководящий подъем (уклон) в капитальных траншеях принимается в пределах: для автомобильного транспорта – 80–120 ‰; для железнодорожного транспорта – 20–40 ‰; для скреперов – 120–150 ‰.

Теоретическая длина капитальных траншей

$$L_{\text{теор}} = \frac{1000 \cdot H_y}{i_p}, \text{ м,}$$

где i_p – руководящий уклон трассы, ‰;

H_y – высота вскрывающегося уступа, м.

Действительная длина трассы определяется по формуле:

$$L_d = L_{\text{теор}} \cdot k_y, \text{ м,}$$

где k_y – коэффициент удлинения трассы, $k_y = 1,1-1,5$.

На выбор места расположения вскрывающихся выработок на карьерах существенное влияние оказывают: рельеф поверхности месторождения, мощность вскрышных пород и место расположения отвалов, направление трещиноватости, относительное расположение дробильно-сортировочной фабрики, расположение дорог, качество пород месторождения и взаимное расположение слоев пород различной прочности, производственная мощность карьера и вид применяемого транспорта.

При выборе места вскрытия стремятся достичь кратчайших расстояний транспортирования горной массы из карьера к пунктам разгрузки, а также учитывают степень изученности разных участков месторождения.

При выборе способа и места вскрытия учитываются не только инженерно-геологические условия, но и вопросы безопасности труда и охраны окружающей среды.

Комплексная механизация открытых горных работ подразумевает под собой автоматизацию и механизацию различных этапов добычи полезных ископаемых открытым способом. Она включает в себя использование различных средств механизации для повышения производительности и безопасности труда.

К основным технологическим схемам комплексной механизации можно отнести следующие комплексы.

1. Технологические схемы комплексной механизации вскрышных работ:

- экскаваторно-отвальные технологические комплексы с непосредственной и кратной перевалкой вскрышных пород;
- выемочно-отвальные с консольными отвалообразователями;
- выемочно-отвальные с транспортно-отвальными мостами;
- скреперные вскрышные;

- бульдозерные вскрышные;
- выемочно-конвейерные вскрышные;
- экскаваторно-железнодорожные вскрышные;
- экскаваторно-автомобильные;
- гидромеханизированные вскрышные;
- выемочно (экскаваторно)-транспортные (конвейерный, автомобильный, железнодорожный, гидравлический, комбинированный транспорт) вскрышные.

2. Технологические схемы комплексной механизации добычных работ:

- экскаваторно (выемочно)-транспортные (автомобильный, железнодорожный, конвейерный, гидравлический, комбинированный транспорт) добычные технологические комплексы;
- скреперные добычные;
- бульдозерные добычные;
- гидромеханизированные добычные;
- дренажные;
- камнерезные.

Помимо приведенных возможны, естественно, и другие технологические комплексы вскрышных и добычных работ с использованием погрузчиков как отдельно, так и с автомобильным транспортом; с бульдозерами в сочетании с механическими лопатами и автотранспортом и т. д.

Помимо того, что необходимо определиться с технологическими схемами вскрышных и добычных работ, также необходимо указать конкретные модели оборудования, используемые в каждой технологической схеме.

До начала добычных работ предусматривается произвести расчистку площади и снятие вскрышных пород, которые необходимо после снятия переместить в отвалы. Схемы механизации основной вскрыши и почвенно-растительного расписываются отдельно, так как это разные виды работ. Еще стоит отметить тот факт, что основную вскрышу и почвенно-растительный слой необходимо складировать раздельно друг от друга.

Оборудование можно подобрать из приложений 1–6 или же найти подходящее оборудование самим.

В этом разделе также необходимо определить высоту добычных и вскрышных уступов.

Выбор высоты уступа напрямую определяет целый комплекс показателей: качество добываемого полезного ископаемого, скорость продвижения фронта работ, темп углубления карьера и его производственную мощность, объем горно-капитальных работ, устойчивость уступов и бортов карьера, углы откосов добычных и вскрышных уступов, а также углы откосов рабочих и нерабочих бортов карьера.

Поэтому, выбор высоты уступа – это компромисс между производительностью и безопасностью, требующий тщательного расчета и контроля.

Высоту уступа следует ограничивать в соответствии с правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Рассмотрим ограничения, связанные с максимальной и минимальной высотой уступа.

При разработке экскаваторами с прямой и обратной лопатой мягких и рыхлых пород, не требующих предварительного взрывного рыхления, высота уступа при верхнем черпании не должна превышать высоты черпания экскаватора. При использовании драглайнов и экскаваторов с обратной лопатой при нижнем черпании ограничения на высоту уступа определяются техническими характеристиками оборудования, и в этом случае высота уступов не должна превышать максимальную глубину черпания. При этом необходимо учесть тот факт, что драглайн должен быть расположен за пределами призмы возможного обрушения, поэтому техническая глубина черпания будет отличаться от фактической.

Минимальная высота уступа при разработке одноковшовыми экскаваторами определяется из условия заполнения ковша экскаватора по формуле:

$$H \geq (2...3) \cdot \sqrt{E},$$

где E – емкость ковша экскаватора, м³.

2. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

2.1. Рабочие площадки вскрышного и добычного оборудования и определение их ширины

Рабочая площадка – горизонтальная поверхность уступа, предназначенная для размещения выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, необходимого для разработки уступа.

Ширина рабочих площадок должна обеспечить высокую производительность оборудованию при безопасном размещении горных машин и транспортных коммуникаций, а также силовых и осветительных линий, вспомогательного транспорта и оборудования.

Ширина нормальной заходки для экскаваторов с прямой лопатой при автомобильном транспорте определяется по формуле:

$$A = (1,5 \dots 1,7) \cdot R_{\text{ч}}, \text{ м},$$

где $R_{\text{ч}}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м.

Ширина нормальной заходки для экскаваторов с прямой лопатой при железнодорожном транспорте определяется по формуле:

$$A = 1,7 \cdot R_{\text{ч}}, \text{ м}.$$

Ширина нормальной заходки для экскаваторов с обратной лопатой или драглайнов определяется по формуле:

$$A = R_{\text{к}} (\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \text{ м},$$

где $R_{\text{к}}$ – радиус копания экскаватора, м;

ω_1, ω_2 – углы отклонения экскаватора от оси при копании. Обычно принимают из расчета, чтобы они не превышали 30–45 градусов, с целью сокращения продолжительности цикла экскавации.

Ширина бермы безопасности определяется с учетом углов устойчивости откоса и принятого угла рабочего откоса уступа.

$$Б = H(\text{ctg}\alpha - \text{ctg}\beta), \text{ м},$$

где H – максимальная высота уступа, м;
 α – угол естественного откоса уступа, град;
 β – угол рабочего откоса уступа, град (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Углы откосов уступов (по данным ВНИМИ)

Группа пород	Характеристика породного массива	Высота уступа, м	Угол откоса уступа, градус		
			рабочего	нерабочего	
				одиночного	сдвоенного
Скальные породы	Весьма крепкие осадочные, метаморфические и породы, изверженные породы	15–20	До 90	70–75	65–70
	Крепкие слаботрещинчатые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15–20	До 80	60–75	55–60
	Крепкие, трещиноватые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15–20	До 75	55–60	50–55
Малопрочные скальные, полускальные породы	Осадочные, метаморфические и изверженные породы крепости зоны выветривания, относительно устойчивые в откосах (известняки, песчаники, алевролиты и др.), осадочные породы с кремнистым цементом, конгломераты, гнейсы, порфириты, граниты, туфы	10–15	70–75	50–55	45–50
	Значительно выветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы и все породы, интенсивно выветривающиеся в откосах	10–15	60–70	35–45	35–40
Мягкие и сыпучие породы	Глинистые породы, а также полностью дезинтегрированные разности всех пород	10–15	50–60	40–45	35–40
	Песчано-глинистые породы	10–15	40–50	35–45	30–40
	Песчано-гравийные породы	10–15	35–40	30–40	25–35
	Песчаные породы	10–15	30–35	30	25

При использовании экскаватора в паре с автосамосвалом на вскрышных и (или) добычных работах ширина рабочей площадки определяется по формуле:

$$\text{Ш}_{\text{р.п}} = A + B + \text{П}_{\text{п}} + \text{П}_{\text{о}} + C + \text{П}'_{\text{о}}, \text{ м},$$

где $\text{П}_{\text{п}}$ – ширина проезжей части автомобильной дороги, м. Определяется графически, в зависимости от выбранной схемы подачи автосамосвала под погрузку;

C – ширина предохранительного навала. Высоту предохранительного вала следует принимать не менее одной трети высоты колеса расчетного автосамосвала, а ширину – не менее полуторной высоты. Вал должен находиться вне призмы обрушения, м;

$\text{П}_{\text{о}}$ – ширина обочины со стороны нагорной части, $\text{П}_{\text{о}} = 1,5$ м;

$\text{П}'_{\text{о}}$ – расстояние от подошвы предохранительного вала до кромки проезжей части, $\text{П}'_{\text{о}} = 1,5$ м.

