Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования

ИРКУТСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Институт заочно-вечернего обучения
наименование института

Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых
наименование кафедры

Допускаю к защите
Руководитель _____

_____
Ф.И.О. руководителя

Обоснование технологии открытых горных работ
Вариант № ...
наименование темы

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К КУРСОВОМУ ПРОЕКТУ ПО ДИСЦИПЛИНЕ
«Технологии горных работ»

1.000.00.00 ПЗ
обозначение документа

Выполнил обучающийся группы _____ _____ _____
шифр подпись И.О. Фамилия

Нормоконтроль _____ _____
подпись И.О. Фамилия

Курсовой проект защищен с оценкой _____ «___» _____ 20 … г.

Иркутск 20... г.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования

ИРКУТСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Институт заочно-вечернего обучения
наименование института

Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых
наименование кафедры

ЗАДАНИЕ
НА КУРСОВОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ

По курсу Технологии горных работ
Обучающемуся Фамилия Имя Отчество
Тема проекта: Обоснование технологии открытых горных работ.
Вариант № …

Исходные данные:

Технология проведения буровзрывных работ

1. Наименование вскрышной породы …;
2. Коэффициент крепости вскрышной породы, f = …;
3. Высота вскрышного уступа, H = … м;
4. Угол откоса рабочего вскрышного уступа, α = …°;
5. Обводненность скважин …
6. Эксплуатационный годовой объем полезного ископаемого, $V_{п.и.}$ … м^3/год.
7. Коэффициент вскрыши, $K_в$ = … м^3/ м^3.
8. Продолжительность смены, $T_{см}$ = … ч.;

Транспортная технология

1. Коэффициент крепости полезного ископаемого, f = …;
2. Наименование полезного ископаемого … ;
3. Расстояние перемещения вскрышной породы $L_{гр}$ = $L_{пор.}$ = …, км;
4. Расстояние перемещения полезного ископаемого $L_{гр}$ = $L_{пор.}$ = …, км;
5. Высота добычного уступа, H = … м;
6. Угол откоса рабочего добычного уступа, β = …°;
7. Продолжительность смены, $T_{см}$ = … ч.;

Бестранспортная технология

1. Модель экскаватора драглайна ЭШ - …;
2. Мощность вскрышной уступа, $H_у$ = … м.;
3. Мощность полезного ископаемого, $h_{п.и.}$ = … м.;

4. Угол откоса добычного уступа, β. = …о;
5. Угол откоса вскрышного уступа, α = …о;
6. Ширина вскрышной заходки, $A_э$ = … м;
7. Берма безопасности, $Б$ = … м;
8. Коэффициент разрыхления породы в отвале $K_р$. = … $м^3/м^3$.
9. Радиус черпания экскаватора, $R_ч$ = … м; (графическим способом)
10. Угол откоса вскрышного отвала $\gamma_о$. = …^{o}.
11. Угол наклона пласта φ = … ^{o}.

Рекомендуемая литература

1. Мартьянов В.Л. Основы открытой добычи. Производственные процессы открытых горных работ: учеб. Пособие / В.Л. Мартьянов, В.Е. Курехин; КузГТУ. – Кемерово, 2019. – 144 с. https://reader.lanbook.com/book/122216#1

2. Филимонов, К. А. Технология подземных горных работ: учебное пособие / К. А. Филимонов, В. А. Карасёв; КузГТУ – Кемерово, 2017. – 187 с. https://reader.lanbook.com/book/172554#3

3. Технология и комплексная механизация открытых горных работ: учебно-методическое пособие / сост. Чооду О.А., Ондар Э.-Д.В. – Кызыл: Изд-во ТувГУ, 2019. – 96 с. https://reader.lanbook.com/book/156183#1

4. Вокин, В. Н. Открытая геотехнология: практикум / В. Н. Вокин, Е. В. Кирюшина, М. Ю. Кадеров. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2018. – 132 с. https://reader.lanbook.com/book/157733#1

5. Нечаев К. Б. Технология открытых горных работ: электронный курс / К. Б. Нечаев, 2020 https://el.istu.edu/course/view.php?id=1464

Графическая часть на _ листах.

Дата выдачи задания «___» _____ 202… г

Задание получил _____ И. О. Фамилия
обучающегося

Дата представления законченного проекта руководителю: «___» _____ 202… г

Руководитель курсового проектирования _____ И. О. Фамилия

Содержание

Введение 5
Цель курсового проекта 5
Общие сведения о районе месторождения 5
1. Горно–геологическая характеристика месторождения. 6
1.1 Геоморфология 6
1.2 Характеристика месторождения 6
1.3 Мерзлотно-гидрологическая характеристика 6
2. Технология проведения буровзрывных работ 7
2.1 Общие сведения о подготовке горных пород к выемке 7
2.2 Расчет параметров буровзрывных работ 7
2.3 Технологические расчёты буровзрывных работ 8
2.4 Технологические расчёты взрывных работ 12
3. Транспортные технологии вскрышных и добычных работ 18
3.1 Обоснование выбора оборудования для выемки вскрышной породы из развала. 18
3.2 Технологические расчеты выемочно-погрузочных работ экскаватора типа ЭКГ… при разработке вскрышных пород из развала. 19
3.3 Обоснование выбора оборудования для выемки полезного ископаемого из массива. 24
3.4 Технологические расчеты выемочно-погрузочных работ экскаватора типа ЭКГ… при разработке полезного ископаемого из массива. 25
3.5 Транспортировка карьерных грузов 31
3.5.1 Обоснование вида транспорта основного оборудования 31
3.5.2 Технологические расчеты транспортирования вскрышной породы во внешние отвалы 33
3.5.3 Технологические расчеты транспортирования полезного ископаемого на склад 35
4. Бестранспортная технология вскрышных работ 38
4.1 Построение технологической схемы производства вскрышных работ экскаватором драглайном при внутреннем отвалообразовании. 38
5. Требования безопасности производства горных работ с применением различных технологий 46
5.1 Требования безопасности при производстве буровзрывных работ. 46
5.2 Требования безопасности при работе экскаваторов, бульдозеров и автосамосвалов по транспортной технологии разработки. 46
6. Экономические показатели 47
6.1 Расчет капитальных вложений на эксплуатируемое оборудование. 47
Приложения 48
Исходные данные для выполнения курсового проекта - Обоснование технологии открытых горных работ 52
Исходные данные для выполнения курсового проекта - Обоснование технологии открытых горных работ 53
Графическая часть курсового проекта (формат А1) 54

Введение

Цель курсового проекта

Целью курсового проекта является закрепление и углубление теоретических знаний и практических навыков, полученных при изучении дисциплины “Технологии горных работ”, путем самостоятельного решения комплекса проектных задач по основным и вспомогательным технологическим процессам при разработке месторождений открытым способом.

Общие сведения о районе месторождения

Административное расположение района месторождения (географическая карта), административный центр, транспортные коммуникации, рельеф месторождения, гидросеть, климат района, материально-техническое снабжение эксплуатируемого предприятия, электроэнергия предприятия, водоснабжение потребителей района, экономическая освоенность района.

1. Горно–геологическая характеристика месторождения.

1.1 Геоморфология

Площадь распространения полезного ископаемого, описание рельефа месторождения, форма залегания полезного ископаемого в плане и разрезах, размеры полезного ископаемого мощность, длина, ширина, от и до, средняя (м.), сложность геологического строения, (рисунок).

1.2 Характеристика месторождения

Геологическое расположение месторождения, геометрические параметры месторождения, Описание покрывающих вскрышных пород и вмещающего полезного ископаемого, гранулометрический состав полезного ископаемого, удельный вес вскрышных пород, объемный вес полезного ископаемого.

1.3 Мерзлотно-гидрологическая характеристика

Гидрогеологическое районирование района месторождения, подземные воды, водный баланс, атмосферные осадки, распространение и формирование многолетнемерзлых пород, мерзлотное отношение территории района месторождения, мощность многолетнемерзлых пород, процентное соотношение мерзлых пород.

2. Технология проведения буровзрывных работ

2.1 Общие сведения о подготовке горных пород к выемке

Способ подготовки выбирается в соответствии со свойствами пород. Подготовка полускальных горных пород производится путем механического или взрывного рыхления, а при подготовке скальных горных пород пока единственным остается взрывной способ разрушения массива.

В зависимости от свойств пород доля затрат на их подготовку составляет от 5 до 40% общих затрат на горные работы.

На выбор способа подготовки горных пород к выемочно-погрузочным работам влияет показатель трудности разрушения, для этого принимаю пределы прочности по одноосному сжатию, растяжению и сдвигу.

В курсовом проекте рассматривается применение буровзрывных работ при разработке вскрышных пород.

2.2 Расчет параметров буровзрывных работ

Определить показатель трудности разрушения горных пород

$$П_р = 0{,}05[k_{тр}(\sigma_{сж} + \sigma_р + \sigma_{сдв}) + \gamma \cdot g] \quad (2.2.1)$$

где $k_{тр}$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость для вскрышных пород, $k_{тр}$ = 0,95;

γ - плотность вскрышной породы, γ = …т/м^3 (*см. наименование вскрышной породы)*

g – ускорение свободного падения, g = 9,81 м/с^2.

$\sigma_{сж}$ – предел прочности по одноосному сжатию для вскрышной породы, Мпа;

$$\sigma_{сж} = 12 \cdot f \quad (2.2.2)$$

где *f* - коэффициент крепости вскрышных пород.

$\sigma_р$ – предел прочности по одноосному растяжению для вскрышной породы, Мпа;

$$\sigma_р = \frac{\sigma_{сж}}{30} \quad (2.2.3)$$

$\sigma_{сдв}$ – предел прочности по сдвигу для вскрышной породы, Мпа;

$$\sigma_{сдв} = \sqrt{\frac{\sigma_р \cdot \sigma_{сж}}{3}} \quad (2.2.4)$$

По показателю трудности разрушению горных пород, $П_р$ согласно классификации академика В.В. Ржевского (*см. Приложение 1*), вскрышные породы относят:

Класс вскрышной породы - …

Характеристика вскрышной породы - …

Выбор бурового станка осуществляется по показателю трудности бурения, $П_б$:

$$П_б = 0{,}07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0{,}07 \cdot \gamma \quad (2.2.5)$$

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского (*см. Приложение 1*), по показателю трудности бурения $П_б$ вскрышная порода относится:

Класс вскрышной породы - …

Характеристика вскрышной породы - …

Исходя из физико – механических свойств вскрышных пород, бурение взрывных скважин будет осуществляться шарошечными долотами с помощью

буровых станков вращательного бурения типа СБШ. Буровые станки шарошечного бурения позволяют бурить с номинальным диаметром скважин – от 160 до 400 мм и глубиной до 50 м.

Для выбора марки бурового станка требуется определить предварительно диаметр скважины, мм.

$$d_{\text{скв}} = \frac{(H \cdot ctga + C) \cdot \sqrt{\gamma}}{30 \cdot (3 - m)} \quad (2.2.6)$$

где H – высота уступа, H = … м (*см. исходн. данные*);

α – угол откоса вскрышного уступа, α = … ° (*см. исходн. данные*);

C – берма безопасности, C = 3,0 м;

γ – плотность вскрышной породы, γ = … т/м^3 (определяется по наименованию вскрышной породы из справочной литературы);

m – коэффициент сближения скважин, (m = 0,8 ÷ 1,0);

Принимается диаметр скважины $d_{\text{скв}}$ = … мм.

На основании предварительного диаметра скважины $d_{\text{скв}}$ = … мм, выбирается буровой станок шарошечного бурения (СБШ-270; СБШ-215 ДГ; СБШ-250-Д; 5СБШ-200-36; 3СБШ-200-60; СБШ-250МНА-32; СБШ-320-36; и т.д.

Марка бурового станка …, технические характеристики представлены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 Технические характеристики бурового станка …

Наименования показателей	Тип бурового станка …
Диаметр долота, мм	
Глубина скважины, м	
Направление бурения к вертикали, град.	
Осевое усилие, кН, не более	
Частота вращения долота, с$^{-1}$	
Крутящийся момент на вращателе, кН·м	
Тип привода	
Ходовое оборудование	
Скорость передвижения, км/ч	
Масса станка, т	

2.3 Технологические расчёты буровзрывных работ

При проведении буровых работ установить одну из ниже приведенных схем обуривания скважин.

1. Порядная схема перемещения бурового станка (*графическая схема*);
2. Поперечно-диагональная схема перемещения бурового станка (*графическая схема*);
3. Поперечно-возвратная схема перемещения бурового станка (*графическая схема*).

Определяется требуемое осевое усилие $P_{\text{о}}$ для бурового станка марки … на долото диаметром $d_{\text{д}}$ … мм, (*см. технические характеристики*) для разрушения вскрышной породы крепостью f = …;

$$P_{\text{о}} = 10^{-2} \cdot k \cdot f \cdot d_{\text{д}} \quad (2.3.1)$$

где k – коэффициент размера долота, $k = 6 \div 8$ - большие значения для более крупных долот, принимается $k = \ldots$;

f – коэффициент крепости вскрышной породы, $f = \ldots$;

$d_д$ – диаметр долота, мм (*см. технические характеристики*).

Устанавливается техническая скорость шарошечного бурения м/ч

$$v_б = \frac{2{,}5 \cdot 10^{-2} \cdot P_o \cdot n_в}{П_б \cdot d_д^2} \quad (2.3.2)$$

где P_o – осевое усилие, $P_o = \ldots$ *кН*;

$n_в$ – частота вращения, $n_в = \ldots$ c^{-1};

$П_б$ – показатель трудности бурения, $П_б = \ldots$;

$d_д$ – диаметр долота, м. (*перевести из* мм. *в* м.)

Уточненный диаметр скважины по диаметру бурового инструмента, мм

$$d_{скв} = d_д \cdot k_{рс} \quad (2.3.3)$$

где $k_{рс}$. – коэффициент расширения скважины относительно диаметра бурового инструмента, $k_{рс}$. = 1,2.

Годовой фонд времени работы бурового станка.

Количество месяцев работы бурового станка внутри ремонтного цикла, мес.

$$N_м = \frac{V_к}{K_{попр} \cdot Q_{мес}} \quad (2.3.4)$$

где $V_к$ - приведенный объем наработки на капитальный ремонт, $V_к = \ldots$ м; (*см. Приложение 2*),

$K_{попр}$ - поправочный коэффициент к приведенному объему на условия работы, $K_{попр}$ = 1,2;

$Q_{мес}$ - среднемесячная производительность бурового станка, $Q_{мес} = \ldots$ м/мес. (*см. ф. 2.3.5*)

Определяется среднемесячная производительность бурового станка, м/мес.

$$Q_{мес} = Q_{см}^{/} \cdot n_{см} \, (30 - Т_м - Т_{впм}) \quad (2.3.5)$$

где $Q_{см}^{/}$ - сменный норматив времени на бурение скважин, $Q_{см}^{/} = \ldots$ м/см. (*см. ф. 2.3.8*);

$n_{см}$ – количество смен работы в сутки, $n_{см}$ = 2 смены.

$T_м$ – продолжительность месячного ремонта бурового станка, $T_м = \ldots$ сут. (*см. Приложение 3*);

$T_{вмп}$ – количество выходных и праздничных дней в месяце, $T_{вмп}$ = 0 сут.

Определяется сменный норматив времени на бурение скважины, м/см.

$$Q_{см} = \frac{Т_{см} - Т_{пз} - Т_{лн}}{t_o + t_в} \quad (2.3.6)$$

где $T_{см}$ – продолжительность 8-ми часовой смены, $T_{см}$ = 480,0 мин.;

$T_{пз}$ – продолжительность подготовительно – заключительных операций в течении смены, $T_{пз}$ = 25,0 мин.;

$T_{лн}$ – продолжительность перерывов на личные надобности, $T_{лн}$ = 10,0 мин.;

t_o – время на выполнение основных операций, приходящееся на 1 м скважины, $t_o = \frac{1}{v_б} \cdot 60 = \ldots$ мин;

$t_в$ – время на выполнение вспомогательных операций, приходящееся на 1 м скважины, для СБШ $t_в$ = (2 ÷ 5) мин.;

Устанавливается общий поправочный коэффициент к норме выработки

$$K = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \quad (2.3.7)$$

где k_1 - поправочный коэффициент при продолжительности смены, $k_1 = \frac{\text{Т}_{\text{см}}(\text{часы})}{8} = \ldots$;

k_2 - поправочный коэффициент при бурении обводненных и наклонных скважин, k_2 = 0,97;

k_3 - поправочный коэффициент при подавлении пыли воздушно – водяной смесью в скважине, k_3 = 0,98;

k_4 - поправочный коэффициент при взрывных работах в течении смены, согласно технологии ведения работ, k_4 = 0,98;

Определяется сменный норматив времени на бурение скважины с учетом поправочного коэффициента, м/см.

$$Q_{\text{см}}{}' = Q_{\text{см}} \cdot K \quad (2.3.8)$$

Определяется суммарная продолжительность простоя оборудования в ремонтном цикле, сут.:

$$T_{\text{сумм}} = K + C + 4T + T_{\text{м}}N_{\text{м}} + \frac{(T_{\text{м}} \cdot T_{\text{ос}})}{6} \quad (2.3.9)$$

где K – продолжительность капитального ремонта, K = … сут. (*см. Приложение 3*);

C – продолжительность среднего ремонта, C = … сут. (*см. Приложение 3*);

T – продолжительность текущего ремонта, T = … сут. (*см. Приложение 3*);

$T_{\text{м}}$ – продолжительность месячного ремонта оборудования, $T_{\text{м}}$ = … сут. (*см. Приложение 3*);

$N_{\text{м}}$ - количество месяцев работы бурового станка внутри ремонтного цикла, $N_{\text{м}}$ = … мес. (*см. ф. 2.3.4*);

$T_{\text{ос}}$ – продолжительность сезонного обслуживания оборудования, $T_{\text{ос}}$ = … сут. (*см. Приложение 3*).

