

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования  
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

**Институт горного дела, геологии и геотехнологий**  
Кафедра «Открытые горные работы»

130403.65 «Открытые горные работы»

код и наименование специальности

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой



А.И.Косолапов

подпись инициалы, фамилия

« 17 » 06 2016 г.

**ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ**

**ВСКРЫТИЕ И РАЗРАБОТКА БОРОДИНСКОГО БУРОУГОЛЬНОГО  
МЕСТОРОЖДЕНИЯ. С/Ч: ОБОСНОВАНИЕ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ В  
ВОСТОЧНОЙ ЧАСТИ ФРОНТА РАЗРЕЗА.**

Пояснительная записка

СФУ ИГД и Г ДП- 130403.65 – 121017395

Руководитель



М.Ю.Кадеров

подпись, дата

Студент ЗГГ10-02



С.В.Ткаченко

подпись, дата

Красноярск 2016 г.

Продолжение титульного листа

Консультанты по разделам:

Геологическая часть

наименование раздела

С.Н.Прусская 10.05/16

подпись, дата

С.Н.Прусская  
инициалы, фамилия

Горная часть

наименование раздела

М.Ю. Кадеров 04.06.2016.

подпись, дата

М.Ю. Кадеров

инициалы, фамилия

Специальная часть

наименование раздела

М.Ю. Кадеров 04.06.2016.

подпись, дата

М.Ю. Кадеров

инициалы, фамилия

Карьерный транспорт

наименование раздела

Ю.А.Плютов 06.05.16.

подпись, дата

Ю.А.Плютов

инициалы, фамилия

Стационарные установки

наименование раздела

А.О.Шигин 14.04.16

подпись, дата

А.О.Шигин

инициалы, фамилия

Электрооборудование и электроснабжение

горных предприятий

наименование раздела

О.А.Кручек 26.04.16

подпись, дата

О.А.Кручек

инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности

наименование раздела

Н.М.Капличенко 22.04.16

подпись, дата

Н.М.Капличенко

инициалы, фамилия

Экономическая часть

наименование раздела

Ж.В. Миронова 06.06.16

подпись, дата

Ж.В. Миронова

инициалы, фамилия

Нормоконтролер

М.Ю. Кадеров 04.06.2016.

подпись, дата

М.Ю. Кадеров

инициалы, фамилия

Федеральное государственное образовательное учреждение  
высшего образования  
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий  
Кафедра «Открытые горные работы»

**ЗАДАНИЕ**  
на выпускную квалификационную работу  
в форме дипломного проекта

- 1 Тема выпускной квалификационной работы «Вскрытие и разработка Бородинского буроугольного месторождения» со специальной частью «Обоснование отвалообразования в восточной части фронта разреза»
- 2 Утверждена приказом по университету №4979/с от 11 апреля 2016г.
- 3 Дата выдачи задания 14 марта 2016г.
- 4 Срок сдачи студентом законченной работы 4 июня 2016г.
- 5 Перечень вопросов, рассматриваемых в выпускной квалификационной работе
  - 5.1 Геологическая часть: Геологическая характеристика района. Геологическое строение месторождения.
  - 5.2 Горная часть: Современное состояние. Вскрытие месторождения. Технология организации производственных процессов.
  - 5.3 Специальная часть: Обоснование параметров системы разработки. Техничко – экономическое сравнение вариантов.
  - 5.4 Транспорт: Выбор и обоснование транспорта для заданных условий карьера. Организация управления транспортом на проектируемом карьере.
  - 5.5 Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий: Выбор и обоснование схемы электроснабжения потребителей карьера. Расчет общего освещения карьера. Расчет электрических нагрузок и выбор силовых трансформаторов. Выбор и обоснование применения ПКТП.
  - 5.6 Стационарные установки: Выбор и расчет подъемных, водоотливных установок.
  - 5.7 Безопасность жизнедеятельности: Организация охраны труда. Производственная безопасность. Производственная санитария.

5.8 Экономическая часть: Организация производства и управления предприятием. Расчет экономической эффективности проекта.

6. Перечень графического материала с указанием основных чертежей и (или) иллюстративного материала Геологическая карта. Ситуационный план. План горных работ. Современное состояние горных работ. Специальная часть. Производственные процессы. ТЭП проекта

#### 7. Консультируемые разделы

Наименование раздела ВКР	Кафедра, инициалы, фамилия преподавателя-консультанта по разделу
Геологическая часть	РМП; С.Н. Прусская
Горная часть	ОГР; М.Ю. Кадеров
Специальная часть	ОГР; М.Ю. Кадеров
Карьерный транспорт	ГМиК; Ю.А. Плютов
Стационарные установки	ГМиК; А.О. Шигин
Электроснабжение	ЭГМП; О.А. Кручек
Безопасность жизнедеятельности	ТТБ; Н.П. Капличенко
Экономическая часть	МЭОиМ; Ж.В. Миронова

Руководитель выпускной  
квалификационной работы

Студент

  
подпись, дата

М.Ю. Кадеров  
инициалы, фамилия

  
подпись, дата

С.В. Ткаченко  
инициалы, фамилия

**КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК**  
выполнения этапов ВКР

Наименование и содержание этапа	Срок выполнения	Примечание
Геологическая часть	10.05.2016	Выполнено
Горная часть	04.06.2016	Выполнено
Специальная часть	04.06.2016	Выполнено
Карьерный транспорт	06.05.2016	Выполнено
Стационарные установки	14.04.2016	Выполнено
Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий	26.04.2016	Выполнено
Безопасность жизнедеятельности	22.04.2016	Выполнено
Экономическая часть	06.06.2016	Выполнено

Руководитель выпускной  
квалификационной работы

Студент

  
подпись, дата

М.Ю. Кадров  
инициалы, фамилия

  
подпись, дата

С.В. Ткаченко  
инициалы, фамилия

# Содержание

Введение.....	6
1. Общая часть.....	7
2. Геологическая часть.....	9
3. Горная часть. Специальная часть... ..	19
3.1. Современное состояние горных работ.....	19
3.2. Обоснование способа разработки и определение глубины карьера.....	25
3.3. Общий режим работы и производительность карьера.....	31
3.4. Структура комплексной механизации.....	32
3.5. Система разработки.....	34
3.6. Календарный план.....	37
3.7. Технология и организация производственных процессов....	38
4. Карьерный транспорт.....	63
5. Стационарные машины и установки.....	80
6. Электроснабжение.....	88
7. Безопасность жизнедеятельности.....	101
7.1. Анализ опасных и вредных производственных факторов....	101
7.2. Охрана труда.....	102
7.3. Охрана окружающей среды.....	116
7.4. Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях.....	118
8. Экономическая часть.....	121
Заключение .....	144
Список использованных источников.....	145
Ведомость .....	148

## Введение

Филиал «Разрез Бородинский им. М.И. Щадова» (АО «СУЭК-Красноярск») осуществляет добычу бурого угля Бородинского месторождения открытым способом и является крупнейшим угледобывающим предприятием Красноярского края. Добываемый уголь используется предприятиями теплоэнергетики Сибири для выработки тепловой энергии.

Принятой в проекте технологией ведения горных работ обеспечивается высокий коэффициент извлечения полезного ископаемого – 97%.

Месторождение разрабатывается разрезом Бородинский с 1950 г. Производственная мощность предприятия составляет до 22 000 тыс. тонн в год. В разрезе разрабатываются 4 угольных пласта общей мощностью до 46 м. Они обладают устойчивыми показателями качества, энергетическими и технологическими свойствами.

Поле разреза вскрыто разрезной траншеей вдоль северной его границы на всю длину, угольные выездные траншеи размещаются с западной и восточной границы поля. Направление движения горных работ с севера на юг, параллельными заходками.

На разрезе применяется мощная высокопроизводительная техника.

Горные работы на разрезе производятся по транспортной и частично бестранспортной системе с использованием одноковшовых экскаваторов на вскрыше ЭКГ-12,5; ЭКГ-8; ЭШ-10/70 и одноковшовых ЭКГ-4у, роторных ЭРП-2500; ЭРП-1600; ЭР-1250 экскаваторов на добыче, в существующих природно-технических условиях, позволяет обеспечить одну из самых низких в мире себестоимостей добычи угля.

В данном проекте рассматривается отвалообразование восточной части Бородинского месторождения бурых углей, с применением механизированной техники.

Разрез "Бородинский" имеет развитую сеть железнодорожных путей, станций и постов, обеспечивающих вывоз угля на внешнюю сеть и вскрыши на внутренние отвалы.

Транспортировка угля из карьера до станции Заозерная осуществляется через парки Угольная-1 и Угольная-2 станции Угольная-2. Плужные отвалы, так же как экскаваторные, применяются при железнодорожном транспорте, поэтому реконструкция не составит сложностей. Плужное отвалообразование производится, как правило, по криволинейной схеме.

Бородинский угольный разрез имеет общероссийское значение и является градообразующим предприятием.

Балансовые запасы Канско-Ачинского угольного бассейна, пригодные для отработки открытым способом (до глубины 300 м) составляют 112 млрд. т.

					ДП– 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						6
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## Общая часть

Бородинский разрез расположен на территории Рыбинского района Красноярского края, в 186 км к востоку от г. Красноярска, на стыке водосборов рек Барга и Ирша. Ближайшими населенными пунктами являются: г. Бородино (расположен на севере от поля разреза и практически примыкает к нему), с. Бородино (расположено на востоке от поля разреза), деревня Новая – в 2 км к западу от поля разреза (рисунок 1.1).

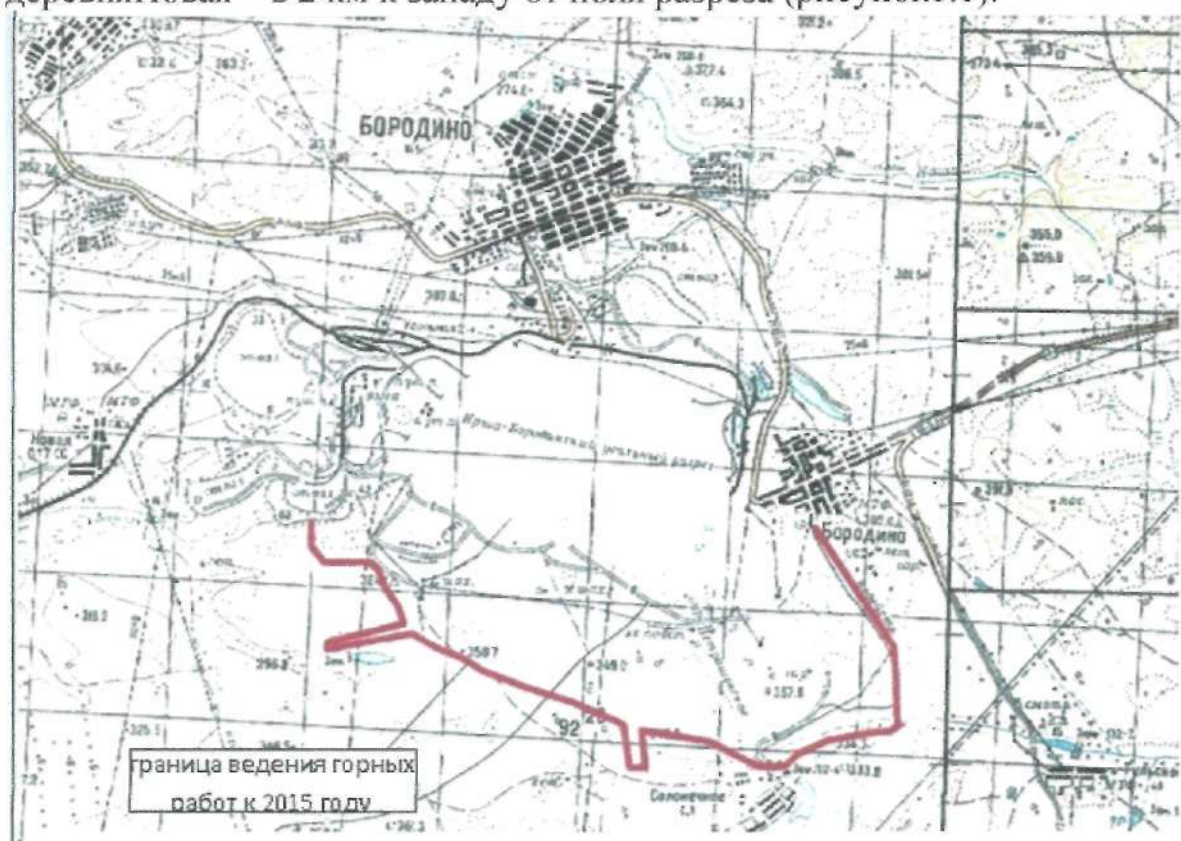


Рисунок 1.1. Карта района и Бородинского разреза.

С районным центром, расположенном на Транссибирской магистрали, г. Бородино и разрез соединены ж.д. веткой и асфальтированной автодорогой протяженностью 20 км. К югу от предприятия проходит железная дорога Абакан-Тайшет. Непосредственно в пределах разреза проходит автотрасса Иркутск-Красноярск.

Промышленные предприятия, кроме входящих в состав ОАО «Разрез Бородинский им. М.И. Щадова» и обслуживающих технические потребности разреза, в г. Бородино отсутствуют. Ближайшие промышленные узлы – Канский и Красноярский.

Рельеф района месторождения представляет собой слабовсхолмленную равнину, расчлененную системой левых притоков р. Кан на отдельные увалы. Абсолютные отметки рельефа составляют 300-370 м, относительные превышения достигают 70 м. Постоянные водотоки на площади месторождения отсутствуют. Ближайшими крупными водотоками являются реки Кан, Рыбная, Барга, Камала.

Поверхность месторождения занята сельхозугодиями и небольшими перелесками смешанных лесов.



Климат района континентальный. Среднегодовая температура  $-0,5^{\circ}$  С, минимальная температура января  $-49,3^{\circ}$  С, максимальная июля  $+36^{\circ}$  С.

Средние значения силы ветра 2,4-4,5 м/сек, максимальные 20-24 м/сек. Направление ветра преимущественно юго-западное с равномерным распределением по месяцам года. Число дней в году с сильными ветрами составляет 23,4.

Количество осадков в год 235-510 мм.

Максимальная глубина промерзания почвы составляет 280 см. Многолетняя мерзлота в районе отсутствует.

По сейсмичности район отнесен к зоне пятибалльных землетрясений.

В районе имеются месторождения песчано-гравийной смеси (Филимоновское, Ключевское), бутового камня (Громадское, Бородинское, Филимоновское), известняков (Малокамалинское), глин и суглинков (Заозерновское, Северное, Южное и др.), горелых пород (глиажей) по периферии Бородинского бурогоугольного месторождения.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

## 2 Геологическая часть

### 2.1 Геологическое строение района месторождения

В геологическом строении района принимают участие породы юрской угленосной формации и подстилающие их верхнепалеозойские отложения, представленные отложениями девона.

Юрские отложения в районе пользуются широким площадным распространением (более 5000 км<sup>2</sup>) и представлены комплексом терригенных пород, в котором отчетливо выделяются три крупных седиментационных ритма, отвечающие переясловской, камалинской и бородинским свитам. Общая мощность юрских пород достигает 460 м.

Этот макроритм седиментации подразделяется на два мезоритма: безугольный и угленосный. Нижний, безугольный, начинается маломощным (1-3 м) базальным слоем, распространенным в Балайской и по периферии Ирша-Бородинской мульды. Выше залегают мелко- и среднезернистые песчаники, реже алевролиты. Последние шире распространены в Бородинской мульде, аргиллиты и угли - в Балайской.

### 2.2 Стратиграфия и литология

Бородинское бурое угольное месторождение входит в состав Рыбинского угленосного района, который является составной частью Канско-Ачинского бассейна.

Юрские отложения на месторождении подразделяются на три свиты: переясловскую (нижняя юра), камалинскую и бородинскую (средняя юра). (Задоржен С.В., Агафонов В.И. и др., 2015г.)

#### Юрская система-(J)

##### Нижний отдел-(J<sub>1</sub>)

##### Переясловская свита-(J<sub>1pr</sub>)

Разрез свиты характеризуется незакономерным переслаиванием песчаника, алевролитов, конгломератов и гравелитов серых и зеленовато-серых тонов с пластами и пропластками бурого угля.

По особенностям литологического состава Переясловская свита разделена на нижнюю и верхнюю подсвиты (см. граф. Приложение 1). Мощность переясловской свиты 100 м.

##### Средний отдел(J<sub>2</sub>)

##### Камалинская свита(J<sub>2km</sub>)

*Камалинская свита* по литологическим признакам расчленена на две подсвиты: нижнюю и верхнюю.

Нижняя подсвита залегает на размывтой поверхности переясловской свиты. Подсвита сложена мелко- и крупно-зернистыми кварцевыми песчаниками и алевролитами. В верхней части подсвиты отмечается угленосная пачка из 2-3 пластов угля. Мощность нижней подсвиты составляет 50- 100 м.

Верхняя подсвита залегает согласно на нижней подсвите и представлена песчаниками, алевролитами, аргиллитами, а также пластами

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

угля мощностью от 0,5 до 4,5 м. Общая мощность камалинской свиты равна 160-290 м.

### **Бородинская свита(J<sub>2</sub>br)**

*Бородинская свита* распространена в центральной части Бородинской мульды. По литологическому составу и степени угленасыщенности она расчленяется на две подсвиты- нижнюю и верхнюю.

*Нижняя* (безугольная) подсвита сложена желтовато-серыми крупно- и среднезернистыми песчаниками и реже алевролитами. Мощность подсвиты 40-60м, к юго-востоку месторождения она уменьшается до 15-20м. Подсвита залегает согласно на породах камалинской свиты.

*Верхняя подсвита* представлена песчаниками на углистом и известняковом цементе, алевролитами и бурыми углями. В подсвите насчитывается до 20 пластов и пропластков угля, из них пласт Бородинский имеет мощность до 53 м. Мощность подсвиты колеблется от 28 до 146 м.

На выходах мощных пластов угля под четвертичные отложения широким развитием пользуются обожженные породы, образовавшиеся в результате выгорания угля и обжига вмещающих пород. Мощность обожженных пород обычно составляет 30-40 м.

### **Четвертичная система-Q<sub>IV</sub>**

Четвертичные отложения на месторождении представлены элювиально-делювиальными и аллювиальными образованиями, которые сплошным чехлом перекрывают коренные породы юрского возраста. Отложения представлены суглинками, супесями, глинами, реже щебнем, дресвой и песками.

Мощность четвертичных отложений весьма не выдержана. Она колеблется от 0,5 до 22,5 м.

## **2.3 Тектоника**

Рыбинский угленосный район расположен в пределах одноименной впадины, образовавшейся в среднем палеозое на разнородном фундаменте байкалид Енисейского кряжа и Восточного Саяна и каледонид Приенисейского прогиба. Нижний, наиболее древний структурный этаж сложен архейскими и протерозойскими образованиями, прорванными интрузиями различного состава. Породы фундамента разделены на блоки сложной системой основных и второстепенных разломов, отделяющих складчатую систему Восточного Саяна от Сибирской платформы. Заложение Рыбинской впадины относится к началу девона, когда один из блоков Протеросаяна, ограниченный поперечными разломами, стал погружаться. В направлении с юго-запада на северо-восток выделяются Саяно-Партизанский прогиб, Тасеевско-Привольненский вал, Балайская и Ирша-Бородинская мульды, Тугушинско-Новотроицкая мульда, Канский вал.(Утяшев Г.М. и др.,1988г.)

Ирша-Бородинская мульда, к которой приурочено Бородинское месторождение, расположена в центральной части палеозойской структуры, представляет овальную складку размером 40×30 км, длинная ось которой

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

вытянута в северо-западном направлении. Центральная часть мульды выражена в современном рельефе относительным поднятием с амплитудой 100м, суммарная мощность юрских осадков достигает 460 м.

Юрские угленосные отложения залегают почти горизонтально, со слабой волнистостью в виде мелких синклинальных и антиклинальных складок. Углы падения пород в центральной части мульды не превышают 1-2 градуса и лишь в периферийных частях увеличиваются до 5-8 градусов. Общее погружение пластов северной части месторождения - с севера на юг, южной - с востока на запад.

## 2.4 Характеристика пластов угля

Бородинское месторождение в Канско-Ачинском бассейне выделяется высокой угленасыщенностью юрских отложений. В них насчитывается до 30-35 пластов и пропластков бурого угля мощностью от 0,4 до 53 м.

Промышленная угленосность приурочена кверхней подсвите бородинской свиты, где установлено до 20 пластов и пропластков угля суммарной мощностью около 77 м.

В пределах Бородинского месторождения в разрезе рассматриваемой подсвиты выделяют три горизонта: верхний, средний и нижний.

В верхнем горизонте содержится 7 угольных пластов. Промышленное значение имеет только пласт «Профильный». В северной части месторождения он имеет нерабочую мощность (1,1-1,4 м), в южной - рабочую от (2 до 4,9 м). Строение пласта простое. Породы кровли представлены в основном алевролитами, реже песчаниками, а почва песчаниками и алевролитами.

Средний горизонт включает мощные угольные пласты: «Бородинский-1», «Бородинский-2», «Рыбинский-1» и «Рыбинский-2», с которыми связаны основные промышленные запасы месторождения.

Пласт «Рыбинский-1» залегает ниже пласта «Профильный» в среднем на 8 м. Изменение мощности пласта наблюдается с севера на юг и восток. На северо-западе мощность пласта нерабочая (0,8-1,9 м), в центральной и южной частях 2- 3,6 м. В северной части месторождения наблюдается генетическое выклинивание пласта, в центральной он сливается с «Рыбинским-2», а южнее вновь от него отщепляется и на юге прослеживается как самостоятельный пласт. Общая площадь распространения пласта на месторождении составляет 23,7 км<sup>2</sup>, из которых на площади 14,2 км<sup>2</sup> подсчитаны балансовые запасы угля. Пласт имеет простое строение на всей площади распространения. Породы кровли и почвы представлены алевролитами и песчаниками.

Пласт «Рыбинский-2» залегает ниже пласта «Рыбинский-1» в среднем на 1,3 м и распространен почти на всей площади месторождения. В северной части месторождения пласт имеет нерабочую мощность, в центральной части мощность его изменяется от 3,3 до 9,5 м при среднем значении 4,9-5,5 м, в южной - от 9 до 13 м. Площадь пласта с балансовыми запасами угля на месторождении равна 37,5 км<sup>2</sup>. Пласт «Рыбинский-2» имеет простое строение за исключением нескольких единичных случаев, где он состоит из

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

двух пачек, разделенных прослоем породы мощностью не более 0,2-0,3 м. Породы кровли и почвы представлены песчаниками, алевролитами. На основной площади распространения пласт «Рыбинский-2» является выдержанным.

Пласт «Бородинский-1» является основным промышленным пластом месторождения. В центральной части месторождения от пласта «Бородинский-1» отщепляется пласт «Бородинский-2», который к востоку от линии расщепления прослеживается как самостоятельный пласт. Линия расщепления на пласты «Бородинский-1» и «Бородинский-2» проходит на расстоянии 2-2,5 км от западной границы месторождения в направлении с севера на юг. В западной части месторождения мощность пласта «Бородинский-1» составляет в среднем 40 м, в юго-западной части - до 53,2 м. В восточной части месторождения мощность пласта изменяется от 20 до 29 м. Пласт имеет простое строение. Пласт залегает ниже пласта «Рыбинский-2» на 15-20 м. Площадь пласта с балансовыми запасами угля - 75,2 км<sup>2</sup>. Кровля пласта представлена мелкозернистыми песчаниками и плотными алевролитами. Почва - алевролитами, песчаниками, углистыми алевролитами.

Пласт «Бородинский-2» залегает ниже пласта «Бородинский-1» в среднем на 11 м. Мощность пласта изменяется в направлении с запада на восток от 4 до 15,6 м, при наиболее часто встречающихся мощностях 6-7 м. Площадь пласта составляет 99,6 км<sup>2</sup>, из них с балансовыми запасами 69,2 км<sup>2</sup>. Строение пласта в северной и северо-западной частях площади распространения простое, а на остальной площади он расщепляется на 2-4 пачки, разделенных прослоями, в основном, углистого алевролита. Пласт «Бородинский-2» почти по всей площади распространения можно отнести к выдержанным, так как мощность его хотя и имеет значительные колебания, но за пределы кондиций не выходит.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						12
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 2.5 Качество угля

Угли Бородинского месторождения являются типично бурыми, гумусовыми. Их характеристика и показатели анализа приведены в таблицах 2.1 и 2.2.

Таблица 2.1 - Характеристика угольных пластов ( по данным Задорожен С.В. и др., 2015г.)

Наименование пласта	Мощность пласта, м	Плотность угля, т/м <sup>3</sup>	Мощность породных прослоев, м	Угол падения пласта, град.
Профильный	0,3-4,9	1,36	-	0-3,0
Рыбинский-1	0,4-3,6	1,32	2,0-10,0	0-3,0
Рыбинский-2	0,8-13,0	1,31	0-3,0	0-3,0
Бородинский-1	0,2-53,2	1,26	2,0-11,0	0-3,0
Бородинский-2	1,0-15,6	1,31	2,0-20,0	0-3,0

Таблица 2.2 - Характеристика бурых углей Бородинского месторождения (по данным Задорожен С.В. и др., 2015г.)

Показатели	% содержание
Влажность, (средняя)	33,0
Зольность, (не более)	16,0
Выход летучих веществ	48,0
Содержание серы	0,4
Стабильное содержание углерода	71,5
Теплота сгорания, ккал/кг	3800,0
Содержание водорода	5,0
Содержание азота	1,1
Содержание кислорода	22,2

## 2.6 Горно-геологические и инженерно-геологические условия

Литологический состав пород Бородинского месторождения показывает, что в надугольной толще преобладают породы песчаного и пылеватого состава (песчаников – 50 %, алевролитов – около 40 %). Аргиллиты встречаются реже в виде маломощных прослоев и линз и составляют около 1% общей мощности надугольных отложений.

На месторождении значительную мощность (в среднем 8 м) имеют четвертичные суглинки и составляют 10 % вскрыши.

Характерной особенностью инженерно-геологического разреза Бородинского месторождения является присутствие в надугольной части крепких (скальных и полускальных) песчаников мощностью до 5 м. Залегают они без какой либо закономерности в плане и вертикальном разрезе.

Подугольные отложения представлены переслаиванием песчаников, алевролитов и аргиллитов.

Песчаники залегают в виде довольно мощных слоев (до 30-50 м) или в виде пропластков и линз небольшой мощности (до 5-7 м). Песчаники на известковом цементе – это крепкая, XI ой категории по буримости плотная порода. Песчаники на глинистом цементе имеют VII категорию.

					ДП-- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

Алевролиты залегают в виде слоев и линз мощностью 0,1-35 м. Алевролиты состоят из обломочного материала (20-30%) и цемента (70-75%). Обломочный материал чаще всего представлен зернами кварца и полевого шпата размером от 0,03 до 0,1 мм. Цемент, как правило, глинистый. Реже алевролиты сцементированы карбонатным материалом или сидеритизированы. В этом случае порода крепкая, плотная, XI категории по буримости.

Прочие породы – это супеси, суглинки, горельники и угли. Среди них особое место занимают горельники, представленные остаточными продуктами выгорания пластов угля или продуктами обжига вмещающих пород. Обожженные обломки пород встречаются в виде щебня. Обломки нередко достигают размеров 1-1,5 м в поперечнике. Они отличаются повышенной крепостью.

Угли относятся к слабым (мягким) бурым углям и имеют V-VI категорию по буримости.

Песчаники слабо размокают, алевролиты являются устойчивыми к воде. Физико-механическая характеристика пород Бородинского месторождения представлена в таблице 2.3.

Таблица 2.3 - Физико-механическая характеристика пород (по данным Задорожен С.В. и др., 2015г.)

Наименование показателей	Среднее значение			
	Суглинки	Песчаники	Алевролиты	Уголь
Гранулометрический состав, в %:				
Содержание песчаных фракций	18,6	56,2	22,4	-
Содержание пылеватых фракций	69,3	34,3	46,6	-
Содержание глинистых фракций	25,6	17,8	29,7	-
Пластичность, в %:				
Предел раскатывания	28,1	25,0	31,1	-
Предел текучести	39,3	32,1	42,5	-
Число пластичности	13,5	6,3	11,4	-
Естественная влажность, в %	22,7	14,2	11,93	21,94
Удельный вес, т/м <sup>3</sup>	2,6	2,64	2,55	1,33
Объемный вес, т/м <sup>3</sup>	1,96	2,1	2,12	1,25
Пористость в %	42,4	31,83	26,8	42,3
Коэффициент сжимаемости:				
при 2 кг/см <sup>2</sup>	0,016	0,01	0,005	-
при 4 кг/см <sup>2</sup>	0,003	0,003	0,002	-
Модуль осадки, мм:				
при 2 кг/см <sup>2</sup>	42,72	20,58	10,7	-
при 4 кг/см <sup>2</sup>	60,21	25,81	16,7	-
Сцепление, кг/см <sup>2</sup>	0,27	0,38	1,12	-
Угол внутреннего трения	16,7	30,0	19,5	-
Угол естественного откоса	40,0	-	-	-
Временное сопротивление сжатию, кг/см <sup>2</sup>	-	52,8	-	46,2

В надугольной части Бородинского месторождения, как указывалось выше, присутствуют крепкие известковые песчаники, сидеритизированные и углистые алевролиты. Форма залегания этих пород – линзовидные тела,

размером от 150 до 1500 м по простиранию, сосредоточенные в центральной части месторождения на глубине от 16 до 69 м.

Наибольшую площадь распространения крепких пород имеют вскрыша пласта «Профильный» до нерабочего пласта «Первый» - «Верхний», междупластья «Профильный»-«Рыбинский-1», «Рыбинский-2»-«Бородинский-1», «Бородинский-1»-«Бородинский-2»; меньше включений в междупластье «Рыбинский-1»-«Рыбинский-2». Крепкие прослои и линзы песчаников улучшают устойчивость бортов карьера.

Угли месторождения обладают повышенной способностью к окислению, которая в соответствующих условиях приводит к активному их самовозгоранию.

## 2.7 Гидрогеологическая характеристика месторождения

Бородинское бурогольное месторождение в гидрогеологическом отношении расположено в пределах Рыбинского артезианского бассейна. В пределах месторождения развиты следующие водоносные горизонты и комплексы юрских отложений.

1. Водоносный горизонт аллювиальных отложений.
2. Водоносный комплекс бородинской свиты средней юры.
3. Водоносный комплекс камалинской свиты средней юры.
4. Водоносный комплекс переясловской свиты нижней юры.

Водоносный комплекс бородинской свиты в районе месторождения является первым от поверхности и основным, определяющим величину притока подземных вод в подземные выработки.

По условиям циркуляции подземных вод и степени водообильности вмещающих пород водоносный комплекс бородинской свиты условно разделен на три водоносных горизонта: верхний, средний и нижний.

Верхний водоносный горизонт пользуется распространением в западной и юго-западной частях месторождения. Горизонт приурочен к комплексу пород бородинской свиты и залегает стратиграфически выше пласта «Бородинский-1». Представлен угольными пластами «Верхний», «Совхозный», «Профильный», «Рыбинский» и песчаниками их междупластий.

По фильтрационным свойствам более водопроницаемы пласты угля, нежели вмещающие их песчаники. Мощность водоносного горизонта не одинакова по площади, изменяясь от 47,5 м на западе, до полного выклинивания на востоке месторождения. Средняя мощность по площади месторождения составила 15,4 м.

От нижележащего водоносного горизонта, приуроченного к пласту «Бородинский», верхний водоносный горизонт отделен пачкой алевролитов и мелкозернистых песчаников мощностью 4-9 м. Воды данного горизонта обладали напором, величина которого изменялась от 2-5 до 15-20 м. Пьезометрическая поверхность подземных вод находится на глубине 20-28 м на водоразделах и уменьшается до 2 м в балках.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15



Водообильность горизонта характеризуется удельным дебитом скважин, колеблющимся в пределах 0,01 – 0,5 л/с. Коэффициент фильтрации водовмещающих пород уменьшается в пределах от 0,15 до 2,7 м/сут.

Средний водоносный горизонт распространен на всей площади месторождения и приурочен к пласту «Бородинский», а в районе его расщепления – к пластам «Бородинский-1», «Бородинский-2», и песчаникам их междупластья. В отдельных местах пласты «Бородинский-1» и «Бородинский-2» разделены прослоями алевролита, служащими водоупором. Таким образом, средний водоносный горизонт на участках расщепления основного угольного пласта «Бородинский» подразделяется на два подгоризонта.

Гидрогеологическими исследованиями установлено, что эти подгоризонты гидравлически взаимосвязаны только в полосе выхода пласта «Бородинский-2» под наносы. В зоне погружения они разделены прослоем плотного водоупорного алевролита (коэффициент фильтрации 0,013-0,2 м/сут.).

Мощность водоносного горизонта изменяется от 15 до 45 м, при среднем значении 35 м. Водообильность водоносного горизонта характеризуется удельным дебитом скважин от сотых долей до 1 л/с.

Нижний водоносный горизонт имеет повсеместное распространение на площади месторождения. Приурочен он к комплексу пород, залегающих ниже пласта «Бородинский» и представлен песчаниками и пластами угля иршинской группы. Характерной особенностью литологического состава водоносного горизонта является частое переслаивание маломощных пластов угля с мелкозернистыми песчаниками и алевролитами. Вскрытая мощность отложений не превышает 45 м.

Подземные воды нижнего водоносного горизонта напорные. Величина напора составляет 20-50 м и увеличивается по мере погружения горизонта. Водообильность водоносного горизонта невысокая. Коэффициент фильтрации изменяется в диапазоне 0,3-1,0 м/сут. Практически повсеместно горизонт отделен от угольного водоносного горизонта слоем аргиллитов и алевролитов.

Условия питания и разгрузки подземных вод всех водоносных горизонтов характеризуются многими общими чертами. Это обусловлено единой геологической структурой месторождения, особенностями рельефа местности. Центральная часть месторождения приподнята, служит водоразделом речек Яруль, Бородинка, Барга и является областью питания. Долины этих речек являются областями разгрузки подземных вод. Подземные воды содержат бензапирен, барий, бор, кадмий, литий, натрий, серебро, хром, стронций, алюминий, кобальт, свинец, кремний, бериллий, относящиеся в соответствии с СанПиН 46030-88 к веществам 1 и 2 класса опасности (чрезвычайно опасные, высокоопасные). Их содержание значительно превышает установленные органами ГСЭН РФ допустимые концентрации.

По физическим свойствам: воды прозрачные, бесцветные, в большинстве случаев имеют слабый запах сероводорода. Содержание железа

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

колеблется в широких пределах. Реакция вод нейтральная и слабощелочная. Общая жесткость изменяется в пределах 4,5-10 мг.экв/л. Содержание свободной углекислоты 6-72,8 мг/л.

## 2.8 Запасы угля

В соответствии с «Классификацией запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых» Бородинское месторождение можно отнести к первой группе сложности. (Утяшев Г.М. Ходаковский Ф.Н. и др. 1988г.)

Геологические запасы Бородинского бурогоугольного месторождения на начало разработки составляли около 4,3 млрд. т. Разрез начал свою работу в 1951 году с первоначальной проектной мощностью 1 млн. т угля в год.

Геологические запасы угля подсчитаны на ЭВМ методом геологических блоков в соответствии с утвержденными кондициями и приведены в таблице 2.4. Суммарные балансовые геологические запасы по состоянию на 01.01.2013 составляют 2185 млн. т. Расчет промышленных запасов угля и объемы вскрыши в границах разреза приведен в таблице 2.5.

Таблица 2.4 - Геологические запасы угля по состоянию на 01.01.2016г. (по данным Миронова Л.В. и др. 2015г)

Наименование пласта	Геологические запасы угля, тыс. т				
	Балансовые				Забалансовые
	A	B	C <sub>1</sub>	A+B+C <sub>1</sub>	
Основное поле разреза					
1	2	3	4	5	6
Профильный	19770	17710	34370	71850	22746

Окончание таблицы 2.4

1	2	3	4	5	6
Рыбинский-1	2970	7780	7670	18420	27446
Рыбинский-2	139450	94850	56750	291050	3388
Бординский-1	950210	463410	140920	1554540	-
Бородинский-2	74560	144200	10790	229550	470
Итого:	1186960	727950	250500	2165410	54050

Таблица 2.5 - Промышленные запасы угля по состоянию на 01.01.2016г. (по данным Миронова Л.В. и д.р. 2015г)

Наименование пласта	Геологические запасы, тыс. т	Коэффициент извлечения	Промышленные запасы, тыс. т	Объем вскрыши, тыс. м <sup>3</sup>	Коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т
Основное поле разреза					
Профильный	71850	0,902	64810	462000	-
Рыбинский-1	18420	0,893	16450	-	-
Рыбинский-2	291050	0,954	277660	389000	-
Бординский-1	1554540	0,978	1521050	424000	-
Бородинский-2	229550	0,951	218300	230300	-
Итого:	2165410	0,969	2098270	1505300	0,72

Подсчет объема вскрыши в границах разреза произведен на ЭВМ методом объемной палетки Соболевского по данным геологоразведочных скважин.