При использовании экскаватора в паре с железнодорожным транспортом на вскрышных и(или) добычных работах ширина рабочей площадки определяется по формуле:

$$\text{Ш}_{\text{р.п}} = A + B + C + C_1 + C_2 + \text{П}_{\text{д}}, \text{ м},$$

где C – расстояние между осями железнодорожных путей. Для тепловозов $C = 4,5$ м, для электровозов $C = 6$ м;

C_1 – расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки откоса уступа, $C_1 = 2,5$ м;

C_2 – половина ширины основания железнодорожного пути, $C_2 = 2,1$ м;

$\text{П}_{\text{д}}$ – ширина полосы дополнительного оборудования (ЛЭП, контактная сеть и др.) и проезда вспомогательного транспорта с учетом обочин и лотка, и ограждения, $\text{П}_{\text{д}} = 9$ м.

Ширина рабочей площадки погрузчика в каждом конкретном случае с учетом принятой схемы работы погрузчика определяется расчетом по совокупности принятых элементов.

Минимальная ширина заходки погрузчика определяется по формуле:

$$A_{\text{мин}} = b_{\text{к}} + C, \text{ м},$$

где $b_{\text{к}}$ – ширина ковша погрузчика, м;

C – наименьшее расстояние между погрузчиком и нижней бровкой уступа (навала), $C = 0,4\text{--}0,6$ м.

Наиболее высокая производительность мощных погрузчиков достигается при ширине заходки 12–15 м, позволяющей применять рациональные схемы поворота погрузчика и автосамосвалов.

Для того, чтобы найти ширину рабочей площадки бульдозера, необходимо произвести ряд расчетов. В самом начале определяем объем призмы волочения:

$$V_{\text{пв}} = \frac{h_{\text{от}}^2 \cdot l_{\text{от}}}{2 \cdot \text{tg}\alpha_{\text{п}}}, \text{ м}^3,$$

где $h_{\text{от}}$ – высота отвала бульдозера, м;

$l_{\text{от}}$ – ширина отвала бульдозера, м;

$\alpha_{\text{п}}$ – угол естественного откоса породы, град.

Далее необходимо рассчитать длину участка набора породы:

$$L_{\text{н}} = \frac{V_{\text{пв}} \cdot \Pi_{\text{э.ф}} \cdot K_{\text{п}}}{F_{\text{п}} \cdot \Pi_{\text{э.п}} \cdot K_{\text{т}}}, \text{ м},$$

где $\Pi_{\text{э.ф}}$, $\Pi_{\text{э.п}}$ – фактический и паспортный показатели трудности экскавации породы бульдозером. Если бульдозер осуществляет выемку породы в забое-площадке, тогда $\Pi_{\text{э.ф}} = \Pi_{\text{э.п}}$ (табл. 2.2);

$F_{\text{п}}$ – площадь поперечного сечения стружки при выемке породы бульдозером (табл. 2.2), м^2 ;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент потери породы, $K_{\text{п}} = 1,2$;

$K_{\text{т}}$ – коэффициент, учитывающий неравномерности толщины стружки при выемке пород бульдозером, $K_{\text{т}} = 0,7$.

Таблица 2.2

Показатели, характеризующие бульдозер

Показатели	Мощность бульдозера, кВт			
	75 и менее	100–130	140–220	500 и более
Площадь поперечного сечения стружки $F_{п}$, м ²	0,2–0,3	0,4–0,5	0,6–0,7	0,8–1
Паспортный показатель трудности экскавации породы $P_{э,п}$	1,2–1,8	2,0–2,6	2,8–3,8	4–5

После этого принимается схема работы бульдозера и рисуется график работы бульдозера.

2.2. Обоснование производительности и количества оборудования на вскрышных и добычных работах

В данном пункте рассчитывается производительность вскрышного и добычного оборудования, а также обосновывается количество принятого оборудования для каждого вида работ. Расчет оборудования производится согласно выбранной технологической схеме ведения вскрышных и добычных работ. Перед расчетом производительности каждого оборудования необходимо привести техническую характеристику этого оборудования.

2.2.1. Производительность экскаватора

Ключевой параметр, который необходимо тщательно определить, – это количество ковшей экскаватора, требуемых для полной загрузки кузова самосвала или вагона. Рекомендованный диапазон составляет от четырех до шести ковшей.

Важно понимать, что стремление к повышению количества ковшей, загружаемых в автосамосвал, может привести к увеличению времени погрузки автосамосвала, и, следовательно, продолжительности рейса и снижению сменной производительности автосамосвала. Если же загрузка производится в вагоны, то по условиям прочности и загрузки вместимость вагона не должна превышать

рекомендованного диапазона. Чтобы рассчитать количество ковшей, загружаемых в автосамосвал (вагон), необходимо решить следующие неравенства.

Если $\frac{\gamma}{K_p} > \frac{G}{V_a}$, то расчет ведется по следующей формуле:

$$n_k = \frac{G \cdot K_p}{0,9 \cdot K_n \cdot E \cdot \gamma}, \text{ шт.},$$

где n_k – количество ковшей, загружаемых в автосамосвал(вагон), шт. При этом следует помнить, что округление результата расчета должно производиться всегда в меньшую сторону. Округление в большую сторону может привести к превышению допустимых технических параметров автосамосвала. Перегрузка автосамосвала может привести к нарушению осевых параметров и превышению допустимой нагрузки на оси, из-за этого могут возникнуть проблемы с безопасностью и эффективностью работы автосамосвала.

γ – плотность породы в целике, т/м³;

K_p – коэффициент разрыхления породы в ковше (табл. 2.3);

K_n – коэффициент наполнения ковша (табл. 2.3);

G – грузоподъемность самосвала (вагона), т;

V_a – объем кузова автосамосвала (вагона), м³;

E – емкость ковша экскаватора, м³.

Таблица 2.3

Средние значения коэффициентов разрыхления породы в ковше и наполнения ковша

Породы	K_p	K_n
Песок и легкие супеси	1,08–1,17	1,1–1,0
Неуплотненные мягкие породы и гравий крупностью до 15 мм	1,15–1,3	1,0–0,9
Уплотненные мягкие породы, гравий	1,25–1,35	1,0–0,8
Малопрочные плотные породы	1,3–1,4	0,85–0,75
Плотные породы средней прочности	1,35–1,45	0,8–0,7
Прочные плотные породы	1,4–1,5	0,75–0,65

А если $\frac{\gamma}{K_p} < \frac{G}{V_a}$, то в этом случае необходимо воспользоваться следующей формулой:

$$n_k = \frac{V_a}{0,9 \cdot E \cdot K_H}, \text{ шт.}$$

Время погрузки автосамосвала рассчитывается по формуле:

$$t_{\Pi} = \frac{60 \cdot n_k}{n_{\Pi}}, \text{ с,}$$

где n_{Π} – число циклов экскавации в минуту.

$$n_{\Pi} = \frac{60}{t_{\Pi}}, \text{ с,}$$

где t_{Π} – время одного цикла, с.

Сменная производительность экскаватора:

$$Q_{\text{см}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{лн}}) \cdot E \cdot K_H \cdot n_k \cdot K_{\text{ирв}}}{\frac{1}{60} \cdot (t_{\Pi} + t_o) \cdot K_p}, \frac{\text{м}^3}{\text{смену}},$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин;

$T_{\text{пз}}$ – время на подготовительно-заключительные операции, $T_{\text{пз}} = 35$ мин;

$T_{\text{лн}}$ – время на личные надобности, $T_{\text{лн}} = 10$ мин;

$K_{\text{ирв}}$ – коэффициент использования рабочего времени, $K_{\text{ирв}} = 0,75-0,85$ для автомобильного и $K_{\text{ирв}} = 0,55-0,75$ для железнодорожного транспорта;

t_o – время обмена (установки под загрузку самосвала), при сквозной схеме подачи автомобилей $t_o = 0-10$ с, петлевой $t_o = 20-25$ с, тупиковой $t_o = 50-60$ с.