Устанавливается общая продолжительность ремонтного цикла, года.

$$T_{\text{рц}} = \frac{[T_{\text{сумм}} + (30 - T_{\text{м}} - T_{\text{впм}}) \cdot N_{\text{м}}]}{365} \quad (2.3.10)$$

где $T_{\text{сумм}}$ – суммарная продолжительность простоя оборудования в ремонтном цикле, сут. (*см. ф. 2.3.9*);

$T_{\text{м}}$ – продолжительность месячного ремонта оборудования, $T_{\text{м}}$ = … сут. (*см. Приложение 3*);

$T_{\text{вмп}}$ – количество выходных и праздничных дней в месяце, $T_{\text{вмп}}$ = 0 сут.

$N_{\text{м}}$ - количество месяцев работы бурового станка внутри ремонтного цикла, $N_{\text{м}}$ = … мес. (*см. ф. 2.3.4*).

Определяется средняя продолжительность ремонтов в течении года, сут.:

$$T_{\text{рем}} = \frac{T_{\text{сумм}}}{T_{\text{рц}}} \quad (2.3.11)$$

где $T_{\text{сумм}}$ – суммарная продолжительность простоя оборудования в ремонтном цикле, сут. (*см. ф. 2.3.9*);

$T_{\text{рц}}$ – общая продолжительность ремонтного цикла, год. (*см. ф. 2.3.10*).

Устанавливается годовой фонд времени работы бурового станка, сут.

$$T_{\text{г}} = T_{\text{к}} - T_{\text{пр}} - T_{\text{кл}} - T_{\text{рем}} - T_{\text{тех}} \quad (2.3.12)$$

где $T_{\text{к}}$ – календарная продолжительность года, $T_{\text{к}}$ = 365 дней;

$T_{\text{пр}}$ – число праздничных и выходных дней в году, $T_{\text{пр}}$ = 0 сут;

$T_{\text{кл}}$ – число дней простоя по природоклиматическим условиям, $T_{\text{кл}}$ = (7 ÷ 10) дней;

$T_{\text{рем}}$ – средняя продолжительность ремонтов в течении года, $T_{\text{рем}}$ = … сут. (*см. ф. 2.3.11*);

$T_{\text{тех}}$ – число дней простоя, обусловленное технологическим и организационными причинами, $T_{\text{тех}}$ = (7 ÷ 10) дней.

Определяется годовая производительность бурового станка, м/год.

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}}{}^{/} \cdot n_{\text{см}} \cdot T_{\text{г}} \quad (2.3.13)$$

где $Q_{\text{см}}{}^{/}$ - сменный норматив времени на бурение скважины с учетом поправочного коэффициента, $Q_{\text{см}}{}^{/}$ = … м/см. (*см. ф. 2.3.8*).

$n_{\text{см}}$ – количество смен работы в сутки, $n_{\text{см}}$ = 2 смены

$T_{\text{г}}$ – годовой фонд времени работы бурового станка, $T_{\text{г}}$ = … сут.

Устанавливается количество буровых станков, обеспечивающих выполнение плана объема работ, ед.

$$n_{\text{ст}} = \frac{K_{\text{рез}} \cdot V_{\text{вск}}}{Q_{\text{год}} \cdot q} \quad (2.3.14)$$

где $K_{\text{рез}}$ – коэффициент резерва, $K_{\text{рез}}$ = 1,2;

$V_{\text{вск}}$ – Эксплуатационный годовой объем вскрышной породы, м^3/год.

$$V_{\text{вск}} = V_{\text{п.и.}} \cdot K_{\text{в}} \quad (2.3.15)$$

где $K_{\text{в}}$ – коэффициент вскрыши, $K_{\text{в}}$ = … м^3/м^3 (*см. исход. данные*);

$V_{\text{п.и.}}$ – Эксплуатационный годовой объем полезного ископаемого, $V_{\text{п.и.}}$ = …м^3/год. (*см. исход. данные*);

$Q_{\text{год}}$ – годовая производительность бурового станка, $Q_{\text{год}}$ = … м/год. (*см. ф. 2.3.13*);

q – выход вскрышной породы с 1 м скважины, $q = \frac{\text{а} \cdot b \cdot \text{Н}}{l_{\text{скв}}}$ м^3/м

где H - высота уступа, H = … м (*см. исходн. данные*);

b - расстояние между рядами скважин, b = … м. (*см. ф. 2.4.11*);

α - расстояние между скважинами в ряду, α = … м (*см. ф. 2.4.10*);

$l_{\text{скв.}}$ - длина скважины, $l_{\text{скв.}}$ = … м. (*см. ф. 2.4.5*).

2.4 Технологические расчёты взрывных работ

Категория пород по взрываемости оценивается по величине эталонного удельного расхода ВВ (аммонит № 6ЖВ или граммонит 79/21) в соответствии с методологией В. В. Ржевского, устанавливается из формулы, кг/м^3.

$$q_э = 0{,}45 \div 0{,}75 \quad (2.4.1)$$

В соответствии с установленной величиной $q_э$ по (*Приложению 4)* показателей удельного эталонного расхода ВВ и классификации горных пород по взрываемости устанавливается:

Категория вскрышной породы по взрываемости …

Категория трудности взрывания …

С учетом свойств вскрышной породы и степени их обводненности выбирается тип ВВ по (*Приложению 5*).

Принимается взрывчатое вещество …….

Определяется величина проектного удельного расхода ВВ, кг/м^3

$$q = q_э \cdot k_{вв} \quad (2.4.2)$$

где $q_э$ – эталонный удельный расход ВВ, кг/м^3.

$k_{вв}$ - переводной коэффициент от аммонита № 6ЖВ к практически используемому ВВ (*см. Приложение 6*)

Определяется длина забойки скважины, м.

$$l_{заб} = (25 \div 30) d_{скв} \quad (2.4.3)$$

где $d_{скв}$ - уточненный диаметр скважины по диаметру бурового инструмента, $d_{скв}$ = … мм, (*см. ф. 2.3.3*) перевести в $d_{скв}$ = … м.

Устанавливается длина перебура скважины, м.

$$l_{пер} = k_п \cdot d_{скв} \quad (2.4.4)$$

где $d_{скв}$ - уточненный диаметр скважины по диаметру бурового инструмента, $d_{скв}$ = … м. (*см. пояснение к ф. 2.4.3*)

$k_п$ - относительная длина перебура скважины, выраженная в диаметрах заряда скважины, $k_п$ = 12,0.

Определяется длина скважины, м

$$l_{скв} = H + l_{пер} \quad (2.4.5)$$

где H - высота уступа, H = … м (*см. исходн. данные*);

$l_{пер.}$ - длина перебура скважины, $l_{пер.}$ = … м. (*см. ф. 2.4.4*).

Рассчитывается линейная масса заряда, то есть количество ВВ, размещаемое в одном метре длины скважины, кг/м.

$$P = \Delta \cdot 0{,}785 \cdot d_{скв}^2 \quad (2.4.6)$$

где Δ - плотность заряжания насыпных ВВ, Δ = (800 ÷ 1000) кг/м^3;

$d_{скв}$ - уточненный диаметр скважины, $d_{скв}$ = … м.

Устанавливается расчетное значение линии сопротивления по подошве уступа (ЛСП), округляется до 0,5 м:

$$W = \sqrt{\frac{P(l_{скв} - l_{заб})}{q \cdot H \cdot m}} \quad (2.4.7)$$

где P - количество ВВ, размещаемое в одном метре длины скважины, P = … кг/м (*см. ф. 2.4.6*);

$l_{скв.}$ - длина скважины, $l_{скв.}$ = … м. (*см. ф. 2.4.5*);

$l_{заб.}$ - длина забойки скважины, $l_{заб.}$ = … м. (*см. ф. 2.4.3*);

q - величина проектного удельного расхода ВВ, q = … кг/м^3 (*см. ф. 2.4.2*)

H - высота уступа, H = … м (*см. исходн. данные*);

m - коэффициент сближения скважин:

m = (1,1 ÷ 1,2) – легко взрываемые горные породы;

m = (1,0 ÷ 1,1) – средней трудности взрывания горные породы;

m = (0,85 ÷ 1,0) – трудно взрываемые горные породы;

В соответствии с правилами безопасности при бурении первого ряда скважин станок располагается перпендикулярно верхней бровке уступа, за призмой обрушения, но не ближе 2,0 м от верхней бровки уступа, поэтому минимально допустимая по условиям безопасного расположения бурового станка линия сопротивления по подошве ($W_д$) для вертикальных и наклонных скважин рассчитывается по формуле:

$$W_д = H \cdot (ctg\alpha - ctg\beta) + 2 \quad (2.4.8)$$

где H - высота уступа, H = … м (*см. исходн. данные*);

α – угол откоса вскрышного уступа, α = … º (*см. исходн. данные*);

β – угол наклона скважины, β = … º (при вертикальном бурении 90 град; при наклонном бурении 75 град);

Проверяется условие соответствия расчетной линии сопротивления по подошве уступа и минимально допустимой по условиям безопасного расположения бурового станка линии сопротивления по подошве. Условие должно быть выполнено.

$$W \geq W_д \quad (2.4.9)$$

Определяется расстояние между скважинами в ряду, м.

$$a = m \cdot W \quad (2.4.10)$$

где m - коэффициент сближения скважин, m = … (*см. пояснения к формуле 2.4.7*);

W - линия сопротивления по подошве уступа (ЛСП), W = … м, (*см. ф. 2.4.7*)

Устанавливается расстояние между рядами скважин, м.

$b = a$ – то принимается квадратная сетка скважин

$b = 0{,}85 \cdot a$ – то принимается шахматная сетка скважин (2.4.11)

Определяется масса заряда для первого ряда скважин, кг.

$$Q = q \cdot W \cdot a \cdot H \quad (2.4.12)$$

где q - величина проектного удельного расхода ВВ, q = … кг/м^3 (*см. ф. 2.4.2*)

W - линия сопротивления по подошве уступа (ЛСП), W = … м, (*см. ф. 2.4.7*)

α - расстояние между скважинами в ряду, α = … м (*см. ф. 2.4.10*)

H - высота уступа, H = … м (*см. исходн. данные*);

Определяется масса заряда для второго и последующих рядов скважин, кг.

$$Q' = q \cdot a \cdot b \cdot H \quad (2.4.13)$$

где b - расстояние между рядами скважин, b = … м. (*см. ф. 2.4.11*).

остальные параметры представлены в пояснении к *ф. 2.4.12*.

Проверяется возможность размещения заряда установленной величины (Q и Q') в скважине по выражениям:

$$l_{\text{зар}} = \frac{Q}{P} \leq l_{\text{скв}} - l_{\text{заб}} \quad (2.4.14)$$

где Q - масса заряда для первого ряда скважин, Q = … кг. (*см. ф. 2.4.12*);

Q' - масса заряда для второго и последующих рядов скважин, Q' = кг. (см. ф. 2.4.13);

$l_{\text{скв.}}$ - длина скважины, $l_{\text{скв.}}$ = … м. (*см. ф. 2.4.5*);

$l_{\text{заб.}}$ - длина забойки скважины, $l_{\text{заб.}}$ = … м. (*см. ф. 2.4.3*);

Устанавливается ширина развала вскрышной породы по условиям взрывания, м.

$$B_{\text{рв}} = B_{\text{о}} K_{\text{з}} + b\left(n_p - 1\right) \quad (2.4.15)$$

где $B_{\text{о}}$ - ширина развала при мгновенном взрывании, м.

$$B_{\text{о}} = 15 G_T \sqrt[3]{W \cdot H} \quad (2.4.16)$$

где $G_{\text{т}}$ - удельный расход ВВ на 1 т взрываемой горной массы, кг/т.

$$G_T = \frac{q}{\gamma} \quad (2.4.17)$$

где q - величина проектного удельного расхода ВВ, q = … кг/м^3 (*см. ф. 2.4.2*)

γ - плотность вскрышной породы, γ = …т/м^3 (*см. наименование вскрышной породы)*

W - линия сопротивления по подошве уступа (ЛСП), W = … м, (*см. ф. 2.4.7*)

H - высота уступа, H = … м (*см. исходн. данные*);

$K_{\text{з}}$ - поправка, учитывающая изменение ширины развала от интервала замедления при короткозамедленном взрывании, при интервале замедления 50 мс. $K_{\text{з}}$ = 0,85;

b - расстояние между рядами скважин, b = … м. (*см. ф. 2.4.11*).

$n_{\text{р}}$ - количество рядов скважин в буровой заходке шириной $A_{\text{б}}$, ряд (*см. ф. 2.4.19*).

$$A_{\text{б}} = W + b\left(n_p - 1\right) \quad (2.4.18)$$

где W - линия сопротивления по подошве уступа (ЛСП), W = … м, (*см. ф. 2.2.28*)

b - расстояние между рядами скважин, b = … м. (*см. ф. 2.4.11*).

$n_{\text{р}}$ - количество рядов скважин в буровой заходке шириной $A_{\text{б}}$, ряд (*см. ф. 2.4.19*).

Определяется количество рядов скважин, ряд. (*округляется до целого числа в большую сторону*)

$$n_p = \frac{A - C}{b} \quad (2.4.19)$$

где A - ширина заходки вскрышного экскаватора, A = … м. (*см. ф. 2.4.20*);

C - расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа, C = … м. (*см. 2.4.21*);

b - расстояние между рядами скважин, *b* = … м. (*см. ф. 2.4.11*).

Определяется ширина заходки вскрышного экскаватора, м.

$$A = (1{,}5 \div 1{,}7) \cdot R_{чу} \quad (2.4.20)$$

где $R_{чу}$ – радиус черпания на уровне стояния экскаватора, $R_{чу}$ = … м, (*устанавливается на основе выбранной модели вскрышного экскаватора, из технических характеристик см. таблица 3.1).*

Рассчитывается расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа, м.

$$C = W - H(ctg\alpha - ctg\beta) \quad (2.4.21)$$

где *W* - линия сопротивления по подошве уступа (ЛСП), *W* = … м, (*см. ф. 2.4.7*);

H - высота уступа, *H* = … м (*см. исходн. данные*);

α – угол откоса вскрышного уступа, *α* = … ° (*см. исходн. данные*);

β – угол наклона скважины, *β* = … ° (при вертикальном бурении 90 град; при наклонном бурении 75 град).

Определяется выход вскрышной породы с 1 м скважины, м^3/м;

Для первого ряда скважин:

$$Q_1 = \frac{a \cdot H \cdot W}{l_{скв}} \quad (2.4.22)$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, a = … м;

H - высота уступа, *H* = … м (*см. исходн. данные*);

W - линия сопротивления по подошве уступа (ЛСП), *W* = … м, (*см. ф. 2.4.7*);

$l_{скв.}$ - длина скважины, $l_{скв.}$ = … м. (*см. ф. 2.4.5).*

Для второго и последующих рядов скважин:

$$Q_1' = \frac{a \cdot H \cdot b}{l_{скв}} \quad (2.4.23)$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, a = … м;

H - высота уступа, *H* = … м (*см. исходн. данные*);

b - расстояние между рядами скважин, *b* = … м. (*см. ф. 2.4.11*).

$l_{скв.}$ - длина скважины, $l_{скв.}$ = … м. (*см. ф. 2.4.5*).

Определяется выход вскрышной породы с 1 м скважины в среднем по буровому блоку, м^3/м;

$$\overline{Q_1} = \frac{Q_1 + Q_1' \cdot (n_p - 1)}{n_p} \quad (2.4.24)$$

где Q_1 - выход вскрышной породы с 1 м скважины для первого ряда скважин, м^3/м (*см. ф. 2.4.22*);

$Q_1^{/}$ - выход вскрышной породы с 1 м скважины для второго и последующих рядов скважин, м^3/м; (*см. ф. 2.4.23*);

$n_р$ - количество рядов скважин в буровой заходке шириной, ряд (*см. ф. 2.4.19*).

Устанавливается высота развала, м., при числе рядов скважин, $n_р$ = 2 ÷ 3

$$H_p = (0{,}7 \div 1{,}0) \cdot H$$

при числе рядов скважин, $n_р$ = > 3

$$H_p = (1{,}05 \div 1{,}2) \cdot H \quad (2.4.25)$$

где H - высота уступа, H = … м (*см. исходн. данные*);

Определяется объем взрывного блока для обеспечения экскаватора взорванной горной массой, м^3.

$$V_{\text{вб}} = Q^{/}_{\text{см.в.э.}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{сут}} \quad (2.4.26)$$

где $Q^{/}_{\text{см.в.э.}}$ - сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, с учетом поправочных коэффициентов, $Q^{/}_{\text{см.в.э.}}$ = … м^3/см. (*см. ф. 3.2.6*).

$n_{\text{см.}}$ – число рабочих смен вскрышного экскаватора, $n_{\text{см.}}$ = … (*см. пояснение к ф. 3.1.4*);

$n_{\text{сут.}}$ – обеспеченность экскаватора взорванной горной массой, $n_{\text{сут.}}$ = 30,0 сут.