Суммарные промышленные запасы угля по состоянию на 01.01.2016г. составляют 2117 млн. т.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ		Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			18

### 3 ГОРНАЯ ЧАСТЬ. СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. ОБОСНОВАНИЕ ОВАЛООБРАЗОВАНИЯ В ВОСТОЧНОЙ ЧАСТИ РАЗРЕЗА

#### 3.1 Современное состояние горных работ

В границах поля разреза "Бородинский" промышленное значение имеют четыре угольных пласта со средней мощностью:

Рыбинский-I – 3,38 м; Рыбинский-II – 4,7 м; Бородинский-I – 32,7 м; Бородинский-II – 6,1 м. Залегание пластов практически горизонтальное, углы падения составляют от 0 до 3°.

Вскрытие поля разреза было произведено двумя фланговыми выездными траншеями, каждая из которых до сих пор служит для вывоза угля на станцию Угольная- II парки Угольная- I и Угольная- II. Разрез разрабатывает в настоящее время северную часть Бородинского месторождения. На основном поле разреза вскрыша над пластом Бородинский-I отрабатывается по транспортной системе, междупластье пластов Бородинский-I и Бородинский-II - по бестранспортной системе разработки. Характеристика горнотехнических условий разработки приведена в таблице 3.1.

Таблица 3.1 - Характеристика горнотехнических условий

Наименование показателей		Единица измерения	Действующий разрез
1	Количество рабочих пластов	шт.	4
2	Средняя мощность пластов:		
	– пл. Рыбинский-I	м	3,38
	– пл. Рыбинский-II	"-	4,7
	– пл. Бородинский-I	"-	32,7
	– пл. Бородинский-II	"-	6,1
3	Средняя зольность угля:		
	– пл. Бородинский-I	%	7,8
	– пл. Бородинский-II	"-	11,1
4	Средняя мощность вскрыши:		
	– внешней над пл. Бородинский-I	м	39,0
	– междупластье Бородинский-I – Бородинский-II	м	8,0
5	Промышленные запасы угля в границах горного отвода на 01.01.2016 г.	млн. т	675,340
6	Объемы вскрыши в границах горного отвода	млн. м <sup>3</sup>	545,760
7	Промышленный коэффициент вскрыши	м <sup>3</sup> /т	0,81

Средняя мощность вскрыши над пластом Бородинский-I – 39,0 м, средняя мощность междупластья Бородинский-I – Бородинский-II – 8,0 м, с увеличением на восточном фланге до 17м.

Коэффициент вскрыши: на период освоения производственной мощности разреза и период стабильной эксплуатации составляет 0,78 - 0,83 м<sup>3</sup>/т;

На добычных работах используются роторные экскаваторы ЭРП-2500; ЭРП-1600 и ЭР-1250, а также мехлопаты ЭКГ-4у с погрузкой в средства железнодорожного транспорта.

Разработка вскрыши над пластом Бородинский-2 осуществляется драглайном ЭШ-10/70 по бестранспортной системе. Выемка пласта Бородинский-2 осуществляется роторным экскаватором ЭР-1250 и мехлопатой ЭКГ-4у.

Отработка междупластья осуществляется при движении драглайна от границ слияния пластов Бородинский-I и Бородинский-II до границ подсчета запасов пл. Бородинский-II, с холостым проходом в обратном направлении. При мощности междупластья до 12м экскаватор располагается на кровле междупластья и работает с нижним черпанием, а при дальнейшем увеличении мощности вскрыши экскаватор располагается на промежуточном горизонте и работает с верхним и нижнем черпанием.

При ведении вскрышных работ производится попутная добыча угля из пластов-спутников Рыбинский-1 и Рыбинский-2, которые обрабатываются экскаваторами ЭР-1250 и мехлопатами ЭКГ-8ус.

Уголь со всех горизонтов вывозят железнодорожным транспортом тепловозами разреза ТЭМ-7 и ТЭМ-7А в полувагонах, средней грузоподъемностью 65,8 т. В траншею подаются составы от 15 до 46 полувагонов. Порожние угольные маршруты, состоящие из 44-60 полувагонов, прибывают по сети РЖД на станцию Буйная, откуда электровозами разреза ВЛ-80 подаются на станцию Угольная-2 парк Угольная-1 и Угольная-1. Станции Буйная и Угольная-2 соединены двухпутным перегонном длиной 20 км, электрифицированным на переменном токе напряжением 25 кВ.

Станция Угольная-2 парк Угольная-2 связана соединительным путем с парком Угольная-1. Оба парка станции предназначены, в основном, для формирования порожних и груженых угольных маршрутов, работают независимо друг от друга и имеют достаточное путевое развитие.

Уголь пластов Бородинский-1 и Бородинский-2 вывозится по угольным выездным траншеям на станцию Угольная-2 в парк Угольная-1 и Угольная-2. Уголь пластов Рыбинский-1 и Рыбинский-2 вывозится по западному борту на станцию Угольная-2 парк Угольная-2.

Вывозка вскрыши осуществляется тепловозами ТЭМ-7 и ТЭМ-7А составами из 12 думпкаров 2ВС-105. Емкость состава - 456 м<sup>3</sup> породы. Вывозка вскрыши с основного поля разреза на внутренние отвалы производится через западный путепровод тоннельного типа. Средняя дальность транспортирования угля с основного поля до станции Угольная-2 парк Угольная-2 - 6,8 км, вскрыши на внутренние отвалы - 6,0 км. Средняя

										Лист
										20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП- 130403.65 -2016 ПЗ					

дальность транспортирования угля из забоев до станции угольная-2 парка Угольная-1 составляет 7,5 км, вскрыши на внутренние отвалы – 6,7 км. Руководящий уклон железнодорожных путей на угле и вскрыше - 25 ‰.

Горные работы в разрезе ведутся с подготовкой пород к выемке путем ведения буровзрывных работ. Опыт работы разреза свидетельствует о том, что только незначительная верхняя часть вскрышной толщи (преимущественно четвертичные отложения) может экскавироваться без предварительного рыхления пород буровзрывным способом.

По мере продвижения фронта работ с севера - запада на юго -восток с увеличением дальности транспортировки, требуется длительное время при транспортировке породы от вскрыши до отвалов.

Основная часть вскрышных пород представлена песчаниками, алевролитами и аргиллитами, относящимися ко II и III категориям по трудности экскавации. Породы, относящиеся к III категории по трудности экскавации, требуют перед выемкой частичного рыхления буровзрывным способом. Одним из осложняющих факторов технологии ведения горных работ является наличие во вскрыше крепких включений из песчаников (мегаконкреций), локализующихся в нескольких конкреционных горизонтах. Для выявления крепких включений производится предварительное разбуривание вскрышных уступов по разреженной сетке (8x8м). Зоны, в которых выявляются крепкие включения, обуриваются по сгущенной сетке, скважины заряжаются и взрываются.

В период с 2008 г. по 2013 г. для оптимизации производственных процессов, влияющих на оборот вагонов и усовершенствование методов контроля за качеством и количеством отгруженного угля, в разрезе установлено 4 комплекта ж.д. весов ВД-30, 3 рамки коммерческого осмотра полувагонов и 4 системы видеорегистраторов. Для увязки всей системы в единую сеть смонтирована оптоволоконная линия связи (рисунок 3.2 Схема подъездных путей ОАО «СУЭК-Красноярск» «Разрез Бородинский» «Бородинское ПТУ»).

Одной из проблем добычи балансовых запасов угля является выемка угля пл. Бородинский II при отработке тупикового забоя в крайней восточной части фронта. Подавать в забой экскаватора порожние полувагоны оптимальной длины не представляется возможным, что ведет к снижению производительности экскаватора и увеличению пробега локомотивов. Для повышения эффективности работы добычного экскаватора и снижения времени обмена составов, предусматривается отработка тупиковой части пласта на длину 45 вагонов, осуществлять обратной гидравлической лопатой типа РС-400HD-6 емкостью ковша 2,6 м<sup>3</sup> с погрузкой в автосамосвалы грузоподъемностью 13-20т, вывозкой угля на почву пл. Бородинский I с последующей его отгрузкой роторным экскаватором ЭРП-1600.

Вывозка вскрышных пород на отвалы производится через путепровод тоннельного типа на западном крыле разреза и по Восточному Обменному посту. По мере подвигания фронта работ с северо-запада на юго-восток с увеличением дальности транспортировки потребуется перенести эти

					ДП– 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

сооружения, чтобы уменьшить дальность транспортировки. Также возникает необходимость реконструкции транспортной схемы Восточного крыла поля разреза, путем строительства путепроводной развязки (тоннельного типа или путепровод), которая соединит вскрышные уступы на восточном фланге участка. В настоящее время на западном крыле приемку вскрышных пород в отвал производят драглайн ЭШ 13.50, и три мехлопаты ЭКГ-10 мехлопата ЭКГ-8и. Средняя длина отвального тупика составляет 1,5 км. Отсыпка отвалов осуществляется в два яруса. Высота первого яруса составляет до 30 м, второго яруса – до 20 м. Отсыпка отвалов производится на почву пласта Бородинский-I .

Заезд на западную часть отвалов осуществляется по транспортной развязке тоннельного типа. Породные вертушки следуют через стрелочный пост, расположенный в западном торце разреза между фронтом горных работ и фронтом внутренних отвалов, по породной перемычке над тоннелем, по которому пропускаются угольные поезда. Дальность транспортировки вскрыши составляет около 6,7 км.

На восточном крыле на участке «Восточный» приемку вскрышных пород в отвал производят мехлопата ЭКГ-10, , драглайн ЭШ 11/70, ЭШ 13/50. Средняя длина отвального тупика составляет 1,0 км. Отсыпка отвалов осуществляется в два яруса. Высота первого яруса до 40 м, второго яруса – до 30 м.

С Восточного крыла разреза вскрыша вывозится на Восточный участок через пост Восточный-Обменный . Расстояние от вскрышных забоев до поста, где производится обмен составов составляет 3 км.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						22
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

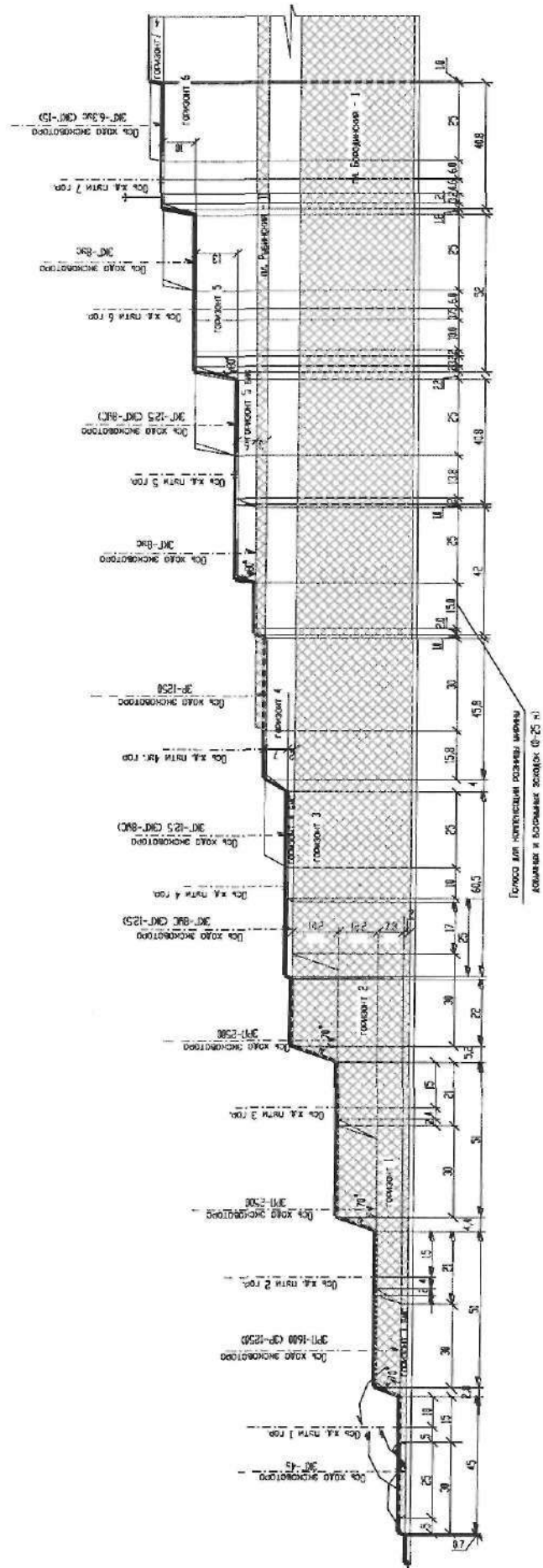


Рисунок 3.1.- Элементы системы разработки разреза Бородинский

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист 23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



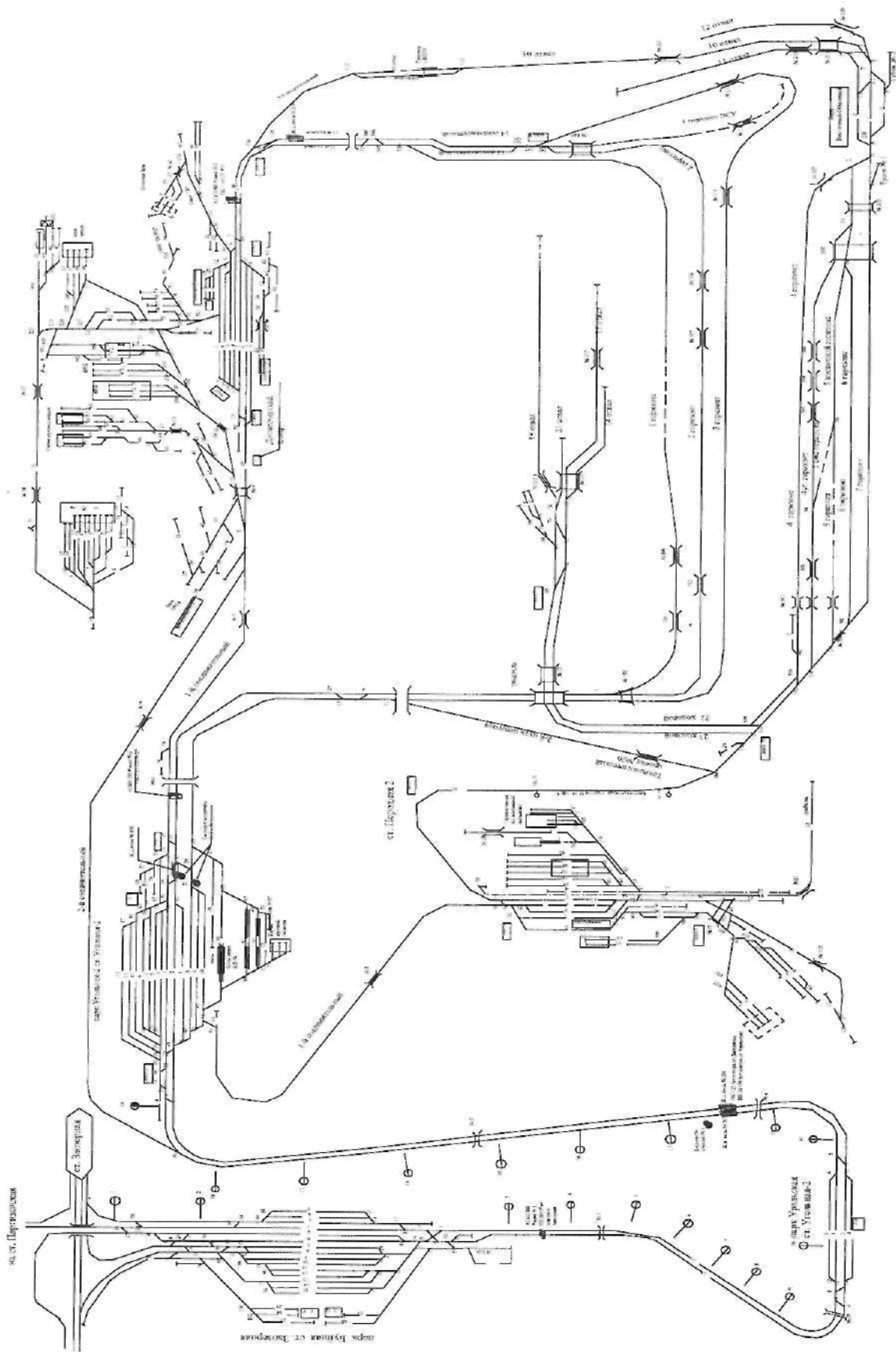


Рисунок 3.2- Схема подъездных путей филиалов Разрез Бородинский и Бородинское ПТУ

Условные обозначения: условные обозначения в системе автоматизированного камерного учета движения поездов (АСУ ДП).

система учета движения поездов (АСУ ДП) в депо.

система учета движения поездов (АСУ ДП) в депо.

система учета движения поездов (АСУ ДП) в депо.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

ДП- 130403.65 -2016 ПЗ

Лист

24

### 3.2 Обоснование способа разработки и определение глубины карьера

Способ разработки (способ добычи) – это совокупность технических средств и технологических процессов по извлечению полезных ископаемых из недр Земли. Открытый способ добычи полезных ископаемых представляет собой совокупность горных работ, при которой все процессы, связанные с извлечением полезного ископаемого из недр, совершают на дневной поверхности. Горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения полезных ископаемых открытым способом, называют карьером, а в угольной промышленности – разрезом.

Открытый способ отработки Бородинского месторождения принят исходя из условий геологического залегания и фактического опыта работы предприятия, добывающих уголь в подобных условиях. Месторождение имеет следующие особенности строения:

- угольные пласты залегают горизонтально (угол падения 0-3 град.);
- угольные пласты залегают на небольшой глубине (5-50 м) и местами выходят на дневную поверхность;
- угольные пласты имеют большую мощность (2-53 м);
- небольшая мощность пропластков пустых пород (2-25 м);
- угольные пласты простираются на большие расстояния:  
с севера на юг на 3,5 км;  
с запада на восток на 7,5 км.

По форме Бородинское месторождение можно отнести к плитообразным, по строению – простым с однородным строением. При разработке простых месторождений применяют валовый способ выемки. По углу падения месторождение определяют как с пологим (до 3°) залеганием. По мощности относят к месторождениям большой мощности.

Граничный коэффициент вскрыши определяют по формуле:

$$K_{cp} = \frac{C_o - C_d}{C_e} = \frac{487 - 01,4}{95,21} = 1,05 \text{ м}^3/\text{т} = 1,10 \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (3.1)$$

где  $C_o$  - допустимая себестоимость (равная оптовой цене за уголь), руб./т;

$C_d$  - себестоимость собственно добычи угля, руб./т;

$C_e$  - себестоимость собственно вскрыши, руб./м<sup>3</sup>.

Разработка месторождения открытым способом рентабельна, когда себестоимость полезного ископаемого не превышает определенной величины. В нашем случае сравнение ведется со средним коэффициентом вскрыши.

$$K_{cp} \geq K_{cp}, \quad (3.2)$$

Для большой площади разреза, когда можно не учитывать разнос бортов, средний коэффициент вскрыши можно определить

$$K_{cp} = H/m \cdot \gamma = 47/46,8 \cdot 1,26 = 0,797 \text{ м}^3/\text{т} = 1,004 \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (3.3)$$

где  $H$  – мощность вскрыши в разрезе, м;

$m$  – мощность полезного ископаемого, м;

$\gamma$  – плотность полезного ископаемого, т/м<sup>3</sup>.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

Условие выполняется, следовательно, разработка Бородинского месторождения открытым способом целесообразна.

На основании геологических данных в соответствии с рекомендациями Гипроруды, устанавливают угол погашения рабочего борта- 35°, угол откоса рабочего уступа 80° на вскрышных работах, 70° на добычных работах, результирующий угол наклона рабочего борта разреза 12° и границы карьера в плане:

- на севере - по существующему нерабочему борту;
- на юге - по южным выходам пласта Бородинский-1;
- на западе - по промышленному контуру пласта «Бородинский-1» с учетом необходимого спрямления для обеспечения выезда железнодорожного транспорта с нижнего угольного откаточного горизонта;
- на востоке – по выходу пласта Бородинский-1 под наносы, с учетом максимального количества запасов в границы поля разреза и необходимости соблюдения санитарно-защитной зоны около с. Бородино, с. Солонечное и р. Яруль.

К главным параметрам карьера относят: конечную глубину, размеры по дну и на поверхности, углы откоса бортов, общий объем горной массы и запасы полезного ископаемого в его контурах.

Процесс установления границ карьера на плане и геологических сечениях называют оконтуриванием карьеров. В проектной практике, для упрощения расчетов, границы карьера устанавливают, сопоставляя граничный коэффициент вскрыши со средним, текущим или контурным коэффициентами вскрыши. При разработке горизонтальных и пологих залежей оконтуривание карьера сводят к определению его размеров в плане по дну и на поверхности, так как глубина его соответствует разнице абсолютных отметок поверхности и почвы пласта полезного ископаемого. В нашем случае глубина разреза определяется как абсолютная разность высотных отметок поверхности и почвы пласта Бородинский-2, а также с учетом результатов геологической разведки и в среднем составляет - 120 м.

Определение границ карьера производят на поперечных геологических разрезах. При этом отстраивают несколько положений бортов под углами их погашения.

Длину карьера по дну принимают равной длине залежи по простиранию, ширину  $b_d$  (м) для каждого варианта измеряют на разрезе.

Рассчитывают запасы полезного ископаемого и объем горной массы в контуре доработки ( $m^3$ ):

$$P_i = h_i \cdot L_p \cdot b_{di} = 46,88 \cdot 1746 \cdot 8250 = 675283 \text{ м.м}^3; \quad (3.4)$$

$$\begin{aligned} V_{pi} &= b_{di} \cdot L_p \cdot (H_i + h_i) + (L_p + b_{di}) \cdot (H_i + h_i)^2 \cdot ctg \gamma_{cp} + 1,05 \cdot (H_i + h_i)^3 \cdot ctg^2 \gamma_{cp} = \\ &= 8250 \cdot 1746 \cdot (46,88 + 47) + (1746 + 8250) \cdot (46,88 + 47)^2 \cdot ctg 30^\circ + \\ &+ 1,05 \cdot (46,88 + 47)^3 \cdot ctg^2 30^\circ = 1526558,2 \text{ м.м}^3, \end{aligned} \quad (3.5)$$

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Контурный коэффициент вскрыши ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ), (отношение общего объема породы в контурах карьера  $V$  ( $\text{м}^3$ ) к запасам полезного ископаемого  $P$  ( $\text{м}^3$ ) в этих же контурах) можно определить:

$$\text{Кв.к}=(V_i-P)/P=(1526558,2-675283)/675283=1,26 \text{ м}^3/\text{м}^3 < 5,1 \text{ м}^3/\text{м}^3$$

где  $P_i$  – запасы полезного ископаемого в  $i$ -м контуре карьера,  $\text{м}^3$ ;

$h_i$  – средняя вертикальная мощность пласта полезного ископаемого в  $i$ -м контуре карьера, м.;

$L_p$  – длина рудного тела по простиранию, м.;

$d_{\text{дн}}$  – ширина карьера по дну в  $i$ -м контуре карьера, м.;

$V_{\text{гн}}$  – объем горной массы в  $i$ -м контуре карьера,  $\text{м}^3$ ;

$H_i$  – средняя мощность вскрыши в  $i$ -м контуре, м.;

$\gamma_{\text{ср}}$  – средний угол откоса бортов карьера, град.

Геометрический анализ карьерного поля проводится на основании плана карьерного поля, разбитого в соответствии с профильными линиями на 9 этапов по простиранию залежи с севера на юг до границы горного отвода и 14 подэтапов с запада на восток. По изолиниям мощностей были определены средние значения мощности вскрышных пород и угля по пластам в пределах каждого участка и по всем этапам. Мощность угля складывалась из суммы мощностей по 4 угольным пластам, мощность вскрыши – из суммы внешней вскрыши и междупластья двух угольных пластов. Все данные занесены в таблицу 3.2.

Таблица 3.2 – Значения мощности вскрыши и угля ( $H/h$ )

Под-этапы	Этапы								
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX
1	17/41	18/43	19/42	45/46	45/48	43/45	37/40	34/35	33/22
2	18/44	20/45	30/44	30/46	40/44	40/43	35/44	32/44	27/16
3	21/44	20/46	40/48	44/48	43/47	38/42	41/43	31/44	21/24
4	38/44	39/45	48/47	45/47	25/44	36/47	36/41	28/40	22/18
5	44/42	48/44	43/46	28/49	32/46	33/42	30/41	25/40	22/18
6	43/44	46/46	46/44	42/46	38/38	35/38	29/37	24/24	25/17
7	46/42	45/38	44/36	43/38	43/35	31/39	27/35	20/21	20/16
8	25/42	36/36	41/35	38/33	36/37	35/37	26/34	20/31	18/16
9	26/38	34/37	34/36	28/33	25/33	32/30	25/23	22/20	19/14
10	24/36	33/36	20/37	24/34	28/25	30/19	28/23	27/17	19/14
11	25/35	30/33	27/36	25/18	26/14	25/16	21/17	25/17	20/14
12	26/33	22/19	22/25	26/16	25/14	24/16	26/13	21/16	20/14
13	25/17	21/16	24/15	21/11	20/12	21/14	25/16	24/16	18/15
14	22/17	23/15	23/16	21/14	17/11	19/15	24/15	22/11	19/18
$\bar{H}$	31,9	34,4	34,7	35,1	33,9	32,5	30,9	27,6	25,2
$\bar{h}$	35,2	34,5	35,4	32,8	30,6	33,3	31,9	28,5	17,2

На основании полученных данных определяют объемы вскрыши и угля по каждому этапу каждого направления по формулам:

$$V_i^e = \sum_{i=1}^n H_i \cdot S_i, \quad V_i^d = \sum_{i=1}^n h_i \cdot S_i, \quad (3.6)$$

где  $H_i, h_i$  - соответственно, средние значения мощностей вскрыши и угля в пределах  $i$ -го этапа;

$S_i$  - площадь  $i$ -го этапа.

Далее для каждого этапа определяется средний коэффициент вскрыши по формуле:

$$K_{si} = \frac{V_i^e}{V_i^d}, \quad (3.7)$$

С учетом заданной производительности определяется продолжительность отработки каждого этапа из выражения:

$$T_i = \frac{V_i^d}{A_p}, \quad \text{лет}, \quad (3.8)$$

Все расчеты сведены в таблицу 3.3.

По нарастающим объемам вскрыши и угля строятся зависимости мощности вскрыши и полезного ископаемого от этапа разработки (рисунок 3.4), график горно-геометрического анализа карьерного поля (рисунок 3.5) и кумулятивный график  $V = f(P)$  (рисунок 3.6.) по принятому направлению развития фронта работ.

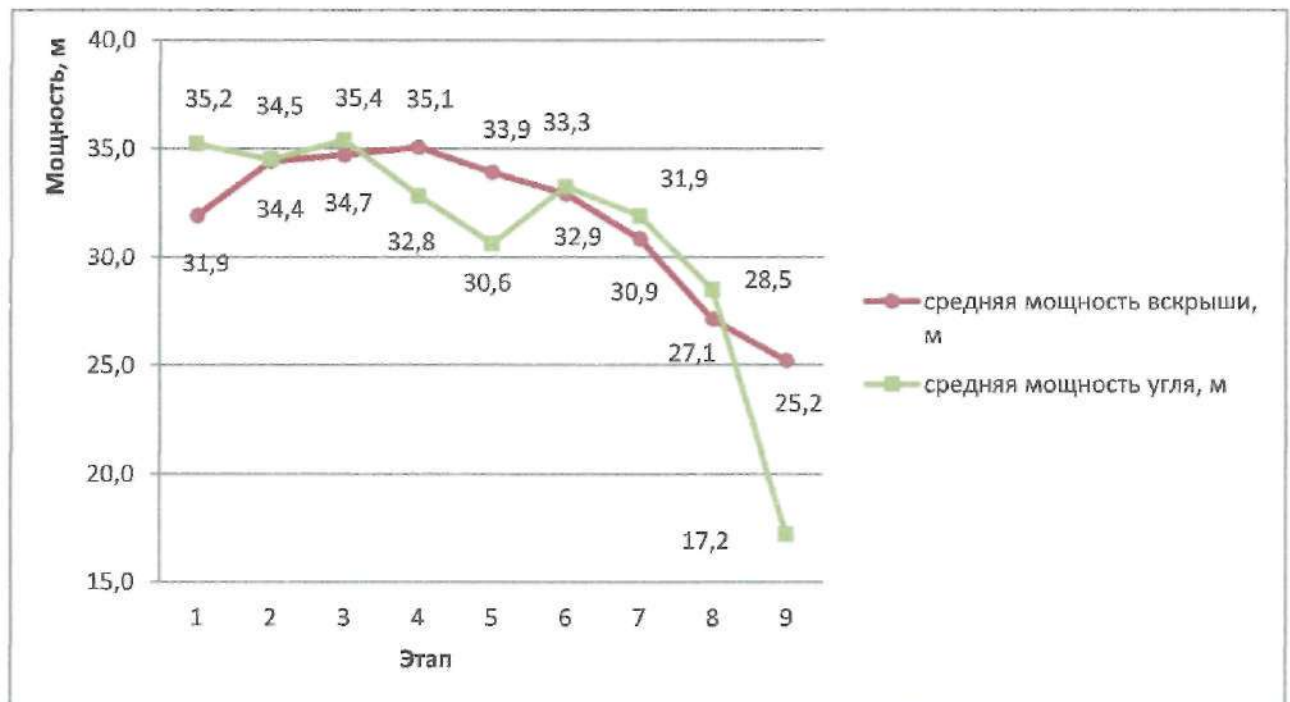


Рисунок 3.4.- График зависимости средней мощности вскрыши и угля от периода разработки.

Таблица 3.3. – Поэтапные и нарастающие объемы вскрыши и угля, коэффициент вскрыши, сроки отработки этапов

№ этапа	Поэтапный объем		Нарастающий объем		Т, лет	K <sub>т</sub> , м <sup>3</sup> /т	K <sub>т</sub> , м <sup>3</sup> /тн
	P, т.тн	V, т.м <sup>3</sup>	P, т.тн	V, т.м <sup>3</sup>			
1	89 450	64 368	89 450	64 368	6,0	0,72	89 450
2	87 636	69 408	177 085	133 776	5,8	0,79	87 636
3	89 867	69 984	266 953	203 760	6,0	0,78	89 867
4	83 354	70 704	350 306	274 464	5,6	0,85	83 354
5	77 838	68 400	428 144	342 864	5,2	0,88	77 838
6	72 395	65 520	500 539	408 384	4,8	0,91	72 395
7	69 492	51 552	570 030	459 936	4,6	0,74	69 492
8	62 052	45 072	632 083	505 008	4,1	0,73	62 052
9	43 727	40 752	675 810	545 760	2,9	0,93	43 727
Σ	675 340	545 760			45,1	0,81	675 340

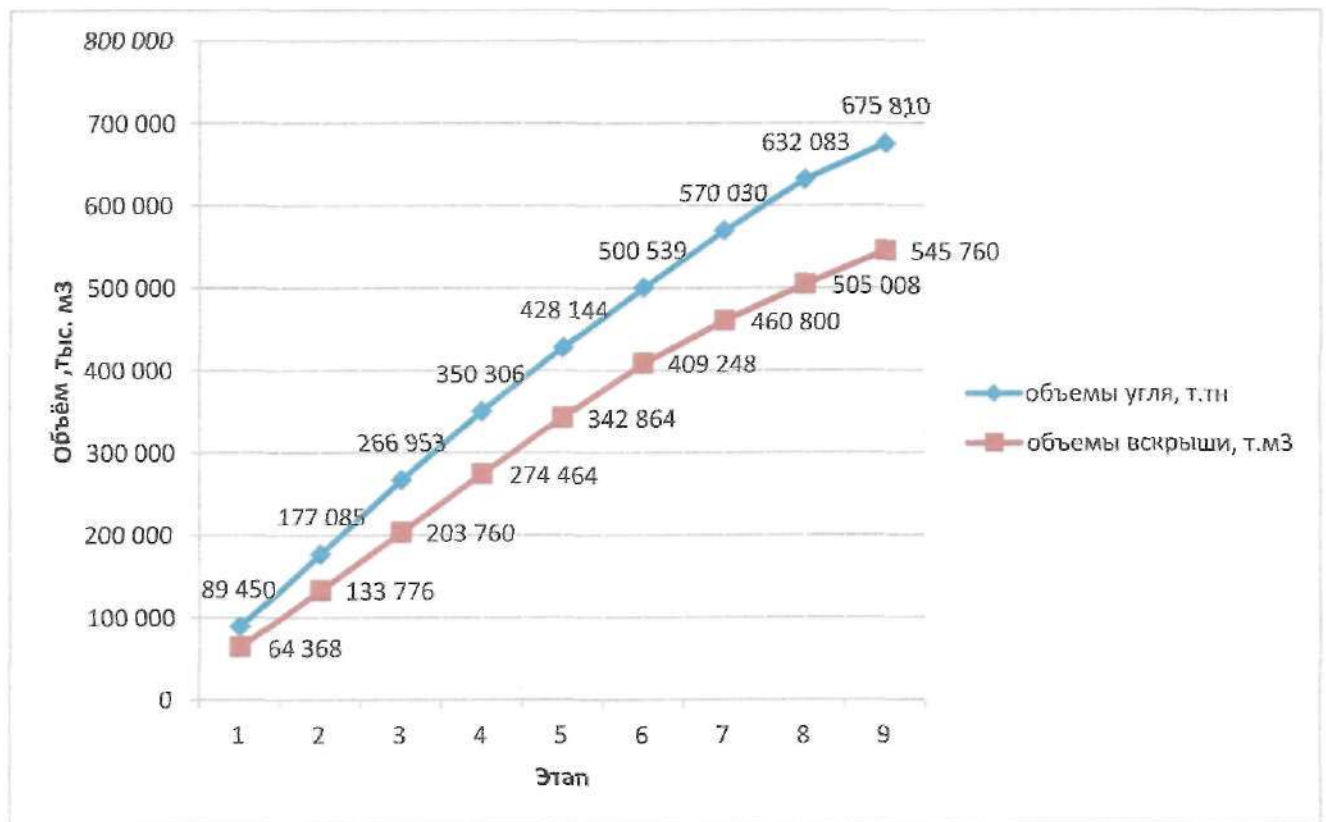


Рисунок 3.5. График горно-геометрического анализа разреза Бородинский

### Кумулятивный график $V=f(P)$ , млн.м3



Рисунок 3.6. -Кумулятивный график  $V = f(P)$

Для принятого варианта построен календарный график режима горных работ – рисунок 3.7.