Годовая производительность экскаватора:

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} \cdot T_{\text{р}} \cdot n_{\text{см}}, \text{ м}^3,$$

где $T_{\text{р}}$ – число рабочих дней экскаватора в году;

$n_{\text{см}}$ – число смен в сутки.

Расчетное количество экскаваторов:

$$N'_{\text{экс}} = \frac{Q'_{\text{см}} \cdot K_{\text{м}}}{Q_{\text{см}}}, \text{ шт.},$$

где $Q'_{\text{см}}$ – необходимая сменная производительность, м^3 ;

$K_{\text{м}}$ – коэффициент запаса мощности по производительности,
 $K_{\text{м}} = 1,2-1,35$.

2.2.2. Производительность бульдозера

Время рабочего цикла бульдозера:

$$T_{\text{ц}} = \frac{L_{\text{н}}}{v_{\text{н}}} + \frac{L_{\text{п}}}{v_{\text{п}}} + \frac{L_{\text{н}} + L_{\text{п}}}{v_{\text{хх}}} + t_{\text{в}}, \text{ с},$$

где $L_{\text{п}}$ – длина перемещения грунта, м. Определяется графоаналитически в зависимости от выбранной схемы работы;

$v_{\text{н}}$ – скорость набора породы, м/с;

$v_{\text{п}}$ – скорость перемещения породы бульдозером, м/с;

$v_{\text{хх}}$ – скорость движения бульдозера холостым ходом, м/с;

$t_{\text{в}}$ – время вспомогательных операций, приходящихся на цикл,
 $t_{\text{в}} = 7-10 \text{ с}$.

Скорости движения бульдозера представлены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Средние расчетные скорости движения бульдозера

Разрабатываемые породы	Мощность бульдозера, кВт	Скорость движения бульдозера м/с		
		Набор породы	Перемещение породы	Обратный ход до 30 м
Песчаные и мягкие	75	0,4	0,6	1
	105	0,45	0,65	1,05
	130	0,5	0,7	1,1
	220	0,55	0,9	1,25
	Более 220	0,6	1	1,45
Плотные, щебеночно-гравийные и слежавшиеся связанные	75	0,3	0,45	0,8
	105	0,35	0,5	0,9
	130	0,4	0,6	1
	220	0,5	0,8	1,15
	Более 220	0,55	0,9	1,35
Мелковзорованные	75	0,2	0,3	0,65
	105	0,25	0,35	0,7
	130	0,3	0,4	0,75
	220	0,35	0,6	0,9
	Более 220	0,4	0,7	1,1

Если расстояние холостого хода превышает 30 м, то скорость движения бульдозера определяется по формуле:

$$v'_{xx} = v_{xx} \cdot K_y,$$

где K_y – коэффициент увеличения скорости в зависимости от расстояния перемещения породы (табл. 2.5)

Таблица 2.5

Значение коэффициента K_y

Расстояние обратного хода бульдозера, м	K_y
31–40	1,17
41–50	1,28
51–60	1,37

Расстояние обратного хода бульдозера, м	K_y
61–70	1,44
71–80	1,50
81–90	1,55
91–100	1,59
101–110	1,62
111–120	1,64
121–130	1,65
131–140	1,66
141–150	1,67

Часовая производительность бульдозера при разработке и перемещении грунта в плотном теле:

$$Q_{\text{ч}} = \frac{3600 \cdot V_{\text{пв}} \cdot K_{\text{д}}}{T_{\text{ц}} \cdot K_{\text{р}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{ч}},$$

где $K_{\text{д}}$ – коэффициент изменения производительности бульдозера в зависимости от величины уклона и дальности перемещения породы (табл. 2.6).

Таблица 2.6

Значение коэффициента $K_{\text{д}}$

Дальность перемещения породы, м	На горизонтальном участке	При уклоне 10 %	При уклоне 20 %	На подъем 10 %
15	1	1,8	2,5	0,6
30	0,6	1,1	1,6	0,37
65	0,3	0,6	0,9	0,18
100	0,2	0,36	0,55	0,12

Сменная производительность бульдозера:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{ч}} \cdot t_{\text{см}} \cdot K_{\text{ирв}}, \frac{\text{м}^3}{\text{смену}},$$

где $t_{см}$ – число часов работы в смену;

$K_{ирв}$ – коэффициент использования рабочего времени, $K_{ирв} = 0,75-0,85$.

2.2.3. Производительность скрепера

Длина пути загрузки скрепера:

$$l_3 = \frac{E \cdot \Pi_{э,д} \cdot K_{п} \cdot k_{п}}{F_{п} \cdot \Pi_{э,п} \cdot K_{р} \cdot k_{т}}, \text{ м,}$$

где E – емкость ковша скрепера, м^3 ;

$\Pi_{э,п}$, $\Pi_{э,д}$ – паспортный и действительный показатель трудности экскавации породы при выемке скрепером. Если выемка осуществляется забоем-площадкой, то $\Pi_{э,п} = \Pi_{э,д}$;

$F_{п}$ – паспортная площадь поперечного сечения стружки при выемке породы скрепером (табл. 2.7), м^2 ;

$k_{п}$ – коэффициент, учитывающий потери при образовании гребня или валика, $k_{п} = 1,2$;

$k_{т}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность толщины стружки при выемке пород скрепером, $k_{т} = 0,7$.

Таблица 2.7

Показатели, характеризующие скрепер

Показатели	Емкость ковша скрепера, м^3			
	3–5	8–12	15–20	Более 20
Площадь поперечного сечения стружки при выемке породы скрепером $F_{п}$, м^2	0,3–0,4	0,5–0,6	0,65–0,7	0,75–0,85
Скорость движения скрепера при загрузке v_3 , м/с	0,2–0,3	0,3–0,35	0,35–0,45	0,4–0,5
Паспортный показатель трудности экскавации породы $\Pi_{э,п}$	0,6–1	1,2–1,6	1,8–2,6	2,8–3,6

Продолжительность рабочего цикла скрепера:

$$T_{\text{ц}} = \frac{l_3}{v_3} + \frac{l_{\text{п}}}{v_{\text{п}}} + \frac{l_{\text{хх}}}{v_{\text{хх}}} + \frac{n_1 \cdot l_{\text{раз}}}{v_{\text{раз}}} + n_2 \cdot t_{\text{пн}} + n_3 \cdot t_{\text{пв}}, \text{ с},$$

где $l_{\text{п}}$ – расстояние перемещения породы скрепером, м. Определяется графически;

$l_{\text{хх}}$ – расстояние движения скрепера холостым ходом, м. Определяется графически;

$l_{\text{раз}}$ – длина пути разгрузки скрепера, $l_{\text{раз}} = 10\text{--}20$ м;

v_3 – скорость движения скрепера при загрузке, м/с;

$v_{\text{п}}$ – скорость движения скрепера при перемещении породы, м/с;

$v_{\text{хх}}$ – скорость движения скрепера порожняком, м/с;

$v_{\text{раз}}$ – скорость движения скрепера при разгрузке, $v_{\text{раз}} = 0,8\text{--}1,2$ м/с;

n_1 – коэффициент планировки поверхности скрепером после разгрузки, $n_1 = 1$, если планировка осуществляется бульдозером, $n_1 = 2$ при планировке поверхности скрепером;

n_2 – число переключений передач, $n_2 = 2\text{--}6$;

n_3 – число поворотов скрепера за цикл. Определяется графически и зависит от схемы работы скрепера;

$t_{\text{пн}}$ – время одного переключения передач, $t_{\text{пн}} = 3$ с;

$t_{\text{пв}}$ – время одного поворота, $t_{\text{пв}} = 15\text{--}30$ с.

При расстоянии перемещения породы до 500 метров по временным дорогам средняя скорость полуприцепного скрепера принимается 2,5 м/с, а прицепного скрепера – 1,3 м/с. Средняя скорость движения полуприцепного скрепера порожняком равна 4,5 м/с, а прицепного скрепера – 2 м/с.