Рассчитывается длина взорванного блока, м;

$$L_{\text{б}} = \frac{V_{\text{вб}}}{\text{А}_{\text{б}} \cdot H} \quad (2.4.28)$$

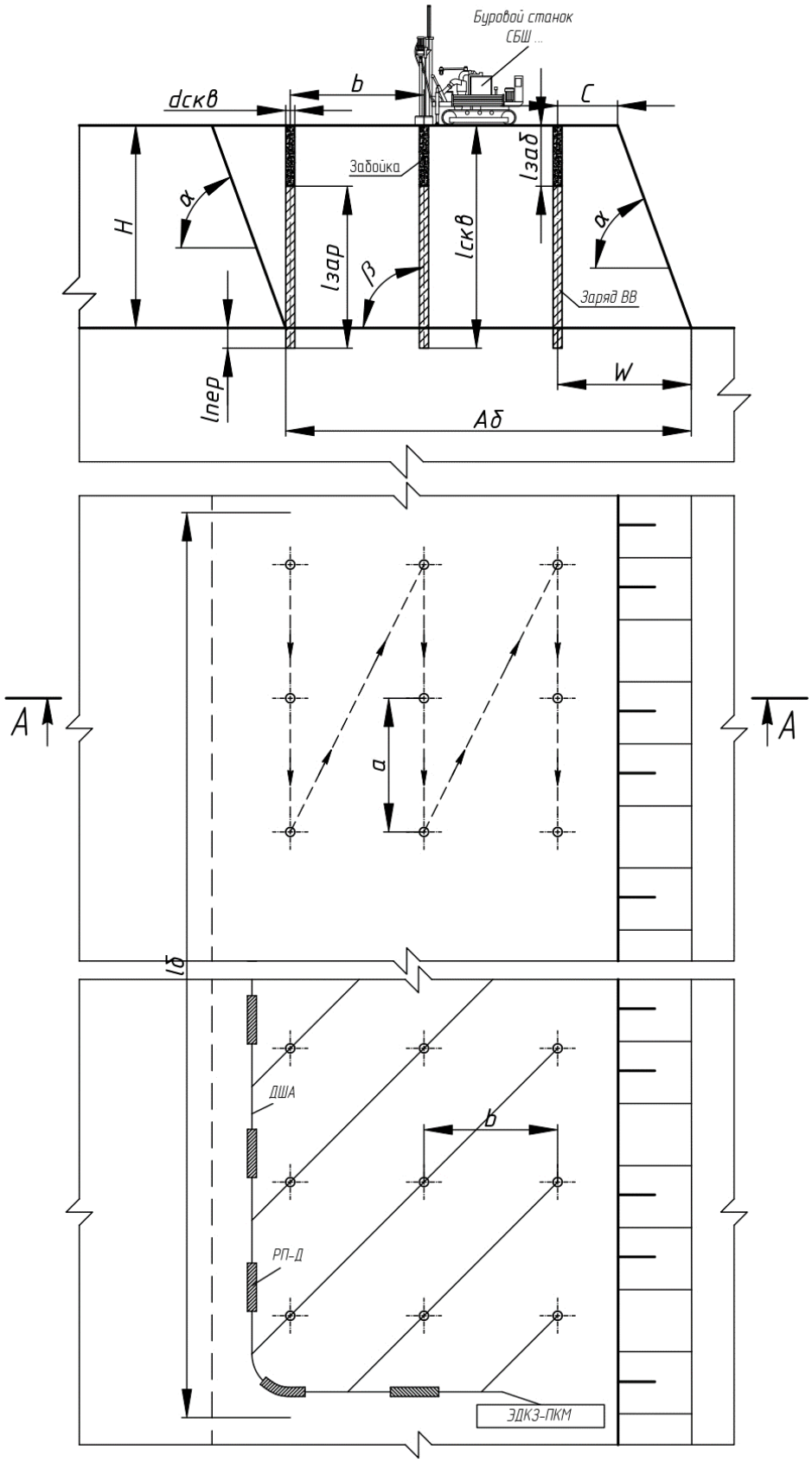
где $V_{\text{вб}}$ - объем взрывного блока, м^3. (*см. ф. 2.4.26*);
$A_{\text{б}}$ – ширина буровой заходки, м. (*см. ф. 2.4.18*);
H - высота уступа, H = … м (*см. исходн. данные*).

Определяется длина заряда скважины, м

$$l_{\text{зар}} = l_{\text{скв}} - l_{\text{заб}} \quad (2.4.29)$$

где $l_{\text{скв.}}$ - длина скважины, $l_{\text{скв.}}$ = … м. (*см. ф. 2.4.5*);
$l_{\text{заб.}}$ - длина забойки скважины, $l_{\text{заб.}}$ = … м. (*см. ф. 2.4.3*).

Разрез А – А



Примечание: Количество рядов скважин принимается по формуле 2.4.19.

Технологическая схема ведения буровзрывных работ

3. Транспортные технологии вскрышных и добычных работ

3.1 Обоснование выбора оборудования для выемки вскрышной породы из развала.

Выбор типа выемочно-погрузочного оборудования производится с учетом физико-механических свойств вскрышных пород в соответствии с суммарной кубоёмкостью ковша экскаватора, на основании величины относительно показателя трудности экскавации.

Определяется относительный показатель трудности экскавации для выемки разрушенной вскрышной породы из развала.

$$П_{э.м.} = 0{,}22 \cdot \left(A + \frac{10 \cdot A}{K_р^9}\right) \quad (3.1.1)$$

где A – эмпирический коэффициент

$$A = 10^{-2} \cdot \gamma \cdot g \cdot d_{ср} + \sigma_{сдв} \quad (3.1.2)$$

где γ - плотность вскрышной породы, γ = …т/м^3 (*см. наименование вскрышной породы)*;

g – ускорение свободного падения, g = 9,81 м/с^2;

$d_{ср.}$ – средний размер куска вскрышной породы, $d_{ср.}$ = … м. (*см. ф. 3.1.3*)

$$d_{ср} = (0{,}15 \div 0.2) \cdot \sqrt[3]{E_{в.э.}} \quad (3.1.3)$$

где $E_{в.э.}$ – вместимость ковша выбранной модели вскрышного экскаватора, $E_{в.э.}$ = … м^3; (*см. ф. 3.1.4*);

$σ_{сдв.}$ - предел прочности вскрышной породы на сдвиг, $σ_{сдв.}$ = … Мпа; *(см. ф. 2.2.4*);

$К_р$ – коэффициент разрыхления, $К_р$ = … (*по наименованию вскрышной породы из справочной литературы*).

Устанавливается суммарная кубоёмкостью ковша экскаватора, м^3 в соответствии с которой определяется приближённая модель вскрышного экскаватора при разработке развала взорванной горной массы.

$$E_{в.э.} = \frac{V_{вск} \cdot t_ц \cdot K_р}{3600 \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot T_г \cdot k_{нап} \cdot \eta_{исп} \cdot k_{упр} \cdot k_{тр}} \quad (3.1.4)$$

где $V_{вск}$ – эксплуатационный годовой объем вскрышной породы, $V_{вск}$ = … м^3/год. (*см. ф. 2.3.15*);

$t_ц$ - теоретический рабочий цикл экскаватора, $t_ц$ = (22 ÷ 34) с.;

$К_р$ – коэффициент разрыхления, $К_р$ = … (*см. приложение 7*);

$T_{см}$ – продолжительность смены, $T_{см}$ = 12 часов;

$n_{см}$ – количество смен, $n_{см}$ = 2 смены;

$T_г$ - годовой фонд времени экскаватора, $T_г$ = (280 ÷290) дн.;

$k_{нап}$ - коэффициент наполнения ковша, $k_{нап}$ = 0,95;

$\eta_{исп}$ - коэффициент использования экскаватора в году, $\eta_{исп}$ = 0,9;

$k_{упр}$ - коэффициент управления, $k_{упр}$ = 0,9;

$k_{тр}$ – коэффициент, зависящий от вида применяемого оборудования, $k_{упр}$ = 0,85;

Для выполнения заданного объёма работ по выемки и погрузки вскрышной породы из развала потребуется экскаватор типа ЭКГ….

На основании величины относительно показателя трудности экскавации и суммарной кубоёмкостью ковша экскаватора принимается ближайший по вместимости ковша экскаватор типа ЭКГ ... , технические характеристики экскаватора ЭКГ … приведены в таблице 3.1. (*Технические характеристики приводятся из справочных литературных источников с указанием ссылки на использованные источники информации*).

Таблица 3.1 – Технические характеристики экскаватора типа ЭКГ … при производстве вскрышных работ

Наименование показателей	ЭКГ …
1. Вместимость ковша экскаватора, м^3	…
2. Радиус черпания наибольший, м	…
3. Радиус разгрузки наибольший, м	…
4. Высота черпания наибольшая, м	…
5. Высота разгрузки наибольшая, м	…
6. Радиус хвостовой части, м	…
7. Радиус черпания на уровне стояния, м	…
8. Расчетная продолжительность рабочего цикла, с	…
9. Масса рабочая, т	…

3.2 Технологические расчеты выемочно-погрузочных работ экскаватора типа ЭКГ… при разработке вскрышных пород из развала.

Устанавливается количество циклов экскаватора на погрузку одного автосамосвала, цикл.

$$n_{\text{ц}} = \frac{V_a}{E_{\text{в.э.}} \cdot k_{\text{э}}} \quad (3.2.1)$$

где $V_{\text{а}}$ – геометрический объем кузова автосамосвала, $V_{\text{а}}$ = … м^3, (*см. ф. 3.2.2*)

$$V_a = (3 \div 5) \cdot E_{\text{в.э.}} \quad (3.2.2)$$

где $E_{\text{в.э.}}$ – вместимость ковша выбранной модели вскрышного экскаватора, $E_{\text{в.э.}}$ = … м^3; (*см. табл. 3.1 технич. характер.*);

$k_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации, $k_{\text{э}}$ = 0,7.

Устанавливается время на погрузку одного автосамосвала, мин.

$$t_{\text{п}} = \frac{t_{\text{ц}} \cdot (n_{\text{ц}} - 0{,}5)}{60} \quad (3.2.3)$$

где $t_{\text{ц}}$ - теоретический рабочий цикл экскаватора, $t_{\text{ц}}$ = … с. (*см. пояснение к ф. 3.1.4*);

$n_{\text{ц}}$ - количество циклов экскаватора на погрузку одного автосамосвала, $n_{\text{ц}}$ = … с. (*см. ф. 3.2.1*).

Определяется сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, м^3/см.

$$Q_{\text{см.в.э.}} = \frac{T_{\text{см}} - (T_{\text{пз}} + T_{\text{об}} + T_{\text{пт}} + T_{\text{лн}})}{t_{\text{п}} + t_{\text{уп}} + t_{\text{ож}}} \cdot V_a \quad (3.2.4)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность 8-ми часовой смены, $T_{\text{см}}$ = 480,0 мин.;

$T_{\text{пз}}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, $T_{\text{пз}}$ = 30,0 мин.;

$T_{\text{об}}$ – продолжительность на обслуживание рабочего места, $T_{\text{об}}$ = 10,0 мин.;

$T_{\text{пт}}$ – продолжительность перерывов в работе по технологическим и организационным причинам, $T_{\text{пт}}$ = 10,0 мин.;

$T_{\text{лн}}$ – продолжительность перерывов в работе для исполнения личных потребностей членов экипажа, $T_{\text{лн}}$ = 10,0 мин.;

$t_{\text{п}}$ – время на погрузку одного автосамосвала, мин; (*см. ф. 3.2.3*);

$t_{\text{уп}}$ – время на установку автосамосвала по погрузку, $t_{\text{уп}}$ = (2,0 ÷ 3,0) мин;

$t_{\text{ож}}$ – время на ожидание автосамосвала, $t_{\text{ож}} = t_{\text{п}}$, мин (*см. ф. 3.2.3*);

V_{a} – геометрический объем кузова автосамосвала, V_{a} = … м^3, (*см. ф. 3.2.2*).

Устанавливаются поправочные коэффициенты *K*.

$$K = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \quad (3.2.5)$$

где K_1 – поправочный коэффициент при продолжительности смены 12-и часовой, K_1 = 1,5;

K_2 – поправочный коэффициент при наличии негабаритов в количестве от 10 до 20%, $К_2 = 0{,}85$;

K_3 – поправочный коэффициент при ведении взрывных работ в течении смены, K_3 = 0,97;

K_4 – поправочный коэффициент при погрузке и экскавации с геометрической вместимостью ковша, м^3.

до 10,0 м^3 - K_4 = 0,90;

свыше 10,0 м^3 - K_4 = 0,93.

Определяется сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, с учетом поправочных коэффициентов, м^3/см (*смена по 12 часов*).

$$Q^{/}_{\text{см.в.э.}} = Q_{\text{см.в.э.}} \cdot K \quad (3.2.6)$$

где $Q_{\text{см.в.э.}}$ - сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, $Q_{\text{см.в.э.}}$ = … м^3/см. (*см. ф. 3.2.4*);

K – поправочные коэффициенты, *K* = …, (*см. ф. 3.1.9*).

Устанавливается среднемесячная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, м^3/мес.

$$Q_{\text{мес.}} = 2 \cdot (Q^{/}_{\text{см.в.э.}} \cdot (30 - T_{\text{м}} \cdot T_{\text{впм}})) \quad (3.2.7)$$

где $Q^{/}_{\text{см.в.э.}}$ - сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, с учетом поправочных коэффициентов, $Q^{/}_{\text{см.в.э.}}$ = … м^3/см. (*см. ф. 3.2.6*).

$T_{\text{м}}$ – продолжительность месячного ремонта экскаваторов, $T_{\text{м}}$ = (3,0 ÷ 5,0) сут.;

$T_{\text{впм}}$ – количество выходных и праздничных дней в месяце, $T_{\text{впм}}$ = 0 сут.

Определяется количество месяцев работы вскрышного экскаватора типа ЭКГ … внутри ремонтного цикла, мес.

$$N_{\text{м.в.э.}} = \frac{V_{\text{к}}}{\text{К}_{\text{попр}} \cdot Q_{\text{мес}}} \quad (3.2.8)$$

где $V_{\text{к}}$ - приведенный объем наработки на капитальный ремонт, $V_{\text{к}}$ = … м; (*см. Приложение 8*),

$K_{\text{попр}}$ - поправочный коэффициент к приведенному объему на условия работы, $K_{\text{попр}}$ = 1,2;

$Q_{\text{мес}}$ - среднемесячная производительность вскрышного экскаватора, $Q_{\text{мес}}$ = … м^3/мес. (*см. ф. 3.2.7*)

Определяется продолжительность простоя вскрышного экскаватора в ремонтном цикле, сут.

$$T_{\text{сумм}} = K + C + 4T + T_{\text{м}} N_{\text{м.в.э.}} + \frac{(T_{\text{м}} \cdot T_{\text{ос}})}{6} \quad (3.2.9)$$

где K – продолжительность капитального ремонта, K = … сут. (*см. Приложение 9*);

C – продолжительность среднего ремонта, C = … сут. (*см. Приложение 9*);

T – продолжительность текущего ремонта, T = … сут. (*см. Приложение 9*);

$T_{\text{м}}$ – продолжительность месячного ремонта оборудования, $T_{\text{м}}$ = … сут. (*см. Приложение 9*);

$N_{\text{м.в.э.}}$ - количество месяцев работы вскрышного экскаватора внутри ремонтного цикла, $N_{\text{м.в.э.}}$ = … мес. (*см. ф. 3.2.8*);

$T_{\text{ос}}$ – продолжительность сезонного обслуживания оборудования, $T_{\text{ос}}$ = … сут. (*см. Приложение 9*).

Устанавливается общая продолжительность ремонтного цикла вскрышного экскаватора, года.

$$T_{\text{рц}} = \frac{[T_{\text{сумм}} + (30 - T_{\text{м}} - T_{\text{впм}}) \cdot N_{\text{м.в.э.}}]}{365} \quad (3.2.10)$$

где $T_{\text{сумм}}$ – суммарная продолжительность простоя оборудования в ремонтном цикле, сут. (*см. ф. 3.2.9*);

$T_{\text{м}}$ – продолжительность месячного ремонта оборудования, $T_{\text{м}}$ = … сут. (*см. Приложение 9*);

$T_{\text{вмп}}$ – количество выходных и праздничных дней в месяце, $T_{\text{вмп}}$ = 0 сут.

$N_{\text{м.в.э.}}$ - количество месяцев работы вскрышного экскаватора внутри ремонтного цикла, $N_{\text{м.в.э.}}$ = … мес. (*см. ф. 3.2.8*).

Определяется средняя продолжительность ремонтов вскрышного экскаватора в течении года, сут.:

$$T_{\text{рем}} = \frac{T_{\text{сумм}}}{T_{\text{рц}}} \quad (3.2.11)$$

где $T_{\text{сумм}}$ – суммарная продолжительность простоя оборудования в ремонтном цикле, сут. (*см. ф. 3.2.9*);

$T_{\text{рц}}$ – общая продолжительность ремонтного цикла вскрышного экскаватора, год. (*см. ф. 3.2.10*).

Устанавливается годовой фонд времени работы вскрышного экскаватора, сут.

$$T_{\text{г}} = T_{\text{к}} - T_{\text{пр}} - T_{\text{кл}} - T_{\text{рем}} - T_{\text{тех}} \quad (3.2.12)$$

где $T_{\text{к}}$ – календарная продолжительность года, $T_{\text{к}}$ = 365 дней;

$T_{\text{пр}}$ – число праздничных и выходных дней в году, $T_{\text{пр}}$ = 0 сут;

$T_{\text{кл}}$ – число дней простоя по природоклиматическим условиям, $T_{\text{кл}}$ = (7 ÷ 10) дней;

$T_{\text{рем}}$ – средняя продолжительность ремонтов в течении года, $T_{\text{рем}}$ = … сут. (*см. ф. 3.2.11*);

$T_{\text{тех}}$ – число дней простоя, обусловленное технологическим и организационными причинами, $T_{\text{тех}}$ = (7 ÷ 10) дней.

Определяется годовая производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, м^3/год.

$$Q_{\text{г в.э.}} = Q^{/}_{\text{см.в.э.}} \cdot n_{\text{см}} \cdot T_{\text{г}} \quad (3.2.13)$$

где $Q^{/}_{\text{см.в.э.}}$ - сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, с учетом поправочных коэффициентов, $Q^{/}_{\text{см.в.э.}}$ = … м^3/см. (*см. ф. 3.2.6*);

$n_{\text{см}}$ – количество смен работы в сутки, $n_{\text{см}}$ = 2 смены;

$T_{\text{г}}$ – годовой фонд времени работы вскрышного экскаватора, $T_{\text{г}}$ = … сут. (*см. ф. 3.2.12*)

Устанавливается количество экскаваторов необходимое для выполнения годового объёма работ для выемки вскрышной породы из развала, ед.

$$N_{\text{э}}^{\text{вск}} = \frac{V_{\text{вск}}}{Q_{\text{г в.э.}}} \quad (3.2.14)$$

где $V_{\text{вск}}$ – эксплуатационный годовой объем вскрышной породы, $V_{\text{вск}}$ = … м^3/год. (*см. ф. 2.3.15*);

$Q_{\text{г.в.э.}}$ - годовая производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, $Q_{\text{г.в.э.}}$ = … м^3/год. (*см. ф. 3.2.13*).