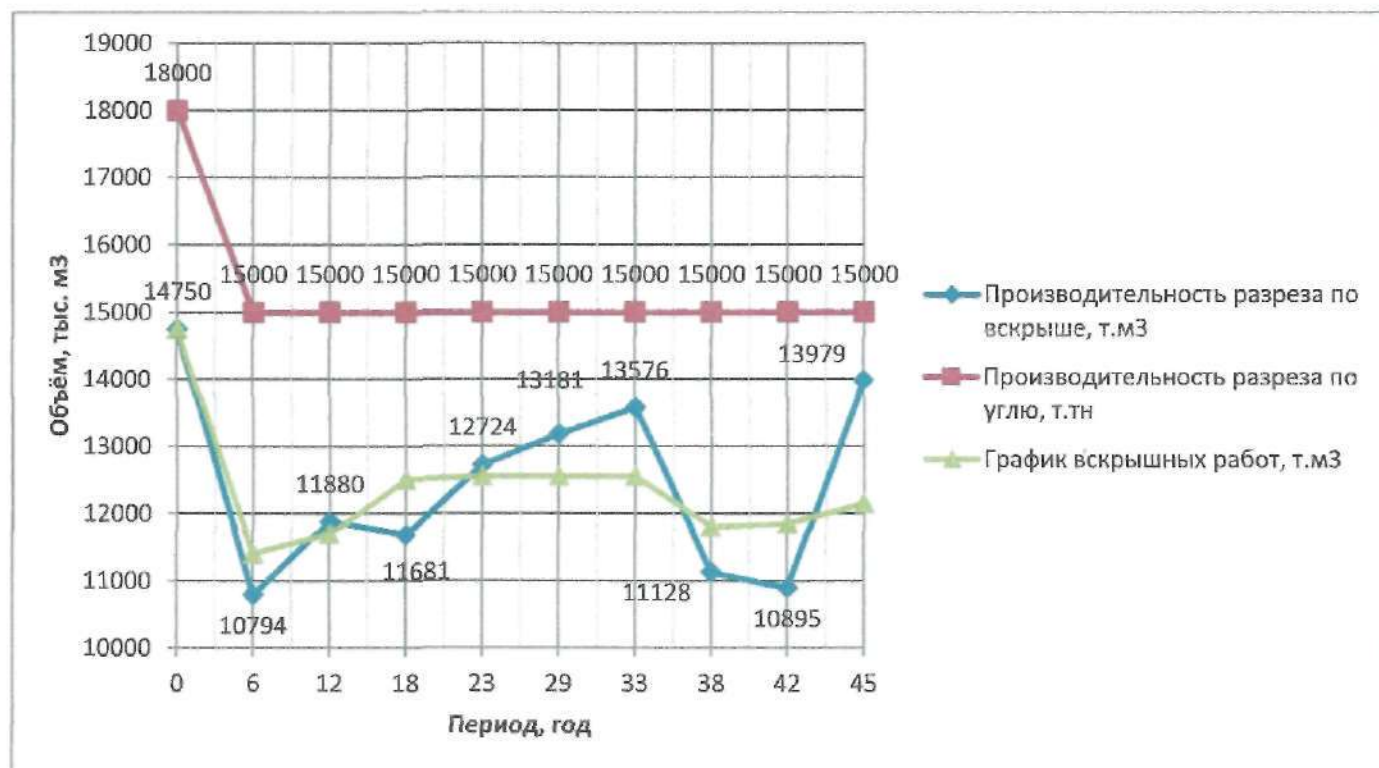


Рисунок 3.7. –График режима горных работ.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

На графике выполнено календарное изменение распределения вскрыши по этапам. Количество этапов сокращено до 3-х. Выемка части вскрышных пород на 23-33 и 45 годы отработки перенесены на более ранний период, тем самым «сглажены» пиковые нагрузки на оборудование, вместе с тем в периоды 18, 38-42 годы при снижении мощности вскрыши над угольными пластами, погашается отставание за предыдущие периоды и выполняются «заделы» под последующие приросты объемов выемки вскрыши.

Окончательно принятые параметры разреза представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.4.- Параметры разреза

Наименования	Ед. изм.	Значения
Глубина	м	120
Ширина по дну	м	350
Длина по дну	м	5000
Коэффициенты вскрыши: граничный		5,1
Средний	м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup>	1,004
Текущий		1,02
Потери	%	2
Разубоживание	%	3
Объем горной массы в контуре карьера, всего:	тыс. м <sup>3</sup>	1 082 117
- порода	тыс. м <sup>3</sup>	545 760
- уголь	тыс. м <sup>3</sup>	536 357

### 3.3 Общий режим работы и производительность карьера

«Разрез Бородинский» по климатическим условиям относят к северным районам. В холодное время года при работах, ведущихся на открытом воздухе, предусматривается обогрев людей через определенные промежутки времени. Возможно при неблагоприятной погоде (низкая температура воздуха, большая скорость ветра и метели) рабочий день сокращают на 1-2 часа или работы прекращают совсем. В условиях «Разреза Бородинский» используют машины и механизмы в северном исполнении с утепленными герметизированными кабинами, с повышенной надежностью изоляции электродвигателей, токоприемников, генераторов, усиленной теплоизоляцией дизельных двигателей.

Для выполнения условий договоров на поставку угля для топливно-энергетических отраслей принимают непрерывный режим работы. Вместе с тем, несмотря на то, что в реальной обстановке объемы отгрузки угля в зависимости от отопительного сезона сильно отличаются в пределах года, в дальнейших расчетах не предусматривается остановка добычи угля летом, а добыча угля ведется равномерно по всем месяцам года.

На добыче, вскрыше, отвалообразовании число рабочих дней в течение года принимаем 365, с двумя рабочими сменами в сутки, при продолжительности смены 12 часов.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						31
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



На вспомогательных работах - 260 рабочих дней в году, с одной рабочей сменой в сутки, при восьмичасовой смене.

Рекультивация нарушенных земель носит сезонный характер (с 1 мая по 1 ноября). Количество календарных дней составляет 184, расчетных рабочих дней - 150. Принимается режим работы в одну-две смены с продолжительностью - 8 часов.

Срок службы разреза определяется:

$$T_k = \frac{P}{A_p} + T_c + T_{нар} + T_z = \frac{675810}{15000} + 0 + 0 + 2 \approx 47 \text{ лет}, \quad (3.9)$$

где  $P$  - промышленные запасы, тыс. т;

$A_p$  - годовая производительность разреза по углю, тыс. т;

$T_c, T_{нар}, T_z$  - соответственно, период строительства разреза, наращивания производственной мощности, период затухания горных работ.

Производительность карьера и срок существования удовлетворяют нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки. На основании горно-геометрического анализа средний коэффициент вскрыши равен 0,81 м<sup>3</sup>/т. Производительность разреза по добыче полезного ископаемого 15 млн.т в год, по вскрыше колеблется от 11,5 млн.м<sup>3</sup> до 12,5 млн.м<sup>3</sup>, в среднем вскрыша до конца отработки составит 12,130 млн. м<sup>3</sup> в год.

Время доработки разреза в пределах существующего горного отвода 2014 -2057 годы. Погашение горных работ в период 2057-2058 годы. Производительность разреза приведена в таблице 3.5.

Таблица 3.5- Производительность разреза

Производительность	Вскрыша, тыс. м <sup>3</sup>			Добыча, тыс. т
	Общая	в том числе		
		по бестранспортной схеме	по транспортной схеме	
Годовая	12130	1680	10620	15000
Месячная	1010,7	140	885	1250
Суточная	33,34	4,604	29,096	41,096
Сменная	16,67	2,302	14,548	20,548

### 3.4. Структура комплексной механизации

Комплексная механизация вследствие больших объёмов, различия в свойствах и назначении разрабатываемых горных пород (полезные ископаемые, пустая порода или крепкие и мягкие породы, некондиционное полезное ископаемое и т.п.) осуществляется по технологическим потокам, под которыми понимается технологически связанная совокупность горных и транспортных машин определённой производительности, независимо ведущих разработку определённой зоны горного отвода с выполнением всех технологических процессов: подготовка горных пород к выемке, выемка и

погрузка, перемещение из забоя к местам приёма горных пород, отвалообразование пустых пород или складирование полезных ископаемых.

Основные требования, предъявляемые к комплексам оборудования, заключаются в следующем.

1. Комплекс оборудования должен соответствовать принятым системам разработки и вскрытия, размерам и форме карьера, его мощности, сроку строительства и эксплуатации, организационным условиям ведения горных работ, а также средствам механизации, устанавливаемым у потребителей сырья.

2. Чем меньше число действующих машин и механизмов входит в комплекс, тем надежнее, производительнее и экономичнее его работа. То есть следует отдавать предпочтение одной машине взамен нескольких машин меньшей мощности.

3. Комплексы по возможности следует обеспечивать машинами непрерывного действия.

4. Комплексы оборудования должны полностью удовлетворять требованиям безопасности горных работ, обеспечивать полноту извлечения запасов полезного ископаемого из недр, требуемое качество продукции и возможность комплексного использования всех видов полезного ископаемого.

5. Отдельные машины и механизмы комплекса по своим параметрам должны соответствовать друг другу (высота погрузки и разгрузки, отношения геометрических емкостей, динамические нагрузки и т.д.). Для проектируемого разреза с простым залеганием полезного ископаемого применяемое оборудование должно быть серийным, типовым, позволяющим производить замену.

Учитывая годовой объем добычи и вскрыши, реально возможные пиковые нагрузки в течение года, коэффициент резерва мощности и производительности

не менее 1,5-1,7, в данном проекте предусматривается применение мощных роторных экскаваторов с повышенным усилием резания. Применение роторных экскаваторов обеспечивает нужную крупность угля, необходимый объем добычи угля и не требует предварительного его механического рыхления.

На выемке вскрышных пород применяют экскаваторы типа механическая лопата с емкостью ковша 8 м<sup>3</sup> и 12,5 м<sup>3</sup> на гусеничном ходу. Наличие практически во всей толще вскрыши скальных твердых включений и тонких угольных пластов, которые залегают неравномерно и западаниями, применение на вскрыше роторных экскаваторов затруднено. Перемещение вскрышных пород ведется вдоль фронта работ уступов во внутренние отвалы. Погрузка угля и вскрыши осуществляется в средства железнодорожного транспорта.

В проекте принята структура комплексной механизации по предприятию-аналогу разреза «Бородинский» – комплекс параллельной многолинейной структуры с непосредственным и через склад взаимодействием звеньев.

						ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			33

В структуре механизации действуют следующие технологические звенья: ЗПВ(звено подготовки пород к выемке); ЗВП(звено выемки и погрузки породы); ЗТ(звено транспорта); ЗОС (звено отвалообразования и складирования). Все звенья механизации разреза взаимосвязаны, однако остановка отдельной единицы оборудования структурной линии, в общем случае, не влечет за собой остановку на данной и других линиях, а только уменьшает их производительность. Все оборудование, входящее в состав структуры подобрано в соответствии с горно-геологическими, климатическими условиями разработки и производственной мощностью разреза. Парк оборудования приведен в соответствующих разделах работы.

### 3.5 Система разработки

#### 3.5.1 Выбор системы разработки

При принятой классификации по способу производства вскрышных работ и механизации выемки и доставки пород (классификация Н.В. Мельникова) на разрезе принята комбинированная система разработки.

В основу классификации акад. В.В. Ржевского положен характер расположения и перемещения фронта работ. С учетом направления подвигания забоев и конфигурации фронта работ проектом рассматривается система разработки:

-сплошная продольная однобортовая (СДО) с внутренними отвалами. Вскрышные и добычные уступы обрабатываются горизонтальными слоями при параллельном перемещении фронта работ с севера на юг и по падению пластов.

Протяженность фронта работ определяется размерами карьерного поля и составляет 5600 м. Вскрышные работы ведутся на пяти горизонтах с вывозкой породы во внутренние отвалы. Междупласть угольных пластов Бородинский-1 и Бородинский-2 обрабатывается по бестранспортной схеме с применением драглайна и размещением породы в выработанном пространстве на основном поле разреза.

Добычные работы ведутся с применением роторных экскаваторов и экскаваторов циклического действия. Погрузка угля ведется в вагоны РЖД и собственного парка непосредственно в забое.

Отвалообразование осуществляется экскаваторами циклического действия.

#### 3.5.2 Элементы системы разработки

Элементы системы разработки определены в соответствии с параметрами применяемого основного выемочно-погрузочного, горно-транспортного оборудования, а также горно-геологическими условиями поля разреза.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

### Вскрышные работы:

Ширина рабочих площадок, высота уступов и угол откоса уступа приняты в соответствии с применяемым типом размером вскрышного и транспортного оборудования по данным предприятия-аналога. Выемка вскрыши при отработке междупластий Бородинский-1-Бородинский-2 и Рыбинский-1-Рыбинский-2 ведется одним уступом и его высота равна мощности междупластий, не более 10 м. Внешняя вскрыша отрабатывается в среднем в два уступа при высоте уступа не более 14 м.

Максимальная высота вскрышного уступа на транспортной вскрыше, а также бестранспортной для различных типов экскаваторов представлена в таблице 3.6.

Углы откоса уступов приняты в соответствии с горно-геологическими условиями и с учетом опыта работы предприятия-аналога и составляют:

- угол откоса рабочего борта на вскрыше - 80 град.;
- угол откоса рабочего борта на добыче - 70 град.;
- угол откоса нерабочего борта - 35 град.

Высота уступа не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора. С учетом запаса 10% (для выполнения оборки «kozyрьков» и «нависей») и взаимозаменяемости экскаваторов в забоях приняты следующие параметры (таблица 3.6).

Таблица 3.6 - Высота уступа и ширина заходки и рабочей площадки

Модель экскаватора	Высота уступа, м	Ширина заходки, м	Угол откоса уступа, град	Ширина рабочей площадки, м
ЭКГ-8ус	14	22	80	45
ЭШ-10/70	10	35	50	90,5
ЭКГ-12,5	14	25	80	52

### Добычные работы:

Элементы системы разработки при ведении добычных работ определяются исходя из параметров основного выемочно-погрузочного и горно-транспортного оборудования, а также условий безопасного ведения работ. Параметры системы разработки при ведении добычных работ для различных типов экскаваторов приняты по данным предприятия-аналога и приведены в таблице 3.7.

Таблица 3.7 - Высота уступов и ширина рабочих площадок на добыче

Модель экскаватора	Высота уступа, м	Ширина заходки, м	Угол откоса уступа, град	Ширина рабочей площадки, м
ЭКГ-4у	10	25	70	30
ЭР-1250	16	30	70	45
ЭРП-1600	18	30	70	45
ЭРП-2500	21	30	70	66,5

Пласт Бородинский-1 в расщепленной части обрабатывается двумя уступами со средней высотой уступа 21 м. В слитой части пласта выемка угля производится в три уступа со средней высотой уступа 20 м. При выемке угля пластов Рыбинский-1, Рыбинский-2 и Бородинский-2 высота уступов равна мощности этих угольных пластов.

### 3.5.3 Организация работ

Вскрышные работы:

Отработка запасов основного поля предусматривается одним сплошным фронтом длиной около 5,6 км с направлением горных работ на юг по падению пластов.

Основное поле разреза разрабатывается по комбинированной системе разработки, включающей элементы транспортной (с погрузкой в средства железнодорожного транспорта) и бестранспортной схем экскавации. По транспортной схеме обрабатываются внешняя вскрыша и междупластья пластов Рыбинский-1 - Рыбинский-2 и Рыбинский-2 - Бородинский-1, по бестранспортной - междупластье пластов Бородинский-1-Бородинский-2.

По транспортной системе производится выемка около 80% вскрыши. В дипломном проекте эти работы выполняют экскаваторами ЭКГ-12,5 и ЭКГ-8ус.

Выемка породы производится с частичным рыхлением взрывными работами. Порядок отработки породных уступов – последовательный по челноковой схеме.

Вскрышные породы вывозятся через путепровод тоннельного типа на западе и через пост Восточный-Обменный на внутренние отвалы в выработанное пространство основного поля и участка Восточный соответственно.

Выемка вскрышных пород междупластья осуществляется при движении драглайна ЭШ 10/70 от границ слияния пластов Бородинский-I и Бородинский-II до границы балансовых запасов пл. Бородинский-II, с холостым проходом в обратном направлении. При мощности междупластья до 12м экскаватор располагается на кровле междупластья и работает с нижним черпанием, а при дальнейшем увеличении мощности вскрыши экскаватор располагается на подуступе и работает с верхним и нижнем черпанием. Ширина заходки при бестранспортной системе разработки 35 м.

Добычные работы:

На основном поле разреза добыча угля ведется из четырех угольных пластов: Рыбинский-1, Рыбинский-2, Бородинский-1 и Бородинский-2.

Пласт Бородинский-I обрабатывается в 2-3 уступа. Высота уступов до 21 м, в дипломном проекте приняты роторные экскаваторы ЭРП-2500 и ЭРП-1600.

Пласты Рыбинский-I, Рыбинский-II и Бородинский-II обрабатываются каждый одним уступом высотой до 10 м роторными экскаваторами ЭР-1250.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

Ширина добычной заходки по пластам Рыбинский-I, Рыбинский-II и Бородинский-I определялась конструктивными параметрами применяемого оборудования и принята равной 30 м.

Для добора угля в западениях почвы пласта Бородинский-1 и 2 предусматривается использовать экскаваторы мехлопаты ЭКГ-4у. Работа экскаваторов по пласту Бородинский-1 предусматривается по челноковой схеме, с общим направлением отработки пласта вниз по падению.

Выемка угля пл. Бородинский II осуществляется роторным экскаватором ЭР-1250 за вскрышными экскаваторами ЭШ-10/70, с отставанием не менее, чем на длину маршрута с погрузкой в железнодорожный транспорт. Ширина заходки по пласту Бородинский-II определяется шириной заходки драглайна, обрабатывающего междупластье по бестранспортной системе и составляет 35 м.

### 3.6 Календарный план

Календарный план горных работ - это распределение объемов вскрыши и добычи по годам. Календарный план является документом, на основании которого производятся горные работы. В дипломном проекте календарный план составлен на все годы доработки месторождения при условии, что разрез работает с заданной производительностью по углю 15 млн.тн в год.

Календарный план приведен в табличной форме – таблица 3.8.

Годовое подвигание фронта работ в период 2014-2018 гг.:

$$y_z = \frac{A_g}{\gamma_z \cdot \sum L_g} = \frac{15 \cdot 10^6}{1,26 \cdot 46,88 \cdot 5600} = 16 \text{ м}, \quad (3.10)$$

где  $A_g$  - годовая производительность разреза по углю, т;

$\sum h$  - суммарная мощность угольных пластов, м;

$L_g$  - длина добычного фронта, м.

Подвигание фронта работ за пятилетний период планирования

$$y_o = y_z \cdot T_n = 16 \cdot 5 = 80 \text{ м}, \quad (3.11)$$

где  $T_n$  - продолжительность периода планирования, лет.

Объем добытого угля за период планирования

$$V_g = A_g \cdot T_n = 5 \cdot 10^6 \cdot 5 = 15 \cdot 10^6 \text{ т}. \quad (3.12)$$

Годовая производительность разреза по вскрыше определяется из условия равного подвигания фронтов добычных и вскрышных работ:

$$A_g = \sum H \cdot L_{\phi} \cdot y_g = 47 \cdot 5320 \cdot 46 = 11500000 \text{ м}^3, \quad (3.13)$$

где  $\sum H$  - суммарная мощность вскрыши, м;

$L_{\phi}$  - длина вскрышного фронта, м.

Эксплуатационный коэффициент вскрыши

$$K_g = \frac{A_g}{A_g} = \frac{11,5 \cdot 10^6}{15 \cdot 10^6} = 1,77 \text{ м}^3/\text{т}. \quad (3.14)$$

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист 37
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Участок Восточный, расположенный на восточной границе разреза, законсервированный в 2004 году по причине низкого качества углей и трудности сбыта, учтен в календарном плане. Объем балансовых запасов угля пласт Бородинский-1 составляет 8780 т.тн. Вскрытый уголь вдоль восточной и западной границ полностью засыпан отвалами, отсылаемыми по транспортной системе экскаватором ЭКГ-10.

Расконсервация участка может быть осуществлена путем вскрытия засыпанного откоса пласта на ширину траншеи 30 м для размещения вскрыши первой заходки и транспортной площадки. Проходка указанной траншеи будет осуществлена драглайном типа ЭШ 10.70.

Срок консервации этого участка в действующем проекте отработки определялся наличием потребителя на уголь данного качества либо при доработке запасов основного поля разреза (после 2036 года). В календарном плане дипломного проекта период отработки участка установлен по аналогу в 2039-2046 годы.

### **3.7 Технология и организация производственных процессов**

#### **3.7.1 Подготовка пород к выемке**

Подготовка пород к выемке выполняется с применением взрывных работ. Взрывные работы обеспечивают требуемую кусковатость взорванной горной массы при сохранении сортности и качества полезного ископаемого; качественную проработку подошвы уступа; объем взорванных пород, достаточный для бесперебойной и высокопроизводительной выемки и погрузки; безопасность и экономичность горных работ.

Основной объем вскрыши, в том числе и междупластий, представлен рыхлыми и полускальными породами четвертичного и юрского возраста.

Четвертичные отложения распространены повсеместно и представлены суглинками мощностью 0,5-15 м.

Юрские отложения представлены слабосцементированными разностями песчаников, алевролитов и аргиллитов.

Наибольшее распространение имеют песчаники, наименьшее - аргиллиты. Характерной особенностью месторождения является практически повсеместное распространение во вскрышной толще линзовидных включений крепких скальных пород.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						38
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 3.8- Календарный план

Годы эксплуатации и	Наименование участка	Добыча угля, тыс. т						Вскрыша, тыс.м3			Коэфф. вскрыши м3/т
		Всего	в том числе по пластам:					Всего	В том числе		
			Рыбински й-1	Рыбинский- 2	Бородински й-1	Бородински й-2	Всего		ж.д	Б/т	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
2016	Основное поле	15000	700	1200	11600	1500	11500	10100	1400	0,77	
2017	Основное поле	15000	390	1430	11680	1500	11500	10100	1400	0,77	
2018	Основное поле	15000	390	1430	11680	1500	11500	10100	1400	0,77	
2019	Основное поле	15000	390	1430	11680	1500	11500	10050	1450	0,77	
2020	Основное поле	15000	340	1500	11660	1500	11500	10050	1450	0,77	
2016-2020	Основное поле	75000	2210	6990	58300	7500	57500	50400	7100	0,77	
2021-2030	Основное поле	150000	2800	16855	114645	15700	118500	100800	17700	0,79	
2031-2040	Основное поле	150000	400	18610	117590	13400	124000	108100	15900	0,83	
2041-2050	Основное поле и уч. Восточный	150000	2160	17550	119290	11000	124000	112250	11750	0,83	
2051-2060	Основное поле	147340	150	10110	127850	9700	119710	112710	7000	0,81	
2061-207-	Основное поле	3000	50	600	1800	550	2050	1450	600	0,68	
Всего	Основное поле и уч. Восточный	675340	7770	70715	539475	57850	545760	485710	60050	0,81	



Крепкие породы представлены песчаниками и алевролитами на карбонатном цементе и кремнисто-карбонатном цементе.

По вскрышным породам взрывные работы ведут с целью рыхления крепких включений, входящих в состав вмещающих пород, в течении всего года, а дополнительно по мёрзлой корке уступов в зимний период.

По углю, в частности по пластам Бородинский-2 и обоим пластам Рыбинским, взрывные работы выполняют при подготовке забоя роторным экскаваторам с целью ослабления кристаллической решетки, при отработке экскаваторами цикличного действия с целью обеспечения нормальной крупности.

Выбор модели бурового станка производится по относительному показателю трудности бурения. Результаты инженерно-геологического изучения свойств пород Бородинского месторождения позволяют классифицировать породы по крепости следующим образом:

1. Четвертичные породы относятся к I категории по буримости и 2-ой категории по экскавации. В общем объеме вскрыши четвертичные породы составляют 10 %.

2. Песчаники, алевролиты, аргиллиты (юрские отложения) относятся к V-ой категории по буримости и 3-ей категории по экскавации. В общем объеме вскрыши породы данной категории составляют 8 %.

3. Уголь пластов Бородинский-2 и Рыбинские относится к VI-ой категориям по буримости и 4-ой категории по экскавации. Взрывается 100%.

В среднем по обуриваемым породам в разрезе можно принять категорию буримости- V. Коэффициент крепости пород по М.М.Протодяконову – не более 6. При имеющейся развитой сети электроснабжения выбираем станок с электроприводом. Для дальнейших расчетов в проекте принимаем на вскрышных и добычных уступах буровые станки шнекового бурения типа СБР-160А -24 с диаметром пробуренных скважин 160мм.

Максимально допустимый линейный размер куска породы зависит от ёмкости ковша экскаватора и составляет 1м, размер куска угля по техническим условиям - 0,3 м.

Степень дробления породы взрывом зависит, прежде всего, от ее сопротивления действию взрыва, что характеризуется удельным расходом ВВ, необходимым для достижения заданного эффекта дробления. В качестве показателя, характеризующего горную породу по трудности взрывания, используется эталонный удельный расход эталонного ВВ:

Для породы

$$q_s = K_1(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + K_2 \gamma g = 1,02(520 + 2 + 15) + 1 \cdot 2 = 5,3 \text{ г/м}^3 \text{ (3.14)}$$

Для угля  $q_s = K_1(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + K_2 \gamma g = 1,02(200 + 4 + 18) + 1 \cdot 1,3 = 1,36 \text{ г/м}^3$

где  $q_s$  - эталонный удельный расход эталонного ВВ;

$\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{сдв}$ ,  $\sigma_{раст}$  -соответственно предел прочности на одноосное сжатие, сдвиг и растяжение;

$\gamma$  -объемный вес породы, т/м<sup>3</sup>;

$g$  -ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40

$K_1, K_2$  - эмпирические коэффициенты.

По трудности дробления взрывом (величине эталонного удельного расхода эталонного ВВ) породы относятся ко второму классу-средневзрываемые. Категория трещиноватости -II, сильно трещиноватые. По буримости- средней трудности бурения, II категория, по взрываемости -II категория средней трудности взрывания. Коэффициент крепости породы -5, угля -2.

Принимаем потребный годовой объем взорванной горной массы:

на добыче угля -равным объему добычи из пластов Бородинский-2, Рыбинских-1 и 2 согласно календарному плану - 3400 тыс.м<sup>3</sup>;

на вскрыше -3000 тыс.м<sup>3</sup>.

Сменная эксплуатационная производительность бурового станка СБР-160А-24, м/см.:

$$Q_B = \frac{T_{см} - T_{пер}}{t_0 + t_B} \quad (3.15)$$

где  $T_{см}$  - продолжительность смены, ч;

$T_{пер}$  - длительность ежесменных перерывов в работе, ч;

$t_0$  - основное время бурения 1м скважины, ч;

$$t_0 = \frac{1}{90} = 0,011$$

$t_B$  - затраты времени на выполнение вспомогательных операций при бурении 1м скважины, ч. Для шнекового бурения принимаем 8 минут.

$$Q_B = \frac{12 - 1}{0,011 + 0,13} = 78 \text{ м / см}$$

Определяем годовую производительность бурового станка, м/год.

$$Q_{Б.С} = Q_B \cdot N_{Р.С} = 78 \cdot 515 = 40177 \text{ м} \quad (3.16)$$

где  $N_{Р.С} = 515$  - число рабочих смен бурового станка в течение года с учетом их целосменных простоев, вызванных плановыми и неплановыми ремонтами и другими видами организационных и эксплуатационно-технологических перерывов, ед.

### 3.7.1.1. Параметры взрывных скважин и конструкции зарядов.

К основным параметрам скважин относятся глубина, диаметр и угол наклона скважины. Направление скважин на уступе принимаем вертикальное.

Глубина скважины определяется высотой взрываемого уступа, углом наклона скважины к горизонту и величиной перебура. Если нижележащий уступ представлен полезным ископаемым или пластичными породами, то надобность в перебуре отпадает. Конструкция заряда - сплошной колонковый. Взрывание многорядное. Квадратная сетка.

Расчеты параметров БВР представлены в таблицах 3.9; 3.10; 3.11.

Параметры взрывных скважин и схема их расположения на уступе показаны на рисунке 3.8, 3.9.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

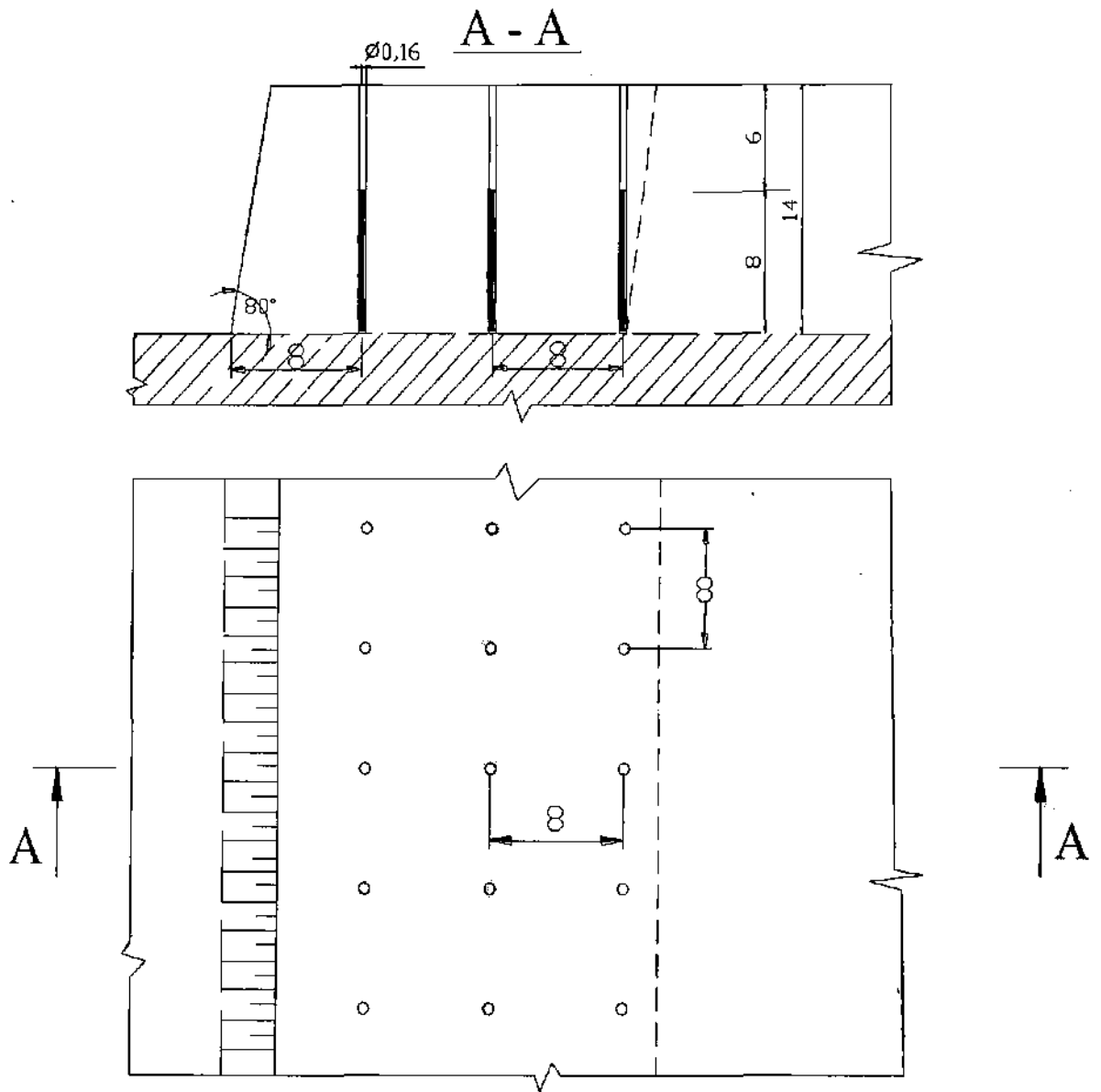


Рисунок 3.8- Схема расположения скважин на вскрышном уступе.  
М 1:500

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

Таблица 3.9 - Исходные данные для расчета параметров БВР

№	Исходные параметры	Значения	
		3	2
1	Коэффициент крепости пород	3	2
2	Вид ВВ	Добыча Гранулит Д-5	Вскрыша Эмульсолит-П
3	Угол между направлением линии откоса уступа и направлением трещиноватости в породном массиве, град.	45	45
4	Уровень воды в скважине, м	0	3
5	Угол откоса уступа	70	80
6	Высота уступа, м	8	14
7	Безопасное расстояние от верхней бровки уступа, м	3	3
8	Диаметр скважины, мм	160	160
9	Угол наклона скважины к горизонту, град.	90	90
10	Ширина экскаваторной заходки, м	30	25
11	Модель экскаватора	ЭРП-1250	ЭКГ-8ус
12	Ширина подпорной стенки, м	0	0
13	Схема расположения скважин	порядная	

Таблица 3.10 - Параметры БВР

№	Расчетные параметры	Значения	
		Добыча ЭР-1250	Вскрыша ЭКГ-8ус
1	Модель экскаватора		
2	Длина скважины, м	8,4	14,4
3	Угол наклона скважины, град.	90	90
4	Величина перебура, м	0	0
5	Величина воздушного промежутка, м	0	0
6	Длина заряда, м	4	8
7	Вместимость 1 п м скважины, кг	18,1	27,1
8	Величина забойки, м	4	6
9	Масса заряда ВВ в скважине, кг	79,6	217,0
10	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,19	0,16
11	Расстояние между скважинами, м	8,2	8
12	Расстояние между рядами скважин, м	8,2	8
13	Линия сопротивления по подошве, м	8,2	8
14	Рекомендуемый диаметр скважины, мм	160	160
15	Расстояние между скважинами в 1-м ряду	8,2	8
16	Количество рядов скважин	4	3
17	Коэффициент разрыхления	1,31	1,38

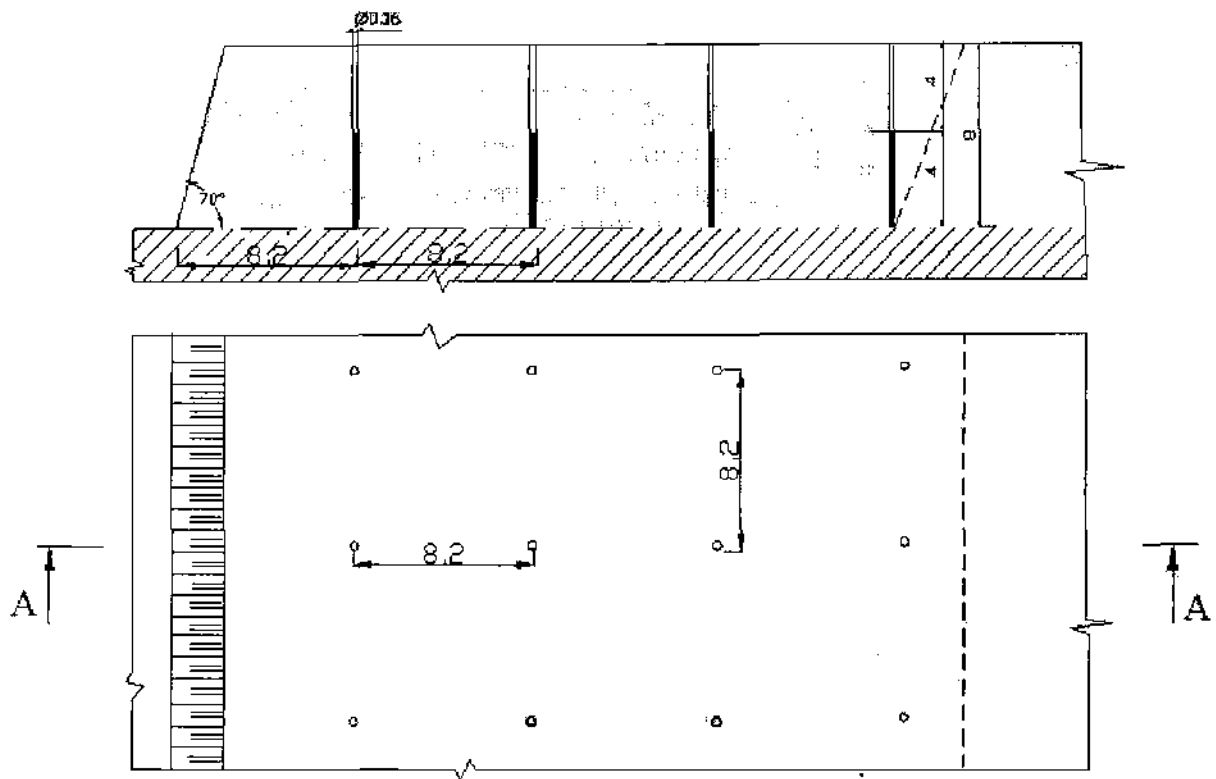


Рисунок 3.9. Схема расположения скважин на добычном уступе.