Сменная производительность скрепера:

$$Q_{\text{псм}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{лн}}) \cdot E \cdot K_{\text{п}} \cdot K_{\text{ирв}}}{\frac{1}{60} \cdot T_{\text{ц}} \cdot K_{\text{р}}}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $K_{\text{ирв}}$ – коэффициент использования рабочего времени, $K_{\text{ирв}} = 0,7-0,85$.

2.2.4. Производительность погрузчика

Продолжительность цикла погрузчика определяется по формуле:

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{ч}} + \frac{2 \cdot l}{v_{\text{ср}}} + t_{\text{р}}, \text{ с,}$$

где $t_{\text{ч}}$ – время черпания породы, с (табл. 2.8);

l – расстояние перемещения породы, м;

$t_{\text{р}}$ – время разгрузки ковша, $t_{\text{р}} = 3-4$ с;

$v_{\text{ср}}$ – скорость перемещения погрузчика, при работе в качестве выемочно-транспортного оборудования $v_{\text{ср}} = 2,78-4,2$ м/с, а при работе в качестве выемочно-погрузочного оборудования скорость принимается согласно табл. 2.8.

Таблица 2.8

Средние показатели работы погрузчика в качестве выемочно-погрузочного оборудования

Экскавируемые породы	Время черпания породы, с	Скорость перемещения погрузчика, м/с, при его мощности, кВт	
		До 180	Более 220
Песчаные и мягкие	9–12	1,4–1,6	1,5–1,7
Плотные и щебеночно-гравийные	10–15	1,2–1,4	1,4–1,5
Мелковзорванные	12–18	1–1,1	1,2–1,4

Расчетная емкость ковша погрузчика:

$$E_{\text{р}} = \frac{G \cdot K_{\text{н}}}{\gamma \cdot K_{\text{р}}}, \text{ м}^3,$$

где G – грузоподъемность погрузчика, т;

K_n – коэффициент наполнения ковша погрузчика, $K_n = 1,1-1,25$;

K_p – коэффициент разрыхления породы в ковше, $K_p = 1,2-1,35$.

Сменная производительность погрузчика:

$$Q_{\text{псм}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{лн}}) \cdot E_p \cdot K_{\text{ирв}}}{\frac{1}{60} \cdot T_{\text{ц}}}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $K_{\text{ирв}}$ – коэффициент использования рабочего времени, $K_{\text{ирв}} = 0,7-0,85$.

3. ТРАНСПОРТ ВСКРЫШИ И ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

В данном разделе необходимо выбрать вид используемого в курсовой работе транспорта и произвести все необходимые расчеты.

Основными видами карьерного транспорта являются: железнодорожный, автомобильный и конвейерный транспорт.

Применение железнодорожного транспорта, как правило, является оптимальным решением на карьерах средней и большой производственной мощности по горной массе (10–100 млн т в год и более). Этот вид транспорта эффективней всего применять на карьерах глубиной до 400–500 м и при расстояниях транспортирования породы более чем на 2–3 км. Железнодорожный транспорт может быть использован для перемещения практически всех видов пород. Для использования железнодорожного транспорта необходимы большая протяженность фронта работ на уступах (не менее 400–500 м), кривые большого радиуса, небольшие подъемы и уклоны путей и большие капитальные вложения. Технические характеристики думпкаров, электровозов и тепловозов представлены в приложениях 7–9.

Автомобильный транспорт эффективней всего применять на карьерах малой и средней производственной мощности с годовым грузооборотом до 25 млн тонн. Автосамосвалы рационально использовать на карьерах глубиной до 200–250 м, а если глубина карьера превышает 250 м, то автомобильный транспорт совмещают с другими видами транспорта. Автотранспорт имеет невысокие требования к плану и профилю автомобильных дорог. Наибольшая эффективность использования автомобильного транспорта достигается при расстояниях перевозок до 2–5 км. Автомобильный транспорт используется для перемещения всех видов пород.

Конвейерный транспорт используется при грузообороте 20–30 млн т в год на карьерах глубиной до 100–120 м при расстоянии транспортирования породы 4–6 км на равнине и 10–15 км на пересеченной местности. Конвейерный транспорт применяется преимущественно для перемещения мягких вскрышных пород. Конвейерный транспорт относится к транспорту непрерывного действия.

Комбинированный транспорт подразумевает в себе сочетание различных видов транспорта при перемещении одного и того же груза. Каждый применяемый вид транспорта в этом случае будет

использоваться в наилучших для себя условиях, что дает высокие экономические показатели.

3.1. Автомобильный транспорт

Время движения автосамосвала в грузовом $t_{гр}$ и порожняковом $t_{пор}$ направлении определяется по формулам:

$$t_{гр} = \frac{L_{гр}}{v_{гр}}, \text{ с,}$$

где $L_{гр}$ – длина пути в грузовом направлении, м. Определяется графоаналитически;

$v_{гр}$ – скорость движения автосамосвала в грузовом направлении, м/с;

$$t_{пор} = \frac{L_{пор}}{v_{пор}}, \text{ с,}$$

где $L_{пор}$ – длина пути в порожняковом направлении, м. Определяется графоаналитически;

$v_{пор}$ – скорость движения автосамосвала порожняком, м/с.

При расстоянии перевозок менее 1,5 км средние скорости движения снижаются: при 1 км – на 10 %, при 0,5 км – на 20 %, при 0,25 км – на 30 %. Скорость движения порожних машин на 15–25 % выше, чем груженых. Скорость движения на карьерных дорогах и на дорогах общего пользования отличается. Скорость движения порожних и груженых карьерных автосамосвалов принимается исходя из табл. 3.1.

Длина пути зависит от вида работ, на которых применяются автосамосвалы. Если брать во внимание вскрышные работы, то длина транспортирования будет зависеть от места расположения отвалов и расстояния до них по внутренним и внешним дорогам. Если производить расчет автосамосвалов, используемых при транспортиро-

вании полезного ископаемого, то необходимо учитывать расстояние транспортирования полезного ископаемого по внекарьерным дорогам, а также расстояние, которое автосамосвал преодолест в карьере.

Таблица 3.1

Рекомендуемые для технологических расчетов скорости движения карьерных автосамосвалов

Характеристика и назначение дороги	Средняя скорость движения, км/ч
Постоянные дороги	
Главные дороги, связывающие карьер с обогатительной фабрикой, складом, перегрузочным пунктом и т. д.	До 50–60
Главные съезды и заезды в карьер до отвала	До 20–25
Магистральные от главных съездов в карьер до отвала	До 30–40
Заезды на отвалы	До 15–20
Дороги на поверхности отвала, связывающие ряд участков	До 20–25
Временные	
Проезды по уступам и заезды к экскаваторам	До 10–15
Проезды на отвалах и дорогах на отсыпаемых участках	До 10–15

Время рейса автосамосвала определяется по формуле:

$$T_p = t_{\text{п}} + t_p + t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{м}}, \text{ с},$$

где $t_{\text{п}}$ – время погрузки породы в автосамосвал, с;

t_p – время разгрузки породы, оно складывается из времени на подъем и опускания кузова автосамосвала и зависит от грузоподъемности автосамосвала. Если автосамосвал имеет грузоподъемность до 40 т, то время разгрузки принимается 50 с, если грузоподъемность автосамосвала превышает 40 т, то время разгрузки принимается 70–90 с;

$t_{\text{м}}$ – время маневров, принимается в зависимости от схемы подачи автомобилей под погрузку.

Фактический объем V_{ϕ} перевозимого груза автосамосвалом:

$$V_{\phi} = n_k \cdot E \cdot \frac{K_n}{K_p}, \text{ м}^3.$$

Сменная производительность автомобиля:

$$Q_{\text{см}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{лн}}) \cdot V_{\phi} \cdot K_{\text{ирв}}}{\frac{1}{60} \cdot T_p}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $K_{\text{ирв}}$ – коэффициент использования рабочего времени смен
 $K_{\text{ирв}} = 0,7-0,8$.