Расчет ширины вскрышной заходки экскаватора типа ЭКГ … при отработке вскрышной породы из развала, представлен в формуле 2.2.41 по которой A = … м.

Определяется ширина рабочей площадки при отработки вскрышного уступа, м.

$$\text{Ш}_{\text{р.п.}}^{\text{вск}} = B_{\text{рв}} + C + B_{\text{пч}} + B_{\text{о}} + \text{П} + Z \quad (3.2.15)$$

где $B_{\text{рв}}$ - ширина развала вскрышной породы по условиям взрывания, $B_{\text{рв}}$ = … м. (*см. ф. 2.4.15*);

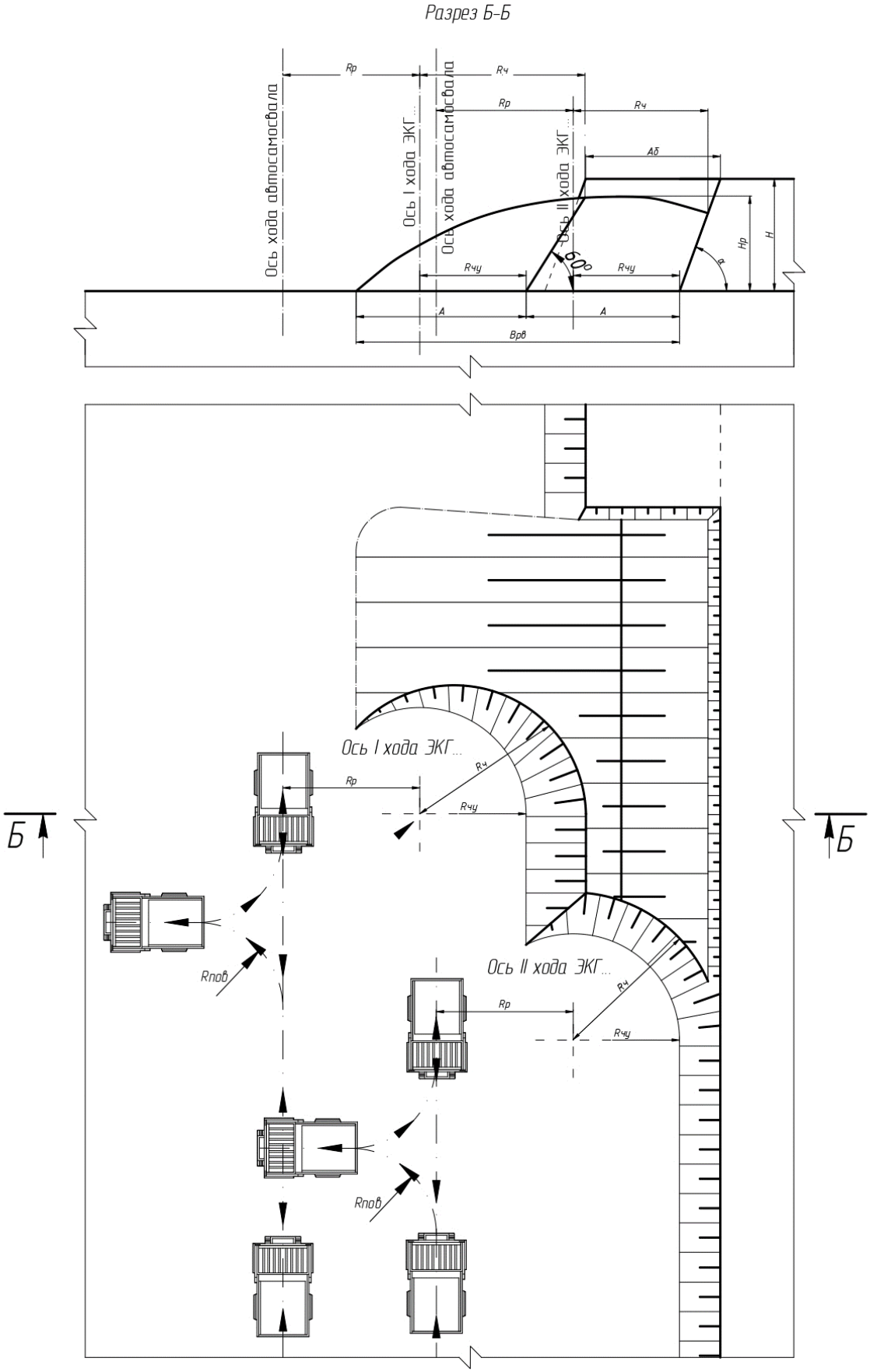
C - расстояние от нижней бровки уступа до проезжей части автодороги, C = (1,0 ÷2,0) м,;

$B_{\text{пч}}$ – ширина проезжей части автодороги, $B_{\text{пч}}$ = 10,0 м.;

$B_{\text{о}}$ – ширина обочины автодороги, $B_{\text{о}}$ = 1,5 м.;

$П$ – ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, $П$ = 5,0 м.;

Z – ширина полосы безопасности, Z = 3,0 м.



Технологическая схема ведения вскрышных работ экскаватором ЭКГ … с погрузкой в автосамосвал …

3.3 Обоснование выбора оборудования для выемки полезного ископаемого из массива.

Выбор типа выемочно-погрузочного оборудования производится с учетом физико-механических свойств полезного ископаемого в соответствии с суммарной кубоёмкостью ковша экскаватора, на основании величины относительно показателя трудности экскавации.

Определяется относительный показатель трудности экскавации для выемки полезного ископаемого из массива.

$$П_{э.м.} = 0{,}22 \cdot \left(A + \frac{10 \cdot A}{K_р^9}\right) \quad (3.3.1)$$

где A – эмпирический коэффициент

$$A = 10^{-2} \cdot \gamma_{п.и.} \cdot g \cdot d_{ср} + \sigma_{сдв}{}^{п.и.} \quad (3.3.2)$$

где $\gamma_{п.и.}$ - плотность полезного ископаемого, $\gamma_{п.и.}$ = …т/м^3 (*см. наименование полезного ископаемого)*;

g – ускорение свободного падения, g = 9,81 м/с^2;

$d_{ср.}$ – средний размер куска полезного ископаемого, $d_{ср.}$ = … м. (*см. ф. 3.3.3*)

$$d_{ср} = (0{,}15 \div 0.2) \cdot \sqrt[3]{E_{д.э.}} \quad (3.3.3)$$

где $E_{д.э.}$ – вместимость ковша выбранной модели добычного экскаватора, $E_{д.э.}$ = … м^3; (*см. ф. 3.3.7*);

$\sigma_{сж}{}^{п.и.}$ – предел прочности по одноосному сжатию для полезного ископаемого, Мпа;

$$\sigma_{сж}{}^{п.и} = 12 \cdot f \quad (3.3.4)$$

где f - коэффициент крепости полезного ископаемого.

$\sigma_р{}^{п.и.}$ – предел прочности по одноосному растяжению для полезного ископаемого, Мпа;

$$\sigma_р{}^{п.и.} = \frac{\sigma_{сж}}{30} \quad (3.3.5)$$

$\sigma_{сдв}{}^{п.и.}$ – предел прочности по сдвигу для полезного ископаемого, Мпа;

$$\sigma_{сдв}{}^{п.и.} = \sqrt{\frac{\sigma_р{}^{п.и.} \cdot \sigma_{сж}{}^{п.и.}}{3}} \quad (3.3.6)$$

$K_р$ – коэффициент разрыхления, $K_р$ = … (*по наименованию полезного ископаемого из справочной литературы*).

Устанавливается суммарная кубоёмкостью ковша экскаватора, м^3 в соответствии с которой определяется приближённая модель добычного экскаватора при разработке массива полезного ископаемого.

$$E_{д.э.} = \frac{V_{пи} \cdot t_ц \cdot K_р}{3600 \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot T_г \cdot k_{нап} \cdot \eta_{исп} \cdot k_{упр} \cdot k_{тр}} \quad (3.3.7)$$

где $V_{п.и.}$ – эксплуатационный годовой объем полезного ископаемого, $V_{п.и.}$ = … м^3/год. (*см. исходные данные*);

$t_ц$ - теоретический рабочий цикл экскаватора, $t_ц$ = (22 ÷ 34) с.;

$K_р$ – коэффициент разрыхления, $K_р$ = … (*см. приложение 7*);

$T_{см}$ – продолжительность смены, $T_{см}$ = 12 часов;

$n_{см}$ – количество смен, $n_{см}$ = 2 смены;

$T_г$ - годовой фонд времени экскаватора, $T_г$ = (280 ÷290) дн.;

$k_{нап}$ - коэффициент наполнения ковша, $k_{нап}$ = 0,95;

$\eta_{исп}$ - коэффициент использования экскаватора в году, $\eta_{исп}$ = 0,9;

$k_{упр}$ - коэффициент управления, $k_{упр}$ = 0,9;

$k_{тр}$ – коэффициент, зависящий от вида применяемого оборудования, $k_{упр}$ = 0,85;

Для выполнения заданного объёма работ по выемки и погрузки полезного ископаемого из массива потребуется экскаватор типа ЭКГ….

На основании величины относительно показателя трудности экскавации и суммарной кубоёмкостью ковша экскаватора принимается ближайший по вместимости ковша экскаватор типа ЭКГ ..., технические характеристики экскаватора ЭКГ … приведены в таблице 3.2. (*Технические характеристики приводятся из справочных литературных источников с указанием ссылки на использованные источники информации*).

Таблица 3.2 – Технические характеристики экскаватора типа ЭКГ … при производстве добычных работ

Наименование показателей	ЭКГ …
1. Вместимость ковша экскаватора, м^3	…
2. Радиус черпания наибольший, м	…
3. Радиус разгрузки наибольший, м	…
4. Высота черпания наибольшая, м	…
5. Высота разгрузки наибольшая, м	…
6. Радиус хвостовой части, м	…
7. Радиус черпания на уровне стояния, м	…
8. Расчетная продолжительность рабочего цикла, с	…
9. Масса рабочая, т	…

3.4 Технологические расчеты выемочно-погрузочных работ экскаватора типа ЭКГ… при разработке полезного ископаемого из массива.

Устанавливается количество циклов экскаватора на погрузку одного автосамосвала, цикл.

$$n_{ц} = \frac{V_a}{E_{д.э.} \cdot k_э} \quad (3.4.1)$$

где V_a – геометрический объем кузова автосамосвала, V_a = … м^3, (*см. ф. 3.4.2*)

$$V_a = (3 \div 5) \cdot E_{д.э.} \quad (3.4.2)$$

где $E_{д.э.}$ – вместимость ковша выбранной модели добычного экскаватора, $E_{в.э.}$ = … м^3; (*см. табл. 3.2 технич. характер.*);

$k_э$ – коэффициент экскавации, $k_э$ = 0,7.

Устанавливается время на погрузку одного автосамосвала, мин.

$$t_п = \frac{t_ц \cdot (n_ц - 0{,}5)}{60} \quad (3.4.3)$$

где $t_{Ц}$ - теоретический рабочий цикл экскаватора, $t_{Ц}$ = … с. (*см. пояснение к ф. 3.3.7*);

$n_{Ц}$ - количество циклов экскаватора на погрузку одного автосамосвала, $n_{Ц}$ = … с. (*см. ф. 3.4.1*).

Определяется сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке полезного ископаемого из массива в автосамосвалы, м^3/см.

$$Q_{\text{см.д.э.}} = \frac{T_{\text{см}} - (T_{\text{пз}} + T_{\text{об}} + T_{\text{пт}} + T_{\text{лн}})}{t_{\text{п}} + t_{\text{уп}} + t_{\text{ож}}} \cdot V_a \quad (3.4.4)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность 8-ми часовой смены, $T_{\text{см}}$ = 480,0 мин.;

$T_{\text{пз}}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, $T_{\text{пз}}$ = 30,0 мин.;

$T_{\text{об}}$ – продолжительность на обслуживание рабочего места, $T_{\text{об}}$ = 10,0 мин.;

$T_{\text{пт}}$ – продолжительность перерывов в работе по технологическим и организационным причинам, $T_{\text{пт}}$ = 10,0 мин.;

$T_{\text{лн}}$ – продолжительность перерывов в работе для исполнения личных потребностей членов экипажа, $T_{\text{лн}}$ = 10,0 мин.;

$t_{\text{п}}$ – время на погрузку одного автосамосвала, мин; (*см. ф. 3.4.4*);

$t_{\text{уп}}$ – время на установку автосамосвала по погрузку, $t_{\text{уп}}$ = (2,0 ÷ 3,0) мин;

$t_{\text{ож}}$ – время на ожидание автосамосвала, $t_{\text{ож}} = t_{\text{п}}$, мин (*см. ф. 3.4.3*);

V_{a} – геометрический объем кузова автосамосвала, V_{a} = … м^3, (*см. ф. 3.4.2*).

Устанавливаются поправочные коэффициенты *K*.

$$K = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \quad (3.4.5)$$

где K_1 – поправочный коэффициент при продолжительности смены 12-и часовой, K_1 = 1,5;

K_2 – поправочный коэффициент при наличии негабаритов в количестве от 10 до 20%, $К_2 = 0{,}85$;

K_3 – поправочный коэффициент при ведении взрывных работ в течении смены, K_3 = 0,97;

K_4 – поправочный коэффициент при погрузке и экскавации с геометрической вместимостью ковша, м^3.

до 10,0 м^3 - K_4 = 0,90;

свыше 10,0 м^3 - K_4 = 0,93.

Определяется сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке полезного ископаемого из массива в автосамосвалы, с учетом поправочных коэффициентов, м^3/см. (*смена по 12 часов*)

$$Q^{/}_{\text{см.д.э.}} = Q_{\text{см.д.э.}} \cdot K \quad (3.4.6)$$

где $Q_{\text{см.д.э.}}$ - сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке полезного ископаемого из массива в автосамосвалы, $Q_{\text{см.д.э.}}$ = … м^3/см. (*см. ф. 3.4.4*);

K – поправочные коэффициенты, *K* = …, (*см. ф. 3.4.5*).

Устанавливается среднемесячная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке полезного ископаемого из массива в автосамосвалы, м^3/мес.

$$Q_{\text{мес.}} = 2 \cdot (Q'_{\text{см.д.э.}} \cdot (30 - T_{\text{м}} \cdot T_{\text{впм}})) \quad (3.4.7)$$

где $Q'_{\text{см.д.э.}}$ - сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке полезного ископаемого из массива в автосамосвалы, с учетом поправочных коэффициентов, $Q'_{\text{см.д.э.}}$ = … м^3/см. (*см. ф. 3.4.6*).

$T_{\text{м}}$ – продолжительность месячного ремонта экскаваторов, $T_{\text{м}}$ = (3,0 ÷ 5,0) сут.;

$T_{\text{впм}}$ – количество выходных и праздничных дней в месяце, $T_{\text{впм}}$ = 0 сут.

Определяется количество месяцев работы добычного экскаватора типа ЭКГ … внутри ремонтного цикла, мес.

$$N_{\text{м.д.э.}} = \frac{V_{\text{к}}}{\text{К}_{\text{попр}} \cdot Q_{\text{мес}}} \quad (3.4.8)$$

где $V_{\text{к}}$ - приведенный объем наработки на капитальный ремонт, $V_{\text{к}}$ = … м; (*см. Приложение 8*),

$K_{\text{попр}}$ - поправочный коэффициент к приведенному объему на условия работы, $K_{\text{попр}}$ = 1,2;

$Q_{\text{мес}}$ - среднемесячная производительность вскрышного экскаватора, $Q_{\text{мес}}$ = … м^3/мес. (*см. ф. 3.4.7*).

Определяется продолжительность простоя добычного экскаватора в ремонтном цикле, сут.

$$T_{\text{сумм}} = K + C + 4T + T_{\text{м}} N_{\text{м.д.э.}} + \frac{(T_{\text{м}} \cdot T_{\text{ос}})}{6} \quad (3.4.9)$$

где K – продолжительность капитального ремонта, K = … сут. (*см. Приложение 9*);

C – продолжительность среднего ремонта, C = … сут. (*см. Приложение 9*);

T – продолжительность текущего ремонта, T = … сут. (*см. Приложение 9*);

$T_{\text{м}}$ – продолжительность месячного ремонта оборудования, $T_{\text{м}}$ = … сут. (*см. Приложение 9*);

$N_{\text{м.д.э.}}$ - количество месяцев работы добычного экскаватора внутри ремонтного цикла, $N_{\text{м.д.э.}}$ = … мес. (*см. ф. 3.4.8*);

$T_{\text{ос}}$ – продолжительность сезонного обслуживания оборудования, $T_{\text{ос}}$ = … сут. (*см. Приложение 9*).

Устанавливается общая продолжительность ремонтного цикла добычного экскаватора, года.

$$T_{\text{рц}} = \frac{[T_{\text{сумм}} + (30 - T_{\text{м}} - T_{\text{впм}}) \cdot N_{\text{м.в.э.}}]}{365} \quad (3.4.10)$$

где $T_{\text{сумм}}$ – суммарная продолжительность простоя оборудования в ремонтном цикле, сут. (*см. ф. 3.4.9*);

$T_{\text{м}}$ – продолжительность месячного ремонта оборудования, $T_{\text{м}}$ = … сут. (*см. Приложение 9*);

$T_{\text{вмп}}$ – количество выходных и праздничных дней в месяце, $T_{\text{вмп}}$ = 0 сут.