М 1:500

Таблица 3.11 - Показатели БВР

№	Наименование	Ед. изм.	Добыча ЭРП-1250	Вскрыша ЭКГ-8ус
1	Тип бурового станка		СБР-160А-24	
2	Парк буровых станков	ед	2	2
3	Производительность бур. станка сменная годовая	м/см	78	78
		м/см	40170	40170
4	Годовой расход ВВ и СВ	т	646	495
	ВВ	м	57800	70800
	ДШ	ед.	238	180
	РП-Н ЭД	ед.	425	450
5	Удельный расход ВВ	кг/м <sup>3</sup>	0,19	0,16
6	Вместимость ВВ в скважину	кг/м	18,09	27,13
7	Выход горной массы	м <sup>3</sup> /м	64	112
8	Масса заряда в скважине	кг	79,6	217,0
9	Интервал замедления	мс	25	25
10	Длина взрывного блока	м	300	354
11	Объем взрывного блока	м <sup>3</sup>	80000	68000
12	Количество скважин в одном ряду	ед.	38	45
13	Масса заряда на блок	кг	3024,8	5208

ДП- 130403.65 -2016 ПЗ

Лист

44

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата



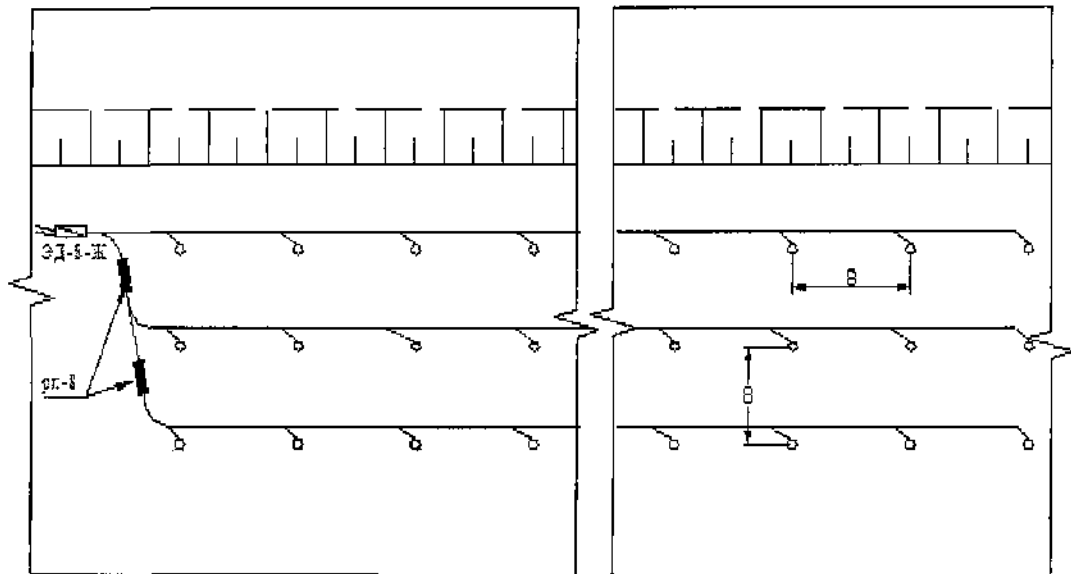


Рисунок 3.9. Схема коммутаций на вскрышном уступе  
М 1:500

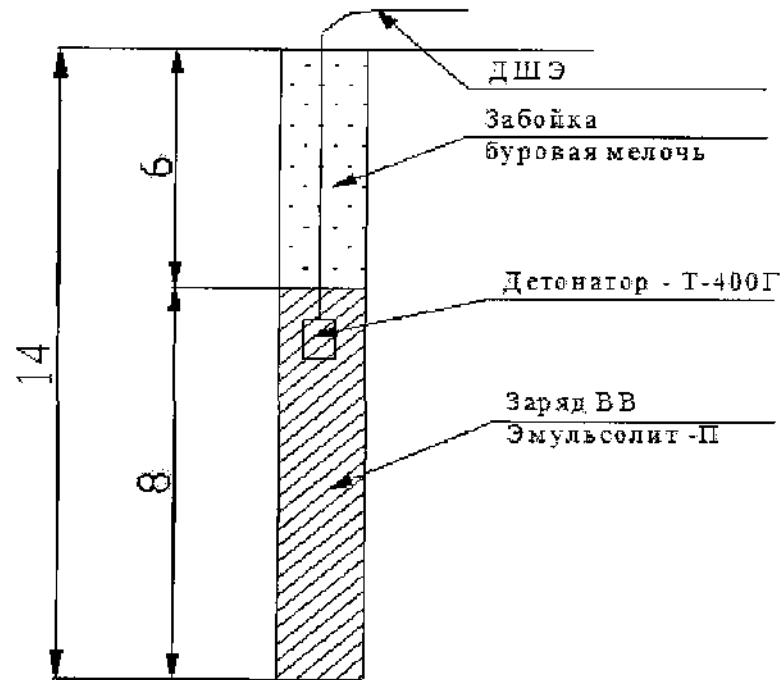


Рисунок 3.10. Конструкция скважинного заряда на вскрыше  
М 1:200

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП- 130403.65 -2016 ПЗ

Лист

46

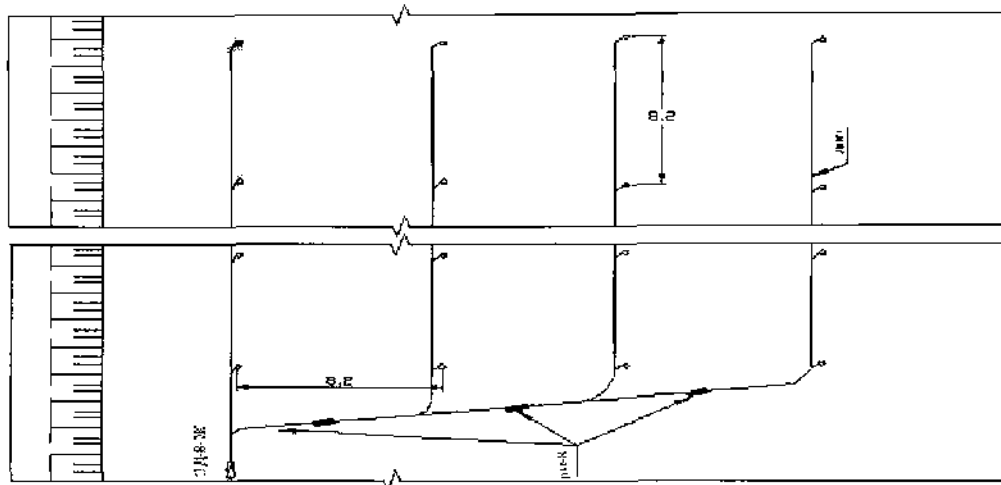


Рисунок 3.11. Схема коммутаций на добычном уступе  
М 1:500

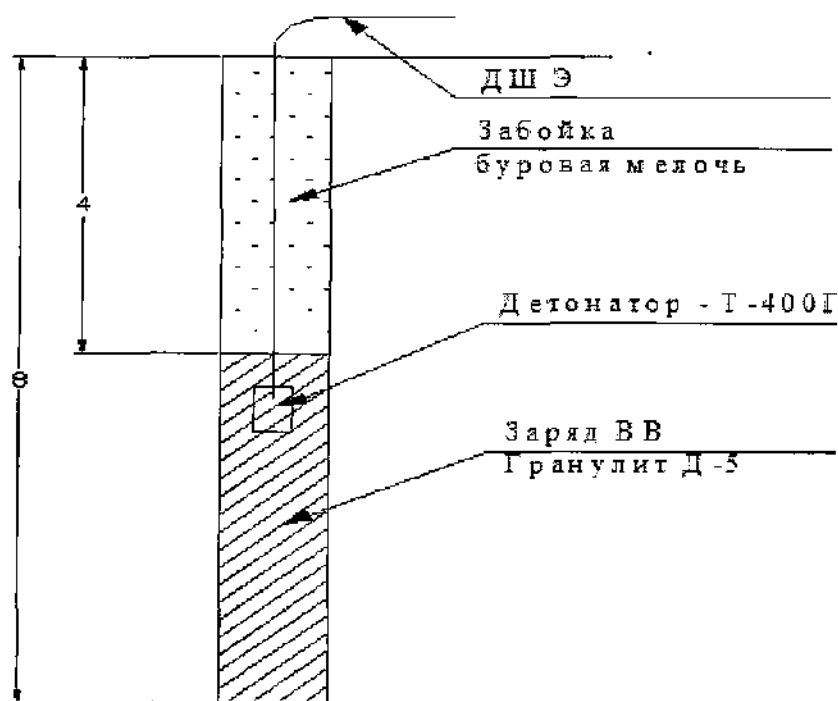


Рисунок 3.12. Конструкция скважинного заряда на добыче.  
М 1:200

Расход ДШЭ на блок:

$$L_{\text{ДШЭ}} = n_{\text{скв}} \times L_{\text{дт}} + 2L_{\text{м}} = 38 \times 10,8 + 500 = 390,4 \text{ м} \quad (3.24)$$

где  $L_{\text{м}}$  - длина магистральной линии, определяется в соответствии с параметрами взрывного блока и схемой коммутации, м.

Расход шашек-детонаторов на блок:

$$N_{\text{ш}} = n_{\text{ш}} \times n_{\text{скв}} \times n_{\text{р}} = 2 \times 38 \times 1 = 304 \text{ ед.} \quad (3.25)$$

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист 47
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



где  $n_w$  - количество шашек в скважине, ед.

Удельный расход ДШ:

$$q_{дш} = \frac{L_{дш}}{V_{бл}} = \frac{1390,4}{80000} = 0,017 \text{ м/м}^3 \quad (3.26)$$

Удельный расход шашек-детонаторов

$$q_{ш} = \frac{N_{ш}}{V_{бл}} = \frac{304}{80000} = 0,004 \text{ ед/м}^3 \quad (3.27)$$

Удельный расход пиротехнических реле РП-8

$$q_{рп-8} = \frac{N_{рп-8}}{V_{бл}} = \frac{6}{80000} = 0,00007 \text{ ед/м}^3 \quad (3.28)$$

где  $N_{рп-8}$  - количество РП-8, принято в соответствии со схемой коммутации, ед.

Удельный расход ЭД:

$$q_{эд} = \frac{N_{эд}}{V_{бл}} = \frac{1}{80000} = 0,0000125 \text{ ед/м}^3 \quad (3.29)$$

где  $N_{эд}$  - количество ЭД, расходуемое на блок, ед.

Годовой расход ВВ и СИ

$$Q_{ВВ} = q_n \times A_d = 0,19 \times 3400000 = 646000 \text{ кг} \quad (3.30)$$

$$Q_{дш} = q_{дш} \times A_d = 0,017 \times 3400000 = 57800 \text{ м} \quad (3.29)$$

$$Q_{рп-8} = q_{рп-8} \times A_d = 0,00007 \times 3400000 = 238 \text{ ед.} \quad (3.31)$$

$$Q_{эд} = q_{эд} \times A_d = 0,0000125 \times 3400000 = 425 \text{ ед.} \quad (3.32)$$

где  $A_d$  - годовой объем взрываемого угля, м<sup>3</sup>;

$q_n$  - удельный расход, кг/м<sup>3</sup>.

Инвентарный парк буровых станков на добыче (бурение при подготовке к выемке угля из пластов Рыбинские-1, 2 и Бородинский-2, подготовке трасс и дренажных канав по почве пласта Бородинский-1)

$$N_{бс} = \frac{A_d}{\varphi \times Q_{бс} \times N_p} = \frac{3\,400\,000}{64 \times 78 \times 515} = 1,32 \text{ ед.} \quad (3.33)$$

где  $Q_{бс}$  - эксплуатационная производительность бурового станка (принимается исходя из фактических данных предприятия аналога), п.м./см;

$N_p$  - количество рабочих смен бурового станка в течение года.

На вскрышных участках

$$N_{бс} = \frac{A_d}{\varphi \times Q_{бс} \times N_p} = \frac{3\,000\,000}{112 \times 78 \times 515} = 0,7 \text{ ед.}$$

Принимаем 2 буровых станка на добыче угля и 2 буровых станка на вскрышных работах (на бестранспортной вскрыше и крепких включениях на зачистке угля пластов Рыбинский -1, 2) в целях сокращения перегонов оборудования между участками.

										Лист
										48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

### 3.7.1.2. Механизация вспомогательных процессов при взрывании.

Механизация заряжания скважин может осуществляться с помощью зарядных машин. Они могут быть как однобункерными для гранулированных ВВ, для доставки готового ВВ от пункта изготовления к месту заряжания, так и двухбункерными (под тротил и аммиачную селитру). Из бункера машины в скважину ВВ подается под действием собственного веса, пневматически, шнеком или конвейером. Масса заряда, подаваемого в скважину, контролируется дозаторами.

В данном проекте принимается серийно выпускаемая машина МЗ-ЗБ-12 на базе КраЗ, имеющая два бункера общей вместимостью 7 м<sup>3</sup> с пневмошнековой подачей ВВ, производит заряжание скважин граммонитом, гранулитом. Вместимость бункера зарядной машины 12 т.

Механизация забойки скважин осуществляется с помощью забоечных машин ЗС-2м вместимостью 11 т, транспортирующих и засыпающих в скважину забоечный материал.

### 3.7.1.3. Организация буровых работ.

Порядок обуривания блока характеризуется последовательностью бурения отдельных скважин, то есть схемой перемещения станков. При бурении скважин первого ряда станок должен располагаться перпендикулярно к бровке уступа, так, чтобы горизонтирующие домкраты и гусеницы находились вне призмы возможного обрушения откоса уступа.

Поперечные схемы передвижки обеспечивают значительную экономию машинного времени буровых станков, а также лучшие условия их эксплуатации и более планомерную подготовку блока к взрыву.

Принимается поперечно-возвратная схема перемещений.

Принимается схема коммутации – порядная двусторонняя. Способ взрывания – короткозамедленное, с применением неэлектрических систем взрывания (СИНВ (ИСКРА) с интервалом замедления 67 мсек и с помощью детонирующего шнура с применением пиротехнических реле РП-Н с интервалом замедления 35 мсек. Параметры развала взорванной горной массы приведены в таблице 3.12.

Таблица 3.12 - Параметры развала

№	Положение точек развала	Отметка точки, м	
		ЭРП-1250	ЭКГ-8ус
1	Модель экскаватора		
2	Точка контакта развала с вновь образованной линией уступа	6,94	11,8
3	Наивысшая точка развала	7,16	12,98
4	1-я промежуточная точка	6,13	11,67
5	2-я промежуточная точка	4,7	9,72
6	Максимальная дальность отброса породы	22,15	27
7	Ширина развала породы	53,4	49,6

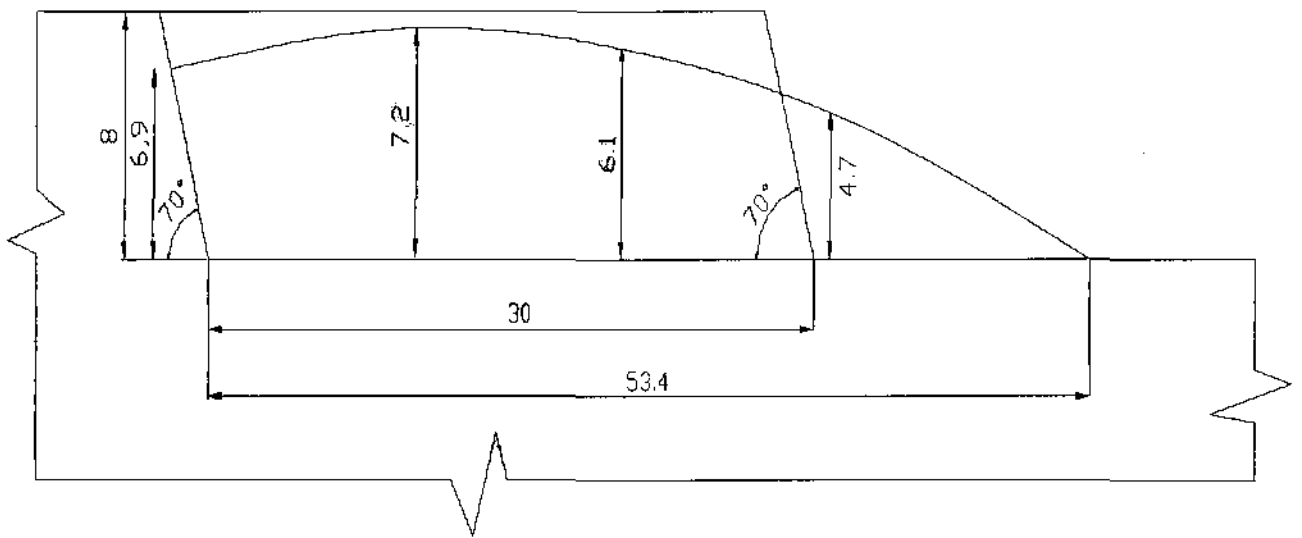


Рисунок 3.12 развала взорванного угля по пласту Рыбинский-2 в забое ЭР-1250

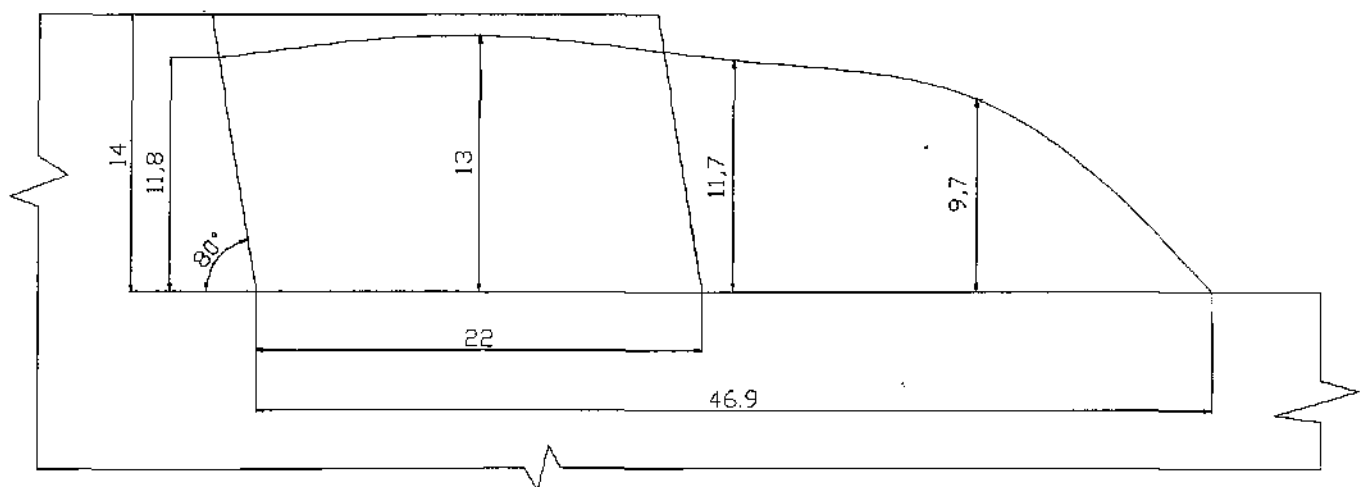


Рисунок 3.13 развала взорванной породы в забое ЭКГ-8ус

#### 3.7.1.4. Расчет безопасных расстояний при производстве взрывных работ.

Расчет безопасных расстояний произведен по расходу ВВ для обеспечения взорванной массой вскрышного экскаватора ЭКГ-8ус за один взрыв. Определение безопасных расстояний при взрывных работах производится согласно «Единым правил безопасности при взрывных работах».

Сейсмически безопасное расстояние при взрыве производится по формуле:

$$r_c = (K_f \times K_c \times \alpha \times \sqrt[3]{Q}) / N^{1/4} = (15 \times 1,5 \times 2 \times \sqrt[3]{5208}) / 3^{1/4} = 576 \text{ м} \quad (3.34)$$

где  $K_f$  - коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения), м;

$K_c$  - коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки;

$\alpha$  - коэффициент, зависящий от условий взрывания;

$Q$  - масса заряда, кг,

$N$  – число групп из зарядов ВВ.

Принято короткозамедленное взрывание с замедлением по рядам 25 мс. Сейсмический эффект при этом определяется не от полного заряда, а от одной группы. Принимаем 600 м.

Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее действие, определяется по формуле:

$$r_{раз} = 250 \cdot \eta \cdot \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{..1Б}} \cdot \frac{d}{a}} = 250 \cdot 0,57 \sqrt{\frac{5}{1 + 1,75} \cdot \frac{0,16}{8}} = 70,32 \text{ м} \quad (3.35)$$

где  $\eta$  - коэффициент заполнения скважины ВВ;

$\eta_{..1Б}$  - коэффициент заполнения скважины забойкой;

$f$  - коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова;

$d$  - диаметр взрывающей скважины, м;

$a$  - расстояние между скважинами в одном ряду, м.

$$\eta = \frac{l_3}{L} = \frac{8}{14} = 0,57 \quad (3.36)$$

где  $l_3$  - длина забойки, м;

$L$  - глубина скважины, м.

$$\eta_{..1Б} = \frac{l_{3АБ}}{l_H} = \frac{5}{8} = 0,625 \quad (3.37)$$

где  $l_{3АБ}$  - длина забойки, м;

$l_H$  - длина свободной от заряда верхней части скважины, м.

Принимаем 200 м.

Расстояние, на котором воздушная волна взрыва на земной поверхности теряет способность наносить поражения заданной интенсивности, рассчитывается по формулам:

$$r_B = K_B \sqrt{Q} ; \text{ м} \quad (3.38)$$

$$r_B = K_B \sqrt[3]{Q} \cdot M ; \text{ м} \quad (3.39)$$

где:  $r_B$  - безопасное расстояние, м

$Q$  - масса заряда ВВ, кг

$K_B, K_B$  - коэффициенты пропорциональности, величина которых зависит от условий расположения и величины заряда, а также от степени допускаемых повреждений зданий и сооружений.

Для всех охраняемых сооружений принимаем вторую степень безопасности.

Формула 3.38 должна применяться при допустимости 1-3 степени повреждения для наружных зарядов массой больше 10т и для зарядов углубленных на свою высоту, массой более 20т при допустимости 1-2 степени повреждений.

Формула 3.39 применяется при допустимости 1-3 степени повреждений для открытых зарядов массой менее 10т и 1-2 степени повреждений - для зарядов углубленных на свою высоту, с массой менее 20т.

Рассчитаем по формуле 3.39 безопасные расстояния по действию УВВ:

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

$$r_B = 10 \cdot \sqrt[3]{Q} = 10 \cdot \sqrt[3]{5208} = 168,46 \text{ м}$$

Размеры зоны, безопасной по действию УВВ на человека, определены по формуле:

$$r_{min} = 15 \sqrt[3]{Q} = 15 \sqrt[3]{5208} = 252,7 \text{ м} \quad (3.40)$$

где: Q - суммарная масса взрывааемых наружных зарядов ВВ, кг

Расчет радиуса опасной зоны по действию УВВ на человека произведён в наихудших условиях, условно предполагая, что все заряды суммарной массой взрываются одновременно.

В нормальных условиях, когда по условиям работ не требуется максимальное приближение обслуживающего персонала к местам производства взрывных работ, полученное по формуле 3.40 безопасное расстояние следует увеличивать в 2-3 раза:

$$r_6 = 2,5 r_{min} = 2,5 \cdot 252,7 = 631,73 \text{ м}$$

Принимаем 650 м.

### 3.7.2 Выемочно-погрузочные работы

На эффективность выемки влияют как физико-технические характеристики горных пород, так и тип применяемой выемочной машины, а так же технологические параметры забоя. Тип выемочной машины, ее модель и параметры забоя должны соответствовать физико-техническим характеристикам разрабатываемой породы, прежде всего экскавируемости, определяемой сопротивлением копанью.

В качестве физико-технической основы сопоставления пород по экскавируемости, зависящей только от свойств и состояния пород, может использоваться относительный показатель трудности экскавации.

$$ПЗ = 0,022 \cdot \left[ A + \frac{10 \cdot A}{(K_P)^9} \right] \quad (3.41),$$

$$A = \gamma \cdot d_{CP} + 0,1 \cdot \sigma_{СДВ} \quad (3.42)$$

где  $d_{CP}$  – средний размер кусков разрушенной породы в развале, см;  
 $K_P$  – коэффициент разрыхления в развале.

Для выемки вскрыши:

$$ПЗ = 0,022 \cdot \left[ A + \frac{10 \cdot A}{(K_P)^9} \right] = 0,022 \cdot \left[ 144 + \frac{10 \cdot 144}{(1,38)^9} \right] = 4,9$$

$$A = \gamma \cdot d_{CP} + 0,1 \cdot \sigma_{СДВ} = 1,99 \cdot 50 + 0,1 \cdot 50 = 144$$

Класс экскавируемости для угля и вскрышных пород – I.

Техническая производительность экскаватора ЭКГ-8ус:

$$Q_T = \frac{3600 \cdot E}{T_{Ц}} \cdot \frac{K_{Н.К.}}{K_{Р.К.}} \cdot K_{Т.В}$$

$$Q_T = \frac{3600 \cdot 8}{32} \cdot \frac{0,92}{1,65} \cdot 0,78 = 392 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

(3.43)

										Лист
										52
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП- 130403.65 -2016 ПЗ					

Где  $E$  – объем ковша, м<sup>3</sup>;

$K_{нк}$  – коэффициент наполнения ковша;

$K_{т,в}$  – коэффициент влияния технологии выемки;

$K_{рк}$  – коэффициент разрыхления пород в ковше.

Сменная эксплуатационная производительность экскаватора:

$$Q_{\varepsilon} = Q_{г} \cdot \eta_{п} \cdot K_{пот} \cdot K_{у} \cdot T_{см} \cdot K_{кл} \cdot K_{иср} = 392 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 12 \cdot 0,949 \cdot 0,6 = 1844 \text{ м}^3 / \text{см} \quad (3.44)$$

где  $\eta_{п}$  – коэффициент, учитывающий несоответствие между фактической трудностью экскавации пород в сложном забое;

$K_{пот}$  – коэффициент, учитывающий потери экскавированной породы;

$K_{у}$  – коэффициент управления;

$T_{см}$  – продолжительность смены, час;

$K_{кл}$  – коэффициент влияния климатических условий;

$K_{иср}$  – коэффициент использования машины на основных работах.

Годовая производительность экскаватора:

$$Q_{\varepsilon}^{\Gamma} = Q_{\varepsilon,с} \cdot N_{см} \cdot n_{см} = 1844 \cdot 325 \cdot 2 = 1198600 \text{ м}^3 / \text{год} \quad (3.45)$$

Парк экскаваторов для выемки требуемого объема взорванной горной массы по вскрыше в 3000 тыс. м<sup>3</sup>:

$$N_{\varepsilon} = \frac{A_{г,м}}{Q_{\varepsilon,с} \cdot N_{р\text{э}}} = \frac{3000000}{1844 \cdot 650} = 2,5 \approx 3 \text{шт} \quad (3.46)$$

где  $N_{р\text{э}}$  – количество полных рабочих смен экскаватора в течении года = 650 смен. На оставшихся 7100 тыс. м<sup>3</sup> транспортной вскрыши применяются ЭКГ-12,5 с годовой производительностью 2465 тыс. м<sup>3</sup> в количестве 3 единиц.

Тип забоя для всех экскаваторов принимается торцовый. Отработка ведется продольными заходками. Высота забоя экскаватора равняется величине высоты уступа. Величина угла откоса экскаваторного забоя аналогична величине угла откоса уступа.

Забой роторного экскаватора отрабатывается вертикальными стружками (таблица 3.13).

Высота слоя определяется по формуле:

$$h_{СЛ} = (0,4 \div 0,75) D_{р}, \text{ м}, \quad (3.47)$$

где  $D_{р}$  – диаметр роторного колеса, м.

Количество отрабатываемых слоев

$$n_{с} = \frac{H_{у}}{h_{сл}}, \quad (3.48)$$

где  $H_{у}$  – высота отрабатываемого уступа, м.

Показатель трудности экскавации при выемке угля:

$$\Pi_{\varepsilon} = 0,3\lambda(0,2\sigma_{сж} + \sigma_{р} + \sigma_{сдв}) + 0,3\gamma = 0,3 \cdot 0,32(0,2 \cdot 2 + 1,4 + 2,8 + 0,3 \cdot 1,26) = 0,82, \quad (3.49)$$

где  $\lambda$  – коэффициент структурного ослабления, равный коэффициенту трещиноватости.

Фактический показатель трудности экскавации:

$$\Pi_{\varepsilon,ф} = \Pi_{\varepsilon} \cdot K_{в} \cdot K_{ш} = 0,82 \cdot 1,3 \cdot 1 = 1,1 \quad (3.50)$$

где  $K_B$  и  $K_{тп}$ -коэффициенты учитывающие вид выемочного оборудования и его типоразмер.

Паспортная (теоретическая) производительность экскаватора ЭР-1250:

$$Q_{п} = 60 \cdot E \cdot n_{\max} = 60 \cdot 0,385 \cdot 76,5 = 1767 \text{ м}^3/\text{час} \quad (3.51)$$

где  $n_{\max}$ -максимальное число разгрузок, 1/мин.

Техническая производительность:

$$Q_{т} = Q_{п} \cdot K_{п} \cdot K_{э} = 1767 \cdot 1 \cdot 0,72 = 1272 \text{ м}^3/\text{час} \quad (3.52)$$

где  $K_{п}$ -коэффициент влияния породы;

$K_{э}$ - коэффициент экскавации.

Забойная производительность:

$$Q_{з} = Q_{т} \cdot K_{з} \cdot K_{пот} = 1272 \cdot 0,8 \cdot 0,90 = 916,1 \text{ м}^3/\text{час} \quad (3.53)$$

где  $K_{з}$ - коэффициент забоя;

$K_{пот}$ - коэффициент, учитывающий потери экскавируемой горной массы.

Годовая эксплуатационная производительность:

$$Q_{э} = Q_{з} \cdot K_{вр} \cdot K_{гк} \cdot K_{тр} \cdot K_{кл} (T_{к} - T_{пт} - T_{по}) = 916,1 \cdot 0,88 \cdot 0,8 \cdot 0,6 \cdot 0,949 (365 - 65 - 5) \cdot 24 = 2\,599\,930 \text{ м}^3 = 3\,353\,910 \text{ т.}$$

где  $K_{вр}$ -коэффициент, учитывающий потери времени на врезку в новую заходку;

$K_{гк}$ - коэффициент технической готовности комплекса;

$K_{тр}$ - коэффициент обеспеченности забоя порожняком;

$K_{кл}$ - коэффициент влияния климатических условий;

$T_{к}$ - число календарных дней;

$T_{пт}$  и  $T_{по}$ - плановые технологические и организационные остановки.

Экскаваторы типа ЭР-1250 применяют на выемке угля из пласта Бородинский-2 со среднегодовым объемом угля -1500 тыс.т. – 1 ед., на выемке угля из пластов Рыбинские-1и 2 со среднегодовым объемом угля 1800 тыс.т – 1 ед.

Коэффициент использования

Количество оборудования типа ЭРП-2500 (годовая производительность 3977 т.тн) для выемки угля из пласта Бородинский-1:

$$N_{э} = \frac{A_{г.м}}{Q_{год}} = \frac{15000 - 800 - 500}{3977} = 3,94 \approx \text{шт}$$

Учитывая, что в имеющемся парке только 2 единицы ЭРП-2500, 3-я потребная единица- экскаватор ЭРП-1600 с годовой производительностью 4410 т.тн.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 3.13 - Параметры забоя роторных экскаваторов.

Модель экскаватора	Диаметр роторного колеса, м	Высота слоя, м	Высота черпания максимальная, м	Количество обрабатываемых слоев
ЭРП-2500	8	5	21	4
ЭРП-1600	7,2	4,3	21	5
ЭР-1250	6,5	4	16	4

Состав принятого добычного, вскрышного и отвального оборудования и их производительность приведены в таблице 3.14.

Таблица 3.14- Производительность оборудования.

Участок	Тип оборудования	Кол-во, ед.	Производительность	
			Годовая эксплуатационная, т.м <sup>3</sup>	Суточная, м <sup>3</sup>
Добыча	ЭРП-2500	2	3156	14554
	ЭРП-1600	1	3500	15210
	ЭР-1250	2	2600	9226
	ЭКГ-4у	2	640	1245
Вскрыша	ЭКГ-12,5	3	2465	8200
	ЭКГ-8ус	3	1199	3087
	ЭШ 10/70	1	2100	3924
Отвалообразование	ЭКГ-10	4	2400	4360
	ЭШ11/70	1	2500	4410

### 3.7.3. Отвалообразование

В проекте мы принимаем изменения транспортной схемы размещения вскрышной породы в восточной части фронта горных пород где применяем плужное отвалообразование. Объем вскрыши подаваемый на восточный участок отвалообразования составляет 7 млн. м<sup>3</sup> в год. Общий объем который Восточных отвалов составит 42 632 млн.м<sup>3</sup>.

Плужное оборудование позволит:

1. Сэкономить стоимости оборудования и возможность иметь резервные тупики, поскольку один отвальный плуг может обслуживать несколько отвальных тупиков;
2. Сократить время нахождения железнодорожного транспорта в ожидании разгрузки;
3. Простота устройства и процессами отвалообразования

При плужном отвалообразовании породу из домпкаров разгружается непосредственно под откос уступа. При этом одна часть породы скатывается вниз, а другая остается на отвальной бровке и затем отвальным плугом сталкивается под откос отвала. Объем оставшейся части породы зависит от

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						55



ширины призмы возможного обрушения 5,5-2,7 м при высоте яруса 30-10 м соответственно.

Основными рабочими параметрами отвальных плугов являются вылет главного лемеха и масса плуга. В зависимости от этого различают легкие плуги с вылетом до 3,6 м и массой до 20 т, средние с вылетом до 5 метров и массой до 40 т и тяжелые с вылетом 7,5-10 м и массой 60-70 т.

В проекте принимаем тяжелый отвальный плуг марки МОП-1(рис 3.14.)

Отвальный плуг представляет собой агрегат, исполнительным органом которого является система подвижных лемехов, смонтированных на железнодорожной платформе (рис 1 .1). В передней его части расположены носовые листы 1, которые при опускании цилиндра 2 очищают путь от породы или снега. Главные лемехи 3 крепят к стойкам 4 так, что они могут подниматься и опускаться, а также поворачиваться вокруг вертикальной оси. На конце главного лемеха укреплен откосный лемех 5.

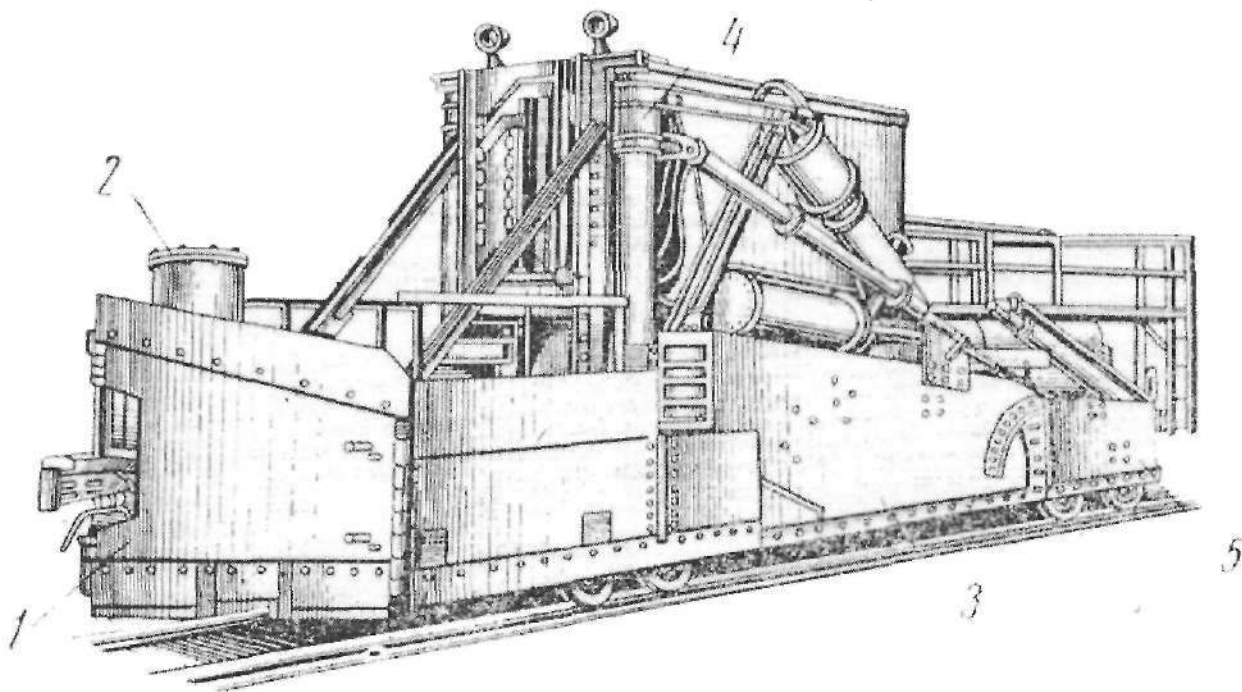


Рисунок 3.14.. – Отвальный плуг марки МОП-1

Производительность отвального плуга достигает до 1 825 000 м<sup>3</sup>/год или 2500 м<sup>3</sup>/смену.

Технологический процесс плужного отвалообразования (рис 3.15.) включает разгрузку породы из думпкаров, профилирования откоса отвала, планирование полотна для рельсового пути и передвижку пути. Все операции выполняют последовательно.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист 56
------	------	----------	---------	------	------------------------	------------

После разгрузки думпкаров по всей длине отвального тупика часть оставшейся породы профилируют отвальным плугом, который боковым лемехом сталкивает её под откос отвала. В результате создается площадка, на которую снова выгружают породу. Операции по разгрузке составов с последующим профилированием повторяют, пока не образуется горизонтальная площадка 3-4 м. После этого планируют отвальную бровку и передвигают пути в новое положение, а затем все операции повторяют снова.

Отвальную бровку планируют так, чтобы новое полотно для рельсового пути было выше прежнего на 0,1-0,5 м, что позволяет учесть усадку пород в отвале при движении по нему составов.