Общее число автосамосвалов для выполнения сменной производительности карьера:

$$N_{\text{см}} = \frac{W \cdot K_{\text{нер}}}{Q_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}}}, \text{ шт.},$$

где W – суточная производительность по горной массе, $\text{м}^3/\text{смену}$;

$K_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности погрузки, $K_{\text{нер}} = 1,1-1,15$;

$n_{\text{см}}$ – сменность работы автосамосвалов.

Безопасное расстояние (интервалы следования) между автосамосвалами, следующими друг за другом, должно быть не менее 50 м. Оно складывается из длины тормозного пути и длины автосамосвала.

На горизонтальных прямолинейных участках при хорошей видимости интервал следования определяется по формуле:

$$S = v + 0,04 \cdot v^2 + 6, \text{ м.}$$

где v – средняя скорость движения автосамосвала, км/ч.

Пропускная способность автодороги определяется возможным количеством автотранспорта, проезжающего на определенном участке дороги в единицу времени:

$$N_q = \frac{1000 \cdot v \cdot n}{S}, \text{ авт./ч,}$$

где n – число полос движения в одном направлении.

Провозная способность дороги показывает объем груза, перевозимого по дороге в единицу времени:

$$W_q = N_q \cdot V_{\phi} \cdot \frac{1}{f}, \text{ м}^3/\text{ч,}$$

где f – коэффициент резерва пропускной способности, $f = 1,75-2$.

3.2. Железнодорожный транспорт

Масса прицепной части поезда при условии равномерного движения по руководящему подъему с полным использованием сцепной массы локомотива:

$$Q_{\Pi} = \frac{Q_{\text{сц}} \cdot \left[1000 \cdot \psi_{\text{дв}} \cdot g - \gamma_{\text{р}} \cdot (\omega'_0 + g \cdot i_{\text{р}}) \right]}{(\omega''_0 + g \cdot i_{\text{р}}) \cdot K_{\text{в}}}, \text{ т,}$$

где $Q_{\text{сц}}$ – сцепная масса локомотива, т;

$\psi_{\text{дв}}$ – расчетный коэффициент сцепной массы при движении,

$\psi_{\text{дв}} = 0,22-0,26$;

g – ускорение свободного падения, м/с^2 ;

$\gamma_{\text{р}}$ – коэффициент расчетной массы локомотива (для паровозов $\gamma_{\text{р}} > 1$, для электровозов и тепловозов $\gamma_{\text{р}} = 1$);

ω'_0 , ω''_0 – соответственно полное удельное сопротивление движению локомотива и вагонов. На временных (забойных и отвальных) путях широкой колеи $\omega'_0 \approx \omega''_0 \approx 60-80 \frac{\text{Н}}{\text{Т}}$, а на постоянных

путях $\omega'_0 \approx \omega''_0 \approx 35-45 \frac{\text{Н}}{\text{Т}}$;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент общей массы вагона.

$$K_B = 1 + K_T,$$

где K_T – коэффициент тары вагона.

$$K_T = \frac{q_T}{q},$$

где q_T – масса порожнего вагона, т;

q – грузоподъемность вагона, т.

Масса прицепной части поезда при условии трогания и разгона поезда с места на руководящем подъеме:

$$Q_{\Pi} = \frac{Q_{\text{сц}} \cdot \left[1000 \cdot \psi_{\text{тр}} \cdot g - \gamma_p \cdot (\omega'_0 + g \cdot i_p + \omega_{\text{тр}} + 1020 \cdot \alpha_{\text{тр}} \cdot K_{\text{и.л}}) \right]}{(\omega''_0 + g \cdot i_p + \omega_{\text{тр}} + 1020 \cdot \alpha_{\text{тр}} \cdot K_{\text{и.в}}) \cdot K_B}, \text{ т},$$

где $\psi_{\text{тр}}$ – коэффициент сцепления при трогании с мест, $\psi_{\text{тр}} = 0,28-0,34$;

$\omega_{\text{тр}}$ – дополнительное удельное сопротивление движению при трогании, $\omega_{\text{тр}} \approx 45 \frac{\text{Н}}{\text{т}}$;

$\alpha_{\text{тр}}$ – ускорение при трогании, $\alpha_{\text{тр}} = 0,025-0,05 \frac{\text{М}}{\text{с}^2}$;

$K_{\text{и.л}}$, $K_{\text{и.в}}$ – коэффициенты инерции вращающихся масс соответственно локомотива и вагона, $K_{\text{и.л}} = 1,2-1,3$, $K_{\text{и.в}} = 1,6-1,1$.

В дальнейших расчетах принимаем наименьшее значение Q_{Π} .

Число вагонов в составе округляется в меньшую сторону и определяется по формуле:

$$n = \frac{Q_{\Pi}}{q \cdot K_B}, \text{ шт.}$$

Продолжительность одного рейса локомотивосостава определяется по формуле:

$$T_p = t_{\Pi} + t_{\text{вп}} + t_{\text{ст}} + t_{\text{рз}} + t_p + t_{\text{ож}}, \text{ мин},$$

где t_{Π} – время погрузки поезда, мин;

$t_{\text{вп}}$ – время движения груженого и порожнего состава по временным путям, мин;

$t_{\text{ст}}$ – время движения груженого и порожнего состава по стационарным путям, мин;

$t_{\text{рз}}$ – время на разгон после остановки на отдельных пунктах, $t_{\text{рз}} = 2$ минуты на каждый разгон;

t_p – время разгрузки состава, равное 1,5–2 минуты на один вагон;

$t_{\text{ож}}$ – время простоя и ожидания, $t_{\text{ож}} = 5–10$ минут на один рейс.

Время погрузки поезда:

$$t_{\Pi} = \frac{60 \cdot n \cdot q}{Q_T \cdot \gamma}, \text{ мин},$$

где Q_T – техническая производительность экскаватора, м²/ч.

$$Q_T = \frac{3600 \cdot E \cdot K_H}{T_{\Pi} \cdot K_p}, \text{ м}^2/\text{ч}.$$

Время движения груженого и порожнего состава по временным путям:

$$t_{\text{вп}} = \frac{120 \cdot L_{\text{вп}}}{v_{\text{вп}}}, \text{ мин},$$

где $L_{\text{вп}}$ – протяженность временных (забойных и отвальных) путей км;

$v_{\text{вп}}$ – скорость движения по временным путям, $v_{\text{вп}} = 15–20$ км/ч.

Время движения груженого и порожнего состава по стационарным путям:

$$t_{\text{вр}} = \frac{120 \cdot L_{\text{ст}}}{v_{\text{ст}}}, \text{ мин,}$$

где $L_{\text{ст}}$ – протяженность стационарных путей км;

$v_{\text{ст}}$ – скорость движения по стационарным путям, $v_{\text{ст}} = 35\text{--}40$ км/ч.

Число рабочих локомотивосоставов определяется по формуле:

$$N_{\text{лс}} = \frac{W \cdot T_{\text{р}}}{60 \cdot T \cdot n \cdot q}, \text{ шт.,}$$

где T – продолжительность работы состава в сутки. При односменной работе $T = 7$ ч, при двухсменной $T = 14$ ч, при трехсменной $T = 21$ ч.

Общее число думпкаров определяется числом рабочих локомотивов и вагонов в каждом составе:

$$N_{\text{д,раб}} = n \cdot N_{\text{лс}}, \text{ шт.}$$

Инвентарный парк думпкаров:

$$N_{\text{д,инв}} = N_{\text{д,раб}} \cdot K_{\text{д}}, \text{ шт.,}$$

где $K_{\text{д}}$ – коэффициент резерва вагонов, $K_{\text{д}} = 1,25\text{--}1,3$.

3.3. Конвейерный транспорт

Производительность конвейера должна превышать производительность выемочно-погрузочного оборудования на 5–10 % – при многоковшовых экскаваторах, а при использовании одноковшовых экскаваторов на 10–15 %.

Техническая производительность ленточных конвейеров:

$$Q_q = 3600 \cdot F \cdot v \cdot \eta_3, \text{ м}^3/\text{ч,}$$

где F – площадь поперечного сечения размещенной на ленте горной массы, м^2 ;

v – скорость движения конвейерной ленты, м/с (табл. 3.2);

η_3 – коэффициент загрузки ленты, $\eta_3 = 0,8\text{--}1$.