$N_{\text{м.д.э.}}$ - количество месяцев работы добычного экскаватора внутри ремонтного цикла, $N_{\text{м.д.э.}}$ = … мес. (*см. ф. 3.4.8*).

Определяется средняя продолжительность ремонтов добычного экскаватора в течении года, сут.:

$$T_{\text{рем}} = \frac{T_{\text{сумм}}}{T_{\text{рц}}} \quad (3.4.11)$$

где $T_{\text{сумм}}$ – суммарная продолжительность простоя оборудования в ремонтном цикле, сут. (*см. ф. 3.4.9*);

$T_{\text{рц}}$ – общая продолжительность ремонтного цикла добычного экскаватора, год. (*см. ф. 3.4.10*).

Устанавливается годовой фонд времени работы добычного экскаватора, сут.

$$T_{\text{г}} = T_{\text{к}} - T_{\text{пр}} - T_{\text{кл}} - T_{\text{рем}} - T_{\text{тех}} \quad (3.4.12)$$

где $T_{\text{к}}$ – календарная продолжительность года, $T_{\text{к}}$ = 365 дней;

$T_{\text{пр}}$ – число праздничных и выходных дней в году, $T_{\text{пр}}$ = 0 сут;

$T_{\text{кл}}$ – число дней простоя по природоклиматическим условиям, $T_{\text{кл}}$ = (7 ÷ 10) дней;

$T_{\text{рем}}$ – средняя продолжительность ремонтов в течении года, $T_{\text{рем}}$ = … сут. (*см. ф. 3.4.11*);

$T_{\text{тех}}$ – число дней простоя, обусловленное технологическим и организационными причинами, $T_{\text{тех}}$ = (7 ÷ 10) дней.

Определяется годовая производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке вскрышной породы из развала в автосамосвалы, м^3/год.

$$Q_{\text{г д.э.}} = Q^{/}_{\text{см.д.э.}} \cdot n_{\text{см}} \cdot T_{\text{г}} \quad (3.4.13)$$

где $Q^{/}_{\text{см.д.э.}}$ - сменная производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке полезного ископаемого из массива в автосамосвалы, с учетом поправочных коэффициентов, $Q^{/}_{\text{см.д.э.}}$ = … м^3/см. (*см. ф. 3.4.6*).

$n_{\text{см}}$ – количество смен работы в сутки, $n_{\text{см}}$ = … см. 24/$T_{\text{см}}$ (*см. исходн. данные*)

$T_{\text{г}}$ – годовой фонд времени работы добычного экскаватора, $T_{\text{г}}$ = … сут. (*см. ф. 3.4.12*)

Устанавливается количество экскаваторов необходимое для выполнения годового объёма работ для выемки полезного ископаемого из массива, ед.

$$N_{\text{э}}^{\text{п.и.}} = \frac{V_{\text{п.и}}}{Q_{\text{г д.э.}}} \quad (3.4.14)$$

где $V_{\text{п.и.}}$ – эксплуатационный годовой объем полезного ископаемого, $V_{\text{п.и.}}$ = … м^3/год. (*см. исходные данные*);

$Q_{\text{г.д.э.}}$ - годовая производительность экскаватора типа ЭКГ … при погрузке полезного ископаемого из массива в автосамосвалы, $Q_{\text{г.д.э.}}$ = … м^3/год. (*см. ф. 3.4.13*).

Расчет ширины добычной заходки экскаватора типа ЭКГ … при отработке полезного ископаемого из массива, представлен в формуле 3.4.15 по которой A = … м.

Определяется ширина заходки добычного экскаватора, м.

$$A = (1{,}5 \div 1{,}7) \cdot R_{\text{чу}} \quad (3.4.15)$$

где $R_{чу}$ – радиус черпания на уровне стояния экскаватора, $R_{чу}$ = … м, (*устанавливается на основе выбранной модели добычного экскаватора, из технических характеристик см. таблица 3.1).*

Определяется ширина рабочей площадки при отработки вскрышного уступа, м.

$$Ш_{р.п.}^{вск} = A + C + B_{пч} + B_{о} + П + Z \quad (3.4.16)$$

где *A* - ширина заходки добычного экскаватора, *A* = … м. (*см. ф. 3.4.14*);

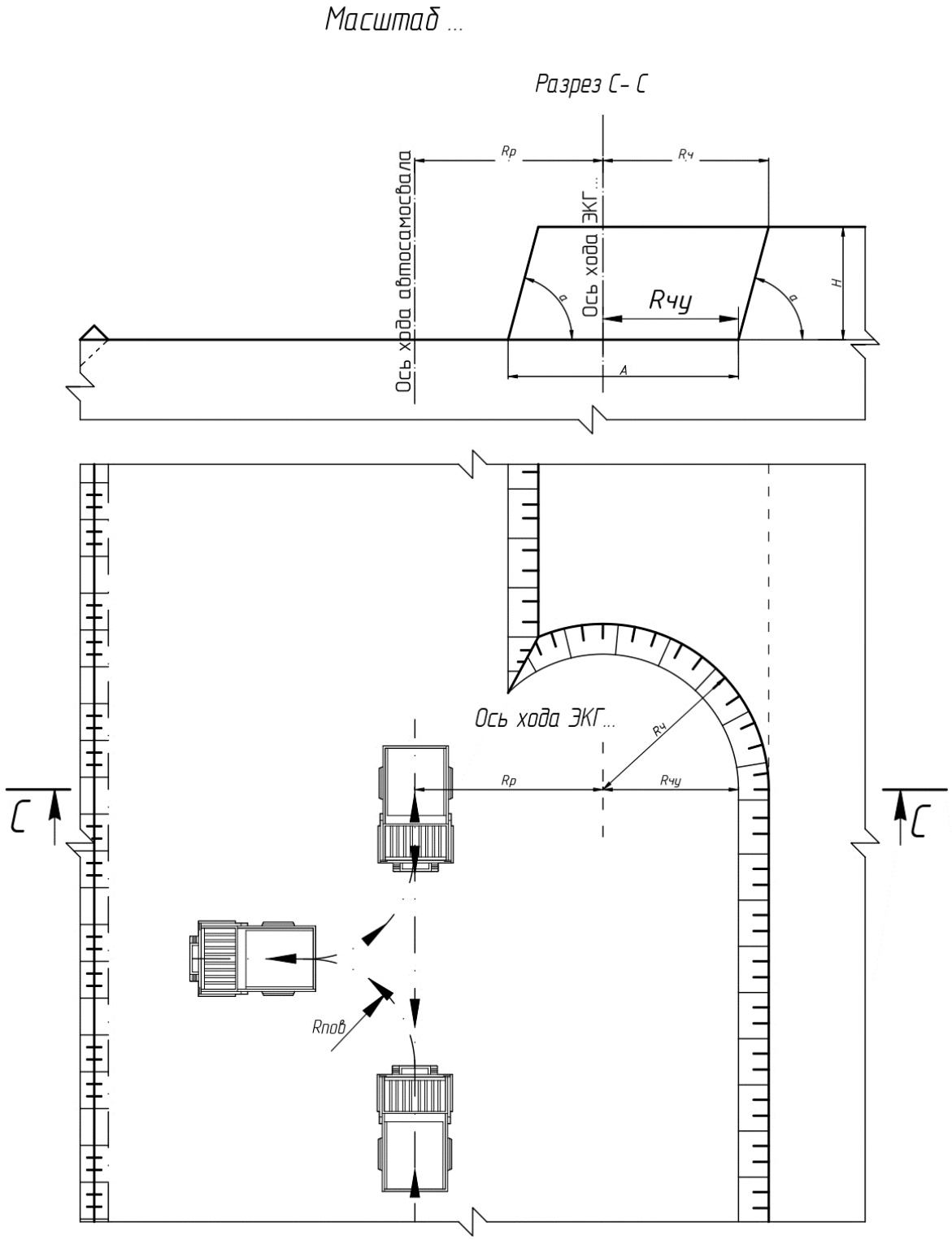
C - расстояние от нижней бровки уступа до проезжей части автодороги, *C* = (1,0 ÷2,0) м,;

$B_{пч}$ – ширина проезжей части автодороги, $B_{пч}$ = 10,0 м.;

$B_{о}$ – ширина обочины автодороги, $B_{о}$ = 1,5 м.;

П – ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, *П* = 5,0 м.;

Z – ширина полосы безопасности, *Z* = 3,0 м.



Технологическая схема ведения добычных работ экскаватором ЭКГ … с погрузкой в автосамосвал …

3.5 Транспортировка карьерных грузов

3.5.1 Обоснование вида транспорта основного оборудования

Исходя из объемного веса вскрышной породы и полезного ископаемого, производственной мощности карьера по вскрышной породе и добыче полезного ископаемого, расстояния транспортирования, вместимости ковша экскаватора для транспортирования полезного ископаемого и вскрышных пород, принимается однотипный автомобильный карьерный транспорт.

Тип автосамосвала устанавливаем по оптимальному соотношению вместимости ковша экскаватора и вместимости кузова автосамосвала:

Для транспортирования вскрышной породы во внешний отвал, м^3.

$V_а$ = … м^3 (*см. ф. 3.2.2*)

Для транспортирования полезного ископаемого на склад, м^3.

$V_а$ = … м^3 (*см. ф. 3.4.2*)

Устанавливается масса вскрышной породы в кузове автосамосвала, т.

$$m_в = V_a \cdot \gamma \cdot \frac{k_{нап}}{k_p} \quad (3.5.1)$$

где γ – плотность вскрышной породы, γ = … т/м^3 (*см пояснения к ф. 2.2.1*);

$V_а$ – геометрический объем кузова автосамосвала, $V_а$ = … м^3, (*см. ф. 3.2.2*);

$k_{нап}$ - коэффициент наполнения кузова автосамосвала с шапкой, $k_{нап}$ = (1,2 ÷1,3);

$k_р$ – коэффициент разрыхления вскрышной породы, $k_р$ = … (*см. Приложение 7*)

Устанавливается масса полезного ископаемого в кузове автосамосвала, т.

$$m_{п.и.} = V_a \cdot \gamma_{п.и.} \cdot \frac{k_{нап}}{k_p} \quad (3.5.2)$$

где $\gamma_{п.и.}$ – плотность полезного ископаемого, $\gamma_{п.и.}$ = … т/м^3 (*см пояснения к ф. 3.3.2*);

$V_а$ – геометрический объем кузова автосамосвала, $V_а$ = … м^3, (*см. ф. 3.4.2*);

$k_{нап}$ - коэффициент наполнения кузова автосамосвала с шапкой, $k_{нап}$ = (1,2 ÷1,3);

$k_р$ – коэффициент разрыхления вскрышной породы, $k_р$ = … (*см. Приложение 7*)

В соответствии с вместимостью кузова и грузоподъёмности автосамосвала

- для транспортировки вскрышной породы во внешний отвал подходит автосамосвал … (… т) (*таблица 3.3*).

- для транспортировки полезного ископаемого на склад подходит автосамосвал … (… т) (*таблица 3.4*).

Таблица 3.3 – Технические характеристики автосамосвала … при производстве вскрышных работ

Наименование показателей	Автосамосвал …

1. Колесная формула	…
2. Грузоподъемность, т	…
3. Длина автосамосвала, м	…
4. Ширина автосамосвала, м	…
5. Высота автосамосвала, м	…
6. Двигатель	…
7. Вместимость кузова, $м^3$	…
8. Максимальная скорость, км/ч	…
9. Скорость движения груженного автосамосвала, км/ч	…
10. Скорость движения порожнего автосамосвала, км/ч	…
11. Расход топлива, л/км	…
12. Ресурс до первого капитального ремонта	…

Таблица 3.4 – Технические характеристики автосамосвала … при производстве добычных работ

Наименование показателей	Автосамосвал …
1. Колесная формула	…
2. Грузоподъемность, т	…
3. Длина автосамосвала, м	…
4. Ширина автосамосвала, м	…
5. Высота автосамосвала, м	…
6. Двигатель	…
7. Вместимость кузова, $м^3$	…
8. Максимальная скорость, км/ч	…
9. Скорость движения груженного автосамосвала, км/ч	…
10. Скорость движения порожнего автосамосвала, км/ч	…
11. Расход топлива, л/км	…
12. Ресурс до первого капитального ремонта	…

3.5.2 Технологические расчеты транспортирования вскрышной породы во внешние отвалы

Определяется продолжительность рейса автосамосвала при транспортировании вскрышной породы, мин.

$$T_{\text{р}}^{\text{в}} = t^{\text{в}}{}_{\text{п}} + t_{\text{гр}}^{\text{в}} + t_{\text{пор}}^{\text{в}} + t_{\text{раз}}^{\text{в}} + t_{\text{зад}}^{\text{в}} + t_{\text{доп}}^{\text{в}} \quad (3.5.3)$$

где $t^{\text{в}}{}_{\text{п}}$ – время погрузки автосамосвала, $t^{\text{в}}{}_{\text{п}}$ = … мин. (*см. ф. 3.2.3*);

$t^{\text{в}}{}_{\text{гр}}$ – время движения груженного автосамосвала при транспортировки вскрышной породы, мин. (*см. ф. 3.5.4*).

$$t_{\text{гр}}^{\text{в}} = \frac{K_{\text{раз}} \cdot 60 L_{\text{гр}}}{v_{\text{гр}}} \quad (3.5.4)$$

где $K_{\text{раз}}$ - коэффициент, учитывающий изменение скорости при разгоне и остановке автосамосвала, $K_{\text{раз}}$ = 1,1;

$L_{\text{гр.}}$ – расстояние движения груженного автосамосвала, $L_{\text{гр.}}$ = … км. (*см. исходн. данные*);

$v_{\text{гр}}$ – скорость движения груженного автосамосвала, (*см. таблицу 3.3*).

$t^{\text{в}}{}_{\text{пор}}$ – время движения груженного автосамосвала при транспортировки вскрышной породы, мин. (*см. ф. 3.5.5*).

$$t_{\text{пор}}^{\text{в}} = \frac{K_{\text{раз}} \cdot 60 L_{\text{пор}}}{v_{\text{пор}}} \quad (3.5.5)$$

где $K_{\text{раз}}$ - коэффициент, учитывающий изменение скорости при разгоне и остановке автосамосвала, $K_{\text{раз}}$ = 1,1;

$L_{\text{пор.}}$ – расстояние движения порожнего автосамосвала, $L_{\text{пор.}}$ = … км. (*см. исходн. данные*);

$V_{\text{пор}}$ – скорость движения порожнего автосамосвала, (*см. таблицу 3.3*).

$t^{\text{в}}{}_{\text{раз}}$ – время разгрузки автосамосвала, ($t^{\text{в}}{}_{\text{раз}}$ = 2,0 мин);

$t^{\text{в}}{}_{\text{зад}}$ – время задержек автосамосвала за один рейс, ($t^{\text{в}}{}_{\text{зад}}$ = 2,5 мин);

$t^{\text{в}}{}_{\text{доп}}$ – дополнительное время на маневры, ($t^{\text{в}}{}_{\text{доп}}$ = 2,0 мин).

Устанавливается сменная производительность на транспортирование вскрышной породы одним автосамосвалом, м^3.

$$Q_{\text{см}}^{\text{в}} = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{тп}} - T_{\text{лн}}}{T_{\text{р}}^{\text{в}}} \cdot V_{\text{а}} \quad (3.5.6)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность 8-ми часовой смены, $T_{\text{см}}$ = 480,0 мин.;

$T_{\text{пз}}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, $T_{\text{пз}}$ = 30,0 мин.;

$T_{\text{об}}$ – продолжительность на обслуживание рабочего места, $T_{\text{об}}$ = 10,0 мин.;

$T_{\text{пт}}$ – продолжительность перерывов в работе по технологическим и организационным причинам, $T_{\text{пт}}$ = 10,0 мин.;

$T_{\text{лн}}$ – продолжительность перерывов в работе для исполнения личных потребностей членов экипажа, $T_{\text{лн}}$ = 10,0 мин.;

$V_{\text{а}}$ – геометрический объем кузова автосамосвала, $V_{\text{а}}$ = … м^3, (*см. ф. 3.2.2*);

$T^{в}_{р}$ – продолжительность рейса автосамосвала при транспортировании вскрышной породы, $T^{в}_{р}$ = … мин. (*см. ф. 3.5.3*);

Устанавливаются поправочные коэффициенты *К*.

$$K = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \quad (3.5.7)$$

где K_1 – поправочный коэффициент при продолжительности смены 12-и часовой, K_1 = 1,5;

K_2 – поправочный коэффициент при наличии негабаритов в количестве от 10 до 20%, $К_2 = 0{,}85$;

K_3 – поправочный коэффициент при ведении взрывных работ в течении смены, K_3 = 0,97;

K_4 – поправочный коэффициент при погрузке и экскавации с геометрической вместимостью ковша, м^3.

до 10,0 м^3 - K_4 = 0,90;

свыше 10,0 м^3 - K_4 = 0,93.

Определяется сменная производительность на транспортирование вскрышной породы одним автосамосвалом …., с учетом поправочных коэффициентов, м^3/см.

$$Q^{/в}_{см} = Q^{в}_{см} \cdot K \quad (3.5.8)$$

где $Q^{в}_{см}$ - сменная производительность на транспортирование вскрышной породы одним автосамосвалом, $Q^{в}_{см}$ - = … м^3/см. (*см. ф. 3.5.6*);

К – поправочные коэффициенты, *К* = …, (*см. ф. 3.5.7*).

Определяется число рейсов автосамосвалов в смену по вскрышной породе, рейс.

$$N^{в}_{р} = \frac{T_{см} \cdot K_{см} \cdot K_{то}}{T^{в}_{р}} \quad (3.5.9)$$

где $T_{см}$ – продолжительность 8-ми часовой смены, $T_{см}$ = 480,0 мин.;

$K_{см}$ - коэффициент использования сменного времени, $K_{см}$ = 0,75;

$K_{то}$ - коэффициент использования сменного времени, $K_{см}$ = 0,66;

$T^{в}_{р}$ – продолжительность рейса автосамосвала при транспортировании вскрышной породы, $T^{в}_{р}$ = … мин. (*см. ф. 3.5.3*).