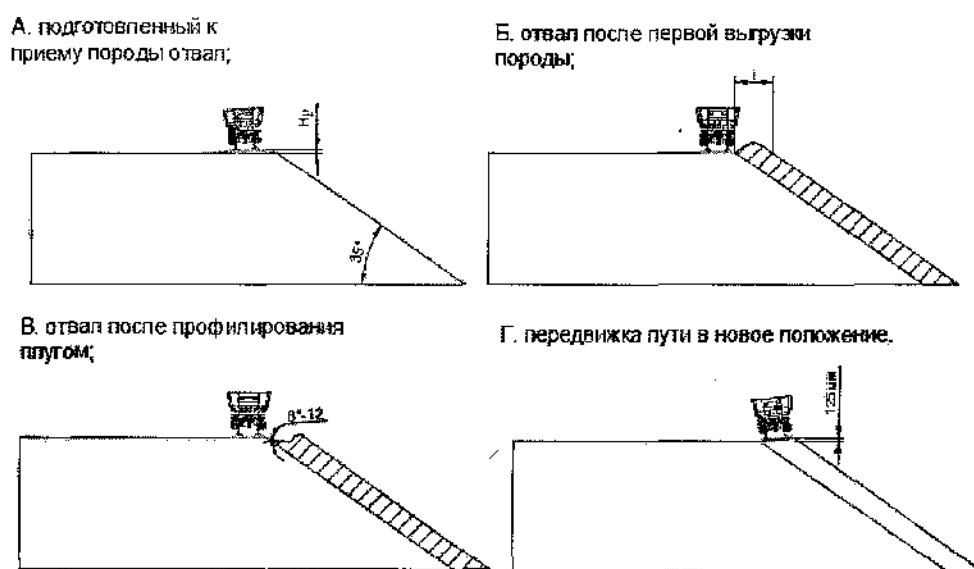


Рисунок 3.15. Технологический процесс плужного отвалообразования.

Рельсовые пути по проекту передвигают путепередвижателями циклического действия. Институтом НИИОГР создан тракторный путепереукладчик планировщик КПП-12,5(рисунок 3.16.) для 29 использования на карьерах при планировке трасс и перемещения рельсовых звеньев длиной 12,5 м. Грузоподъемность путепереукладчика 6 т, скорость подъема и опускания груза 0,45 м/с. После разборки стыковых соединений к навесному устройству прицепляется очередное звено и поднимается лебедкой. Затем трактор, двигаясь перпендикулярно к оси пути, укладывает его на новую трассу. Возможна спаренная работа двух тракторов для одновременной переноски двух неразъединенных звеньев длиной по 12,5 м или одного длиной 25 м. Преимущества такого вида механизации – мобильность оборудования и отсутствие ограничений по линейным параметрам, т. е. возможность переноски звеньев в один прием на требуемое

расстояние. Сменная производительность переукладки пути машинами КПП-12,5 составляет 180- 200 м.



рисунок 3.16.Путепереукладчик КПП-12,5

Приемная способность отвального тупика между двумя передвижками рельсового пути

$$V = \frac{HL_{\text{т}}c}{k_p}, \text{ м}^3, \quad (3.53)$$

Где H- высота отвала, м;  $L_{\text{т}}$  – длина отвального тупика, м;  $k_p$  - коэффициент остаточного разрыхления 1,1; c- шаг передвижения пути, м.

Приемная способность отвального тупика от высоты уступа составляет:

-на 30 м. - 207 000м<sup>3</sup>

-на 20м. – 193 200м<sup>3</sup>

-на 15м. – 165600м<sup>3</sup>

-на 10м. – 124200м<sup>3</sup>.

Рабочая длина отвальных тупиков составляет 2300м.

Шаг передвижения отвальных путей

$$c = a - b. \quad (3.54)$$

где a- максимальный вылет главного лемеха отвального плуга от оси пути, м; b- безопасное расстояние от оси пути до бровки отвального уступа изменяется с высотой уступа.м.

-на 30 метровом уступе  $c = 8,5 - 5 = 3\text{м}$ .

-на 20  $c = 8,5 - 4,3 = 4,2\text{м}$ .

-на 15 с=8,5-4,7=4,8м.

На 10 с=8,5-3,1=5,4м.

Сменная производительность отвального тупика:

$$V_c = \frac{T\mu k_H}{t_p + t_o} gn, \text{ м}^3 \quad (3.55)$$

$$V_c = \frac{720 * 0,8 * 0,9}{24 + 60} * 48,5 * 12 = 3591,7 \text{ м}^3$$

Где T- продолжительность смены,ч;  $\mu = 0,8$ - коэффициент использования времени смены на прием составов;  $k_H = 0,9$ - коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта;  $t_p$ - продолжительность разгрузки одного состава, мин,  $t_o$ - время на обмен составов,мин;  $g=48,5$ - емкость кузова домпкара 2BC-105,  $\text{м}^3$ ; n- число домпкаров в составе.

Необходимое число рабочих тупиков на отвале :

где  $V_{п}$ - объем породы, поступающей из карьера в отвал в смену,  $\text{м}^3$ .

$$N_{p.t} = \frac{11827}{3591,7} = 3,3 \approx 4 \quad (3.56.)$$

Шаг передвижки путей находится как :

$$c - r_{пр.об} = m, \text{ м} \quad (3.57)$$

где  $r_{пр.об}$ - ширина призмы обрушения.

Приемная способность тупика между передвижками :

$$H * m * L_T = V_a, \text{ м}^3 \quad (3.58.)$$

где H-высота уступа,м; m-шаг передвижки путей,м.

Производительность плуга между передвижками :

$$G_{п} = \frac{I_T}{n}, \text{ м}^3 \quad (3.59)$$

где  $I_T$ -производительность плуга в год; n-количество передвижек путей,ед/год.

$$n = V_{от} * V_a, \text{ ед/год.} \quad (3.60)$$

где  $V_{от}$ -объем перемещаемый в отвал,  $\text{м}^3/\text{год}$ .

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

Количество плугов

$$N_{пл} = V_a * V_j / G_{пл}, \text{ ед.} \quad (3.61.)$$

На рисунке 3.16. показано зависит коэффициент использования от высоты уступа, чем больше высота уступа, тем больше коэффициент.

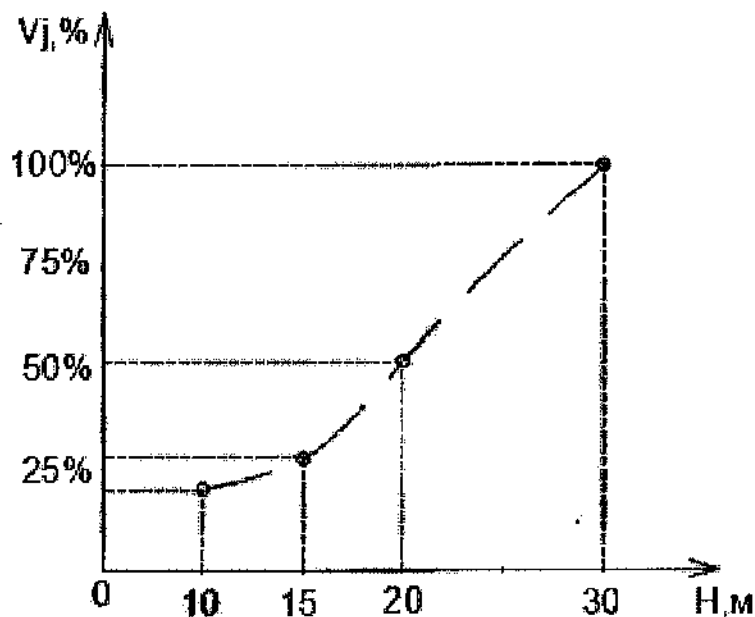


Рисунок 3.16. Определение коэффициента использования плуга в зависимости от высоты уступа.

На рисунке 3.17. прямые а и б показывают как высота уступа влияет на количество плугов, нужных для размещения породы в отвал, а также приемную способность отвального тупика между передвижками.

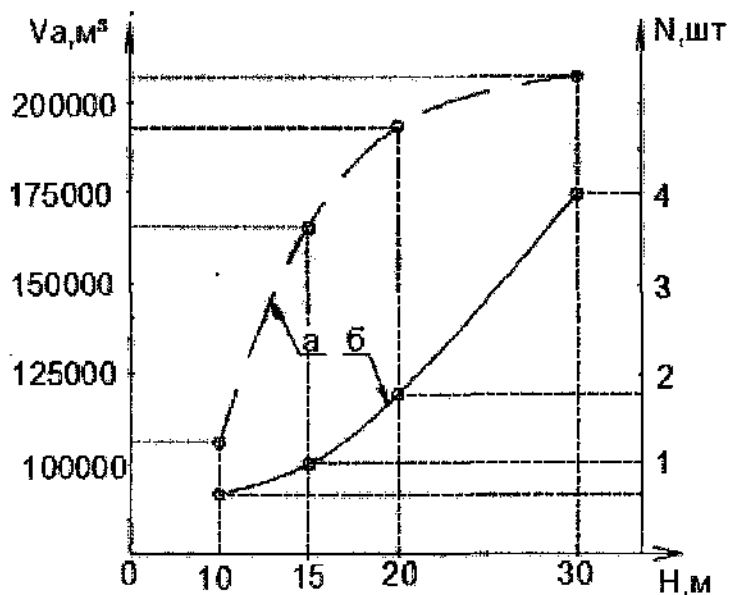


Рисунок 3.17. Определение приемной способности отвального тупика (а) и количество плугов в зависимости от высоты уступа

Плужное отвалообразование также может применяться на резервных, периодически используемых тупиках, когда основной объем отвальных работ выполняется экскаваторами

В разрезе в западной части принимается экскаваторный способ отвалообразования с использованием экскаваторов ЭШ-11/70 со сменной производительностью 4410 м<sup>3</sup>, ЭКГ-10 со сменной производительностью 4360 м<sup>3</sup>. При принятой комбинированной системе разработки транспортная вскрыша размещается во внутренних отвалах. Внутренние отвалы организуются по мере освобождения почвы угольного пласта:

- на Западном крыле основного поля разреза – Бородинский-I;
- на остальной части поля разреза - Бородинский-II.

Породы, отсыпаемые в отвалы, представлены, четвертичными суглинками и глинами, песчаниками, алевролитами углистыми породами и некондиционным углем.

В подошве разреза в основном залегают крепкие песчаники, алевролиты, которые являются хорошим основанием для внутренних отвалов, в основании могут находиться прослой слабых углистых пород с низкими показателями прочности, которые определяют условия устойчивости внутренних отвалов.

Грунтовые и атмосферные воды, попадая в основание овалов, снижают общее сопротивление отвальных масс сдвигу и снижают устойчивость отвалов. Предусматривается осушение основания внутренних отвалов с помощью площадной дренажной системы. Не допускается складирование в I ярус отвала четвертичных пород и его подтопление. Геолого-маркшейдерская служба систематически осуществляет наблюдения за состоянием откосной части и верхней части площадки отвалов.

Условия отвалообразования:

Высота отвального яруса, отсыпаемого мехлопатами, не должна превышать 30 м; при отсыпке драглайном, размещенным за призмой возможного обрушения, высота яруса может достигать 50 м. Угол откоса яруса отвала составляет 34°.

Шаг передвижки железнодорожных путей на отвале:

$$C = 0,95R_p + \sqrt{(0,9R_q)^2 - \frac{l_B^2}{4}} = 0,95 \times 16,3 + \sqrt{(0,9 \times 18,4)^2 - \frac{22,5^2}{4}} = 27 \text{ м} \quad (3.57)$$

где  $R_p$  - радиус разгрузки экскаватора, м;

$R_q$  - радиус черпания экскаватора, м;

$l_B$  - длина приемного бункера, равная полуторной длине вагона, м.

Приемная способность тупика:

$$W_T = N_C \cdot n_B \cdot V_\phi = 9 \cdot 12 \cdot 46 = 4968 \text{ м}^3 \quad (3.58)$$

где  $N_C$  - возможное число составов, подаваемое на отвальный тупик ежесменно, ед.

$n_B$  - количество вагонов в составе, ед.;

$V_\phi$  - фактическая вместимость кузова думпкара 2ВС-105, м<sup>3</sup>.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

Количество составов, подаваемых на отвальный тупик за смену:

$$N_c = \frac{\lambda \cdot T_{CM}}{2 \cdot L_{OT} / V_o + n_B \cdot t_P + r} = \frac{0,85 \cdot 12}{2 \cdot 1,5 / 15 + 12 \cdot 0,04 + 0,02} = 9 \quad (3.59)$$

где  $f$  - коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта;

$T_{CM}$  - продолжительность смены, ч;

$L_{OT}$  - длина отвального тупика, км;

$V_o$  - средняя скорость движения состава по отвальным тупикам, км/ч;

$n_B$  - количество вагонов в составе, ед.;

$t_P$  - время разгрузки одного вагона, ч;

$r$  - время на связь, ч.

Приемная емкость отвального тупика между переукладками железнодорожного тупика:

$$W_e = \frac{C \times H_o \times L_{OT}}{K_{P.O.}} = \frac{27 \times 30 \times 1500}{1,02} = 1191176 \text{ м}^3 \quad (3.60)$$

где  $H_o$  - высота отвала, м;

$K_{P.O.}$  - коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале.

Продолжительность работы отвального тупика между передвижками пути

$$T_{ПЕР} = \frac{W_e}{W_T} = \frac{1191176}{4968} = 240 \text{ смен} \quad (3.61)$$

Необходимое число отвальных тупиков, ед.

$$n_{OT} = \frac{1,1 \cdot A_B \cdot K_{PEZ}}{W_T \cdot N_P \cdot n_{CM}} \left( 1 + \frac{t_{ПЕР}}{T_{ПЕР}} \right) = \frac{1,1 \cdot 3600000 \cdot 1,25}{4968 \cdot 365 \cdot 2} \left( 1 + \frac{20}{240} \right) = 2,35 \text{ ед.} \quad (3.62)$$

где  $A_B$  - годовая производительность карьера по вскрыше, м<sup>3</sup>;

$K_{PEZ}$  - коэффициент, учитывающий резервные тупики;

$N_P$  - количество рабочих дней карьера в течении года;

$n_{CM}$  - количество рабочих смен в сутки;

$t_{ПЕР}$  - затраты времени на перемещение отвального тупика, см.

Принимаем 4 отвальных тупика.

Инвентарный парк отвальных экскаваторов:

$$N_{30} = (1,05 - 1,1) n_{OT} = 1,05 \cdot 2,35 = 2,47 \text{ ед.} \quad (3.63)$$

Принимаем 3 экскаваторов: 2 ед. ЭКТ-10 и 1 ед. ЭШ 11/70.

Высота верхнего подступа:

$$h_1 = h_4 + h_3 = 9,2 + 1,5 = 10,7 \text{ м,} \quad (3.64)$$

где  $h_4$  - высота отвального забоя,

$h_4 = 0,5 N_{\max} \text{ черп} = 0,5 \cdot 18,4 = 9,2 \text{ м,}$

$h_3$  - превышение вновь отсыпаемого уступа над старым,

$h_3 = 0,05 H_o = 0,05 \cdot 30 = 1,5 \text{ м}$

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		
					62	

## 4.КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

### 4.1.Современное состояние карьерного транспорта разреза Бородинский.

Разрез имеет развитую сеть железнодорожных путей, станций и постов, обеспечивающих вывоз угля на внешнюю сеть и вскрыши на внутренние отвалы.

Для вывоза угля используется, подвижной состав РЖД и собственный – полувагоны средней грузоподъемностью 67,5 т. Весовые нормы составов с углем при вывозе вагонами РЖД составляют 4000 и 5800 т брутто – соответственно 45 и 67 вагонов. Статическая нагрузка по углю для вагонов РЖД установлена 63,0 т. Вывод маршрутов с углем на внешнюю сеть осуществляется электровозами разреза серии ВЛ-80С.

В настоящее время вскрыша, за исключением бестранспортной вскрыши, и основной объем угля разреза вывозятся железнодорожным транспортом.

Движение угольных и вскрышных поездов носит маятниковый характер.

Подача порожних вагонов в добычные забои осуществляется составами по 22-23, 33-34 и 45 полувагонов.

Западное крыло.

Основные станции Западного крыла разреза – Породная-II и Угольная-II.

Станция Угольная-II – технологическая внеклассная. В нечетном направлении от станции отходят двухпутный перегон до станции Уральская (и далее до станции Буйная), оборудованный односторонней автоблокировкой, и однопутный перегон до станции Породная-II, оборудованный двухсторонней автоблокировкой без проходных сигналов. В четном направлении от станции отходят путь на станцию Угольная-I, оборудованный двухсторонней автоблокировкой, два пути в разрез на вскрышные и добычные горизонты и однопутный перегон в парк Западный-Обменный ст. Породная-II. Главные и приемо-отправочные пути станции электрифицированы. Основные стрелочные переводы станции оборудованы электрической централизацией, остальные стрелочные переводы на ручном управлении. На ст. Угольная-II производится прием и расформирование порожних маршрутов, подача порожняка на погрузочные горизонты Западного крыла разреза, формирование груженых угольных маршрутов и их отправка на внешнюю сеть, пропуск поездов на

станцию Угольная-I, Породная-II и обратно, прием поездов с хозгрузами и передача их на разгрузочные фронты. На станции имеется экипировочный пункт, где экипируются электровозы серии ВЛ-80С и тепловозы ТЭМ7.

Уголь Западного крыла вывозится на станцию Угольная-II следующим образом:

пластов Бородинский-I и Бородинский-II по угольной выездной траншее;

пластов Рыбинский-I и Рыбинский-II через пост № 10 на западном борту разреза.

					ДП-130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		63



Руководящий уклон железнодорожных путей на угле – 25 ‰, на вскрыше – 20 ‰.

Станция Породная-II – технологическая внеклассная. В четном направлении от станции отходят пути на ст. Угольная-II и в парк Западный-Обменный ст. Породная-II, в нечетном – на дробилку и на склад ВВ. Основные стрелочные переводы станции оборудованы электрической централизацией.

На станции расположены: пункт экипировки локомотивов, пути осмотра и ремонта подвижного состава, монтажная площадка, площадка отстоя путевой техники. Основное назначение станции – техосмотр и мелкий ремонт вертушек, экипировка тепловозов, хозяйственная работа.

Станция Породная-II в настоящее время в технологическом процессе транспортировки вскрыши Западного крыла не участвует.

На Западном крыле разреза организован прямой заезд породных составов с Западного торца разреза на внутренние отвалы по породной перемычке над тоннелем. Средняя дальность транспортировки вскрыши по Западному крылу разреза на внутренние отвалы в настоящее время составляет около 6,5 км.

Восточное крыло.

Основные станции Восточного крыла – ст. Угольная -II парк Угольная-I.

Станция Угольная -II парк Угольная-I – грузовая станция внеклассная. В нечетном направлении от станции отходят путь до станции Угольная-II и обходной путь, примыкающий к перегону станция Угольная-II – станция Уральская. В четном направлении от станции отходят путь на парк Восточный –Обменный для обмена вскрышных маршрутов, пути на добычные горизонты пластов Бородинский-I и Бородинский-II. Пути между станциями оборудованы двусторонней автоматической блокировкой. Кроме указанных путей к станции примыкает большое количество подъездных путей предприятий, обслуживающих разрез и г. Бородино. Основные стрелочные переводы станции оборудованы электрической сигнализацией.

На ст. Угольная -II парк Угольная- производится:  
прием и расформирование порожних маршрутов,  
подача порожняка на погрузочные горизонты Восточного крыла разреза,  
формирование угольных маршрутов и их отправление на внешнюю сеть;  
пропуск поездов в парк Восточный-Обменный и обратно;  
прием поездов с хозяйственными грузами предприятий, подача вагонов под грузовые операции на подъездные пути предприятий и их уборка.

На станции расположены:  
локомотивное депо, ремонтирующее все марки тепловозов;  
вагонное депо – для ремонта и подготовки вагонов к перевозкам;  
ремонтно-механический завод.  
К настоящему времени средняя дальность транспортировки угля из забоев до парка Угольная-I составляет около 7 км.  
Вся вскрыша с Восточного крыла и участка Восточный вывозится на внутренние отвалы через пост Восточный-Обменный. Дальность транспортировки вскрыши на внутренние отвалы составляет около 6,3 км. В

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

настоящее время путевое развитие выезда Восточный-Обменный включает в себя 13 железнодорожных путей, из которых 5 – угольных и 8 – вскрышных.

В настоящее время основной парк тепловозов, занятых на перевозке горной массы, составляют ТЭМ-7 со сцепным весом 180 т.

Весовая норма поездов определена согласно тяговым характеристикам тепловоза для разреза, руководящих уклонов и комбинаций тяги (одиночная и сдвоенная), в соответствии с правилами тяговых расчетов, разработанными институтом "ПромтрансНИИпроект".

За счет смягчения уклонов ж.д. путей на вскрышных уступах транспортировка пород предусматривается составами из 11-12 думпкаров 2ВС-105. Емкость состава при этом составляет 418-456 м<sup>3</sup> породы в целике. Руководящий уклон железнодорожных путей на вскрыше – 25 ‰.

На транспортировке угля от станции Угольная-II парков Угольная-I и Угольная-II, используются имеющиеся в наличии электровозы ВЛ-80С напряжением 25 кВ и тепловозы ТЭМ7.

Режим работы технологического железнодорожного транспорта принят круглогодовой: 365 дней на добыче и вскрыше при непрерывной рабочей неделе в 2 смены по 12 часов.

Коэффициент инвентарности локомотивов по отношению к рабочему парку ( $K_{инв}$ ) принят 1,3.

## 5.2 Выбор вида транспорта и подвижного состава

При выборе вида карьерного транспорта учитывают заданную производительность карьера, параметры основного горного оборудования, горно-технические условия, физико-механические свойства грузов.

Рациональный вид транспорта и границы его применения в карьере определяются условиями разработки. Транспорт оказывает наибольшее влияние на параметры карьера, технологию и организацию горных работ. От вида транспорта зависят способ вскрытия и параметры вскрывающих выработок. Вид транспорта предопределяет возможные направления развития горных работ и оказывает влияние на ширину рабочей площадки, длину экскаваторного блока, производительность экскаваторов и др.

В связи с принятой схемой вскрытия месторождения- фланговыми траншеями по местам выхода полезного ископаемого под наносы, формируется длинный фронт горных работ- до 7-8 км. Залегание угля почти горизонтальное, глубина разреза принята 120 м. В 25 км от разреза проходит Транссибирская железнодорожная магистраль и находится станция Красноярской железной дороги. Имеются энергетические преимущества железнодорожного транспорта перед автомобильным, меньшие значения коэффициента сопротивления движению груженого поезда (в 8–10 раз) и коэффициент тары. Учитывая большие объемы добычи и транспортной вскрыши, необходимость круглогодичной безостановочной работы для обеспечения потребностей топливно-энергетической отрасли, с минимальной зависимостью от климатических условий, принимаем для транспортирования угля и вскрышных пород железнодорожный транспорт.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						65
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Для транспортирования пустых пород проектом приняты думпкары 2ВС-105 либо 6ВС-60. Для перемещения угля проектом предусматривается использовать средства внешнего транспорта, не принадлежащие разрезу (полувагоны), которыми уголь перемещается из забоев по сети подъездных ж. д. путей, собственности предприятия, до пунктов приема-передачи груза и далее по сети РЖД к потребителю. К обращению по ж. д. путям разреза допущены универсальные полувагоны, грузоподъемностью до 76 т. Тяговый агрегат по подъездным ж. д. путям - локомотив ТЭМ-7, тепловозная тяга.

Выбираем 3 комплекса горнотранспортного оборудования для выявления более экономичного варианта.

1-й вариант- рассматривается наибольшая масса подвижного состава за счет увеличения грузоподъемности вагонов и соответственно увеличение тяги локомотива:

погрузка экскаватором ЭКГ-12,5,  
транспортирование вскрыши осуществляется локомотивом ТЭМ-7 с применением думпкаров 2ВС-105.

2-й вариант- использование парка экскаваторов с меньшим объемом ковша и рассмотренных ранее вагонов и локомотивной тяги:

погрузка ЭКГ-10,  
транспортирование вскрыши локомотивом ТЭМ-7, с применением думпкаров 2ВС-105.

3-й вариант – применение парка экскаваторов с небольшим объемом ковша, уменьшенной тягой и емкостью вагонов:

погрузка ЭКГ-8и  
транспортирование вскрыши локомотивом ТЭМ-3 с применением думпкаров 6ВС-60.

Годовая производительность карьера по вскрыше составляет 12,13 млн.м<sup>3</sup>, в том числе транспортной- 10,7 млн.м.

По плану горных выработок разреза выбираем трассу, общей протяженностью 7540 км, которую разбиваем на 12 участков.

Для сравнительного анализа технико-экономических параметров произведем

расчеты всех 3-х вариантов горнотранспортного оборудования в программе “Выбор оптимального и рационального типов экскаваторно-железнодорожного комплекса для заданных условий открытой горной разработки”. На рисунках 5.1-5.15 приведены сканированные изображения. По результатам расчетов составляют таблицу критериев эффективности, строят диаграмму эффективности (рис. 5.16) и выбирают оптимальный вариант экскаваторно-железнодорожного комплекса из рассмотренных.

											Лист
											66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП– 130403.65 -2016 ПЗ						

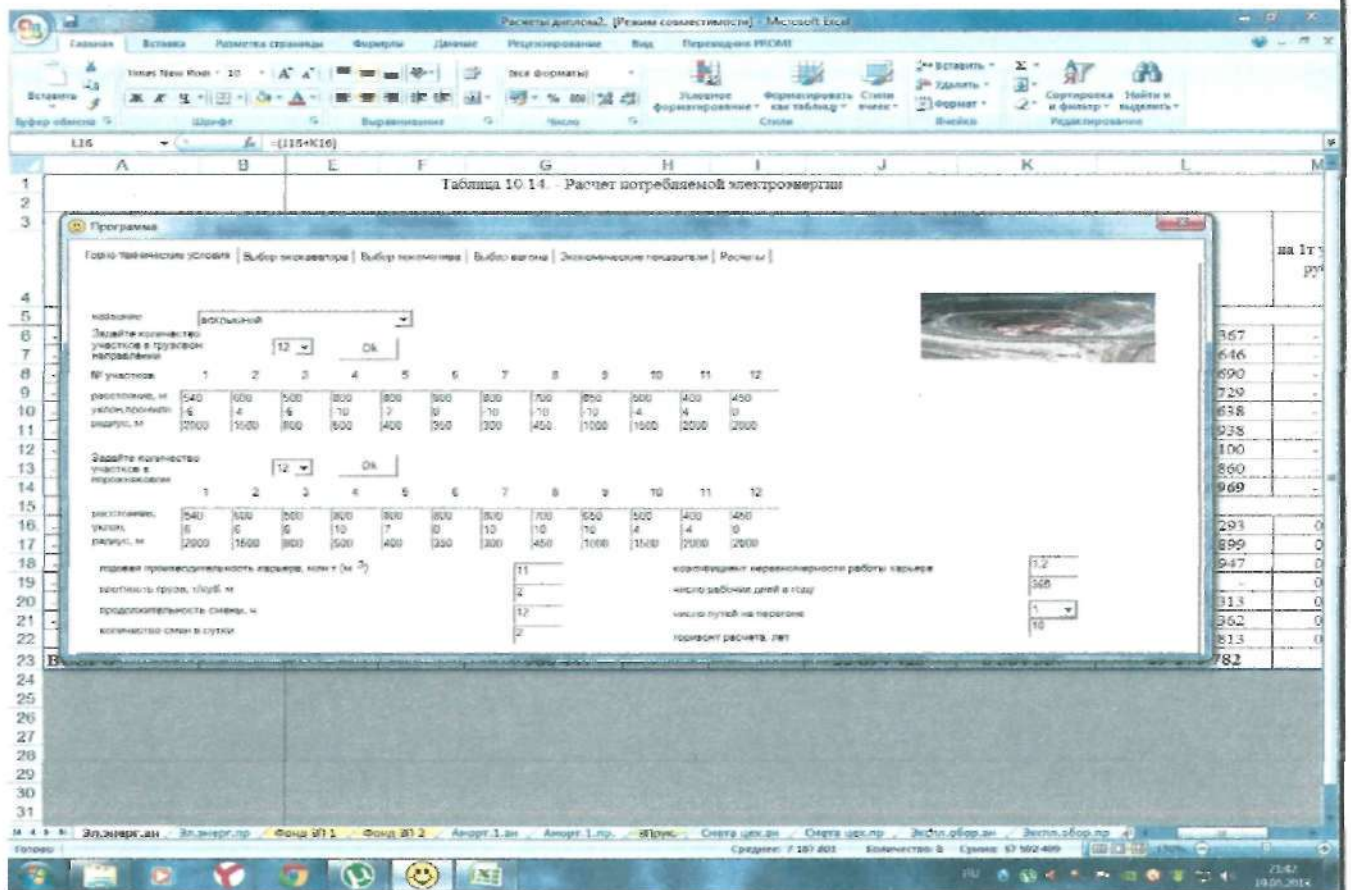


Рисунок 5.1- Горно-технические условия варианта 1.

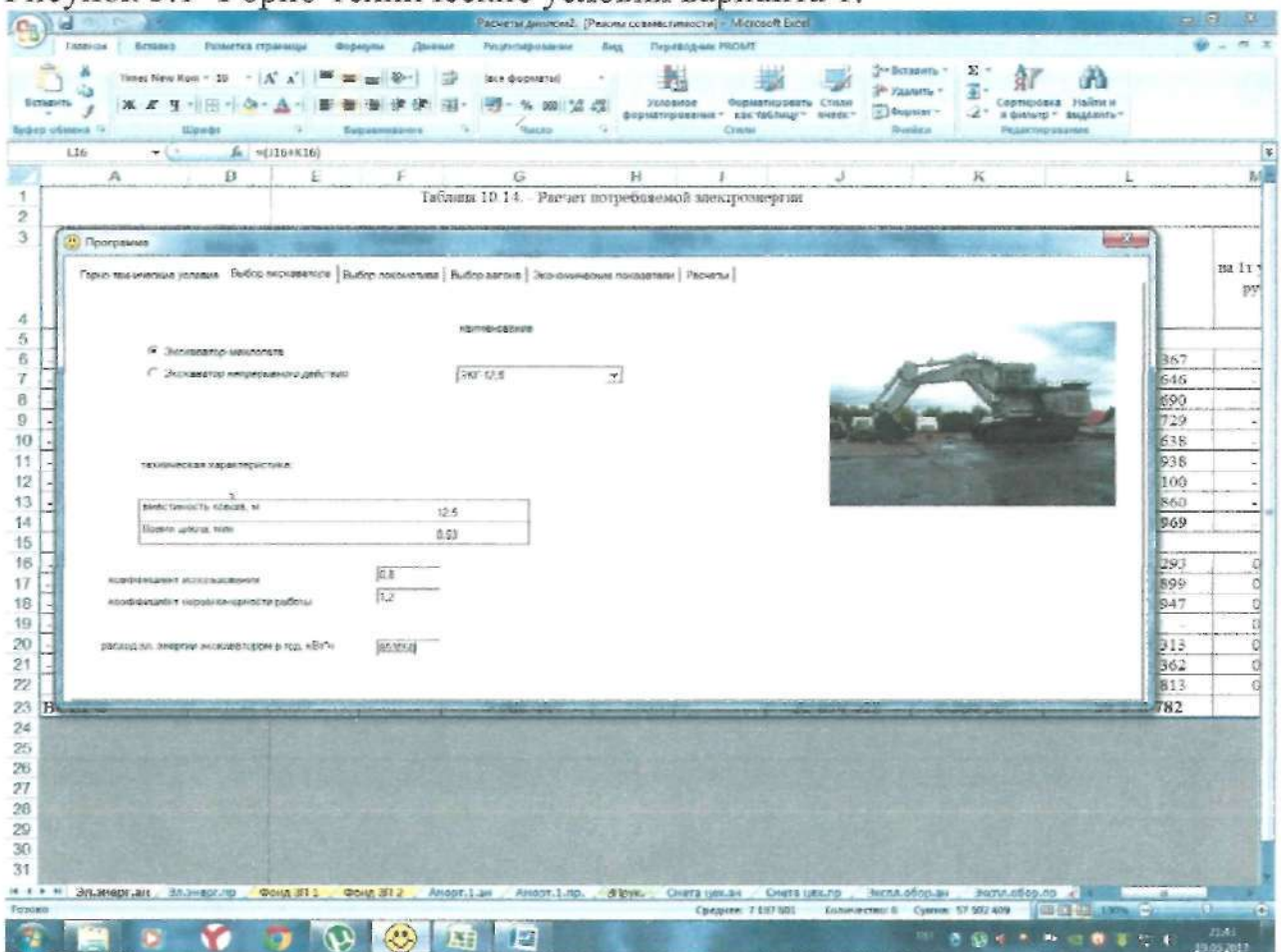


Рисунок 5.2. – Выбор экскаватора по варианту 1.

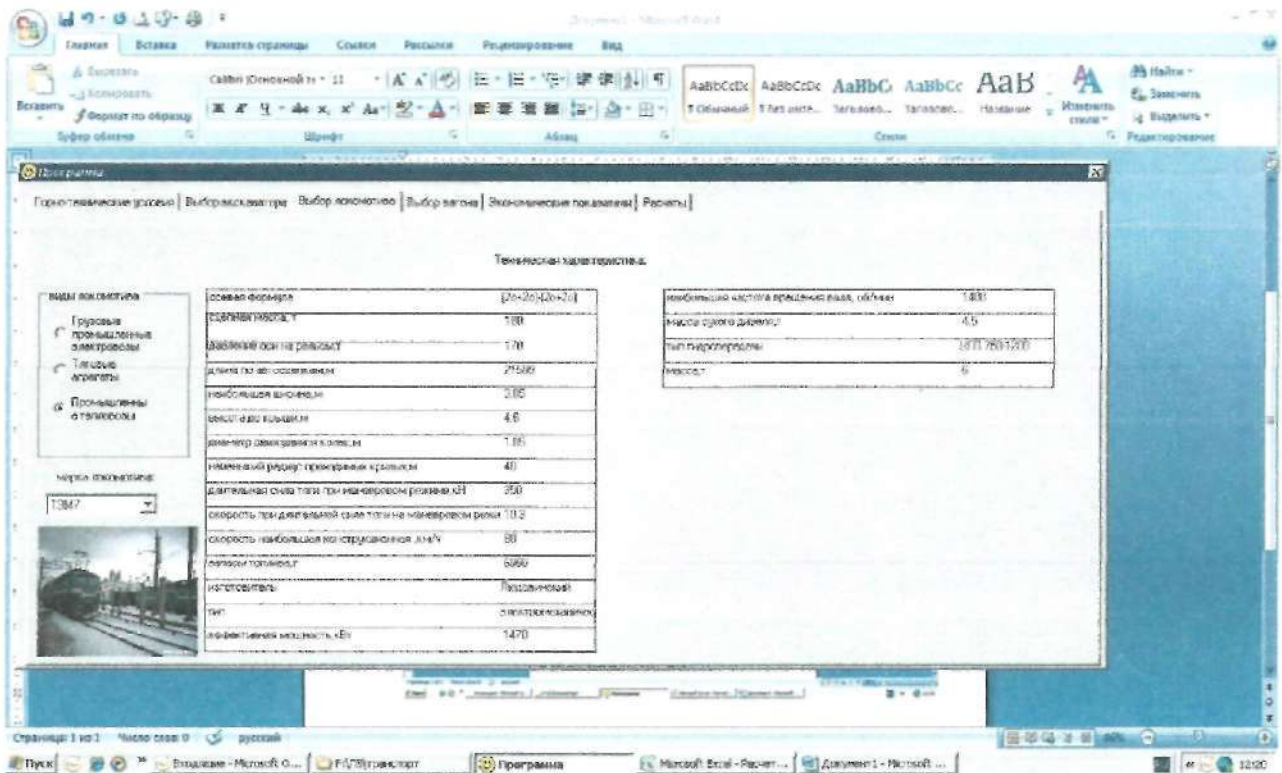


Рисунок 5.3.- Выбор локомотива по варианту 1.