Таблица 3.2

Скорость движения конвейерной ленты

Транспортируемая порода	Скорость движения ленты, м/с, при ее ширине, мм						
	500–650	800	1000	1200	1400	1600	2000–3000
Песчаные и мягкие породы	2,5	3,15	4	4	4	5	6,3
Уголь, песчано-гравийная масса	2	2,5	3,15	3,15	3,15	4	5
Разрушенная порода	–	1,6–2	1,6–2,5	2–2,5	2–2,5	2,5–3,15	3,15–4

$$F = k_{\text{нак}} \cdot k_{\text{к.р}} \cdot (0,9 \cdot B - 0,05)^2, \text{ м}^2,$$

где $k_{\text{нак}}$ – коэффициент, учитывающий наклон конвейера (табл. 3.3);

$k_{\text{к.р}}$ – коэффициент, учитывающий конструкцию роликоопоры.

Для однороликовой опоры $k_{\text{к.р}} = 0,07–0,09$, для трехроликовой

$k_{\text{к.р}} = 0,13–0,17$;

B – ширина ленты конвейера, м.

Таблица 3.3

Значение коэффициента $k_{\text{нак}}$

Угол наклона конвейера, градусы	менее 10	12	14	16	18	20
Коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера	1	0,97	0,95	0,92	0,89	0,85

Ширина конвейерной ленты определяется по формуле:

$$B = \sqrt{\frac{60 \cdot E \cdot k_{\text{н}} \cdot f \cdot n_{\text{ц}}}{k_{\text{л}} \cdot \nu}}, \text{ м},$$

где f – коэффициент резерва пропускной способности, $f = 1,1–1,15$;

$k_{\text{л}}$ – коэффициент, учитывающий форму ленты, равный для плоской ленты 240–325, для трехроликовой – 470–655.

При выборе ширины конвейерной ленты должно выполняться условие:

$$B \geq 2 \cdot a + 200,$$

где a – максимальный размер транспортируемых кусков, мм.

Допустимые углы подъема и спуска ленточными конвейерами зависят от физико-механических характеристик транспортируемых пород. Максимальный угол подъема конвейеров может достигать 20–22 градуса. При транспортировании взорванных и дробленых пород допустимый угол подъема снижается до 16–18 градусов, а при материале округлой формы (гравий и др.) угол подъема уменьшается до 13–15 градусов. Равномерная загрузка ленты позволяет увеличить угол подъема полустационарных и стационарных конвейеров на 1 или 2 градуса. При спуске груза максимальная величина наклона конвейера должна быть на 2–3 градуса меньше допустимого подъема. Обычно на практике углы подъема и спуска конвейера принимаются на 2–3 градуса меньше допустимых. На карьерах для увеличения преодолеваемого подъема разработаны специальные конструкции крутонаклонных ленточных конвейеров. При использовании таких конвейеров угол наклона может достигать до 45 градусов.

4. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

В данном разделе необходимо указать местоположение отвалов вскрышных пород и почвенно-растительного слоя и произвести расчет площадей, занимаемых отвалами.

Отвалообразование – это сложный технологический процесс, представляющий собой целую систему операций, направленных на упорядоченное размещение и прием вскрышных пород, извлекаемых при разработке месторождений полезных ископаемых.

Расположение отвалов относительно границ карьерного поля имеет важное значение. В зависимости от этого различают внутреннее, внешнее и смешанное отвалообразование.

Внутренние отвалы располагаются в пределах выработанного пространства карьера. Использование данного отвалообразования позволяет сократить расстояние перемещения вскрышных пород и, соответственно, уменьшить затраты на транспортировку. Кроме того, размещение отвалов внутри карьера позволяет избежать отчуждения дополнительных земель под отвалы и, таким образом, уменьшить объем последующей рекультивации нарушенных земель, что является важным аспектом защиты окружающей среды.

Внешние отвалы располагаются за границей карьерного поля. Внешнее отвалообразование требует больших затрат на транспортировку вскрышных пород и отчуждение дополнительных земельных участков, что влечет за собой необходимость проведения масштабных рекультивационных работ.

Смешанное отвалообразование подразумевает под собой размещение отвалов вскрышной породы как в пределах выработанного пространства, так и за границами карьерного поля.

Формы и размеры отвалов должны гарантировать сохранность плодородного слоя почвы, чтобы обеспечить возможность для его последующего использования при рекультивации нарушенных земель после завершения добычных работ. Рекомендуемая высота складирования плодородного слоя составляет не более 5 м, что позволяет избежать его ухудшения во время хранения. При снятии, складировании и хранении плодородного слоя почвы принимаются меры, исключающие ухудшение качества складированной почвенной массы, поэтому отвалы вскрышной породы и почвенно-растительного слоя должны складироваться отдельно друг от друга.

Отсыпку отвала вскрышной породы ведут в один или несколько уступов-ярусов. Высота каждого уступа зависит от горно-технологических свойств пород, несущей способности основания и способа механизации работ по отвалообразованию. На устойчивых грунтах основания высота яруса на равнине принимается: при отсыпке скальной вскрыши – от 30 до 60 м, при отсыпке рыхлых песчаных пород – от 15 до 30 м, а при отсыпке рыхлых глинистых грунтов – от 10 до 20 м. На косогоре высота отвала может достигать 150–270 м. Увеличение высоты уступа способствует снижению себестоимости отвалообразования.

В данном разделе необходимо также выбрать средства механизации отвальных работ. Средства механизации для складирования вскрышных пород представлены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Средства механизации отвальных работ

Транспорт	Средства механизации для складирования пород	
	скальных	рыхлых
Железнодорожный	Экскаваторы с прямой и обратной лопатой, отвальные плуги, бульдозеры	Экскаваторы с прямой и обратной лопатой, драглайны, абзетцеры, бульдозеры
Автомобильный	Бульдозеры	Бульдозеры
Конвейерный	Консольные отвалообразователи	Консольные отвалообразователи и транспортно-отвальные мосты

Угол откоса отвальных уступов должен соответствовать углу естественного откоса породы, размещенной в отвале, чтобы обеспечить долгосрочную устойчивость отвалов.

Площадь равнинной местности, необходимая для размещения вскрышной породы, определяется по формуле:

$$S_o = \frac{V_o \cdot K_{p.o}}{H_o \cdot K_{н.o}}, \text{ м}^2,$$

где V_o – объем породы, который необходимо разместить на данной площади, м^3 ;

$K_{н.о}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность отсыпки породы в отвал, $K_{н.о} = 0,8-0,9$;

P_o – периметр основания отвала, м;

H_o – высота отвала, м;

$K_{р.о}$ – коэффициент разрыхления породы в отвале, $K_{р.о} = 1,1-1,2$.

Ширина отвальной заходки зависит от способа отвалообразования и вида транспорта и равна шагу передвижки путей, который определяется параметрами отвального оборудования и составляет: при железнодорожном транспорте на плужных отвалах 1,5–3 м, на экскаваторных отвалах с мехлопатами – 21–34 м, с драглайнами – до 120 м, на бульдозерных отвалах – от 50–60 до 110–120 м; при автомобильном транспорте на бульдозерных отвалах 35–50 м, с использованием драглайнов – до 200 м.

5. ГРАФИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

5.1. План карьера на конец второго года эксплуатации с расстановкой оборудования, вскрывающими выработками и отвалами на листах формата А1 или А2

Чертеж, который необходимо выполнить, должен отобразить систему разработки месторождения на конец второго года эксплуатации с расстановкой вскрышного и добычного оборудования. На нем должны быть показаны схемы движения транспорта, а также вскрывающие выработки. Кроме того, на чертеже необходимо указать расположение отвалов вскрышной породы и плодородного слоя почвы, включая заезды на отвалы и указание их объемов. Все элементы должны быть показаны детально и в масштабе, чтобы обеспечить полное понимание состояния проекта на данном этапе эксплуатации. Важно помнить, что точность и детальность чертежа – ключевые факторы для принятия обоснованных решений в процессе дальнейшей эксплуатации карьера.

Стоит отметить, что при отображении системы разработки месторождения на конец второго года должны быть учтены опережения вскрышного уступа над добычным. При разработке нерудных строительных материалов опережение складывается из ширины рабочей площадки добычного оборудования и запасов полезного ископаемого готового к выемке.