Устанавливается годовая производительность автосамосвала по вскрышной породе, м^3/год.

$$Q^{в}_{г} = Q^{/в}_{см} \cdot n_{см} \cdot T_{г} \quad (3.5.10)$$

где $Q^{/в}_{см}$ - сменная производительность на транспортирование вскрышной породы одним автосамосвалом …., с учетом поправочных коэффициентов, м^3/см.

$n_{см}$ – количество смен, $n_{см}$ = 2 смены;

$T_г$ - годовой фонд времени экскаватора, $T_г$ = (280 ÷290) дн.;

Определяется необходимое количество автосамосвалов для выполнения годовой производительности карьера по транспортировке вскрышной породы, ед.

$$N^{в}_{авт} = \frac{V_{вск}}{Q^{в}_{г}} \quad (3.5.11)$$

где $V_{вск}$ – эксплуатационный годовой объем вскрышной породы, $V_{вск}$ = … м^3/год (*см. ф. 2.3.15*);

$Q^{в}_{г}$ - годовая производительность автосамосвала по вскрышной породе, $Q^{в}_{г}$ = … м^3/год.

3.5.3 Технологические расчеты транспортирования полезного ископаемого на склад

Определяется продолжительность рейса автосамосвала при транспортировании полезного ископаемого, мин.

$$T_{р}^{п.и} = t^{п.и}{}_{п} + t_{гр}^{п.и} + t_{пор}^{п.и} + t_{раз}^{п.и} + t_{зад}^{п.и} + t_{доп}^{п.и} \quad (3.5.12)$$

где $t^{п.и}{}_{п}$ – время погрузки автосамосвала, $t^{п.и.}{}_{п}$ = … мин. (*см. ф. 3.4.3*);

$t^{п.и}{}_{гр}$ – время движения груженного автосамосвала при транспортировки полезного ископаемого, мин. (*см. ф. 3.5.13*).

$$t_{гр}^{п.и} = \frac{K_{раз} \cdot 60 L_{гр}}{v_{гр}} \quad (3.5.13)$$

где $K_{раз}$ - коэффициент, учитывающий изменение скорости при разгоне и остановке автосамосвала, $K_{раз}$ = 1,1;

$L_{гр.}$ – расстояние движения груженного автосамосвала, $L_{гр.}$ = … км. (*см. исходн. данные*);

$v_{гр}$ – скорость движения груженного автосамосвала, (*см. таблицу 3.4*).

$t^{п.и.}{}_{пор}$ – время движения груженного автосамосвала при транспортировки полезного ископаемого, мин. (*см. ф. 3.5.14*).

$$t_{пор}^{п.и.} = \frac{K_{раз} \cdot 60 L_{пор}}{v_{пор}} \quad (3.5.14)$$

где $K_{раз}$ - коэффициент, учитывающий изменение скорости при разгоне и остановке автосамосвала, $K_{раз}$ = 1,1;

$L_{пор.}$ – расстояние движения порожнего автосамосвала, $L_{пор.}$ = … км. (*см. исходн. данные*);

$V_{пор}$ – скорость движения порожнего автосамосвала, (*см. таблицу 3.4*).

$t^{п.и.}{}_{раз}$ – время разгрузки автосамосвала, ($t^{п.и.}{}_{раз}$ = 2,0 мин);

$t^{п.и.}{}_{зад}$ – время задержек автосамосвала за один рейс, ($t^{п.и.}{}_{зад}$ = 2,5 мин);

$t^{п.и.}{}_{доп}$ – дополнительное время на маневры, ($t^{п.и.}{}_{доп}$ = 2,0 мин).

Устанавливается сменная производительность на транспортирование полезного ископаемого одним автосамосвалом, м^3.

$$Q_{см}^{п.и.} = \frac{T_{см} - T_{пз} - T_{об} - T_{тп} - T_{лн}}{T_{р}^{п.и.}} \cdot V_{а} \quad (3.5.15)$$

где $T_{см}$ – продолжительность 8-ми часовой смены, $T_{см}$ = 480,0 мин.;

$T_{пз}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, $T_{пз}$ = 30,0 мин.;

$T_{об}$ – продолжительность на обслуживание рабочего места, $T_{об}$ = 10,0 мин.;

$T_{пт}$ – продолжительность перерывов в работе по технологическим и организационным причинам, $T_{пт}$ = 10,0 мин.;

$T_{лн}$ – продолжительность перерывов в работе для исполнения личных потребностей членов экипажа, $T_{лн}$ = 10,0 мин.;

V_a – геометрический объем кузова автосамосвала, V_a = … м^3, (*см. ф. 3.4.2*);

$T^{п.и.}{}_р$ – продолжительность рейса автосамосвала при транспортировании вскрышной породы, $T^{п.и}{}_р$ = … мин. (*см. ф. 3.5.12*);

Устанавливаются поправочные коэффициенты *K*.

$$K = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \quad (3.5.16)$$

где K_1 – поправочный коэффициент при продолжительности смены 12-и часовой, K_1 = 1,5;

K_2 – поправочный коэффициент при наличии негабаритов в количестве от 10 до 20%, $К_2 = 0{,}85$;

K_3 – поправочный коэффициент при ведении взрывных работ в течении смены, K_3 = 0,97;

K_4 – поправочный коэффициент при погрузке и экскавации с геометрической вместимостью ковша, м^3.

до 10,0 м^3 - K_4 = 0,90;

свыше 10,0 м^3 - K_4 = 0,93.

Определяется сменная производительность на транспортирование полезного ископаемого одним автосамосвалом …., с учетом поправочных коэффициентов, м^3/см. (*12 часовая смена*)

$$Q_{см}^{п.и.} = Q_{см}^{п.и.} \cdot K \quad (3.5.17)$$

где $Q^{п.и.}{}_{см}$ - сменная производительность на транспортирование полезного ископаемого одним автосамосвалом, $Q^{в}{}_{см}$ - = … м^3/см. (*см. ф. 3.5.15*);

K – поправочные коэффициенты, *K* = …, (*см. ф. 3.5.16*).

Определяется число рейсов автосамосвалов в смену по полезному ископаемому, рейс.

$$N_р^{п.и.} = \frac{T_{см} \cdot K_{см} \cdot K_{то}}{T_р^{п.и.}} \quad (3.5.18)$$

где $T_{см}$ – продолжительность 8-ми часовой смены, $T_{см}$ = 480,0 мин.;

$K_{см}$ - коэффициент использования сменного времени, $K_{см}$ = 0,75;

$K_{то}$ - коэффициент использования сменного времени, $K_{см}$ = 0,66;

$T^{п.и.}{}_р$ – продолжительность рейса автосамосвала при транспортировании полезного ископаемого, $T^{п.и}{}_р$ = … мин. (*см. ф. 3.5.12*).

Устанавливается годовая производительность автосамосвала по вскрышной породе, м^3/год.

$$Q_г^{п.и.} = Q_{см}^{п.и.} \cdot n_{см} \cdot T_г \quad (3.5.19)$$

где $Q^{/п.и.}{}_{см}$ - сменная производительность на транспортирование полезного ископаемого одним автосамосвалом ..., с учетом поправочных коэффициентов, м^3/см.

$n_{см}$ – количество смен, $n_{см}$ = 2 смены;

$T_г$ - годовой фонд времени экскаватора, $T_г$ = (280 ÷290) дн.;

Определяется необходимое количество автосамосвалов для выполнения годовой производительности карьера по транспортировке полезного ископаемого, ед.

$$N_{\text{авт}}^{\text{п.и.}} = \frac{V_{\text{п.и.}}}{Q_{\text{г}}^{\text{п.и.}}} \quad (3.5.20)$$

где $V_{\text{п.и.}}$ – эксплуатационный годовой объем полезных ископаемых, $V_{\text{п.и.}}$ = … м^3/год (*см. исходные данные*);

$Q^{\text{п.и.}}{}_{\text{г}}$ - годовая производительность автосамосвала по полезному ископаемому, $Q^{\text{п.и.}}{}_{\text{г}}$ = … м^3/год.

4. Бестранспортная технология вскрышных работ

4.1 Построение технологической схемы производства вскрышных работ экскаватором драглайном при внутреннем отвалообразовании.

Построение графической части технологической схемы работы экскаватора драглайна при ведении вскрышных работ по бестранспортной технологии производится с использованием программы NanoCAD (AutoCAD), формата листа обучающийся принимает самостоятельно на основании масштаба построения, расположение чертежа по центру, книжная ориентация листа, оставление места под вид с верху и подрисуночную надпись на чертеж (*стр. 27- стр. 32*).

- Вспомогательные линии, не показываемые на чертеже!!!

- Чертёжные линии, указываемые на чертеже!!!

Последовательно используя (см *рисунок. с 1 по 7*) произвести построение технологической схемы работы экскаватора драглайна при ведении вскрышных работ по бестранспортной технологии, согласно исходным данным и номеру варианта, обучающегося.

Технические характеристики экскаватора драглайна …

4.1. Объем ковша, … м^3;

4.2. Длина стрелы, … м;

4.3. Максимальная глубина черпания, … м;

4.4. Максимальная высота разгрузки, … м;

4.5. Максимальный радиус черпания, … м;

4.6. Максимальный радиус разгрузки, … м;

4.7. Диаметр опорной базы экскаватора, … м;

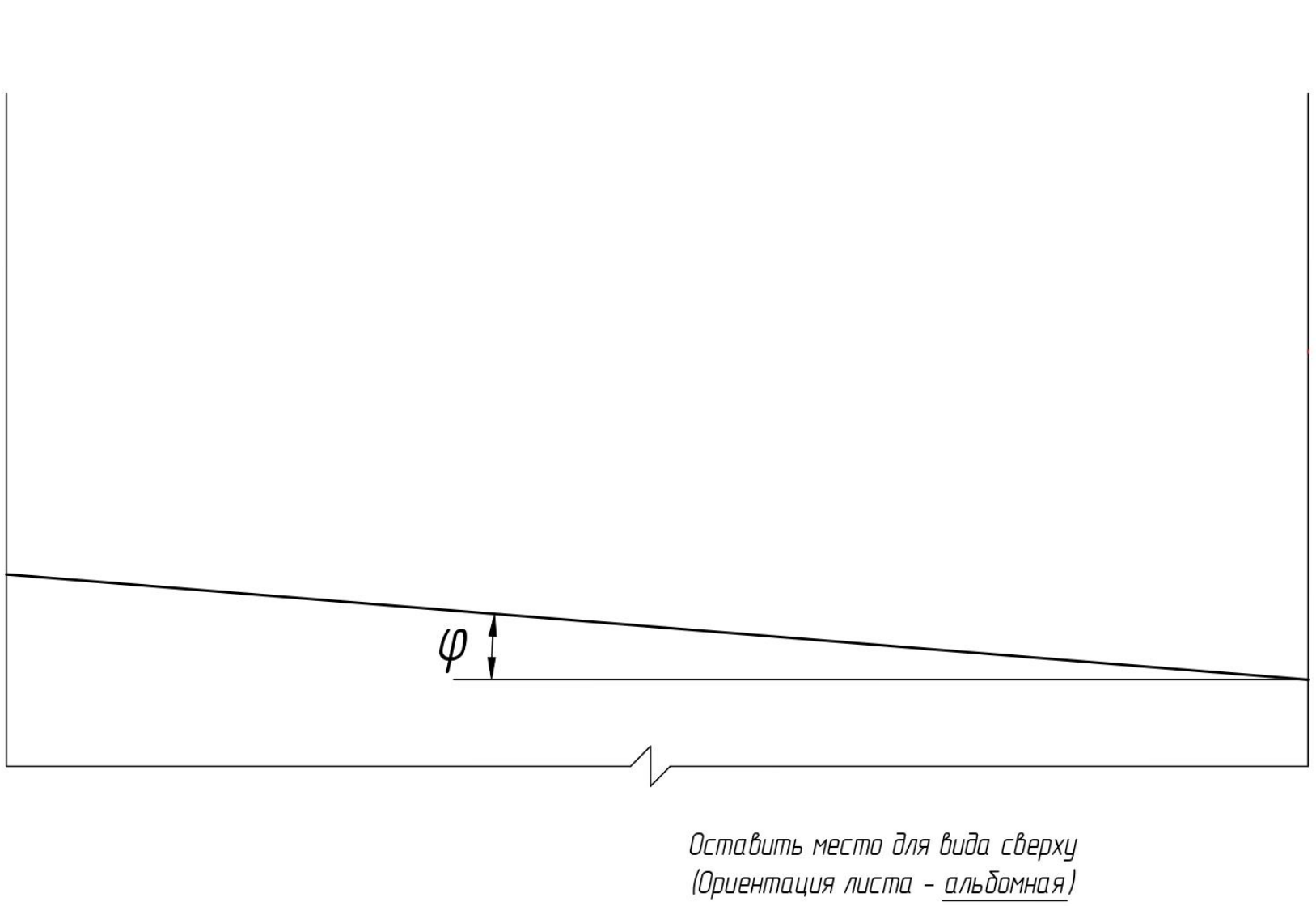
4.8. Угол наклона стрелы экскаватора, … град;

4.9. Радиус вращения хвостовой части экскаватора, … м (*если указан в технической характеристики экскаватора*);

4.10. Рабочая масса, … т;

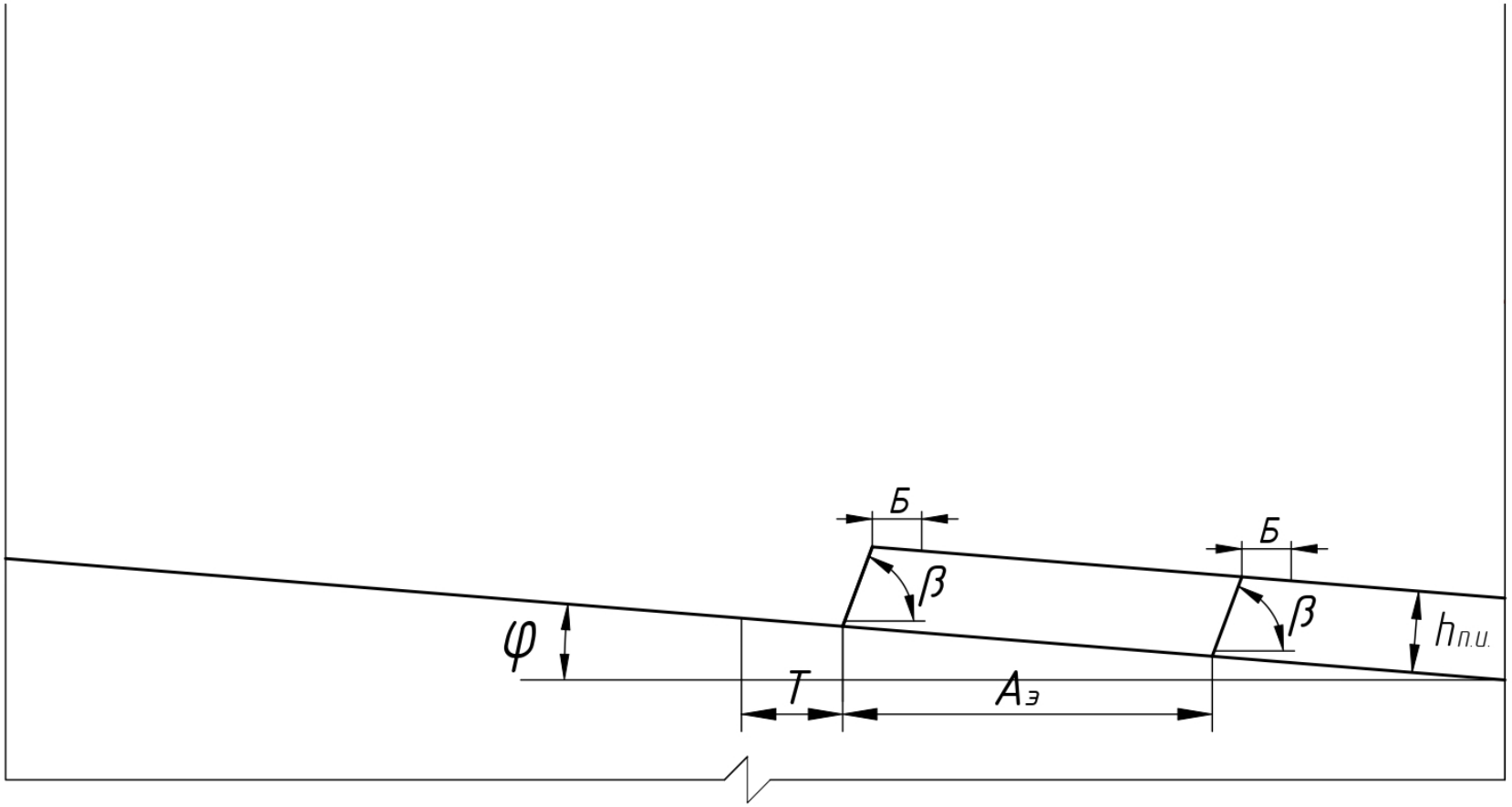
4.11. Продолжительность рабочего цикла, … с.