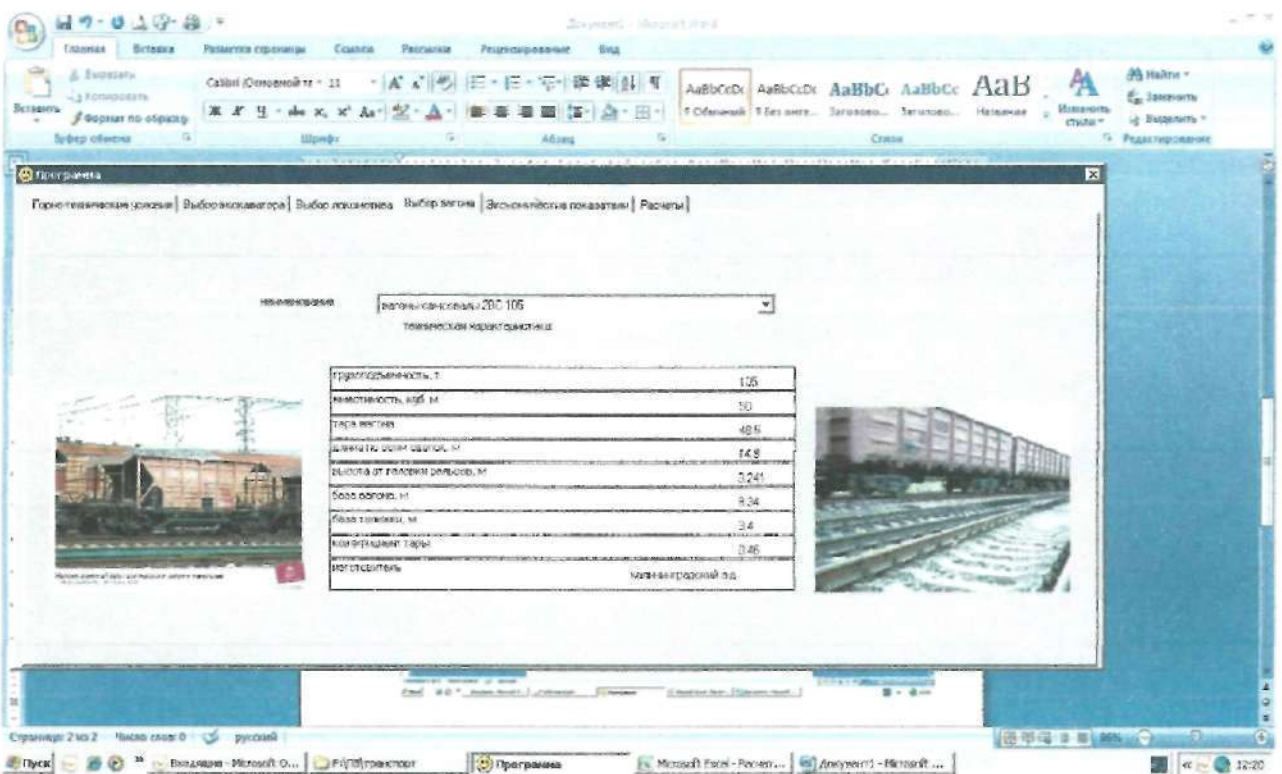


Рисунок 5.4- Выбор вагона по варианту 1.

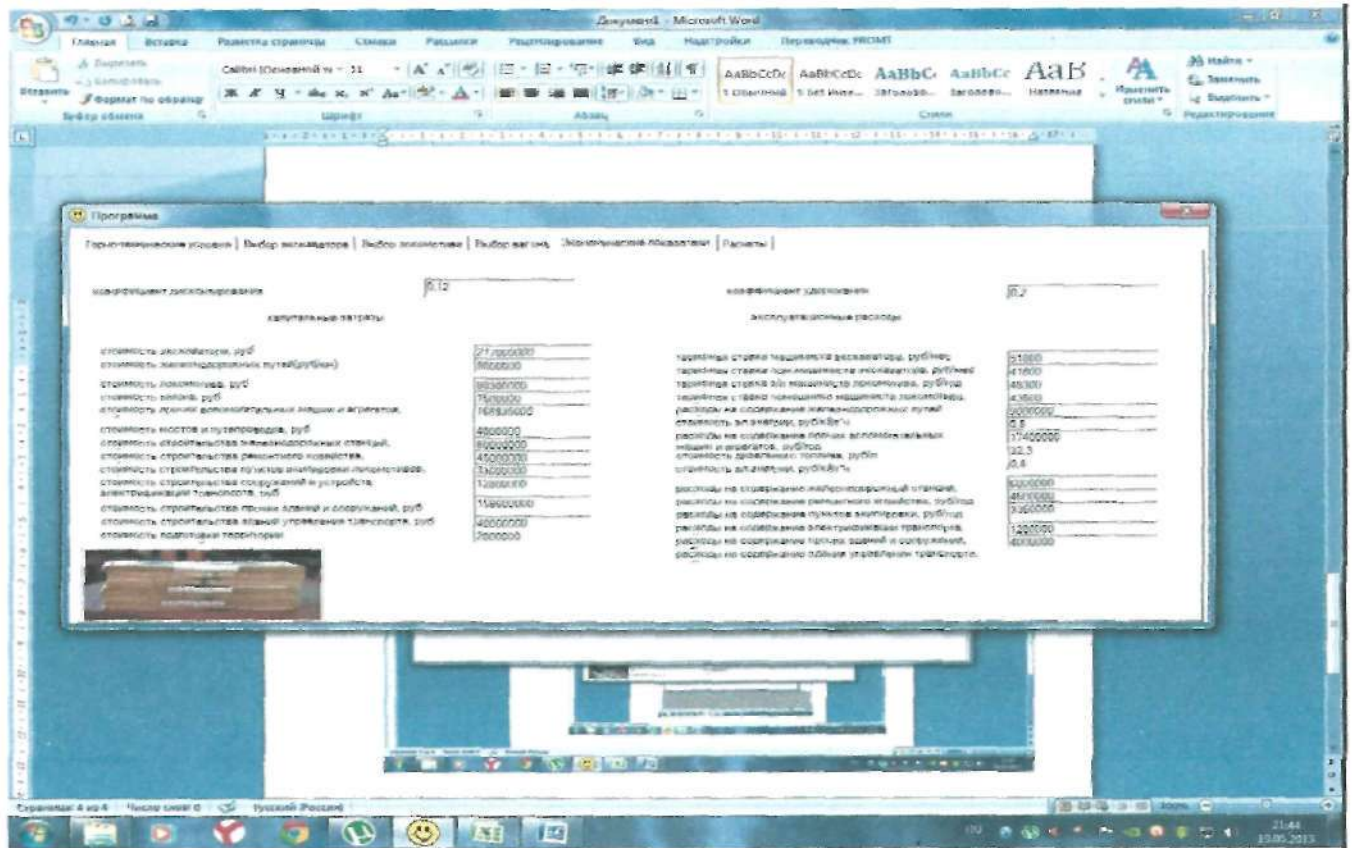


Рисунок 5.5. Экономические показатели к варианту 1.

По результатам расчета по программе получаем следующие показатели (табл 5.1):

Таблица 5.1.- Расчет по 1 варианту.

Показатели	Значения	Значения
1	2	3
выбранный участок	вскрышной	
Мехлопата	ЭКГ-12,5	6
Локомотив	ТЭМ7	9
Вагон	вагоны-самосвалы 2ВС-105	195
Провозная способность перегонов, т/смена		53 514,0
массовая норма поезда, т		4 649,0
количество вагонов в составе		30,0
общий расход топлива, кг		4 732,2
заданная годовая производительность, млн.т		11,0
плотность груза, т/куб.м		2,0
капитальные затраты, руб	20 008 418 935 000,0	
год эксплуатации	1,0	5 690 825 031,0
год эксплуатации	2,0	6 097 312 533,0
год эксплуатации	3,0	6 532 834 857,0
год эксплуатации	4,0	6 999 465 918,0
год эксплуатации	5,0	7 499 427 770,0
год эксплуатации	6,0	8 035 101 182,0
год эксплуатации	7,0	8 609 036 980,0

Окончание таблицы 5.1

год эксплуатации	8,0	9 223 968 193,0
Продолжение таблицы 5.1.		
1	2	3
год эксплуатации	9,0	9 882 823 064,0
год эксплуатации	10,0	10 588 738 998,0
суммарные эксплуатационные затраты, руб	84 470 971 227,0	
общие затраты, руб	20 092 889 906 227,0	
удельные затраты, руб/т	182 662,6	
себестоимость погр.-транспортных работ, руб	767,9	
удельные капитальные затраты, руб/т	181 894,7	
удельные расходы топлива, кг/(т*км)	0,0	
производительность локомотивосостава в смену, т/смена	14 044,5	

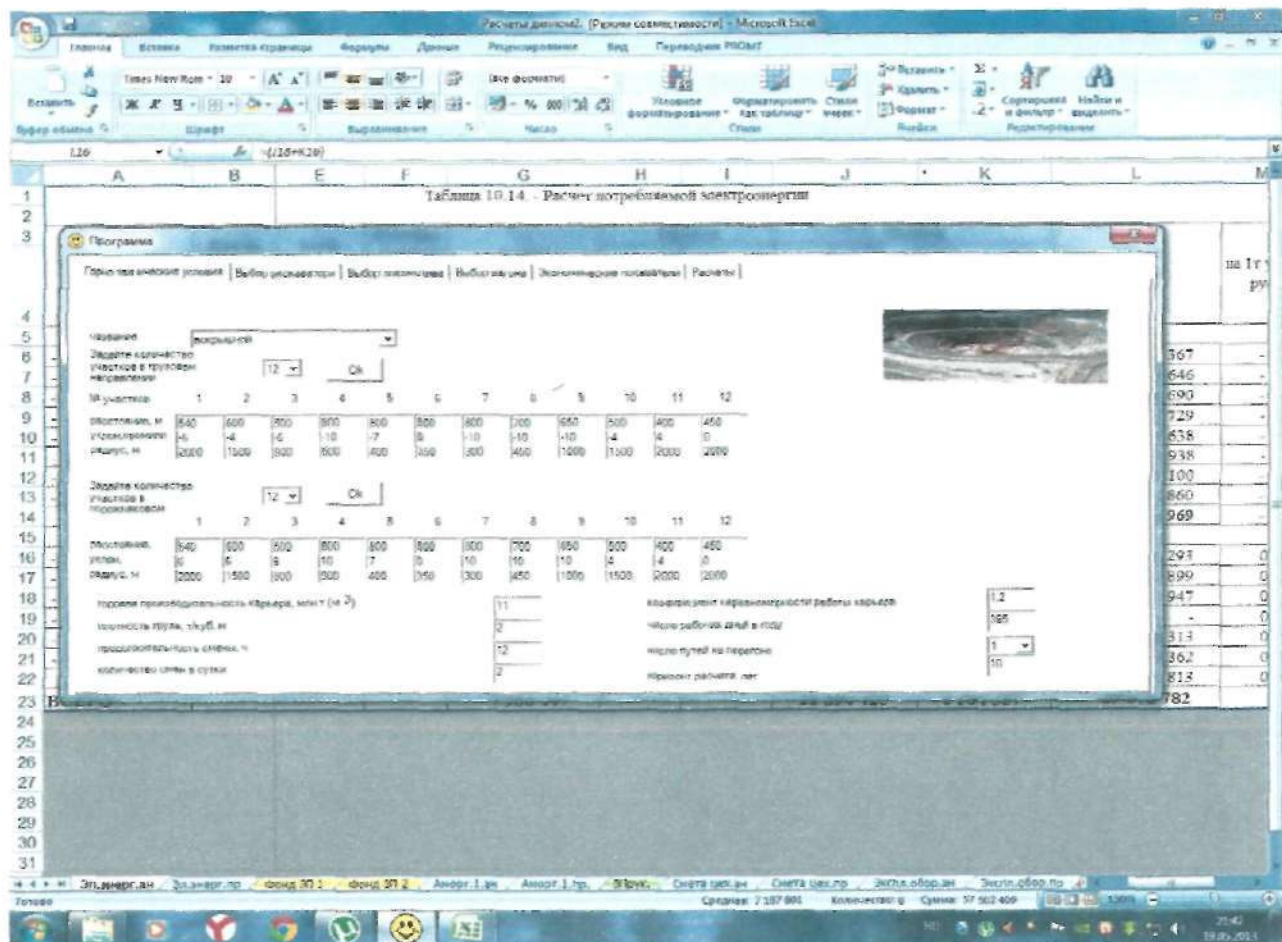


Рисунок 5.6- Горно-технические условия варианта 2.

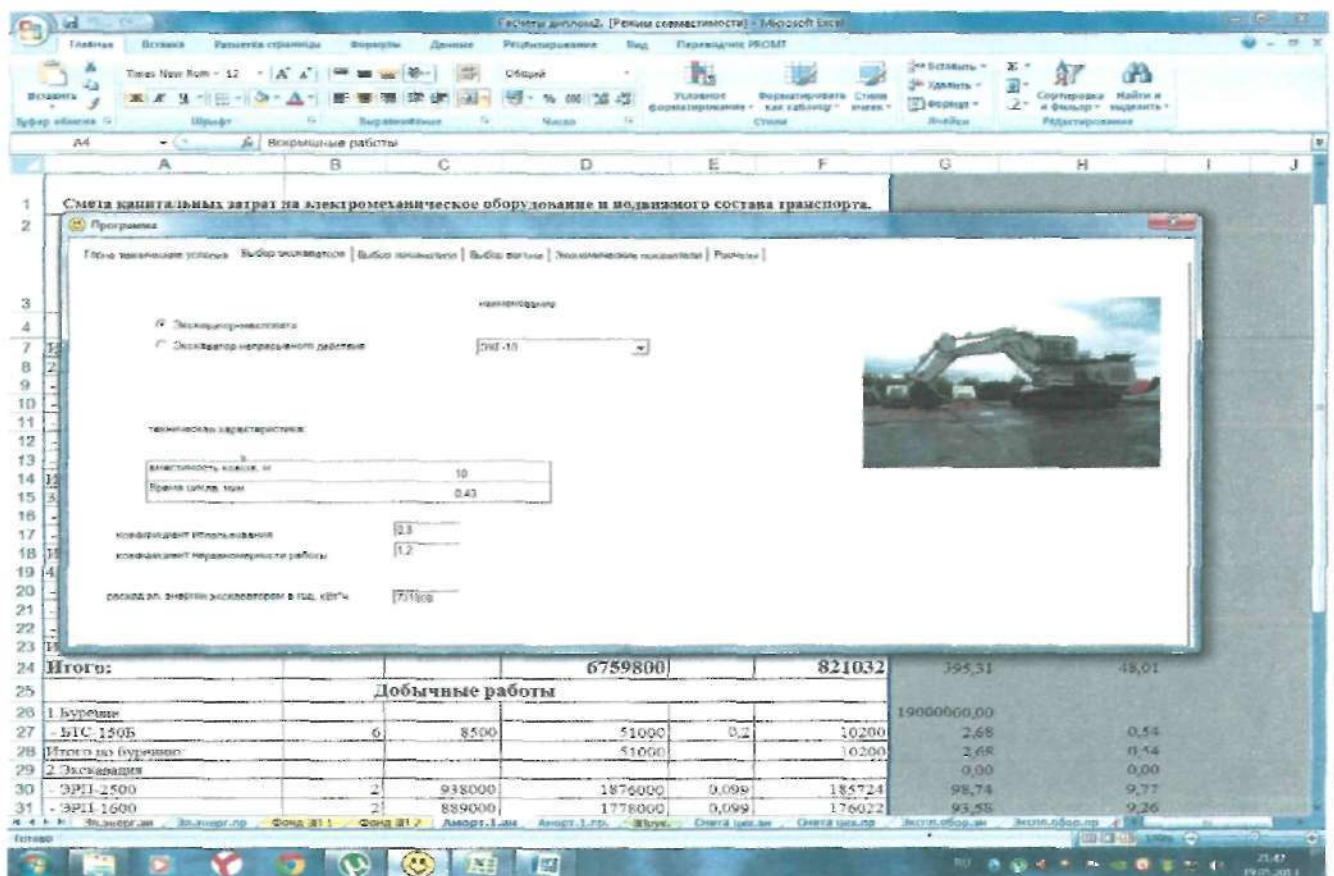


Рисунок 5.7. – Выбор экскаватора по варианту 2.

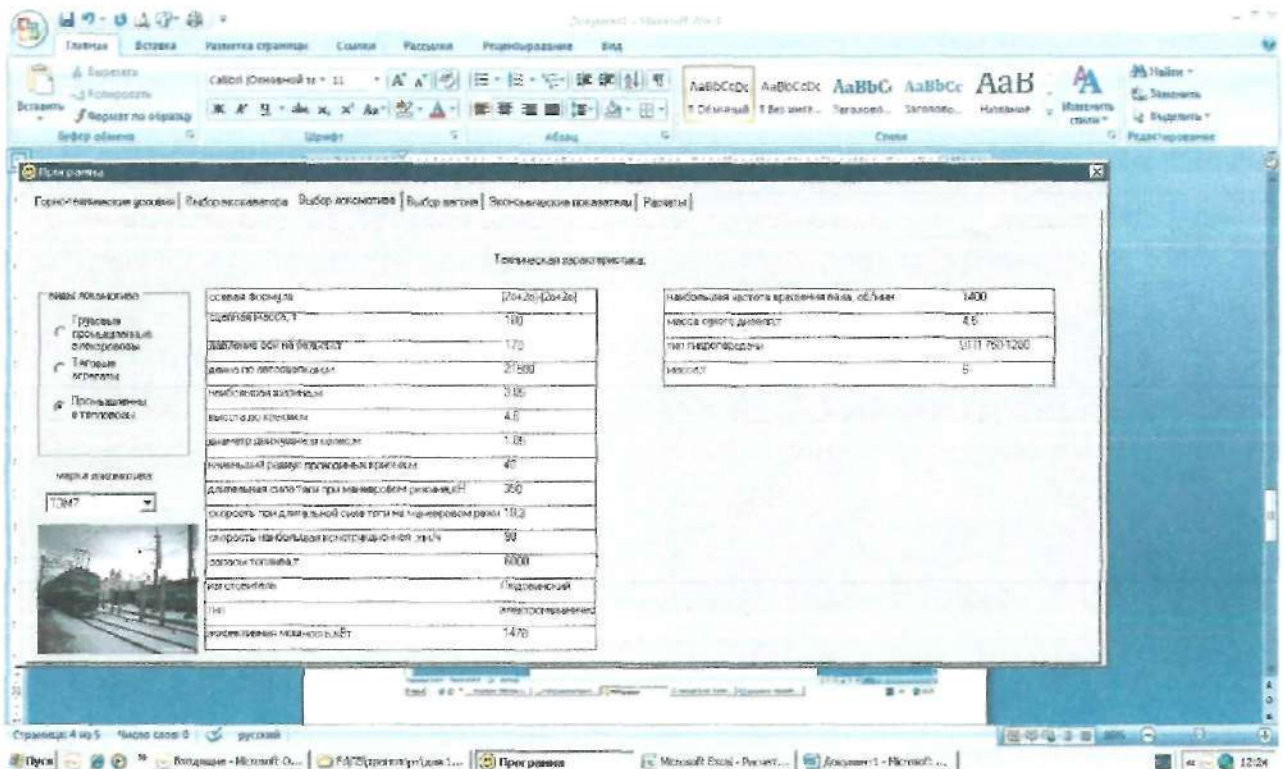


Рисунок 5.8.- Выбор локомотива по варианту 2.



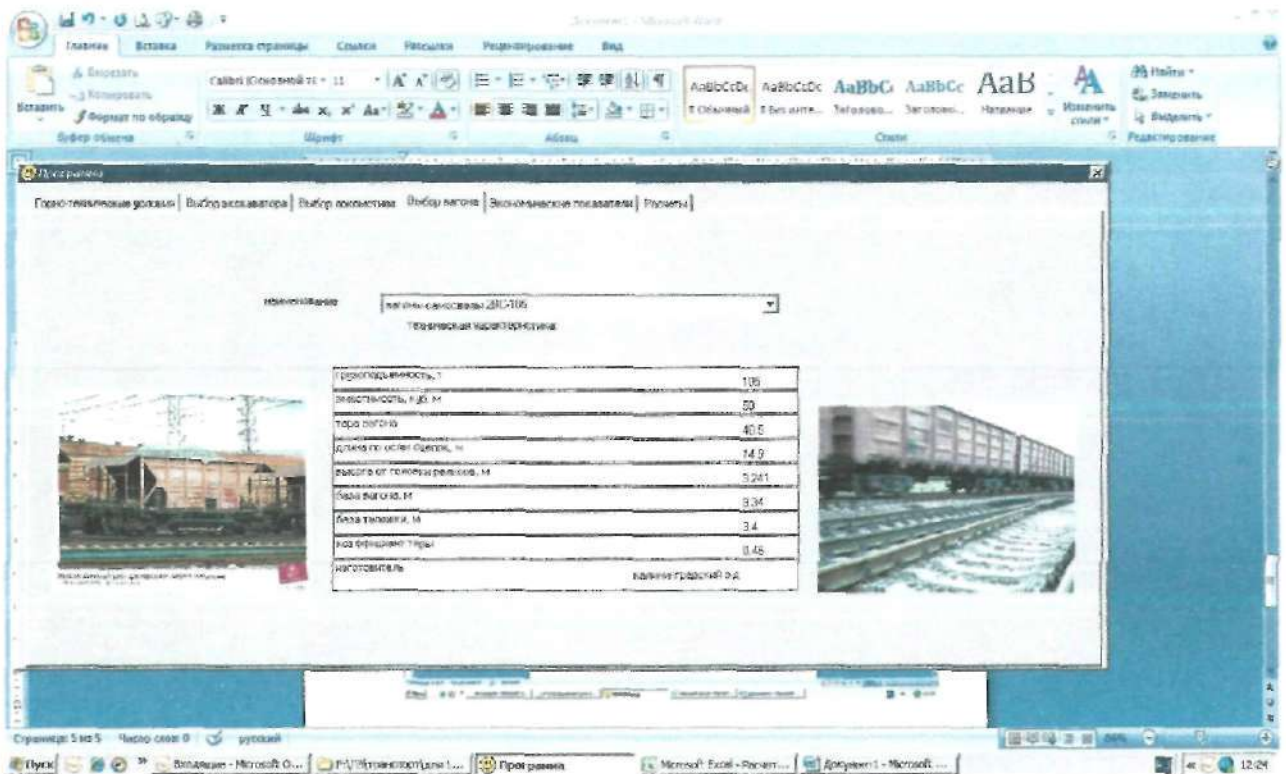


Рисунок 5.9.- Выбор вагона по варианту 2.

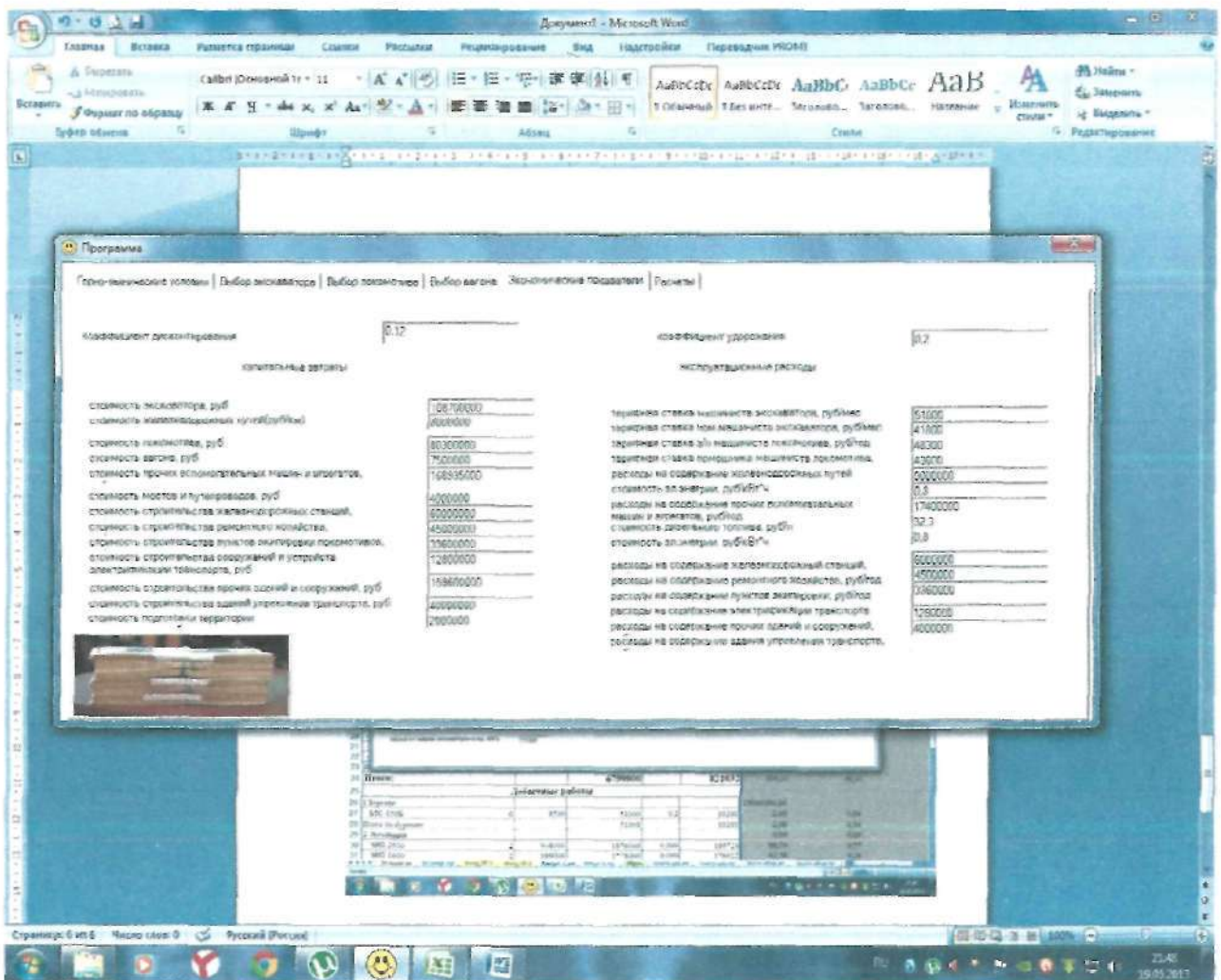


Рисунок 5.10.- Экономические показатели к варианту 2.

Таблица 5.2.- Расчет по 2 варианту.

Показатели	Значения	Значения
1	2	3
выбранный участок	вскрышной	6
Мехлопата	ЭКГ-10	9
Локомотив	ТЭМ7	195
Вагон	вагоны-самосвалы 2ВС-105	
Провозная способность перегонов, т/смена	53 514,0	
массовая норма поезда, т	4 649,0	
количество вагонов в составе	30,0	
общий расход топлива, кг	4 732,2	
заданная годовая производительность, млн.т	11,0	
плотность груза, т/куб.м	2,0	
капитальные затраты, руб	20 007 769 135 000,0	5 620 580 072,0
год эксплуатации	1,0	6 022 050 077,0
год эксплуатации	2,0	6 452 196 511,0
год эксплуатации	3,0	6 913 067 691,0
год эксплуатации	4,0	7 406 858 240,0
год эксплуатации	5,0	7 935 919 543,0
год эксплуатации	6,0	8 502 770 939,0
год эксплуатации	7,0	9 110 111 720,0
год эксплуатации	8,0	9 760 833 986,0
год эксплуатации	9,0	10 458 036 414,0
год эксплуатации	10,0	
суммарные эксплуатационные затраты, руб	83 428 299 933,0	
общие затраты, руб	20 091 197 434 933,0	
удельные затраты, руб/т	182 647,2	
себестоимость погр.-транспортных работ. Руб	758,4	
удельные капитальные затраты, руб/т	181 888,8	
удельные расходы топлива, кг/(т*км)	0,0	
производительность локомотивосостава в смену, т/смена	13 954,7	

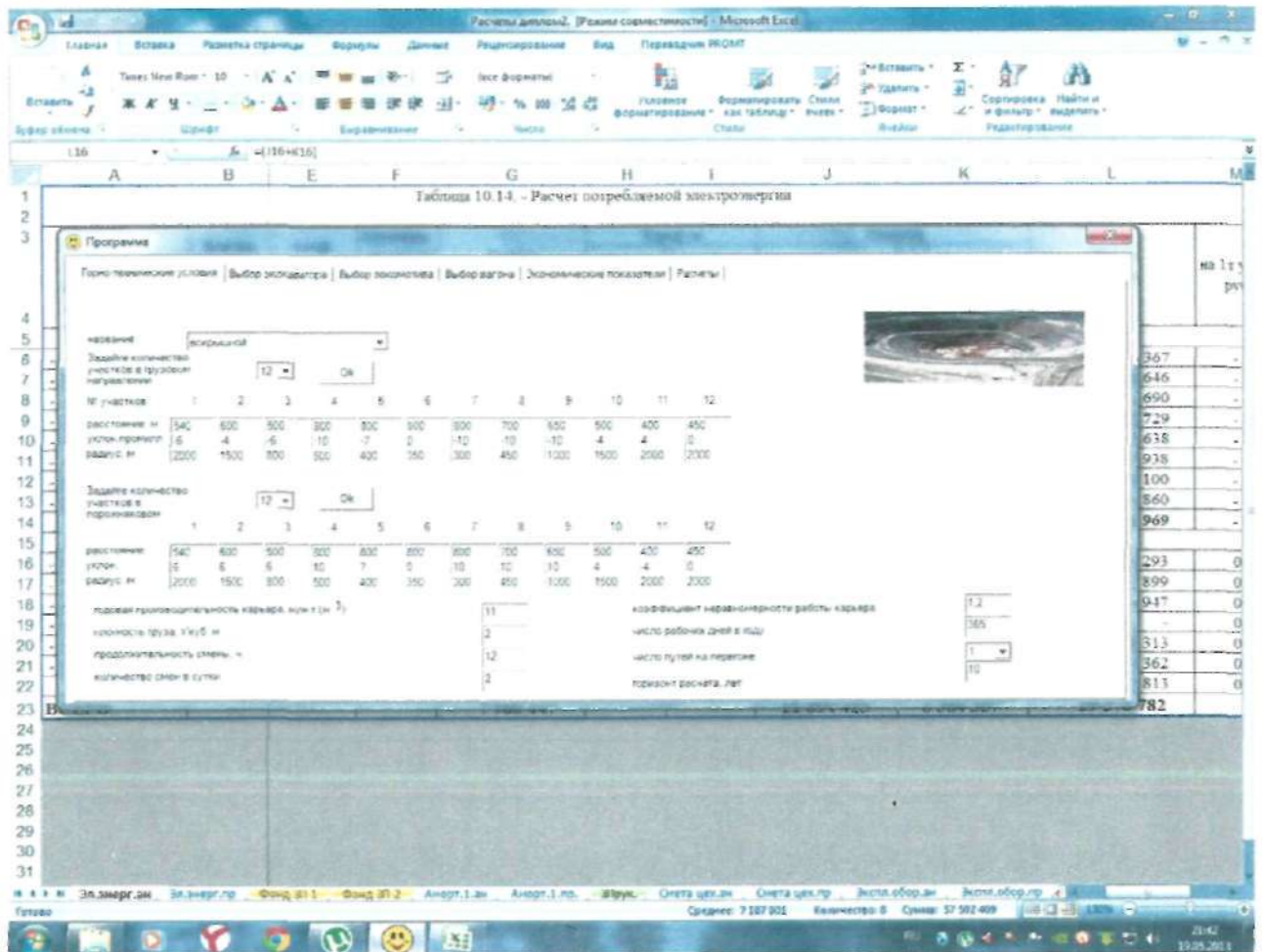


Рисунок 5.11- Горно-технические условия варианта 3.

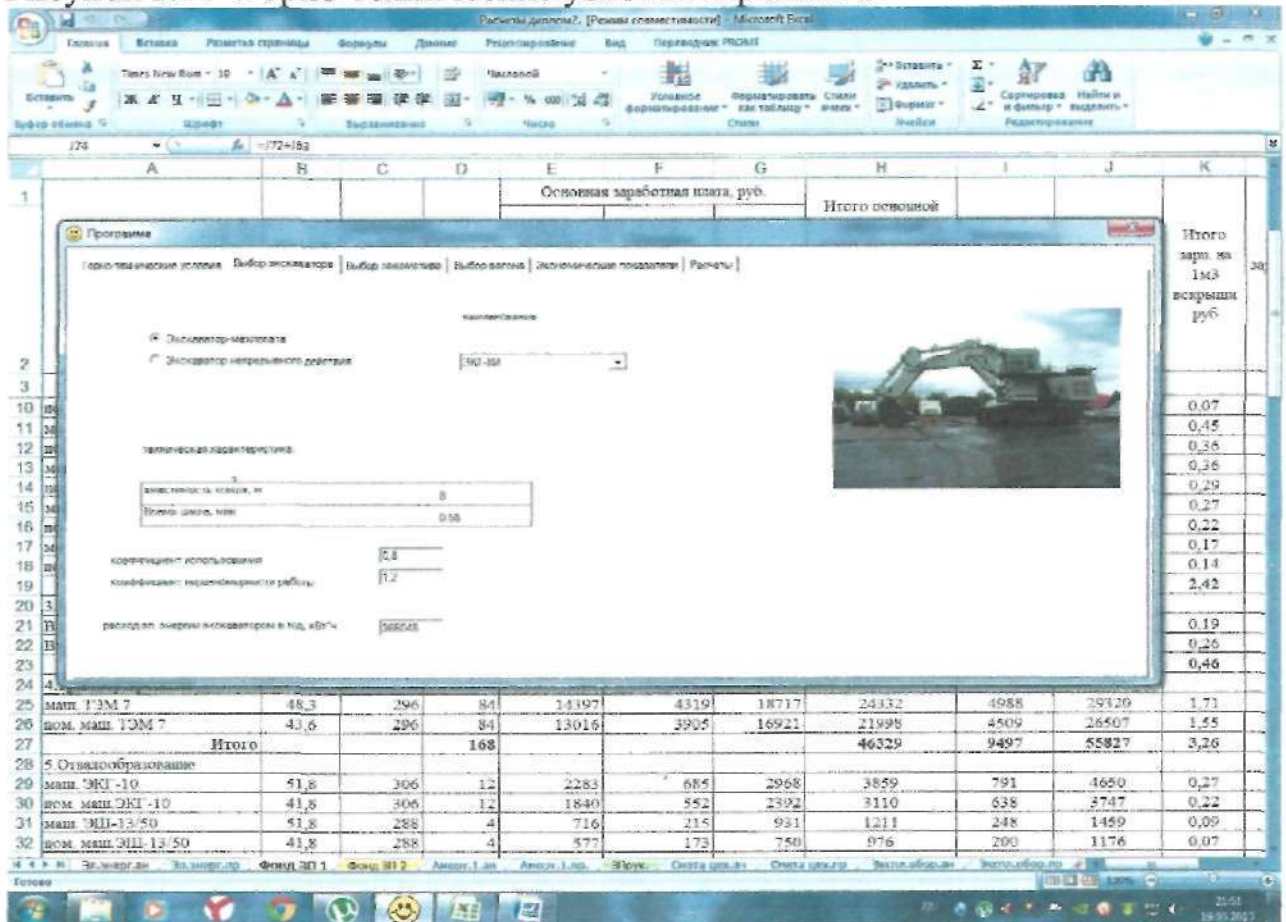


Рисунок 5.12.- Выбор экскаватора к варианту 3.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

ДП- 130403.65 -2016 ПЗ

Лист

74

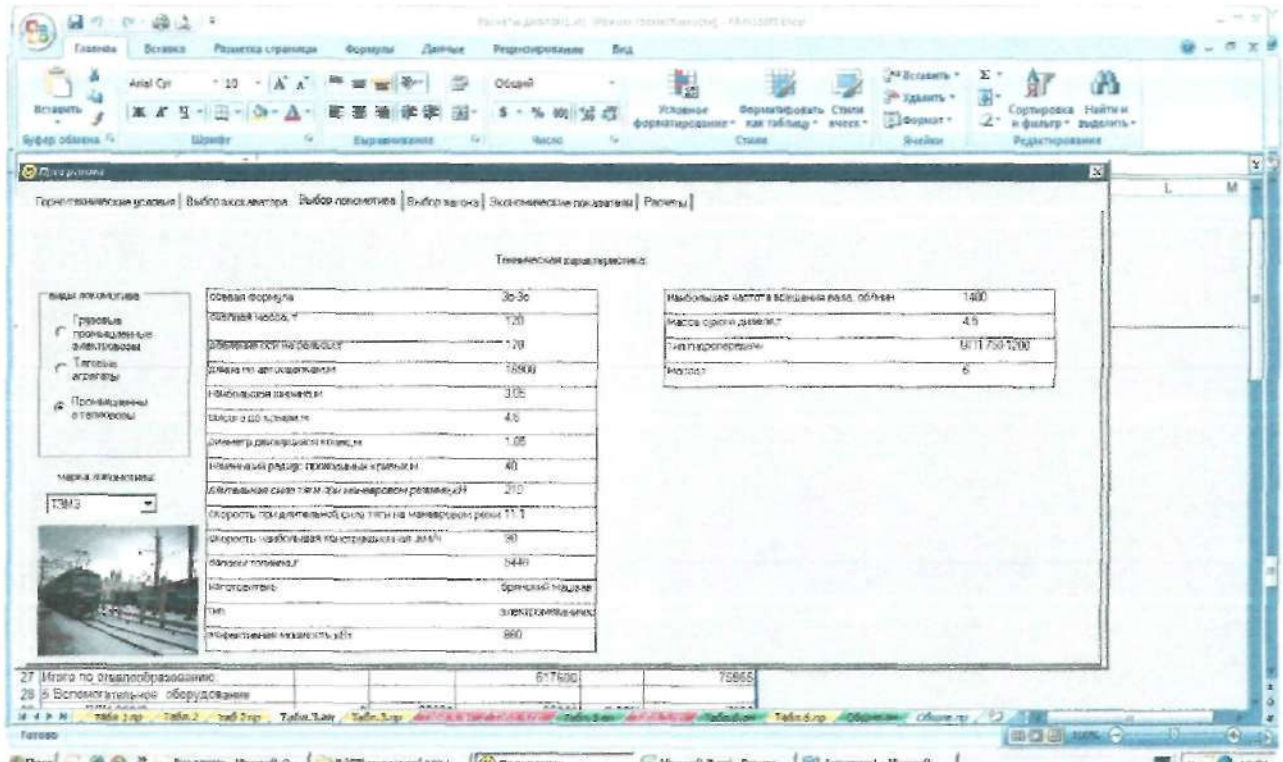


Рисунок 5.13.- Выбор локомотива к варианту 3.