Если месторождение разрабатывается по транспортной схеме, то запасы полезного ископаемого, готового к выемке, определяются следующим образом: при круглогодичной работе карьера по вскрыше запасы, готовые к выемке, должны быть на срок не менее 3 месяцев; при сезонном режиме работы карьера по вскрыше эти запасы должны быть на срок не менее продолжительности сезонного перерыва плюс 2 месяца.

При бестранспортной схеме ведения горных работ запасы, готовые к выемке, определяются принятыми параметрами разработки.

Исходным материалом для данного чертежа служит графический материал, выданный преподавателем.

5.2. Паспорта забоев вскрышных и добычных работ на листе формата А3

Паспорт забоя оборудования на карьерах – это рабочий документ, который отражает взаимосвязь параметров уступа и выемочной машины с учетом всех требований безопасности. Он содержит техническую, технологическую и организационную информацию о забое.

Паспорт забоя представляет собой графическое отображение схемы разработки забоя, является первичным (основным) рабочим документом для горного мастера, позволяя ему контролировать правильность выполнения работ.

Неправильно составленный или содержащий грубые ошибки паспорт забоя может стать причиной нарушения техники безопасности и(или) значительного снижения производительности горного оборудования.

На данном чертеже необходимо изобразить паспорта забоев каждого вскрышного и добычного оборудования в масштабе. При составлении паспортов необходимо руководствоваться произведенными выше расчетами. Также на чертеже должны быть расписаны технические характеристики оборудования, которое изображено на паспортах.

ЛИТЕРАТУРА

1. Сенкевич, В. И. Открытые горные работы : методическое пособие к выполнению курсового проекта для студентов специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» / В. И. Сенкевич. – 2-е изд., исп. – Мн. : БНТУ, 2011. – 99 с.
2. Ржевский, В. В. Открытые горные работы : учебник для вузов : в 2 ч. / В. В. Ржевский. – 4-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1985. – Ч. 1: Производственные процессы. – 509 с.
3. Ржевский, В. В. Открытые горные работы : учебник для вузов : в 2 ч. / В. В. Ржевский. – 4-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1985. – Ч. 2: Технология и комплексная механизация. – 549 с.
4. Открытые горные работы : методические указания к практическим занятиям / Санкт-Петербургский горный университет; сост. : В. В. Иванов, Д. Н. Лигоцкий, Е. В. Логинов. – СПб., 2020. – 41 с.
5. Оника, С. Г. Электронный учебно-методический комплекс «Проектирование карьеров» для студентов специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых (по направлениям)» / С. Г. Оника, А. К. Гец, П. В. Цыбуленко; Белорусский национальный технический университет, кафедра «Горные работы». – Мн. : БНТУ, 2021. – URL : <http://vep.bntu.by/handle/data/95981>.
6. Коваленко, В. С. Рекультивация нарушенных земель на карьерах : учеб. пособие : в 2 ч. / В. С. Коваленко, Р. М. Штейнцайг, Т. В. Голик. – М. : Издательство Московского государственного горного университета, 2008. – Ч. 1: Основные требования к рекультивации нарушенных земель. – 65 с.: ил.
7. Процессы открытых горных работ : учебно-методический комплекс для студентов специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» / Белорусский национальный технический университет, кафедра «Горные работы»; сост. : Ф. Г. Халявкин, С. Г. Оника. – Мн. : БНТУ, 2016. – URL : <http://vep.bntu.by/handle/data/24124>.
8. Открытая геотехнология : учеб. пособие / В. Н. Вокин, В. Н. Морозов, Е. Ю. Назаров, М. Ю. Кадеров. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2013. – 156 с.

9. Хохряков, В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых : учебник для техникумов / В. С. Хохряков. – 5-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1991. – 336 с.: ил.

10. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ / Ю. И. Анистратов. – М. : ООО «НТЦ «Горное дело», 2007. – 448 с.: ил.

11. Потапов М. Г. Карьерный транспорт : учебник для средних специальных учебных заведений по специальности «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых» / М. Г. Потапов. – 4-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1980. – 264 с.

12. Бульдозер SD26. Технические характеристики. – URL : SD_leafletsA4_2021-10.indd (дата обращения : 19.04.2025).

Типажный ряд гусеничных бульдозеров

Гусеничный бульдозер с поворотным отвалом	Показатели								Масса, т
	Мощность двигателя, кВт	Тяговый класс, кН	параметры отвала, мм				опускание		
			длина	высота	подъем	опускание			
ДЗ-43	59	30	3500	800	600	200	200	9,1	
ДЗ-104	96	60	3280	1000	720	350	350	10	
ДЗ-109-1	118	100	4120	1140	936	470	470	16,6	
ДЗ-109Б	118	100	4120	1140	935	535	535	16,5	
ДЗ-109ХЛ	118	100	4120	1000	1050	440	440	17,2	
ДЗ-60	244	250	4860	1300	890	450	450	29,2	
ДЗ-104	96	40	3300	1000	700	300	300	10,33	
SD 16L	131	271	4150	960	1005	585	585	18,46	
SD 16C	131	250	3900	1235	1095	540	540	17,3	
Т-11-01	123	110	3350	1450	1100	550	550	20	
Т-15-01	175	150	4050	1490	1150	550	550	28	
Т-20-01	206	200	3940	1700	1250	590	590	36	
Т-25-01	279	250	4320	1890	1290	600	600	46,8	
Т-35-01	353	350	4710	2210	1600	730	730	61,5	
Т-50-01	550	500	5520	2315	1600	730	730	95,5	

Типажный ряд пневмоколесных погрузчиков

Пневмоколесные погрузчики	Показатели								
	Грузоподъемность, т	Вместимость ковша, м ³	Ширина режущей кромки ковша, мм	Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	Мощность двигателя, кВт	Наибольшее усилие черпания, кН	Наибольшая скорость движения, км/ч	Радиус поворота, м	Масса, т
ТО-18	3	1,5	2440	2800	95,6	–	45	5,15	10,4
ТО-11	4	2	2800	3300	147	90	40	6,2	16
ТО-8	5	3	3100	3350	176	126	40	7,5	21
ТО-13	10	6	3400	4100	275,7	208	47	7,5	32
Амкадор 342В	4	2,3	2500	3100	109	117	33,4	5,9	11,5
LG833В	3	1,8	2500	3024	92	105	32	6,28	10,3
ТО-27-2	7,3	4,3	3150	3900	246	240	34,8	7,5	27
ТО-21-1	15	9,3	4170	4200	588,3	402,5	21,2	9,8	73
МоА3-40484	7,5	3,7	3300	3300	220	224	45	7,4	29,5
БелАЗ-78221	10	6	3900	4060	366	350	38	9,1	64
ПК-12.02	12	5,5	4060	4100	382	380	26	9,5	48
Caterpillar 980Н	18	5,4	3447	3242	293	201	36,3	7,9	29,95

Типажный ряд автосамосвалов

Автосамосвалы	Параметры							Мощность двигателя, кВт
	Грузоподъемность, т	Вместимость кузова, м ³	Максимальная скорость движения, км/ч	Размер автосамосвала, м			Минимальный радиус поворота, м	
				Ширина	Длина	Высота		
БелАЗ-540	27	15,9	55	3,48	7,3	3,58	8,5	265
БелАЗ-548	40	21,7	50	3,8	8,1	3,79	10	367
БелАЗ-549	75	37,8	50	5,36	10,3	4,4	11	770
БелАЗ-7519	110	44	52	6,1	11,3	5,13	12	955
БелАЗ-7521	180	90	50	7,64	13,6	6,1	15	1690
БелАЗ-75404	30	15	50	4,36	7,11	3,4	8,7	309
БелАЗ-75471	45	19	60	4,62	8,9	4,39	10,2	405
БелАЗ-75491	80	35	50	5,42	10,3	5,35	11	750
БелАЗ-75141	120	47	48	6,15	11,38	5,58	13	882
БелАЗ-75145	120	47	48	6,15	11,38	5,58	13	882
БелАЗ-75131	130	51	52	6,9	11,5	5,72	13	1176
БелАЗ-75132	130	51	52	6,9	11,5	5,72	13	1103
БелАЗ-7513	130	51	52	6,8	11,5	5,72	13	1176
БелАЗ-75215	180	92	40	7,78	13,4	6,46	15	1691
БелАЗ-75216	190	84	40	7,78	13,58	6,46	15	1691
БелАЗ-75303	200	80	40	7,78	13,36	6,52	15	1691
Маз-5516	19,5	10,5	74	2,5	8,6	3,24	8	243
КрАЗ-256Б	12	6	68	2,64	8,1	2,79	10,5	176