Отстройка основания технологической схемы – (*Рисунок 1*)



Отстройка добычной части заходки экскаватора драглайна – (*Рисунок 2*)

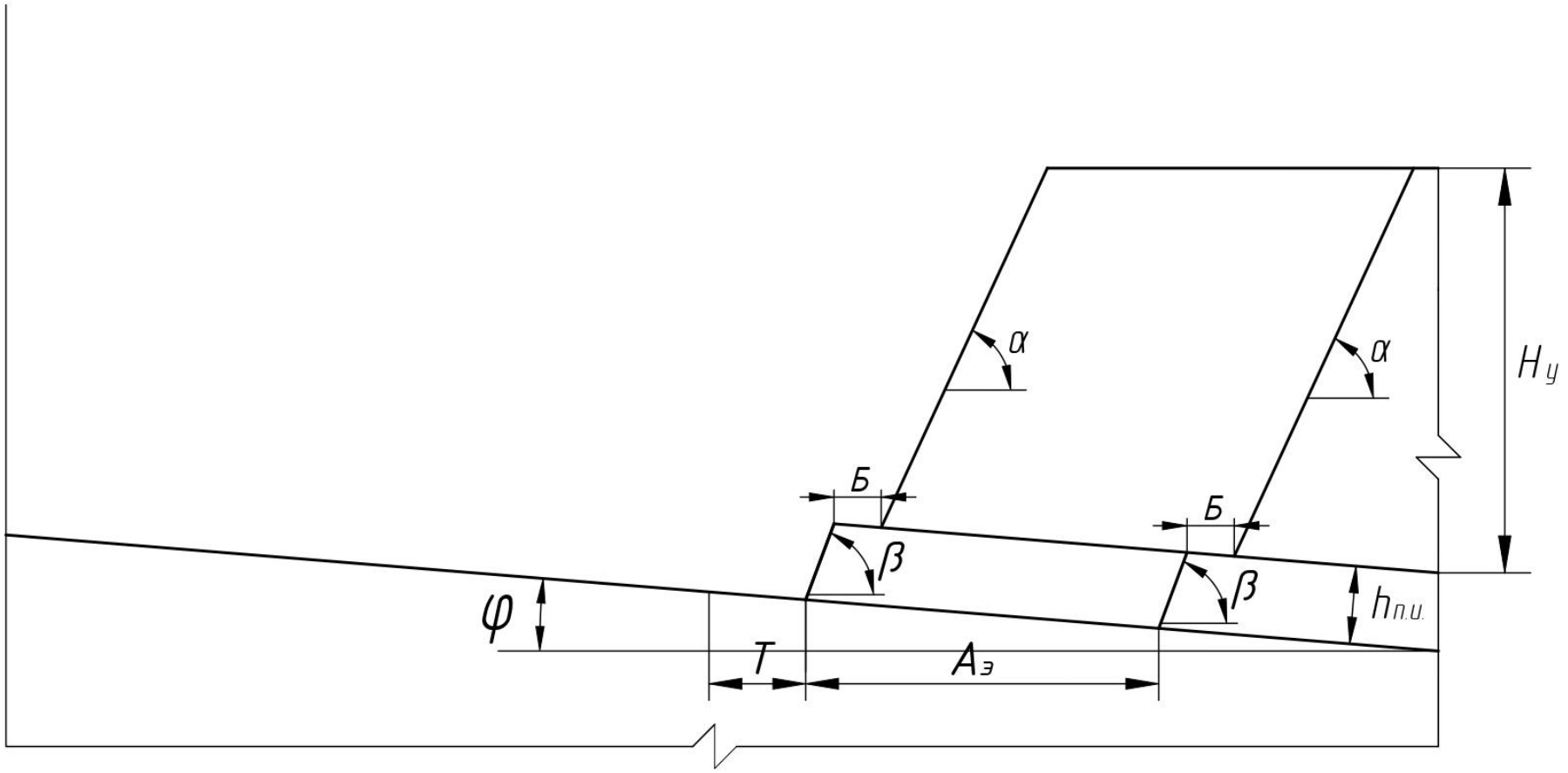
М 1 : ...



Оставить место для вида сверху
(Ориентация листа – альбомная)

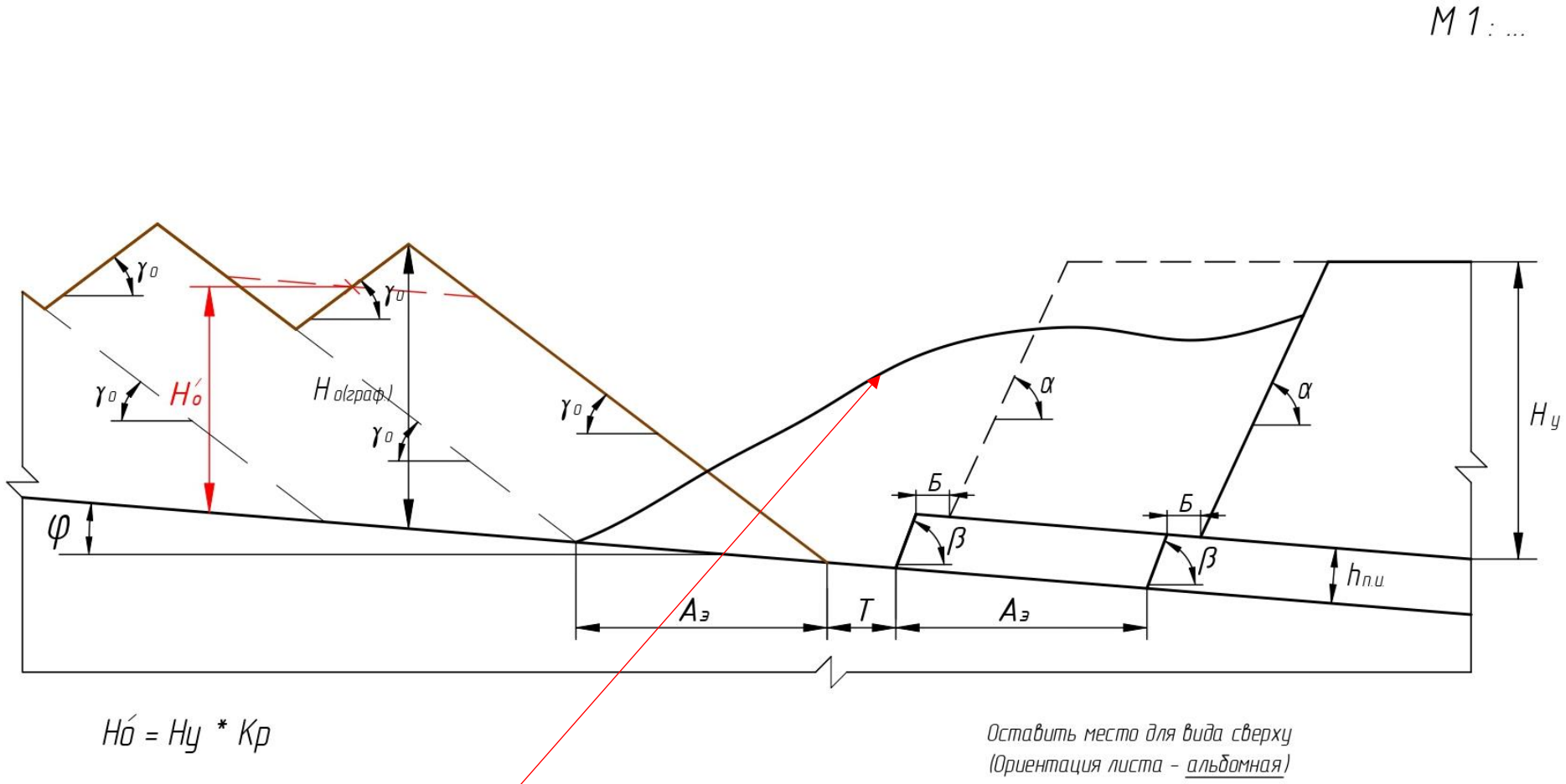
Отстройка вскрышной части заходки экскаватора драглайна – (*Рисунок 3*)

М 1 : ...



Оставить место для вида сверху
(Ориентация листа – альбомная)

Отстройка отвальной части технологической схемы работы экскаватора драглайна - (*Рисунок 4*)

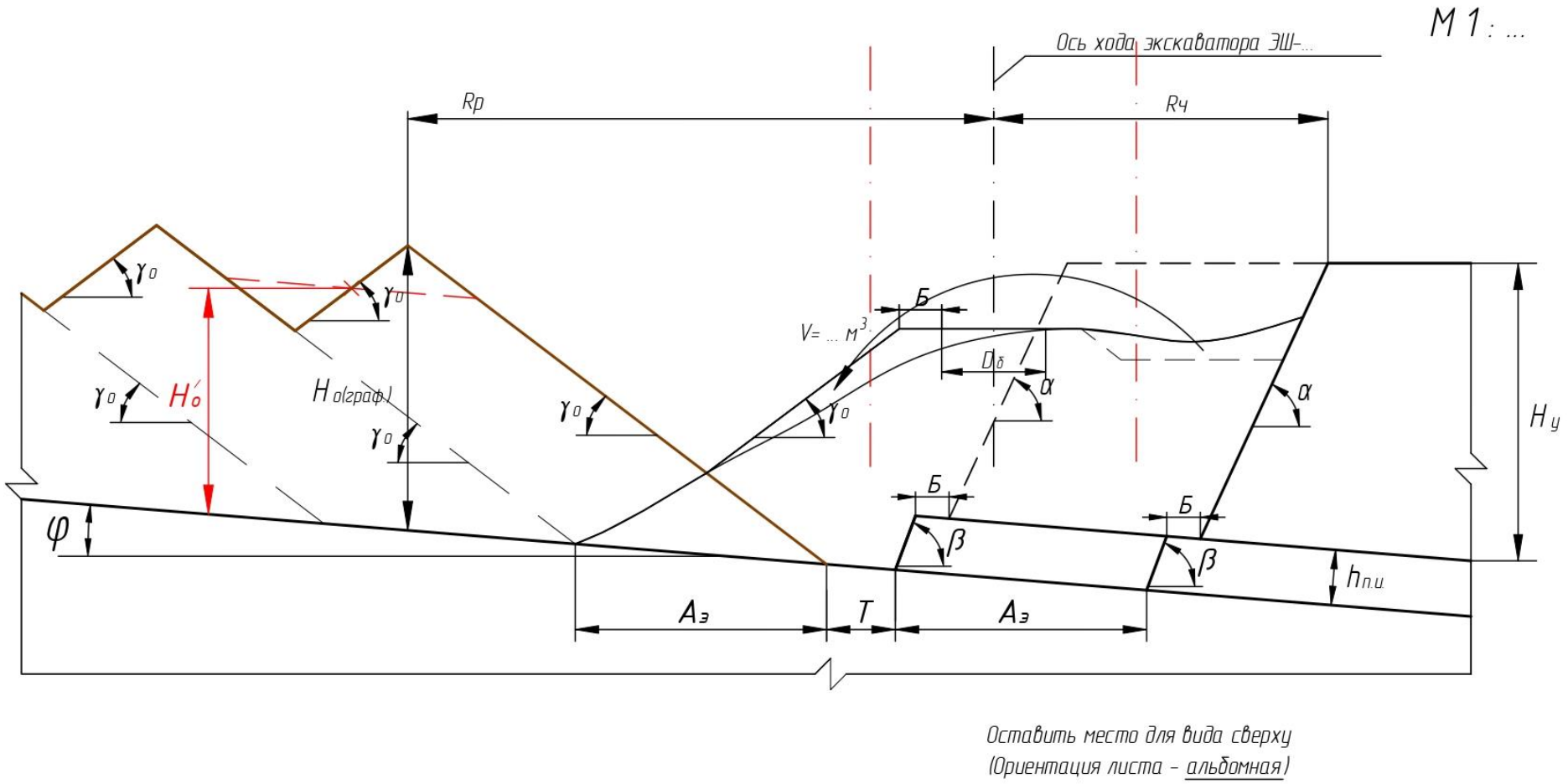


Примечание:

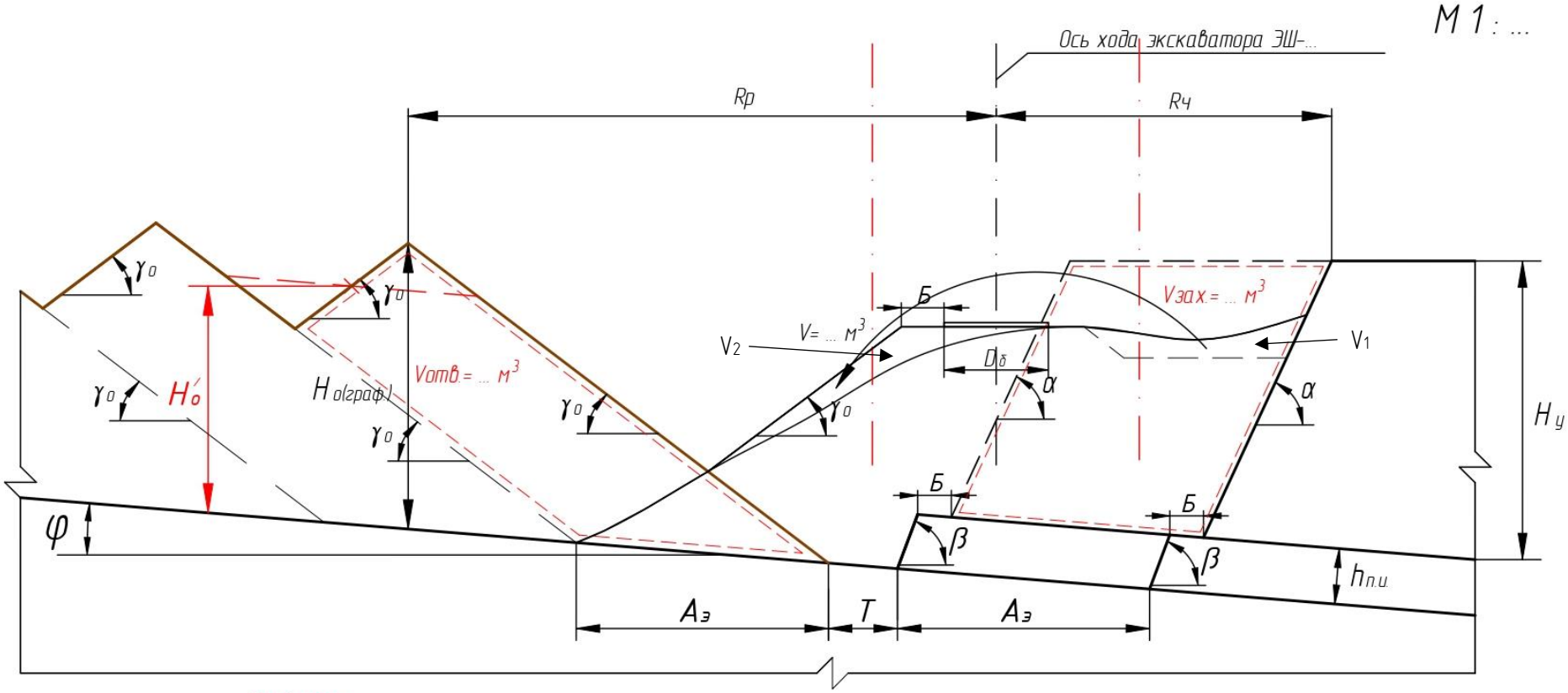
Форма развала взорванной горной массы строится произвольной сплайн линией.

Базовая высота вскрышного отвала определяется Но/ откладывается от основания отвала, после проводится параллельно основанию пунктирная линия на высоте Но/ и устанавливается середина отрезка, обозначенная на чертеже красной пунктирной линией из которой проводится под углом 37 град борт вскрышного отвала. Точка пересечения двух бортов вскрышного отвала будет являться вершиной вскрышного отвала из которой устанавливается высота вскрышного отвала Но граф.

Отстройка места установки экскаватора драглайна в технологической схеме - (*Рисунок 5*)



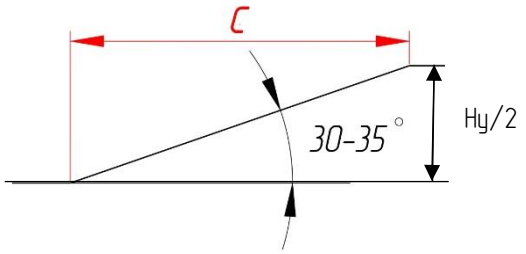
Подсчет объемов вынимаемой горной породы экскаватором драглайном в технологической схеме - (*Рисунок 6*)



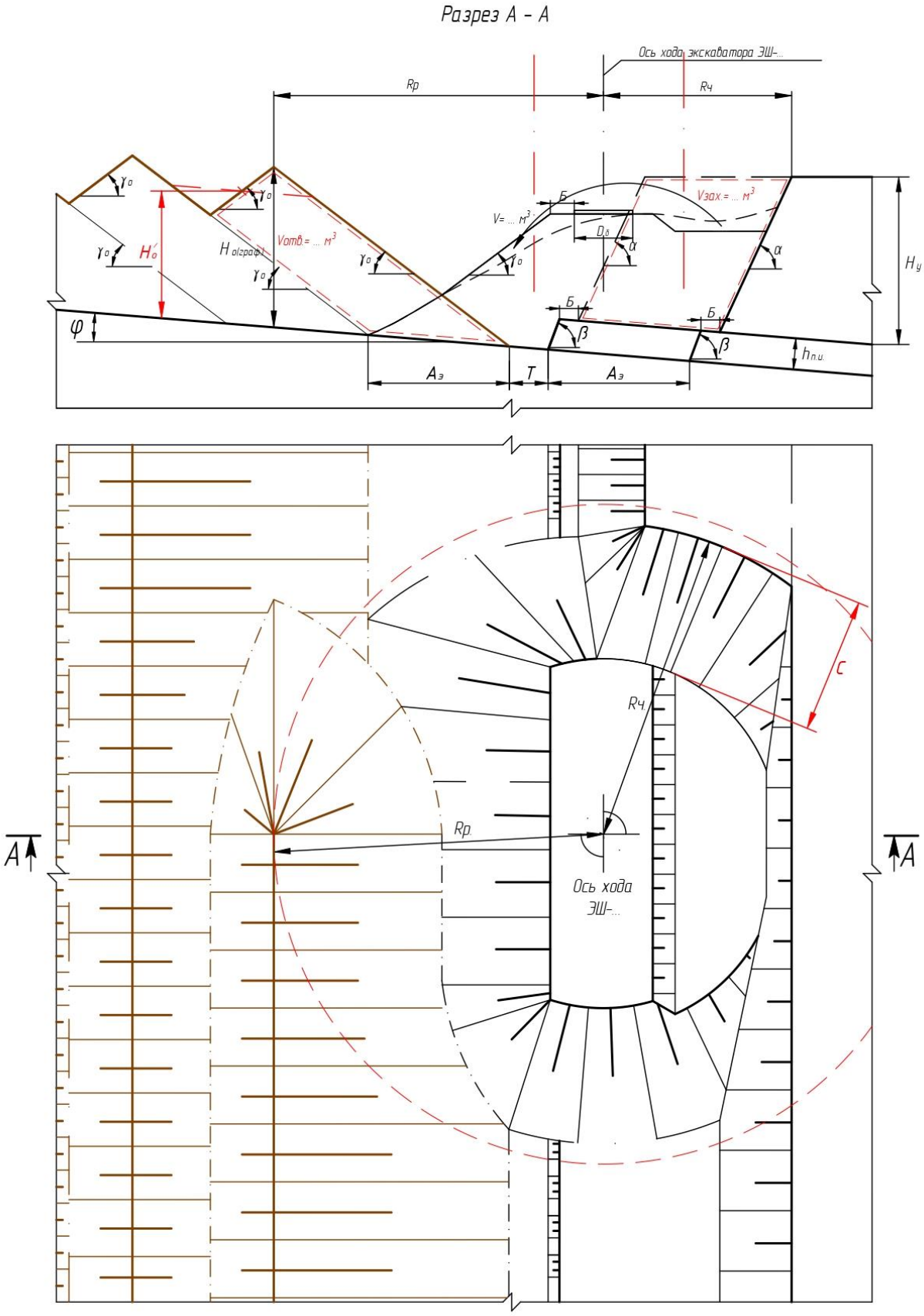
Примечание:

$V_2 = V_1 \cdot К_р$

Кр – коэффициент разрыхления (*исходные данные*)



Построение по поперечному разрезу вид сверху с указанием наименования чертежа - (*Рисунок 7*)



5. Требования безопасности производства горных работ с применением различных технологий

Требования безопасности устанавливаются в соответствии с Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» № 505 от 08.12.2020 г.