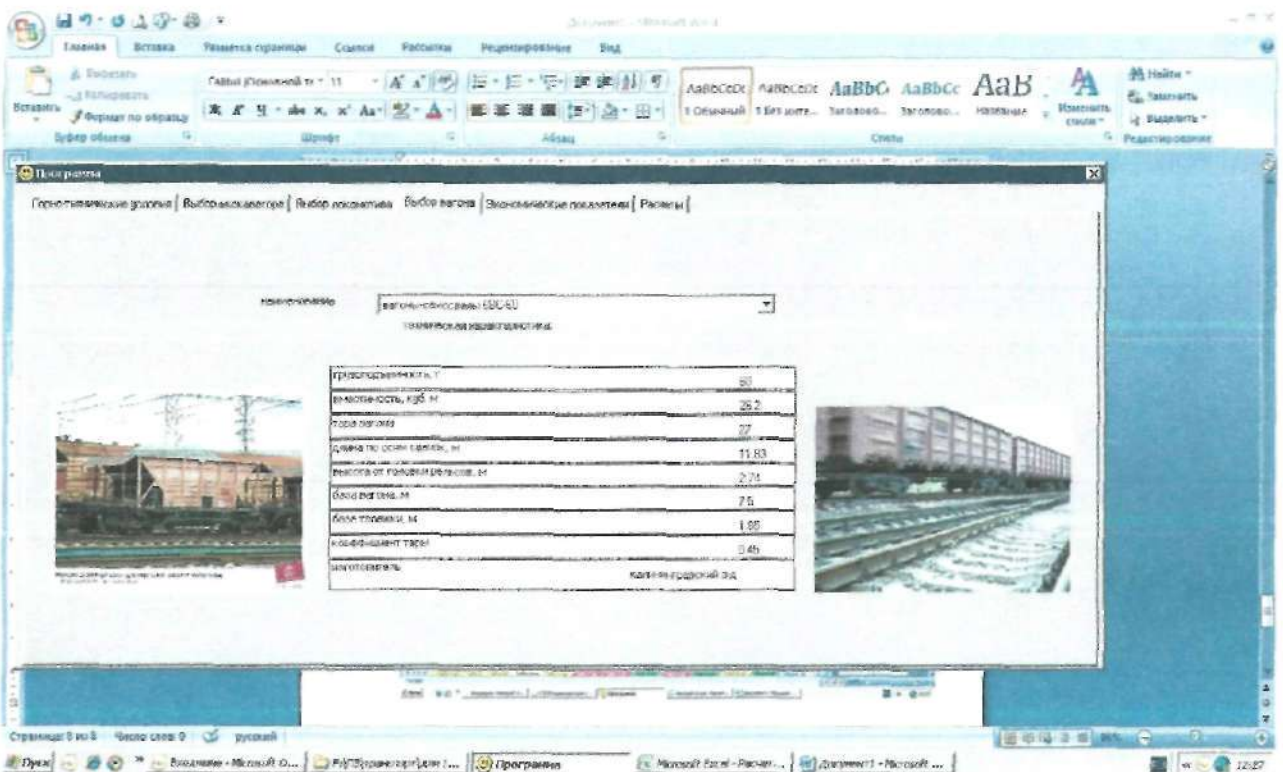


Рисунок 4.14. –Выбор вагона к варианту 3.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

ДП- 130403.65 -2016 ПЗ

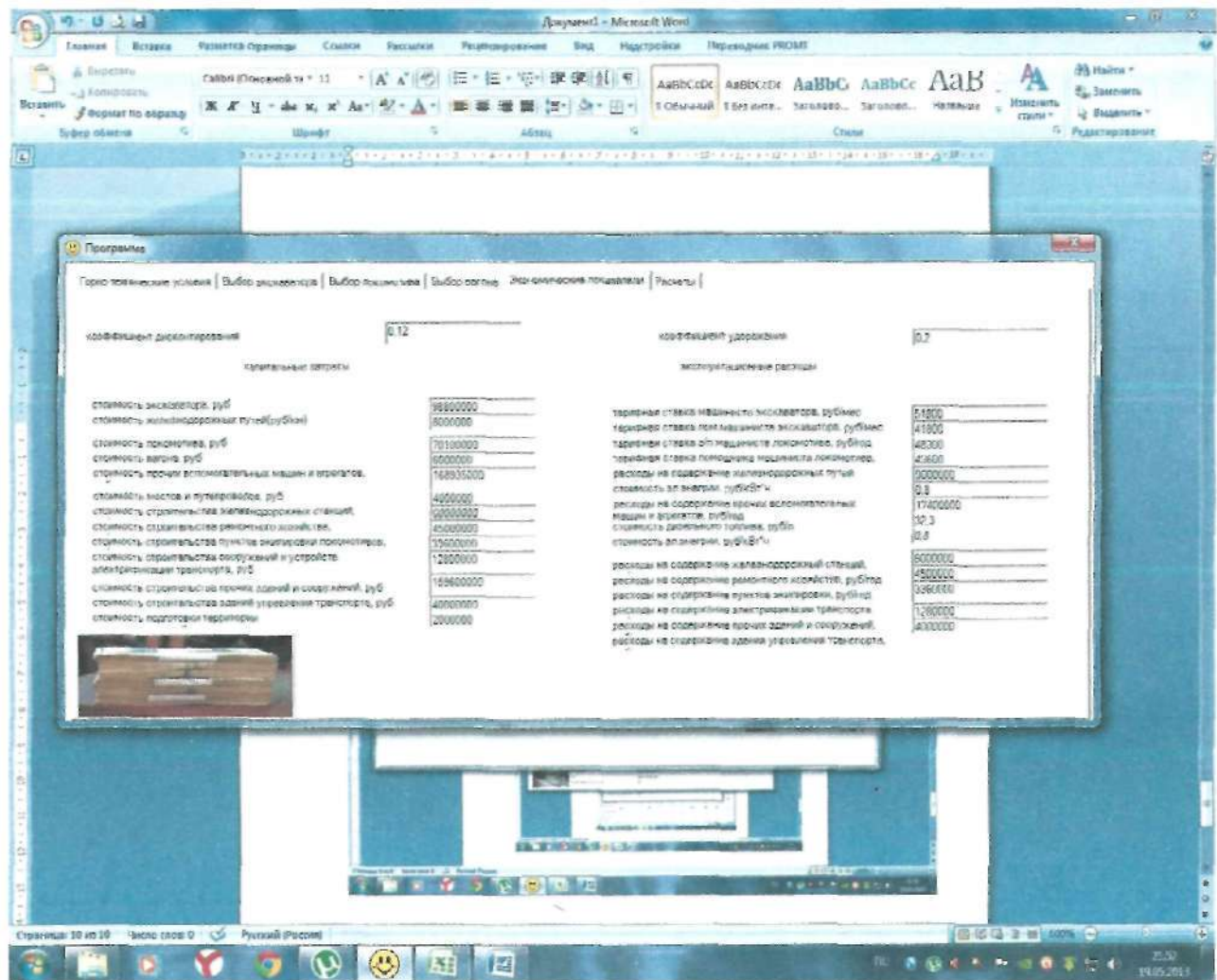


Рисунок 4.15.- Экономические показатели.

Таблица 4.3. -Расчет по 3 варианту

выбранный участок	вскрышной	
Мехлопата	ЭКГ-8И	10
Локомотив	ТЭМ3	14
Вагон	вагоны-самосвалы 6ВС-60	409
Провозная способность перегонов, т/смена		32 493,0
массовая норма поезда, т		3 081,0
количество вагонов в составе		35,0
общий расход топлива, кг		3 570,3
заданная годовая производительность, млн.т		11,0
плотность груза, т/куб.м		2,0
капитальные затраты, руб		20 009 343 435 000,0
год эксплуатации		1,0 5 820 793 702,0
год эксплуатации		2,0 6 236 564 681,0
год эксплуатации		3,0 6 682 033 587,0
год эксплуатации		4,0 7 159 321 700,0
год эксплуатации		5,0 7 670 701 821,0
год эксплуатации		6,0 8 218 609 094,0
год эксплуатации		7,0 8 805 652 601,0
Продолжение таблицы 5.3.		
1	2	3

год эксплуатации	8,0	9 434 627 787,0
год эксплуатации	9,0	10 108 529 772,0
год эксплуатации	10,0	10 830 567 613,0
суммарные эксплуатационные затраты, руб	86 400 143 152,0	
общие затраты, руб	20 095 743 578 152,0	
удельные затраты, руб/т	182 688,6	
себестоимость погр.-транспортных работ. Руб	785,5	
удельные капитальные затраты, руб/т	181 903,1	
удельные расходы топлива, кг/(т*км)	0,0	
производительность локомотивосостава в смену, т/смена	8 260,5	

Результаты расчетов представлены в виде таблицы критериев эффективности (таблица 4.4).

Таблица 4.4.- Критерии эффективности вариантов.

Вариант № 1	
Вскрышной	
удельные затраты, руб/т	182662,6
себестоимость погр.-транспортных работ. руб	767,917
удельные капитальные затраты, руб/т	181894,7
удельные расходы топлива, кг/(т*км)	0,00077
производительность локомотивосостава в смену, т/смена	14044,54

Вариант № 2	
Вскрышной	
удельные затраты, руб/т	182647,2
себестоимость погр.-транспортных работ, руб	758,439
удельные капитальные затраты, руб/т	181888,8
удельные расходы топлива, кг/(т*км)	0,00077
производительность локомотивосостава в смену, т/смена	13954,71

Вариант № 3	
Вскрышной	
удельные затраты, руб/т	182688,6
себестоимость погр.-транспортных работ. руб	785,455
удельные капитальные затраты, руб/т	181903,1
удельные расходы топлива, кг/(т*км)	0,00076
производительность локомотивосостава в смену, т/смена	8260,494

По критериям эффективности для каждого варианта построена диаграмма:

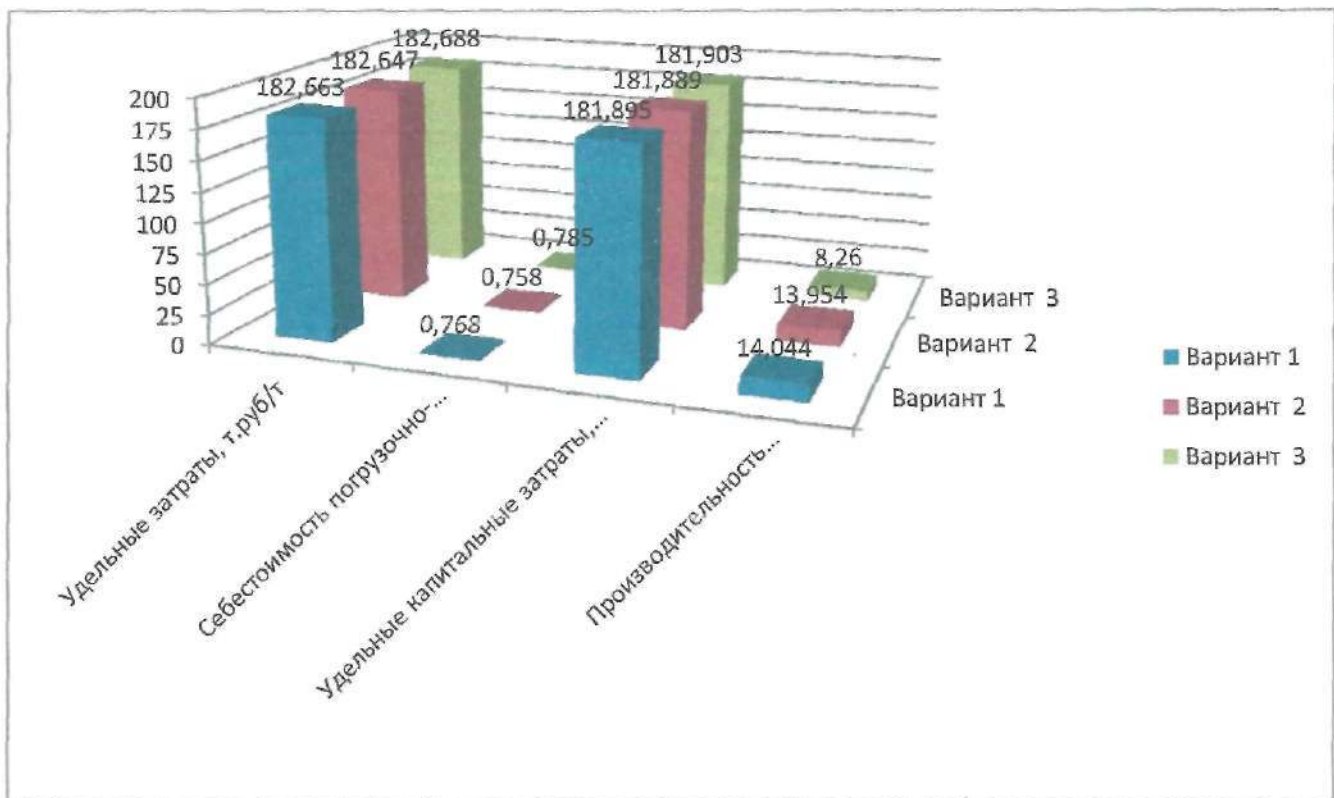


Рисунок 4.16.- Диаграммы показателей выбора горно-транспортного оборудования.

По оценке критериев эффективности и по построенным диаграммам выбираем оптимальный вариант горнотранспортного оборудования по сумме наименьших удельных и капитальных затрат. Сравнение выполняют в таблице 5.5.

Таблица 4.5.- Сравнение вариантов.

Показатели	1-й вариант	2-й вариант	3-й вариант
Удельные затраты, руб/т	2	1	3
Удельные кап.затраты, руб./т	3	1	2
Себестоимость погрузочно-транспорт. работ, руб.	2	1	3
Производ-сть локомотивосостава в смену, т/см	1	2	3
Сумма	8	5	11

По варианту 1 достигается самая высокая производительность локомотивосоставов в смену. Подобный вариант предпочтительней при наращивании объемов добычи и вскрыши. Вариант 2 имеет самые низкие удельные, удельные капитальные затраты и себестоимость погрузочно-транспортных работ.

Согласно сопоставлению сумм показателей оптимальности, вариант 2 считается оптимальным по наименьшим затратам на транспортировку вскрыши в условиях стабильно невысоких объемов угля, в сравнении с достигнутыми в прошлый период.

### 4.3. Организация работы транспорта

Транспортирование угля и вскрыши ведется в две смены продолжительностью 12 часов при непрерывной рабочей неделе.

Учитывая большие объемы перевозок, для обеспечения минимальных простоев подвижного состава, бесперебойной работы транспорта, организация погрузочно-транспортных работ осуществляется по открытому циклу.

Для обеспечения нормальной работы транспорта применяется телефонная и радиосвязь с другими однолинейными радиостанциями в радиусе 9-10 км.

Для оперативности работ железнодорожного транспорта, для связи между отдельными пунктами используются средства СЦБ. На передвижных карьерных путях в качестве СЦБ применяется путевая автоблокировка.

Коэффициент инвентарности локомотивов по отношению к рабочему парку ( $K_{инв}$ ) принят 1,3.

Необходимое количество основного железнодорожного оборудования (рабочий парк) для технологических перевозок угля и вскрыши на расчетные годы приведено в таблице 5.6.

Таблица 4.6.-. Количество подвижного состава

Наименование оборудования	Количество, шт.				
	2014	2015	2016	2017	2018
1. Годовая добыча угля, млн. т	15	15	15	15	15
Тепловоз ТЭМ7(ТЭМ7А) для транспортировки угля	20	20	20	20	20
2. Годовой объем ж.д. вскрыши, млн. м <sup>3</sup>	10,7	10,7	10,7	10,7	10,7
Тепловоз ТЭМ7(ТЭМ7А) для транспортировки вскрыши (рабочий парк)	9	9	9	9	9
Тепловоз ТЭМ7(ТЭМ7А) для транспортировки вскрыши	12	12	12	12	12
Думпкары 2ВС-105, грузоподъемностью 105 т	195	195	195	195	195



5.1. Карьерные водоотливные установки

Существующая система осушения «Разреза Бородинский» представляет собой поверхностный способ осушения с помощью дренажных канав. Система осушения включает в себя дренажные канавы, пройденные по почве пласта Бородинский -2, в понижениях почвы пластов Бородинский -1, Рыбинский-1,2. Протяженность дренажных канав составляет по пл.Бородинский-1 - 3000м, по пл. Бородинский-2 - 3200 м, по пл.Рыбинский-1,2 – 1000м.

Приток к насосной станции по дренажным канавам 200-250 м<sup>3</sup>.час,увеличиваясь после дождей до 400-450 м<sup>3</sup>/час. Подземные дренажные штреки шахты №5 также используются в системе осушения. В дренажные штреки собирается подземные воды и, кроме того, по штрекам транспортируется часть поверхностной воды сбрасываемой с выработанного пространства по водоперепускным скважинам. Вся вода с горных выработок собирается в 2х-секционном зумпфе (пруде отстойнике) общим объемом 32,2 тыс.м<sup>3</sup>. Между секциями зумпфа установлена нефтеловушка. Первая секция зумпфа объемом 20 тыс.м<sup>3</sup> служит для предварительного отстаивания воды и сбора нефтепродуктов. Во второй секции установлены насосы и отсюда вода откачивается на поверхность.

Насосная станция №1 укомплектована 3 насосами: ЦН-400-210 и 2 насосами 1Д-630-125. Вода перекачивается по 2 ниткам трубопроводов. Протяженность трубопроводов 4200 м, диаметр 426 мм. Насосы одной марки подключены на один трубопровод, насосы другой марки запитаны к другому трубопроводу. При ливневых осадках вода может откачиваться одновременно по двум ниткам. На каждом трубопроводе установлен расходомер-счетчик для учета откаченной воды. Сброс воды осуществляется в высохшее русло р. Барга. Выпуск дренажных вод берегового типа за чертой населенного пункта. Годовой утвержденный расход сбрасываемых вод в соответствии с утвержденным нормативом ПДС составляет 7008 тыс. м<sup>3</sup>/год.

В обводнении Бородинского угольного разреза принимают участие три водоносных горизонта: надугольный, угольный, подугольный. Угольный водоносный горизонт распространен в пределах месторождения повсеместно и приурочен к пластам Бородинский - 1 и Бородинский - 2. Коэффициент фильтрации во вмещающих породах составляет 0,3-2,7 м/сут. (в среднем 1,5 м/сут.). Коэффициент проницаемости уже по данным разведки составляет 0,2-3,0 м/сут. (в среднем 1 м/сут.). Проницаемость угольных пластов не равномерна и зависит от степени трещиноватости. Коэффициент водоотдачи 0,024.

Разрабатываемое месторождение представлено в основном породами трещиноватыми, следовательно сбор вод может быть осуществлен простым высасыванием воды из бортов разреза с последующим сбором ее в специальный водосборник, расположенный на дне разреза. В связи с этим

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

для осушения Бородинского угольного разреза принимаем открытый водоотлив.

Данный способ осушения характеризуется сравнительно небольшими капитальными затратами и высокой эксплуатационной надежностью.

При этом подземный и другие перечисленные выше способы осушения не могут быть приняты для реализации на проектированном разрезе, так как отличается большими капитальными и эксплуатационными затратами, требует проведения сложных горно-капитальных работ.

Настоящим проектом рекомендуется применение на Бородинском угольном разрезе схемы открытого водоотлива.

## 5.2 Расчет водоотливной установки.

Фактические водопритоки в траншею зависят как от атмосферных условий и количества выпавших осадков, так и от объемов добычи угля, направления и скорости подвигания горных работ. В таблице 5.1 представлены данные по водопритокам по насосной № 1 за последние 6 лет.

Таблица 5.1. Фактические водопритоки по насосной №1

Год	Водоприток м <sup>3</sup> /час			
	Средний за год	Зимний (1,4 кв)	Летний (2,3 кв)	Макс. суточный
2010	694	547	840	1650
2011	556	494	618	1558
2012	498	453	544	1600
2013	587	502	670	1158
2014	509	441	577	1204
2015	516	416	615	1379
среднее	560	476	644	1425

Исходные данные для расчета:

1. Нормальный водоприток  $Q_{нор}=560\text{м}^3/\text{ч};$
2. Максимальный водоприток  $Q_{max}=1425\text{м}^3/\text{ч};$
3. Глубина карьера  $H_k=120\text{м};$
4. Качество воды  $pH=6,4;$
5. Продолжительность нормального водопритока 300 дней;
6. Продолжительность максимального водопритока 65 дней.

Приток дождевых вод в карьер определен как суточный максимум осадков:

$$Q_p = 0 * K * \Psi_{...} * H_p * F, \text{ м}^3 / \text{сут.} \quad (5.1)$$

где  $K$  - коэффициент неравномерности выпадения дождя по площади, принимается по табл.4 пособия по проектированию,  $K=0.85;$

$\Psi_{...}$  - среднее значение коэффициента суточного стока, принимается по табл.2 пособия по проектированию,  $0.075;$

$H_p$  – слой суточных осадков при периоде его однократного превышения  $P$  лет,  $P$  принимается 0.33 года ( п. 3.6 пособия по проектированию);

$$H_p = \mu_r * H_5 \quad (5.2)$$

$\mu_r$  – поправочный коэффициент, по табл.3 =0.40;

$H_5$ – суточный максимум осадков при периоде его однократного превышения 5 лет, мм

$H_5 = 36$  мм по табл.5 пособия по проектированию.

$$H_p = 0.4 \times 36 = 14.4$$

$F$  – расчетная площадь стока, принятая согласно п. 3.4 между бровкой 7 горизонта траншеи и бровкой 2 яруса отвалов, га,  $F = 1600$  га.

$$Q_p = 10 \times 0.85 \times 0.075 \times 14.4 \times 1600 = 14688 \text{ м}^3/\text{сут} = 612 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Нормальный приток дождевых вод составит:

$$Q_n = 0 * K * \Psi_{...} * H_n * F, \text{ м}^3 / \text{сут}. \quad (5.3)$$

$$Q_n = 10 \times 0.85 \times 0.075 \times 4 \times 1600 = 170 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Расчетный суточный приток в карьер для определения вместимости водосборников, согласно п.3.7 составит:

$$Q = 10 \times 0.85 \times 0.075 \times 36 \times 1600 = 36720 \text{ м}^3/\text{сут}.$$

Фактические притоки в траншею, расчетные максимальные и нормальные представлены в таблице 5.2.

Таблица 5.2. Фактические и расчетные водопитоки в траншею

Водопитоки	Нормальные, м <sup>3</sup> /час		Максимальные, м <sup>3</sup> /час	
	Фактические по разрезу	По расчету	Фактические по разрезу	По расчету
Подземные	476	595	547	595
Дождевые	168	170	840	612
Всего	644	765	1387	1207

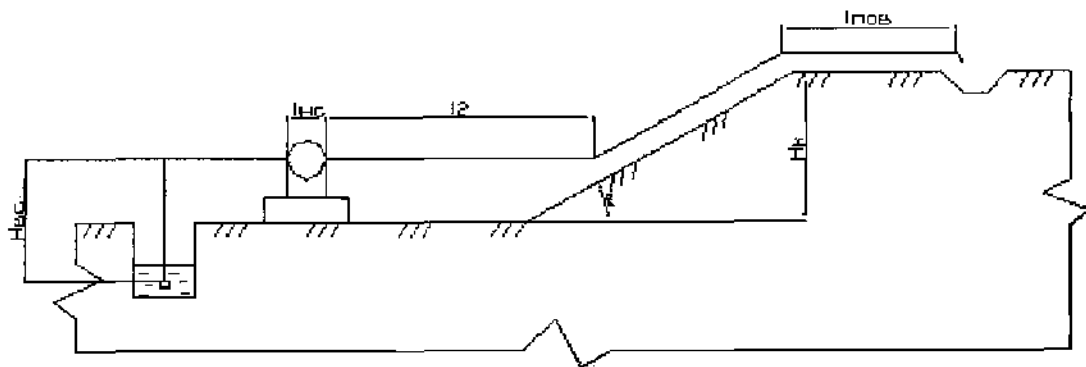


Рисунок 6.1. - Принципиальная схема водоотлива

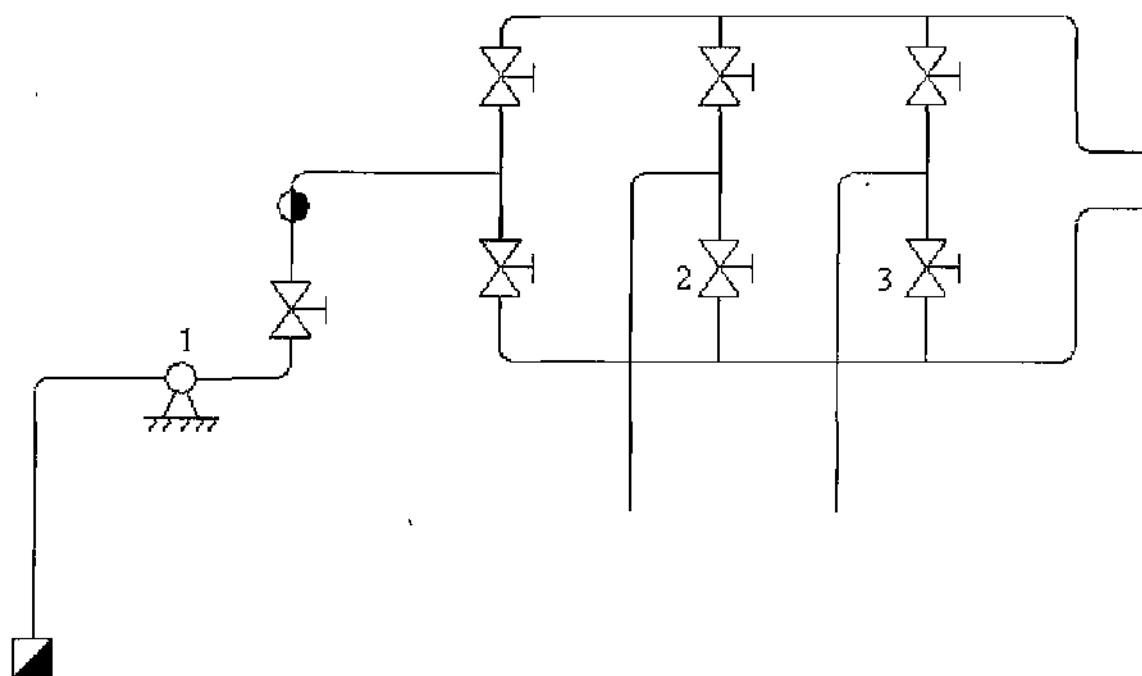


Рисунок 6.2. - Гидравлическая схема

1 – насос; 2, 3 распределительная задвижка.

Необходимая подача насосов исходя из условия откачки суточного притока за 20 часов:

$$Q_p^n = \frac{20 \cdot Q_n}{t_0} = \frac{20 \cdot 765}{16} = 956 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (5.3)$$

где  $Q_{\text{норм}}$  – нормальный водоприток воды,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$t_0 = 16 \text{ ч}$  – время откачки притока по ПБ и ПТЭ.

Необходимый напор насоса определяется по формуле:

$$H_n = \frac{H_z}{\eta_{\text{п}}} = \frac{123}{0,95} = 130 \text{ м}, \quad (5.4)$$

где  $H_{Г}$  – геодезическая высота, м;  
 $\eta_{ТР}=0,87 - 0,95$  – КПД трубопровода, доли ед.  
 $H_{Г} = H_{Н} + H_{ВС} + H_{ПР} = 120 + 3 = 123$  м (5.5)

где  $H_{Н}$  – высота карьера, м;  
 $H_{ВС}$  – высота всасывания, м.

По найденным значениям  $Q_{Н}$  и  $H_{Н}$  (по каталогу) выбирается насос ЦНСК 500-160.

Необходимое количество насосов  $956/500=2$

Диаметр нагнетательного трубопровода определяется из выражения:

$$d_{н} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_{Н}}{3600 \cdot \pi \cdot V_{с}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 2,4}} = 0,238 \text{ м} \quad (5.6)$$

где  $Q_{Р}$  – подача выбранного насоса, м<sup>3</sup>/ч;

$V = 1,5 - 2,5$  – скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе по ПБ и ПТЭ, м/с.

Принимаем стандартный диаметр трубного става:  $d_{н}/d_{в} = 273/259$  мм.

Диаметр всасывающего трубопровода принимается на 25...50 мм больше нагнетательного, а скорость движения воды в нем должна быть в пределах 0,8 – 1,5 м/с.

Исходя из вышесказанного, для всасывающего трубопровода принимается  $d_{н}/d_{в} = 325/307$  мм,

Фактическая скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе определяется по формуле:

$$V_{н}^{\phi} = \frac{4Q_{Н}}{3600 \pi d_{н}^2} = \frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,259^2} = 2,63 \text{ м/с} \quad (5.7)$$

Фактическая скорость движения воды во всасывающем трубопроводе определяется аналогично, по формуле:

$$V_{вс}^{\phi} = \frac{4Q}{3600 \pi d_{вс}^2} = \frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,307^2} = 1,87 \text{ м/с} \quad (5.8)$$

Потери напора во всасывающем трубопроводе:

$$\Delta H_{вс} = \left( \lambda \frac{L_{вс}}{d_{вс}} + \xi_{ПК} n_{ПК} + \xi_{КОЛ} n_{КОЛ} + \xi_{ВХ} \right) \frac{V_{вс}^2}{2 \cdot g} =$$

$$= (0,03 \frac{7}{0,307} + 3,7 + 0,6 + 0,5) \frac{1,87^2}{2 \cdot 9,81} = 0,97 \text{ м} \quad (5.9)$$

где  $L_{вс}$  – длина всасывающего трубопровода, м;

$\lambda$  – коэффициент сопротивления трению по длине трубопровода;

$\xi_{ПК}$ ,  $\xi_{КОЛ}$ ,  $\xi_{ВХ}$  – коэффициенты сопротивления соответственно, для приемного клапана, колена, входа в насос;

$n_{ПК}$ ,  $n_{КОЛ}$  – количество приемных клапанов, колен.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_{вс}}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,307}} = 0,03 \quad (5.10)$$

Потери напора в нагнетательном трубопроводе:

$$\Delta H_H = \left( \lambda \frac{L_H}{d_H} + \xi_3 n_3 + \xi_{КОЛ} n_{КОЛ} + \xi_{ОК} n_{ОК} + \xi_{ТР} n_{ТР} + \xi_{ВХ} \right) \frac{V_{ВС}^2}{2 \cdot g} =$$

$$= \left( 0,03 \frac{242}{0,259} + 0,6 \cdot 20 + 0,3 \cdot 2 + 10 \cdot 1 + 1,5 \cdot 3 + 1 \right) \frac{2,63^2}{2 \cdot 9,81} = 20,5 \text{ м} \quad (5.11)$$

где  $d_H$  – внутренний диаметр нагнетающего трубопровода, м;

$\lambda$  – коэффициент сопротивления трению по длине трубопровода;

$\xi_3, \xi_{ОК}, \xi_{ТР}, \xi_{ВХ}$  – коэффициенты сопротивления соответственно, для задвижки, обратного клапана, тройника и выхода из насоса;

$n_3, n_{ОК}, n_{ТР}$  – количество задвижек, обратных клапанов, тройников.

Общие потери составляют:

$$\Delta H = \Delta H_H + \Delta H_{ВС} = 0,97 + 20,5 = 21,47 \text{ м} \quad (5.12)$$

Манометрический напор определяется по формуле:

$$H_M = H_T + \Delta H = 123 + 21,47 = 144,47 \text{ м} \quad (5.13)$$

Определение постоянной трубопровода:

$$R = \frac{\Delta H}{Q^2} = \frac{21,47}{500^2} = 0,000086 \text{ ч}^2/\text{м}^5 \quad (5.14)$$

По формуле:

$$H_c = H_T + RQ^2 \quad (5.15)$$

где  $R$  – постоянная трубопровода.

Строят напорную характеристику трубопровода.

Таблица 5.3 – Напорная характеристика трубопровода

Q, м <sup>3</sup> /ч	0	100	200	300	400	500	600
H <sub>c</sub> , м	123	123,8	126,2	130,2	135,8	144,4	151,8

По данным графика (рисунок 6.3) определяют рабочий режим насоса ЦНСК 500-160:

$$Q_p = 520 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad \eta_p = 71\%, \quad H_p = 156 \text{ м}$$

Выполняют проверку рабочего режима на обеспечение требуемой экономичности, устойчивости, отсутствие кавитации:

$$\eta \geq 0,9 \cdot \eta_{max}, \quad 0,71 \geq 0,73 \cdot 0,9 \quad (5.16)$$

$$0,71 \geq 0,64$$

$$H_c \leq 0,9 \cdot H_3, \quad 133 \leq 0,9 \cdot 166 \quad (5.17)$$

$$133 < 149$$

$$H_{вс}^{вак} \geq H_{вс} + \Delta H_{вс} \quad (5.18)$$

$$4,5 \geq 3,97$$

Все условия выполняются. Оставляем ранее выбранный насос.

Объем водосборников определяют из размещения восьмичасового нормального водопритока в каждом из двух его отсеков (рабочем и резервном) (см. Рисунок 6.4).

$$V_в = 4 \cdot 2 \cdot Q = 8 \cdot 2 \cdot 956 = 15296 \text{ м}^3 \quad (5.20)$$

Мощность приводного электродвигателя насоса для рабочего режима:

$$N_{дв} = K \cdot \frac{\rho \cdot g \cdot H_p \cdot Q_p}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_p} = \frac{1,15 \cdot 1000 \cdot 9,8 \cdot 156 \cdot 520}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,71} = 357,68 \text{ кВт} \quad (5.21)$$

где  $K$  – коэффициент запаса мощности.

Выбираем (по каталогу) электродвигатель АО 114-4.

$n_{об} = 1500$  об/мин,  $N = 400$  кВт,  $\eta = 95\%$ .