Типажный ряд экскаваторов карьерных гусеничных с канатным механизмом подъема ковша

Модель экскаватора	Параметры										Продолжительность рабочего цикла, с
	Вместимость базового ковша, м ³	Максимальные значения					Усилие на блоке ковша, кН				
		Радиус черпания, м	Радиус черпания на уровне стояния, м	Высота черпания, м	Радиус разгрузки, м	Высота разгрузки, м					
ОАО «Машиностроительная корпорация «Уралмаш» (Россия)											
ЭКГ-5А	5	14,5	9,04	10,3	12,65	5,25	500	23			
ЭКГ-5А-УС	4,6	15,5	10,5	12,9	13,7	5,9	500	29			
ЭКГ-12	12	21	14,3	15	18,5	9,3	1225	26			
ЭКГ-18	18	20,5	15	16,3	18,3	10	1568	27			
ЭКГ-30	30	24,5	16	18,5	21	10	2305	30			
ООО «ИЗ-КАРТЭКС имени П. Г. Коробкова» (Россия)											
ЭКГ-10	10	18,4	12,6	13,5	16,3	8,6	980	26			
ЭКГ-5У	5	23,7	14,5	22,2	22,1	17,5	480	30			
ЭКГ-15	15	22,6	15,6	15,8	19,5	9,9	1470	28			
ЭКГ-8У	8	34	21	28,7	31,5	24,0	833	35			
ЭКГ-12К	12	18,6	12,6	15	16,5	9	1176	26			
ЭКГ-10УС	10	19,8	13,5	17,5	18	12,5	980	28			
ЭКГ-6,3УС	6,3	23,5	14,6	22	22	17,5	784	30			
ЭКГ-18Р	18	21,7	15,5	16	18,7	10,2	1667	27			
ЭКГ-20К	20	22,6	16	17,3	19,4	11,2	1667	27			
ЭКГ-32Р	35	24	16	19	21	10,5	2353	30			

Типажный ряд экскаваторов карьерных гусеничных с гидравлическим механизмом подъема ковша

Модель экскаватора	Параметры										Продолжительность рабочего цикла, с
	Вместимость базового ковша, м ³	Максимальные значения					Усилие на блоке ковша, кН				
		Радиус черпания, м	Радиус черпания на уровне стояния, м	Высота черпания, м	Глубина черпания, м	Высота разгрузки, м					
Komatsu Limited (Япония)											
PC750-7 (обратная лопата)	3,4	15,6	15,3	12,6	10,5	8,8	296	21			
PC750-7 (прямая лопата)	4,5	10,3	9,9	10,6	3,5	7,1	477	22			
PC2000 (обратная лопата)	12	15,7	15,3	13,4	9,2	8,6	626	27			
PC2000 (прямая лопата)	11	13,1	11,9	14,4	3,1	9,6	721	29			
PC5500 (обратная лопата)	28	19,6	18,7	15,5	8,3	13,4	1450	29			
PC550 (прямая лопата)	28	16,5	15	19,5	2,8	13,4	1870	30			
Liebherr (Швейцария)											
Liebherr R9100 (прямая лопата)	7	11	10,5	11,9	3,3	8,1	671	24			
Liebherr R9350 (прямая лопата)	18	14,5	13,75	17	3,6	11,2	1280	27			
Liebherr R996B (прямая лопата)	34	16,5	15,09	20,1	3,4	12,9	2330	29			
Hitachi Limited (Япония)											
Hitachi EX-1900-6	11	13,4	–	14,61	5,92	10,4	720	25			
Hitachi EX-3600-6	23	15,55	–	16,56	4,25	16,64	1084	28			
Hitachi EX-8000-6	40	22,3	21,4	19	8,4	11,9	2020	30			

Типажный ряд карьерных экскаваторов-драглайнов

Экскаваторы-драглайны	Параметры							
	Вместимость ковша, м ³	Радиус черпания (разгрузки), м	Глубина черпания, м	Высота разгрузки, м	Радиус вращения кузова, м	Продолжительность цикла, с	Мощность двигателя, кВт	Масса, т
ЭШ-6/45м	6,3	43,5	22	19,5	9,7	42	660	295
ЭШ-6/60	6	58	35	24	13,2	60	950	520
ЭШ-10/60	10	58	35	24	13,2	52	1150	558
ЭШ-10/70А	10	70	35	27,5	15	54	1460	668
ЭШ-20/55	20	54	27	19	15	52	2200	1082
ЭШ-15/90	15	83	42	37,3	18,5	60	2000	725
ЭШ-20/90	20	83	42	38,5	19,7	60	2000	1760
ЭШ-25/10А	25	94	47	41	25	65	1900x2	1100
ЭШ-40/85	40	82	40	33	21,5	60	2250x3	3500
ЭШ-100/100	100	97	47	30	27,8	60	3600x4	10250

Типажный ряд думпкоров

Модели думпкоров	Показатели							Способ разгрузки	
	Грузоподъемность, т	Объем кузова, м ³	Тара вагона, т	Число осей	Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	Габариты, м			
						длина	ширина	высота	
6BC-60	60	26,2	29	4	222	11,72	3,275	2,68	Двухсторонний
BC-85	85	38	35	4	300	12,17	3,52	3,18	Двухсторонний
2BC-105	105	50	48,5	6	256	15,02	3,75	3,7	Двухсторонний
BC-136	136	68	67,5	8	249	17,63	3,46	3,62	Двухсторонний
BC-145	145	68	78	8	255	17,63	3,8	3,7	Двухсторонний
BC-180	180	58	68	8	310	17,58	3,46	3,66	Двухсторонний

Типажный ряд электровозов

Модели электровозов	Показатели									
	Ток	Напряжение, В	Сцепная масса, т	Нагрузка ко-лесной пары на рельсы, кН	Мощность, кВт	Тяговое усилие, кН	Скорость движения, км/ч	Наименьший радиус вписывания, м	Длина, м	
IVКП-1	Постоянный	1500	80	200	832	122	21,2	40	12,2	
EL-2		1500	100	250	1400	160	30,5	60	13,82	
EL-1		1500	150	250	2100	242	30,5	60	21,32	
21E		1500	150	250	1560	198	28	60	20,96	
26E		1800	180	300	2550	317	28,7	60	21,37	
EL-21		15000	160	262	2100	242	29,7	80	21,32	
Д-94	Переменный	10000	94	235	1650	200	30	75	16,22	
Д-100м		10000	100	250	1420	165	31	75	15,46	
ВЛ-26		3000	120	196	1102	108	37	80	19,9	

ПРИЛОЖЕНИЕ 9

Типажный ряд тепловозов

Модели тепловозов	Показатели						
	Сцепная масса, т	Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	Расчетная сила тяги, кН	Скорость движения, км/ч	Мощность дизеля, кВт	Наименьший радиус вписывания, м	Длина тепловоза, м
ТЭМ 1	120	200	200	9	736	80	19,97
ТЭМ 2	122	204	205	11	800	80	16,97
ТЭМ 2А	123,6	196	200	12	880	80	16,97
ТЭМ 7	180	225	350	10,3	1470	90	20,5
2ТЭ-121	150	245	294	27	2945	125	21
ТЭМ-3	120	196	200	11,1	885	80	16,97
ТЭМ-12	100	245	235	10	885	40	–

Учебное издание

ВЕРШИЛОВСКИЙ Вадим Андреевич
СТАСЕВИЧ Владимир Иванович

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Пособие

для студентов специальности
7-07-0724-01 «Разработка месторождений
полезных ископаемых»

Редактор *А. С. Козловская*
Компьютерная верстка *Н. А. Школьниковой*

Подписано в печать 09.04.2026. Формат 60×84 ¹/₁₆. Бумага офсетная. Ризография.

Усл. печ. л. 3,77. Уч.-изд. л. 1,89. Тираж 50. Заказ 461.

Издатель и полиграфическое исполнение: Белорусский национальный технический университет.

Свидетельство о государственной регистрации издателя, изготовителя, распространителя
печатных изданий № 1/173 от 12.02.2014. Пр. Независимости, 65. 220013, г. Минск.