5.1 Требования безопасности при производстве буровзрывных работ.

5.2 Требования безопасности при работе экскаваторов, бульдозеров и автосамосвалов по транспортной технологии разработки.

5.3 Требования безопасности при работе экскаваторов по бестранспортной технологии.

6. Экономические показатели

6.1 Расчет капитальных вложений на эксплуатируемое оборудование.

Таблица 6.1 – Капитальные вложения на приобретение эксплуатируемого оборудования

Наименование оборудование	Стоимость единицы оборудования, тыс. руб.	Количество эксплуатируемого оборудования, ед.	Итоговая стоимость эксплуатируемого оборудования, тыс. руб.
Буровой станок	…	…	…
Экскаватор вскрышной ЭКГ…	…	…	…
Экскаватор добычной ЭКГ…	…	…	…
Экскаватор драглайн ЭШ…	…	…	…
Автосамосвал (вскрышной)…	…	…	…
Автосамосвал (добычной)…	…	…	…
Итого:	**…**	**…**	**…**

Приложения

Приложение 1

Классификация горных пород по трудности их разрушения и буримости по В.В. Ржевскому

Разрушение			Бурение		
Класс пород	Характеристика пород	Показатель *П*р	Класс пород	Характеристика пород	Показатель *П*б
I	полускальные, плотные и связные мягкие породы	1 ÷ 5,0	I	легкобуримые	1 ÷ 5,0
II	легкоразрушаемые скальные породы	5,1 ÷ 10,0	II	средней буримости	5,1 ÷ 10,0
III	средней трудности разрушения скальные породы	10,1 ÷ 15,0	III	труднобуримые	10,1 ÷ 15,0
IV	трудноразрушаемые скальные породы	15,1 ÷ 20,0	IV	весьма труднобуримые	15,1 ÷ 20,0
V	весьма трудноразрушаемые скальные породы	20,1 ÷ 25,0	V	исключительно труднобуримые	20,1 ÷ 25,0
Внекатегорные породы		> 25,0	Внекатегорные породы		> 25,0

Приложение 2

Буровые станки (наработка в м. скважин)

Модель буровых станков	Значения
СБШ - 160	120 000
2СБШ – 200Н	160 000
СБШ - 250МН	160 000
СБШ – 320	200 000

Примечание: - объем наработки устанавливается на основании приближенной модели бурового станка на основании $d_{\text{скв}}$.

Приложение 3

Нормативы периодичности и продолжительности технического обслуживания и ремонта горного оборудования

Модель буровых станков	Продолжительность, сутки				
	К	*С*	*Т*	$T_{\text{м}}$	$T_{\text{ос}}$
СБШ - 160	20	12	7	1	2
2СБШ – 200Н	25	15	8	2	2
СБШ - 250МН	25	15	8	2	2
СБШ – 320	30	17	10	2	2

Примечание: - продолжительность технического обслуживания и ремонта устанавливается на основании приближенной модели бурового станка на основании $d_{\text{скв}}$.

Приложение 4

Классификация горных пород по взрываемости

Категория пород по взрываемости	Трудность взрывания	Эталонный удельный расход ВВ, $q_э$ г/м^3
I	Легко взрываемые	4,0 ÷ 20,0
II	Средней трудности взрывания	20,1 ÷ 40,0
III	Трудно взрываемые	40,1 ÷ 60,0
IV	Весьма трудно взрываемые	60,1 ÷ 80,0
V	Исключительно трудно взрываемые	80,1 ÷ 100,0

Приложение 5

Рекомендуемые области применения взрывчатых веществ

Условия применения	Категория пород по взрываемости		
	I и II	III	IV и V
Сухие скважины	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21 Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Гранулит УП	Акватолы Ифзаниты Граммонит 79/21 Гранулит АС-4 Игданит Гранулит УП	Акватолы Карбатол ГЛ-10В Граммонит 79/21 Гранулит АС-4
Обводненные скважины	Граммониты 50/50 и 30/70 Ифзаниты Карбатол 15Т Порэмиты Сибириты	Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Граммониты 50/50 и 30/70 Порэмиты Сибириты	Акватолы Ифзаниты Карбатол ГЛ-10В Граммониты 50/50 и 30/70 Гранулотол Алюмотол

Приложение 6

Переводной коэффициент от аммонита № 6ЖВ к практически используемому ВВ

Наименование взрывчатого вещества	$k_{вв}$
Алюмотол	0,83
Акватол Т-20	1,20
Аммонит АП-5ЖВ	1,14
Гранулотол	1,20
Граммонит 30/70	1,14
Гранулит С-2	1,13
Гранулит М	1,13
Граммонит 50/50	1,11
Граммонит 79/21	1,00
Гранулит АС-4	0,98
Гранитол 7А	0,86
Игданит	1,13
Карбатол 15Т	0,79
Тротил прессованный	0,85

Приложение 7

Классификация В.В. Ржевского по величине относительного показателя трудности экскавации

Класс горной породы	Наименование горной породы	Относительный показатель трудности экскавации *П* э.м.	Коэффициент горных пород в развале, $K_р$
I	Легкоэкскавируемые плотные, полускальные и скальные разрушенные горные породы	*0* < *П* э.м. < 5,0	1,05 ÷1,60
II	Средней трудности экскавации плотные, полускальные, скальные разрушенные горные породы	*5,0* < *П* э.м. < 10,0	1,02 ÷1,60
III	Трудноэкскавируемые плотные, полускальные, скальные горные породы	*10,0* < *П* э.м. < 15,0	1,01 ÷1,30
IV	Весьма трудноэкскавируемые полускальные и скальные разрушенные горные породы	*15,0* < *П* э.м. < 20,0	1,01 ÷1,20
V	Исключительно трудноэкскавируемые полускальные и скальные разрушенные горные породы	*20,0* < *П* э.м. < 25,0	1,01 ÷1,12

Приложение 8

Экскаваторы типа ЭКГ (наработка на капитальный ремонт в $м^3$.)

Модель экскаваторов	Значения
ЭКГ - 5А	7 200 000
ЭКГ – 4У	6 600 000
ЭКГ – 6,3Ус	9 000 000
ЭКГ – 8И	10 800 000
ЭКГ - 10	12 000 000
ЭКГ – 12,5	15 000 000
ЭКГ – 15	19 200 000
ЭКГ – 20	24 000 000

Приложение 9

Нормативы периодичности и продолжительности технического обслуживания и ремонта горного оборудования

Модель экскаваторов	Продолжительность, сутки				
	К	*С*	*Т*	$Т_м$	$Т_{ос}$
ЭКГ – 5А	40	25	12	2	2
ЭКГ – 4У	60	28	17	3	3
ЭКГ – 6,3Ус	70	35	26	3	3

ЭКГ – 8И	60	28	17	3	3
ЭКГ - 10	60	30	18	3	3
ЭКГ – 12,5	70	35	26	3	3
ЭКГ – 15	70	35	26	3	3
ЭКГ - 20	90	40	28	4	4

Продолжительность рабочего цикла одноковшовых экскаваторов

Показатели	Емкость ковша экскаватора, $м^3$			
	до 2,0	3,0 ÷ 5,0	8,0 ÷ 12,5	16,0 ÷ 20,0
Продолжительность рабочего цикла, с	20 ÷ 22	23 ÷ 25	28 ÷ 32	32 ÷34

Исходные данные для выполнения курсового проекта - Обоснование технологии открытых горных работ

Наименование показателей	Номера вариантов обучающихся														
	1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**	**11**	**12**	**13**	**14**	**15**
Технология проведения буровзрывных работ															
Наименование вскрышной породы	Крепкий известняк	Крепкий песчаник	Крепкий известняк	Крепкий песчаник	Крепкий известняк	Крепкий песчаник	Песчаник	Крепкий песчаник	Крепкий известняк	Песчаник	Крепкий песчаник	Крепкий известняк	Крепкий известняк	Крепкий известняк	Крепкий песчаник
Коэффициент крепости вскрышной породы, f	11	12	13	10	9	8	7	10	9	7	12	13	11	9	8
Высота вскрышного уступа, H, м	12	10	14	11	13	15	12	10	14	11	13	15	12	10	14
Угол откоса рабочего вскрышного уступа, α, град.	70	68	72	70	68	72	70	68	72	70	68	72	70	68	72
Обводненность скважин	обводн.	сухие	сухие	обводн.	обводн.	сухие	сухие	обводн.	обводн.	сухие	обводн.	сухие	сухие	обводн.	сухие
Эксплуатационный годовой объем полезного ископаемого, V п.и., м^3/год	2 510 000.0	1 780 000.0	2 920 000.0	1 860 000.0	2 140 000.0	1 930 000.0	2 070 000.0	2 390 000.0	1 620 000.0	1 710 000.0	2 460 000.0	1 510 000.0	2 180 000.0	2 740 000.0	2 000 000.0
Коэффициент вскрыши	2.3	1.6	2.1	1.8	2.2	1.9	2	1.7	2.4	1.5	2.3	1.6	2.1	1.8	2.2
Продолжительность смены	8	12	12	8	8	12	12	8	8	12	12	8	8	12	12
Транспортная технология															
Коэффициент крепости полезного ископаемого	1.5	2	2	3	4	1.5	2	2	3	4	1.5	2	2	3	4
Наименование полезного ископаемого	Каменный уголь	Антрацит	Сланец	Сланец	Сланец	Каменный уголь	Антрацит	Сланец	Сланец	Сланец	Каменный уголь	Антрацит	Сланец	Сланец	Сланец
Расстояние перемещения вскрышной породы, км	1.5	1.8	2.9	2.6	1.9	2.1	1.7	3.1	2.0	1.4	1.5	1.8	2.9	2.6	1.9
Расстояние перемещения полезного ископаемого, км	2.2	2.4	3.2	3.4	2.7	3.4	2.8	3.9	2.6	2.5	2.2	2.4	3.2	3.4	2.7
Высота добычного уступа, H, м	5	7	6	4	8	8	4	7	6	5	5	6	7	8	4
Угол откоса рабочего добычного уступа, β, град.	75	78	80	76	77	79	75	78	80	76	77	79	75	78	80
Продолжительность смены	12	8	8	12	12	8	8	12	12	8	8	12	12	8	8
Бестранспортная технология															
Модель экскаватора драглайна, ЭШ - …	15/90	20/90	25/100	30/110	65/100	25/120	20/100	25/90	100/100	100/125	15/100	20/90	15/90	20/90	25/100
Мощность вскрышной уступа, Ну, м	30	34	28	31	33	27	32	34	40	38	35	31	30	34	28
Мощность полезного ископаемого, hп.и, м	5	7	6	6	5	5	7	6	8	7	6	7	5	7	6
Угол откоса добычного уступа, β, град	65	70	74	78	69	65	70	70	74	76	78	69	65	70	74
Угол откоса вскрышного уступа, α, град	58	62	66	54	50	60	58	58	64	66	62	58	58	62	66
Ширина вскрышной заходки, Аэ, м	36	40	44	38	42	42	38	38	44	42	40	36	36	40	44
Берма безопасности, Б, м	5	7	5	6	5	8	5	5	7	8	5	6	5	7	5
Коэффициент разрыхления породы в отвале, Кр	1.25	1.3	1.2	1.4	1.3	1.35	1.15	1.15	1.25	1.25	1.3	1.2	1.25	1.3	1.2
Радиус черпания экскаватора, Rч, м	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.
Угол откоса вскрышного отвала, γо, м	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37
Угол наклона пласта, ф, м	3	4	5	6	7	4	6	6	3	3	4	4	3	4	5

Исходные данные для выполнения курсового проекта - Обоснование технологии открытых горных работ

Наименование показателей	Номера вариантов обучающихся														
	16	**17**	**18**	**19**	**20**	**21**	**22**	**23**	**24**	**25**	**26**	**27**	**28**	**29**	**30**
Технология проведения буровзрывных работ															
Наименование вскрышной породы	Песчаник	Крепкий песчаник	Крепкий известняк	Крепкий песчаник	Крепкий известняк	Крепкий песчаник	Песчаник	Крепкий известняк	Крепкий песчаник	Крепкий известняк	Крепкий песчаник	Крепкий известняк	Крепкий песчаник	Песчаник	Крепкий песчаник
Коэффициент крепости вскрышной породы, f	7	10	11	12	13	8	7	13	10	9	12	11	8	7	10
Высота вскрышного уступа, H, м	11	13	15	12	10	14	11	13	15	12	10	14	11	13	15
Угол откоса рабочего вскрышного уступа, α, град.	70	68	72	70	68	72	70	68	72	70	68	72	70	68	72
Обводненность скважин	сухие	обводн.	обводн.	сухие	сухие	обводн.	обводн.	сухие	обводн.	сухие	сухие	обводн.	обводн.	сухие	обводн.
Эксплуатационный годовой объем полезного ископаемого, V п.и., м^3/год	1 880 000.0	1 660 000.0	1 800 000.0	1 700 000.0	2 200 000.0	1 900 000.0	1 500 000.0	2 300 000.0	1 490 000.0	1 830 000.0	2 100 000.0	2 600 000.0	2 150 000.0	2 390 000.0	2 450 000.0
Коэффициент вскрыши	1.9	2	1.7	2.4	1.5	2.3	1.6	2.1	1.8	2.2	1.9	2	1.7	2.4	1.5
Продолжительность смены	8	8	12	8	12	12	8	8	12	12	8	12	8	8	12
Транспортная технология															
Коэффициент крепости полезного ископаемого	1.5	2	2	3	4	1.5	2	2	3	4	1.5	2	2	3	4
Наименование полезного ископаемого	Каменный уголь	Антрацит	Сланец	Сланец	Сланец	Каменный уголь	Антрацит	Сланец	Сланец	Сланец	Каменный уголь	Антрацит	Сланец	Сланец	Сланец
Расстояние перемещения вскрышной породы, км	2.1	1.7	3.1	2.0	1.4	1.5	1.8	2.9	2.6	1.9	2.1	1.7	3.1	2.0	1.4
Расстояние перемещения полезного ископаемого, км	3.4	2.8	3.9	2.6	2.5	2.2	2.4	3.2	3.4	2.7	3.4	2.8	3.9	2.6	2.5
Высота добычного уступа, H, м	5	7	6	4	8	8	4	7	6	5	5	6	7	8	4
Угол откоса рабочего добычного уступа, β, град.	76	77	79	75	78	80	76	77	79	75	78	80	76	77	79
Продолжительность смены	12	12	8	12	8	8	12	12	8	8	12	8	12	12	8
Бестранспортная технология															
Модель экскаватора драглайна, ЭШ - …	30/110	65/100	25/120	20/100	30/110	65/100	25/120	20/100	25/90	100/100	15/90	30//110	15/100	65/100	25/120
Мощность вскрышной уступа, Ну, м	31	33	27	32	34	40	38	35	31	30	34	28	31	33	27
Мощность полезного ископаемого, hп.и, м	6	5	5	7	6	8	7	6	7	5	7	6	6	5	5
Угол откоса добычного уступа, β, град	78	69	65	70	70	74	76	78	69	65	70	74	78	69	65
Угол откоса вскрышного уступа, α, град	54	50	60	58	58	64	66	62	58	58	62	66	54	50	60
Ширина вскрышной заходки, Аэ, м	38	42	42	38	38	44	42	40	36	36	40	44	38	42	42
Берма безопасности, Б, м	6	5	8	5	5	7	8	5	6	5	7	5	6	5	8
Коэффициент разрыхления породы в отвале, Кр	1.4	1.3	1.35	1.15	1.15	1.25	1.25	1.3	1.2	1.25	1.3	1.2	1.4	1.3	1.35
Радиус черпания экскаватора, Rч, м	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.	граф. способ.
Угол откоса вскрышного отвала, γо, м	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37
Угол наклона пласта, ф, м	6	7	4	6	6	3	3	4	4	3	4	5	6	7	4

Графическая часть курсового проекта (формат А1)