Фактическое время откачки  $Q_H$ :

$$t_{норм}^{\phi} = \frac{24 \cdot Q_{норм}}{Q_p} = \frac{24 \cdot 320}{520} = 14,76 \text{ ч} \quad (5.22)$$

Фактическое время откачки  $Q_{max}$ :

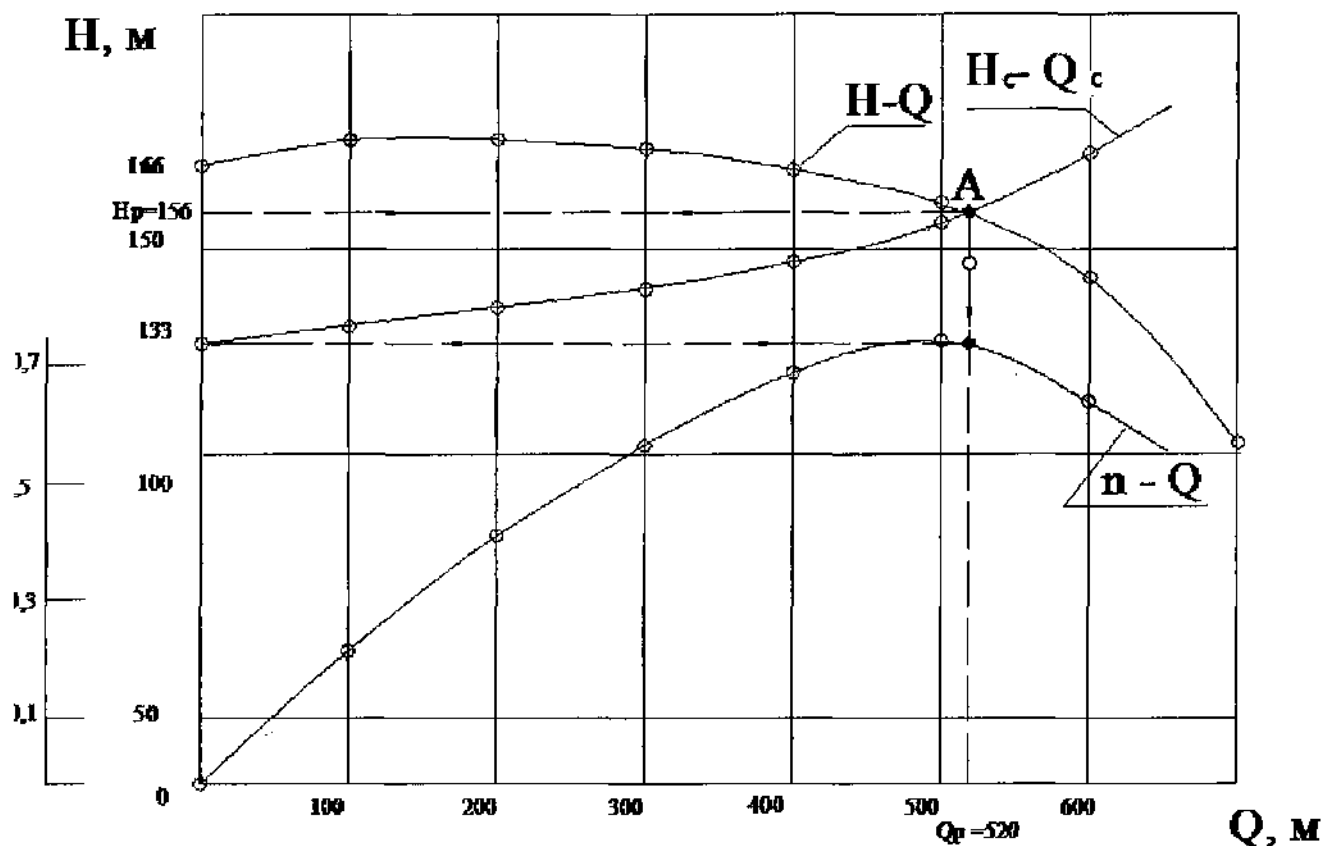


Рисунок 6.3 - Рабочий режим насоса ЦНСК-500-160

$$t_{max}^{\phi} = \frac{24 \cdot Q_{max}}{2 \cdot Q_p} = \frac{24 \cdot 470}{2 \cdot 520} = 10,8 \text{ ч} \quad (5.23)$$

Годовой расход электроэнергии:

$$E = \frac{N_{дв}}{\eta_c \cdot \eta_{дв}} \cdot (t_{норм}^{\phi} \cdot n_{норм} + 2 \cdot t_{max}^a \cdot n_{max}) = \quad (5.24)$$
$$= \frac{400}{0,95 \cdot 0,95} (14,76 \cdot 300 + 2 \cdot 10,8 \cdot 65) = 2584742 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{год}$$

где  $\eta_{дв}$  и  $\eta_c$  – соответственно КПД электродвигателя и электросети.

Удельный расход электроэнергии, отнесенной к единице объема перекачиваемой жидкости:

$$e = \frac{E}{24(Q_n \cdot n_n + Q_{max} \cdot n_{max})} = \frac{2584742}{24(320 \cdot 300 + 470 \cdot 65)} = 0,81 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{м}^3 \quad (5.25)$$

Для управления водоотливной установкой принимается система автоматизации типа УАВ.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		87



## 6. ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 6.1. Электроснабжение

Электроснабжение потребителей горных работ на существующем разрезе осуществляется от четырех подстанций 110 кВ, запитанных по ЛЭП-110 кВ от подстанции 110/35/6 кВ “Бородинская”:

- ПС 110/10/6 кВ № 78 “КАТЭК”;
- ПС 110/6 кВ № 22 “Карьерная”;
- ПС 110/6 кВ № 21;
- ПС 110/6 кВ № 56 “Наклонный ствол”

В дипломном проекте главная понизительная подстанция ГПП-110/35/6 кВ связана через кольцевую ЛЭП 35 кВ с подстанциями разреза. Все потребители разреза получают питание с номинальным напряжением 6 кВ.

Передача электроэнергии к передвижным машинам и механизмам осуществляется от воздушной линии гибкими кабелями. Присоединение кабелей к воздушным линиям выполняют с помощью приключательных пунктов типа ЯКНО-6. Электроснабжение водоотливных установок, являющихся электроприемниками второй категории, осуществляют от двух участковых ПКТП-35/6 кВ через КРУ-6. В случае выхода из строя одной из ПКТП-35/6 кВ питание водоотливных установок осуществляется от другой подстанции, оставшейся в работе.

Электроснабжение буровых станков осуществляют через ПКТП-6/0,4 кВ.

Схема электроснабжения разреза принимаем: для участков горных работ при транспортной системе разработки – продольную с расположением передвижных ВЛ напряжением 6 кВ на уступах; для участка бестранспортной вскрыши на междупластье пластов Бородинский-1-Бородинский-2 – поперечную. Высоковольтные линии напряжением 6 кВ прокладываются вдоль угольных, вскрышных и отвальных уступов. Провода линий марки АС. Опоры деревянные с железобетонным основанием. Максимальный расчетный пролет между опорами, исходя из наибольшей допускаемой стрелы провеса провода, составляет 60 м.

Заземление электроприемников карьера выполняют через четвертые жилы кабелей и провод марки АС-25 на центральные заземлители, расположенные у ПКТП-35/6 кВ.

Для возможности ремонта и переноски ЛЭП-6 кВ через 500 метров устанавливаются секционные разъединители РЛН-6кВ.

Низковольтные электроприемники потребителей разреза получают питание от трансформаторных подстанций 6/0.4 кВ.

Для освещения карьера применяют осветительные установки с лампами ДКсТ-20000. Схема электроснабжения приведена на рисунке 6.1

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

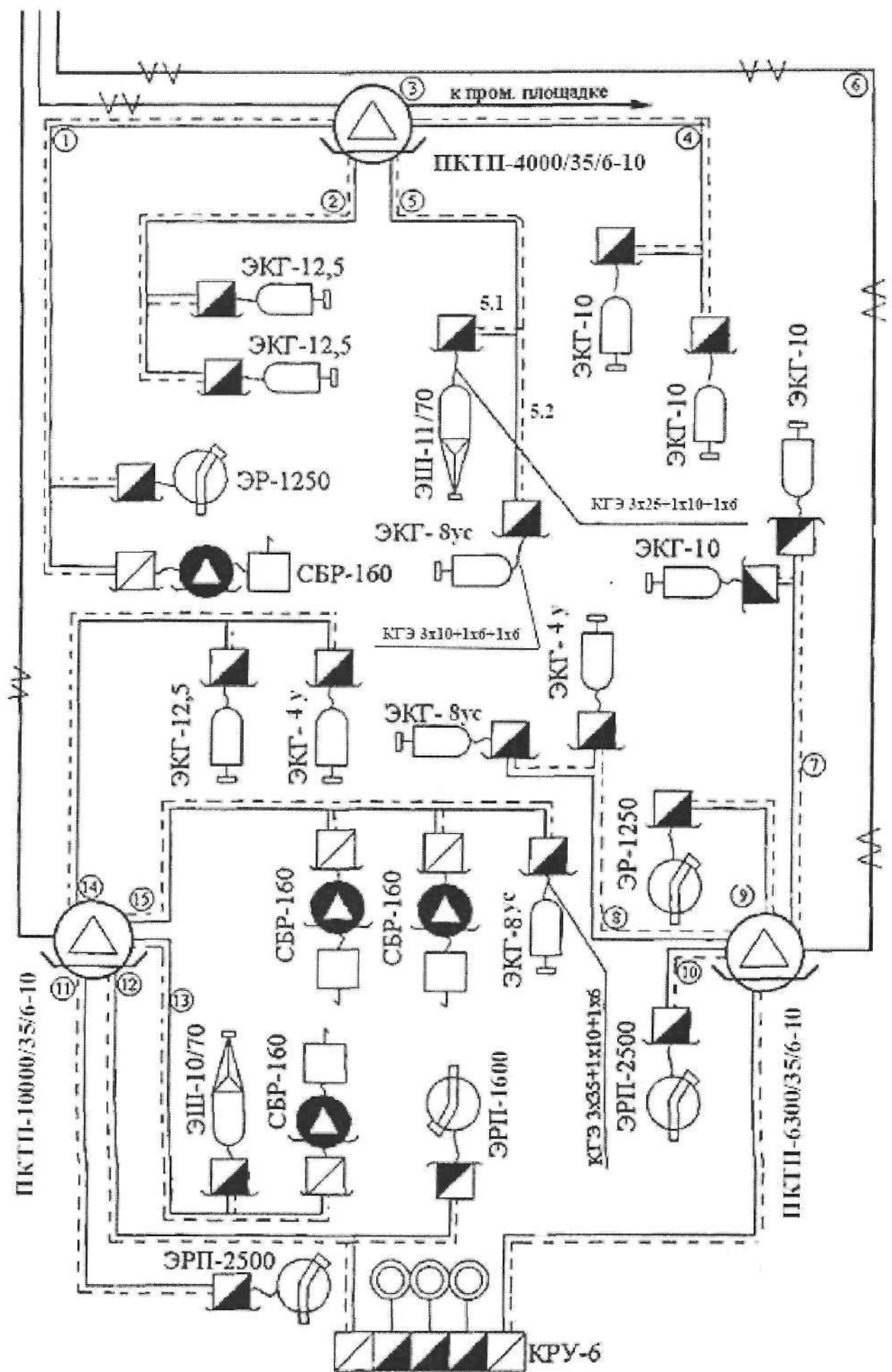


Рисунок 6.1 - Схема электроснабжения разреза

				Лист
ДП- 130403.65 -2016 ПЗ				89
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

### 6.1.1 Расчет электрического освещения карьера

Принимаем систему комбинированного освещения, состоящую из общего и местного освещения. Для упрощения расчетов представим карьер в виде прямоугольника, длина которого  $L = 7500$  метров, а ширина  $M = 3500$  м. Согласно ЕПБ территория ведения горных работ имеет требуемую нормируемую освещенность  $E_0 = 0,5$  лк.

Необходимый световой поток для освещения всей территории карьера:  
 $F_0 = E_0 \cdot S_0 = E_0 \cdot L \cdot M = 0,5 \cdot 7500 \cdot 3500 = 1\,312\,500$  лм (6.1)

Согласно ЕПБ места работы машин и механизмов должны иметь освещенность  $E_0 = 5$  лк. Принимаем условно, что на 1/3 площади карьера работы не ведутся, т.е. освещать необходимо 2/3 площади уступов:

$$S_d = 2/3 \cdot L \cdot m(v+h/\sin\alpha) = 2/3 \cdot 7500 \cdot 11(30+10/\sin 70) = 2\,167\,000 \text{ м}^2 \quad (6.2)$$

где  $m$ - число одновременно работающих уступов, ед;

$v$ - средняя ширина уступа, м;

$h$ - средняя высота уступа, м,

$\alpha$ - угол откоса уступа, град.

Требуемый световой поток для усиленной освещенности:

$$F_d = E_0 \cdot S_d = 5 \cdot 2\,167\,000 = 10\,835\,000 \text{ лм} \quad (6.3)$$

Полный световой поток, необходимый для освещения карьера:

$$F_k = F_0 + F_d = 1\,312\,500 + 10\,835\,000 = 23\,960\,000 \text{ лм} = 23,96 \cdot 10^6 \quad (6.4)$$

Принимаем для освещения карьера прожекторы типа ОУКсН-20000 с ксеноновыми лампами ДКсТ-20000.

Расчетное количество прожекторов для освещения карьера:

$$N_k = \frac{F_k \cdot K_z \cdot C}{\eta_{св} \cdot F_d} = \frac{23,96 \cdot 10^6 \cdot 1,3 \cdot 1,2}{0,67 \cdot 600000} = 93 \text{ шт} \quad (6.5)$$

где  $K_z$  - коэффициент запаса;

$C$  - коэффициент учитывающий потери света;

$\eta_{св}$  - КПД прожекторов;

$F_d$  - световой поток лампы в прожекторе.

Мощность силового трансформатора для питания лампы ДКсТ-20000:

$$S_{тр} = \frac{\sqrt{3}P_d}{\cos \phi_{сет} \cdot \eta_{ос}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 20}{0,95 \cdot 0,955} = 38,3 \text{ , кВА} , \quad (6.6)$$

где  $P_d$  - мощностью лампы, кВт;

$\cos \phi_{сет}$  - коэффициент мощности осветительной установки ( $\cos \phi_{сет} = 0,95$ );

$\eta_{ос}$  - КПД осветительной сети ( $\eta_{ос} = 0,95 \div 0,96$ ).

Для подключения осветительных установок принимаем мачтовые трансформаторные подстанции типа МТП - 40/6/0,4 с масляным трансформатором.

Высота установки прожекторов:

$$H_{min} = \sqrt{\frac{I_{max}}{300}} = \sqrt{\frac{65000}{300}} = 46,5 \text{ м} \quad (6.7)$$

Где  $I_{max}$  - максимальная сила света в прожекторе.

Площадь промплощадки составляет:

$$S_{пр} = 0,01 \cdot 26,25 \cdot 10^6 = 0,2625 \cdot 10^6 \text{ м}^2 \quad (6.8)$$

					Лист
					90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	

При норме освещенности  $E_{\text{нн}}=0,5$  лк необходимый световой поток для освещения промплощадки:

$$F_{\text{нн}}=0,5 \cdot 0,2625 \cdot 10^6=0,131250 \cdot 10^6 \text{ лм} \quad (6.9)$$

Количество прожекторов ПЭС-35 с лампами мощностью 500 Вт:

$$N_{\text{нн}} = \frac{131250 \cdot 1,5 \cdot 1,2}{0,27 \cdot 8200} = 106,7 \text{ шт.} \quad (6.10)$$

Принимаем к установке 107 прожектор ПЭС-35.

Высота установки прожекторов на промплощадке:

$$H_{\text{мин}} = \sqrt{\frac{I_{\text{max}}}{300}} = \sqrt{\frac{50000}{300}} = 12,9 \text{ м}$$

### 6.1.2. Расчет освещения автодороги

Технологические автодороги в разрезе имеют протяженность 4,5 км. Принимаем светильники СКЗПР-500 с лампами ДРЛ-400. Выбираем боковое размещение опор. Расстояние от оси опор до оси дороги  $X=6$  м. Расстояние между опорами  $L=50$  м. Высота подвески светильников  $H=10$  м.

Согласно ЕПБ минимальная освещенность дороги  $E_{\text{мин}}=0,5$  лк. Принимаем, что наименьшая освещенность будет в точке А, находящейся на оси дороги посередине между двумя соседними опорами:

$$J=L:2=50:2=25 \text{ м} \quad (6.11)$$

Рассчитываем величины  $E_j$  и  $\eta$ :

$$E_j = X:H = 6:10=0,6 \quad (6.12)$$

$$\eta = J:H=25:10 = 2,5 \quad (6.13)$$

Относительная освещенность

Для  $E_j=0,6$  и  $\eta=2,5$  относительная освещенность  $E=2,19$ .

От двух ламп в точке А относительная освещенность от двух светильников составит в сумме 4,38.

Необходимый световой поток одной лампы:

$$F_{\text{л}} = \frac{1000 E_{\text{мин}} \cdot K_z \cdot h^2}{\mu \cdot \sum E} = \frac{1000 \cdot 0,5 \cdot 1,5 \cdot 10^2}{1,1 \cdot 4,38} = 15566 \text{ лм} \quad (6.14)$$

где  $K_z$  - коэффициент запаса;

$\mu$  - коэффициент учитывающий свет удаленных светильников.

Расчетное значение  $F_{\text{л}}$  отличается от светового потока выбранной лампы 18000 лм не более чем на 10-20%. Окончательно принимаем для освещения светильники СКЗПР-500 с лампой ДРЛ-400.

Количество светильников для освещения дороги:

$$N_{\text{св}} = L \cdot \frac{1}{l} = 4500 - \frac{50}{50} = 89 \text{ ед} \quad (6.15)$$

Суммарная установленная мощность всех ламп:

$$P_{\text{л}} = P_{\text{л}} \cdot N_{\text{св}} = 0,4 \cdot 89 = 35,6 \text{ кВт} \quad (6.16)$$

Мощность силового трансформатора для питания освещения дороги:

$$S_{\text{тр}} = P_{\text{л}} / \eta_{\text{ос}} \cdot \cos \varphi_{\text{уст}} = 35,6 / (0,95 \cdot 0,95) = 39,44 \text{ кВт} \quad (6.17)$$

Принимаем передвижную комплектную трансформаторную подстанцию МТП – 40/6/0,4 с масляным трансформатором.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		91

### 6.1.3 Расчет электрических нагрузок и выбор трансформаторных подстанций

Расчет нагрузки на примере участка № 1 выполняется методом установленной мощности и коэффициента спроса (см. таблицу 6.1).

Полная расчетная электрическая мощность нагрузок участка № 1:

$$S_{расч} = \sqrt{(\sum P_{расч})^2 + (\sum Q_{расч})^2} = \sqrt{11849,3^2 + 4374,18,45^2} = 12630,88 \text{кВА} \quad (6.18)$$

Средневзвешенный коэффициент мощности:

$$\cos \varphi_{ср.вз} = \frac{\sum W_{ai}}{\sqrt{(\sum W_{ai})^2 + (\sum W_{pi})^2}} = \frac{58642672}{\sqrt{(58642672)^2 + (21942983,2)^2}} = 0,93 \quad (7.19)$$

Так как средневзвешенный коэффициент мощности имеет емкостной характер, то применять мероприятия по компенсации реактивной мощности нет необходимости.

Для второго и третьего участков имеем:

Полная расчетная электрическая мощность нагрузок участка № 2:

$$S_{расч} = \sqrt{4194,65^2 + (-530,4194)^2} = 4228,05 \text{кВА}$$

Средневзвешенный коэффициент мощности:

$$\cos \varphi_{ср.вз} = \frac{25129234,7}{\sqrt{(25129234,7)^2 + (-5224217)^2}} = 0,979 \text{ оп}$$

Полная расчетная электрическая мощность нагрузок участка № 3:

$$S_{расч} = \sqrt{5989,25^2 + 2048,732^2} = 6329,95 \text{кВА}$$

Средневзвешенный коэффициент мощности:

$$\cos \varphi_{ср.вз} = \frac{30149400,8}{\sqrt{(30149400,8)^2 + (111623028,9)^2}} = 0,93$$

Таблица 6.1 Расчет электрической нагрузки карьера

Наименование потребителей	Тип потребителя	Кол-во, шт	P <sub>н</sub> , кВт	P <sub>уст</sub> = P <sub>н</sub> · K <sub>с</sub> , кВт	Расчетные коэффициенты:		Расчетная нагрузка		Т, ч/год	Годовой расход электроэнергии		
					K <sub>с</sub>	cos φ	tgφ	P <sub>р</sub> = P <sub>н</sub> · K <sub>с</sub> , кВт		Q <sub>р</sub> = P <sub>р</sub> · tgφ, кВАР	активной, Wа, кВт·ч	реактивной, Wр, кВАР
Участок № 1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
<b>Электропотребители напряжением 6 кВ</b>												
ЭРП-2500	двигатель	1	6854	6854	0,45	0,95	0,329	3084,3	1014,7347	6552	20208333,6	6648541,754
	трансформ	1	1726	1726	0,45	0,7	1,02	776,7	792,234	6552	5088938,4	5190717,168
ЭРП-1600	двигатель	1	2360	2360	0,45	0,93	0,395	1062	419,49	6552	6958224	2748498,48
	трансформ	1	1720	1720	0,45	0,7	1,02	774	789,48	6552	5071248	5172672,96
ЭКГ-12,5	двигатель	1	1250	1250	0,4	0,9	0,484	500	-242	5880	2940000	-1422960
	трансформ	1	160	160	0,4	0,7	1,02	64	65,28	5880	376320	383846,4
ЭКГ-8ус	двигатель	1	520	520	0,4	0,85	0,618	208	-128,544	6636	1380288	-853017,984
	трансформ	1	100	100	0,4	0,7	1,02	40	40,8	6636	265440	270748,8
ЭКГ-4у	двигатель	1	520	520	0,4	0,85	0,618	208	-128,544	6000	1248000	-853017,984
	трансформ	1	100	100	0,4	0,7	1,02	40	40,8	6000	240000	270748,8
ЭШ-10/70	двигатель	1	1250	1250	0,4	0,9	0,484	500	-242	6636	3318000	-1605912
	трансформ	1	250	250	0,4	0,7	1,02	100	102	6636	663600	676872
Насосная установка		1	400	400	0,8	0,82	0,76	320	243,2	5694	1822080	1384780,8
<b>Электропотребители низкого напряжения</b>												
СБР-160		3	184	552	0,65	0,7	1,02	358,8	365,976	4000	1435200	1463904
Лампы ДКСЕ-20000		93	40	3720	1	0,95	0,328	3720	1220,16	2000	7440000	2440320
Освещение дороги		1	40	40	1	0,95	0,328	40	13,12	2000	80000	26240
Освещение промплощадки		107	0,5	53,5	1	1	0	53,5	0	2000	107000	0
Сумма по участку № 1								11849,3	4374,1867		58642672	21942983,2

ДП-130403.65 -2016 ПЗ

Таблица 6.1 Расчет электрической нагрузки карьера

Наименование потребителей	Тип потребителя	Кол-во, шт	P <sub>н</sub> , кВт	P <sub>уст</sub> = P <sub>н</sub> ·K <sub>с</sub> , кВт	Расчетные коэффициенты			Расчетная нагрузка		T, ч/год	Годовой расход электроэнергии	
					K <sub>с</sub>	cos φ	tgφ	P <sub>р</sub> ·K <sub>с</sub> , кВт	Q <sub>р</sub> ·K <sub>с</sub> , кВАР		активной, Wа, кВт·ч	реактивной, Wр, кВАР
Участок № 2	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
<b>Электропотребители напряжением 6 кВ</b>												
ЭР-1250	трансформ	1	630	630	0,45	0,9	0,484	283,5	289,17	6552	1857492	189464,184
	трансформ	1	63	63	0,45	0,7	1,02	28,35	28,917	6552	185749,2	189464,184
ЭКГ-8ус	двигатель	1	520	520	0,45	0,85	-0,618	234	-144,612	6636	1552824	-959645,232
	трансформ	1	100	100	0,45	0,7	1,02	45	45,9	6636	2065,5	304592,4
ЭКГ-12,5	двигатель	2	1250	2500	0,69	0,9	-0,484	1725	-834,9	5880	10143000	-4909212
	трансформ	2	160	320	0,69	0,7	1,02	220,8	225,216	5880	1298304	1324270,08
ЭКГ-10	двигатель	2	520	1040	0,69	0,9	-0,484	717,6	-347,3184	6000	4305600	-2083910,4
	трансформ	2	160	320	0,69	0,7	1,02	220,8	225,216	6000	1324800	1351296
ЭШ-10/70	двигатель	1	1250	1250	0,4	0,9	-0,484	500	-242	6636	3318000	-1605912
	трансформ	1	250	250	0,4	0,7	1,02	100	102	6636	663600	676872
<b>Электропотребители низкого напряжения</b>												
СБР-160		1	184	184	0,65	0,7	1,02	119,6	121,992	4000	478400	487968
Сумма по участку № 2								4194,65	-836,5218		25129834,7	-5224217

ДП- 130403.65 -2016 ПЗ

Лист

94

Изм Колуч Лист №док Подпись Дата

Таблица 6.1 Расчет электрической нагрузки карьера

Наименование потребителей	Тип потребителя	Кол-во, шт	P <sub>н</sub> , кВт	P <sub>уст</sub> = n·P <sub>н</sub> , кВт	Расчетные коэффициенты			Расчетная нагрузка		T, ч/год	Годовой расход электроэнергии	
					K <sub>с</sub>	cos φ	tgφ	P <sub>р</sub> =P <sub>у</sub> ·K <sub>с</sub> , кВт	Q <sub>р</sub> =P <sub>р</sub> ·tgφ, кВАР		активной, Wа, кВт·ч	реактивной, Wр, кВАР
Участок № 3	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
<b>Электропотребители напряжением 6 кВ</b>												
ЭРП-2500	двигатель	1	6854	6854	0,45	0,95	0,329	3084,3	1014,7347	6552	20208333,6	6648541,754
	трансформ	1	1726	1726	0,45	0,7	1,02	776,7	792,234	6552	5088938,4	5190717,168
ЭР-1250	трансформ	1	630	630	0,45	0,7	1,02	283,5	289,17	6552	1857492	189464,184
	трансформ	1	63	63	0,45	0,7	1,02	28,35	28,917	6552	185749,2	189464,184
ЭКГ-8ус	двигатель	1	520	520	0,45	0,85	-0,618	234	-144,612	6636	-33839,208	-959645,23
	трансформ	1	100	100	0,45	0,7	1,02	45	45,9	6636	2065,5	304592,4
ЭКГ-4у	двигатель	1	520	520	0,45	0,85	-0,618	234	-144,612	6000	33839,208	-867672
	трансформ	1	100	100	0,45	0,7	1,02	45	45,9	6000	2065,5	275400
ЭКГ-10	двигатель	2	520	1040	0,69	0,9	-0,484	717,6	-347,3184	6000	4305600	-2083910,4
	трансформ	2	160	320	0,69	0,7	1,02	220,8	225,216	6000	1324800	1351296
Насосная установка		1	400	400	0,8	0,82	0,76	320	243,2	5694	1822080	1384780,8
Сумма по участку № 3								5989,25	2048,732		30149400,8	11623028,9
Итого по карьере								22033,2	6953,3381		113921908	28341795,1



### 6.1.4 Выбор числа и мощности трансформаторов для ПКТП 35/6(10) кВ.

Выбор трансформаторных подстанций обусловлен наличием потребителей I категории. По надежности электроснабжения электроприемники разреза могут быть отнесены:

ко II категории – водоотливные установки в разрезе;

к III категории – электроприемники добычных, вскрышных и отвальных работ. Тем не менее на ГПП устанавливается не менее двух силовых трансформаторов, что необходимо для резервирования питания.

Для двухтрансформаторных подстанций расчетную мощность одного трансформатора определяем по выражению:

$$S_{\text{тр}1} = K_{1-2} \cdot K_{\text{см}} \cdot S_p = 1,8 \cdot 0,95 \cdot 12630,88 = 1599,4688 \text{ кВА}; \quad (6.22)$$

где  $K_{1-2}$  – коэффициент, учитывающий наличие на предприятии электроприемников первой категории ( $K_{1-2} = 0,75 - 0,8$ );

$K_{\text{см}}$  – коэффициент совмещения максимума ( $K_{\text{см}} = 0,7 - 0,95$ ), в зависимости от числа ступеней трансформации.

Принимаем к установке на участке № 1 трансформаторную подстанцию ПКТП-10000/35/6-10.

Мощность принимаемого к установке трансформатора удовлетворяет условию  $S_{\text{тр}} > S_{\text{тр}1}$ .

Проверяем по перегрузочной способности:

$$K_{\text{пер}} = \frac{S_p}{S_{\text{тр},н}} = \frac{12630,88}{10000} = 1,26, \text{ что удовлетворяет условию } 1,1 < K_{\text{пер}} < 1,4$$

Для второго участка имеем:

$$S_{\text{тр}1} = 1,8 \cdot 0,95 \cdot 4228,65 = 1213,318$$

Принимаем к установке на участке № 2 трансформаторную подстанцию ПКТП-4000/35/6-10.

$$K_{\text{пер}} = \frac{S_p}{S_{\text{тр},н}} = \frac{4228,65}{4000} = 1,05, \text{ что удовлетворяет условию } 1,1 < K_{\text{пер}} < 1,4$$

Для третьего участка имеем:

$$S_{\text{тр}1} = K_{1-2} \cdot K_{\text{см}} \cdot S_p = 1,8 \cdot 0,95 \cdot 6329,96 = 1810,76$$

Принимаем к установке на участке № 3 трансформаторную подстанцию ПКТП-6300/35/6-10.

$$K_{\text{пер}} = \frac{S_p}{S_{\text{тр},н}} = \frac{6329,96}{6300} = 1,00, \text{ что удовлетворяет условию } 1,1 < K_{\text{пер}} < 1,4$$

					ДП– 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		
						96

### 6.1.5 Выбор ПКТП – 6(10)/0,4 кВ.

Расчетная мощность подстанции для бурового станка СБР-160А-24

$$S_{\text{РАСЧЛКТП}} = \frac{P_{\text{УСТ.СБР-60А-4}} \cdot K_{\text{СТР}}}{\cos \varphi_{\text{СР-60А-4}}} = \frac{184 \cdot 0,65}{0,7} = 71 \text{ кВт} \quad (6.23)$$

Принимаем к установке передвижную подстанцию ПКТП-250/6/0,4 с масляным трансформатором мощностью  $S_{\text{ТР}}=250$  кВА.

### 6.1.6 Расчет воздушных и кабельных линий.

На рисунке 6.1 приведена схема распределения электроэнергии напряжением 6 кВ. Все линии и участки линий нумеруются. Расчет производится по линии №5 и сводится в таблицу 6.2. Данные о принятых проводах и кабелях нанесены на схему распределения электроэнергии.

Для выбора потерь в ВЛ и КЛ используем формулу:

$$\Delta U\% = \frac{\sqrt{3} \cdot I_{\text{РАСЧ.МАХ}} \cdot L \cdot (r_0 \cdot \cos \varphi + x_0 \cdot \sin \varphi) \cdot 100\%}{U_{\text{Н}}} \quad (6.24)$$

Для ВЛЭЖГ-8ус участка 5.2 имеем:

$$\Delta U\% = \frac{\sqrt{3} \cdot 89,23}{6000} \cdot 0,2 \cdot (0,885 \cdot 0,87 + 1,366 \cdot 0,49) \cdot 100\% = 1,3 \%$$

Для КЛ ЭЖГ-8ус участка 5.2 имеем:

$$\Delta U\% = \frac{\sqrt{3} \cdot 89,23}{6000} \cdot 0,25 \cdot (1,78 \cdot 0,87 + 1,1 \cdot 0,49) \cdot 100\% = 1,98 \%$$

Для ВЛЭШ-10/70 участка 5.1 имеем:

$$\Delta U\% = \frac{\sqrt{3} \cdot 204,01}{6000} \cdot 0,3 \cdot (0,885 \cdot 0,92 + 1,366 \cdot 0,39) \cdot 100\% = 1,18 \%$$

Для КЛ ЭШ-10/70 участка 5.1 имеем:

$$\Delta U\% = \frac{\sqrt{3} \cdot 204,01}{6000} \cdot 0,25 \cdot (0,71 \cdot 0,92 + 1,085 \cdot 0,39) \cdot 100\% = 1,91 \%$$

Таблица 6.2 - Расчет распределительной сети напряжением 6 кВ.

Пояснение, расчётная величина	Участок 5.2	Участок 5.1	Участок 5
1	2	3	4
1. Характеристика рассчитываемого участка, наименование электроприемника	ВЛ+ПП+КЛ +ЭКГ-8ус	ВЛ+ПП+КЛ +ЭШ-10/70	ВЛ питает 2 одноковшовых экскаватора
2. Длина ВЛ, м	200	300	300
3. Длина КЛ, м	250	250	-
4. Номинальная мощность			
$P_{н.дв}$ , кВт	520	1250	1770
$S_{н.тр}$ , кВА	100	250	350
5. Расчетные коэффициенты			
$K_{с.ср}$	0,43	0,43	0,43
$K_{с.мах}$	1,5	1,5	1,5
$\cos \varphi_{дв}$	0,85оп	0,9оп	0,88оп
$\cos \varphi_{тр}$	0,7	0,7	0,7
$tg \varphi_{дв}$	-0,618	-0,484	-0,551
$tg \varphi_{тр}$	1,02	1,02	1,02
6. Средняя расчетная мощность.			
$P_{р.дв} = P_{н.дв} \cdot K_{с.ср}$ , кВт	223,6	537,5	761,1
$P_{р.тр} = S_{н.тр} \cdot K_{с.ср} \cdot \cos \varphi_{тр}$ , кВт	30,1	75,25	105,35
$\Sigma P = \Sigma P_{р.дв} + \Sigma P_{р.тр}$ , кВт	253,7	612,75	866,45
$Q_{р.дв} = P_{р.дв} \cdot tg \varphi_{дв}$ , кВАр	-138,1848	-260,15	-419,3661
$Q_{р.тр} = P_{р.тр} \cdot tg \varphi_{тр}$ , кВАр	30,702	76,755	107,457
$\Sigma Q_p = \Sigma Q_{р.дв} + \Sigma Q_{р.тр}$ , кВАр	-107,4828	-183,395	-362,9028
7. Максимальная расчетная мощность			
$P_{р.дв.мах} = P_{н.дв} \cdot K_{с.мах}$ , кВт	780	1875	2655
$P_{р.тр.мах} = P_{р.тр}$ , кВт	30,1	75,25	105,35
$\Sigma P_{р.мах} = \Sigma P_{р.дв.мах} + \Sigma P_{р.тр}$ , кВт	810,1	1950,25	2760,35
$Q_{р.дв.мах} = P_{р.дв.мах} \cdot tg \varphi_{дв}$ , кВАр	-482,04	-907,5	-1462,905
$Q_{р.тр.мах} = Q_{р.тр}$ , кВАр	30,702	76,755	107,457
$\Sigma Q_{р.мах} = \Sigma Q_{р.дв.мах} + \Sigma Q_{р.тр}$ , кВАр	-451,338	-830,745	-1355,448
8. Средний расчетный ток			
$\Sigma I_a = \frac{\Sigma P}{\sqrt{3} \cdot 6}$ , А	24,41	58,96	83,37
$\Sigma I_p = \frac{\Sigma Q_p}{\sqrt{3} \cdot 6}$ , А	-10,34	-17,65	-34,92
$I_{расч} = \sqrt{(\Sigma I_a)^2 + \Sigma I_p^2}$ , А	26,51	61,55	90,39
9. Максимальный расчетный ток			
$\Sigma I_{а.мах} = \frac{\Sigma P_{р.мах}}{\sqrt{3} \cdot 6}$ , А	77,95	187,7	265,67
$\Sigma I_{р.мах} = \frac{\Sigma Q_{р.мах}}{\sqrt{3} \cdot 6}$ , А	-43,43	-79,95	130,45
$I_{расч.мах} = \sqrt{(\Sigma I_{а.мах})^2 + \Sigma I_{р.мах}^2}$ , А	89,23	204,01	295,96

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

Продолжение таблицы 6.2

1	2	3	4
10. Выбор сечений проводов ВЛ: - по длительному току; - по экономической плотности тока; - по механической прочности.	A-16 - A-35	A-16 - A-35	A-16 - A-35
11. Приняты провода ВЛ: марка $R_0, \text{Ом/км}$ $X_0, \text{Ом/км}$	A-35 0,885 0,366	A-35 0,885 0,366	A-35 0,885 0,366
12. Выбор сечений жил кабелей S, мм - по длительному току;	4	16	-
13. Принят кабель, марка и сечение жил	КГЭ 3x10+ 1x6+1x6	КГЭ 3x25+ 1x10+1x6	-
$R_0, \text{Ом/км}$	1,78	0,71	-
$X_0, \text{Ом/км}$	0,1	0,085	-
14. Проверка электрической сети на потерю напряжения $\cos \varphi = \frac{\sum I_{a, \max}}{\sum I_{\text{расч max}}}$ $\sin \varphi = \frac{\sum I_{p, \max}}{\sum I_{\text{расч max}}}$ Потеря напряжения в воздушной линии, $\Delta U\%$ вл Потеря напряжения в кабеле, $\Delta U\%$ кл Суммарная потеря напряжения на участке, $\Delta U\% = \Delta U\%_{\text{вл}} + \Delta U\%_{\text{кл}}$ , % Суммарная потеря напряжения от источника питания до конца участка, $\Delta U\%$	0,87 -0,49 0,3 0,98 1,28 2,94	0,92 -0,39 1,18 0,91 2,09 3,75	0,87 -0,49 1,66 - 1,66 1,66

### 6.1.7 Выбор сечения кабелей низкого напряжения.

Для выбора низковольтных кабелей для буровых станков определяют расчетные токи:

$$I_{\text{расч.сбр-60}} = \frac{P_{\text{ном.сбр-60}} \cdot K_{\text{с.ср}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \eta \cdot \cos\varphi_{\text{сбр-60}}} = \frac{184 \cdot 0,65 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 380 \cdot 0,97 \cdot 0,7} = 167,6 \text{ А} \quad (6.25)$$

Принимаем для бурового станка кабель КРПТ-3<sup>х</sup>150с длительно допустимым током  $I_{\text{дл.доп}}=305 \text{ А}$ .

Для выбора низковольтных кабелей для осветительной установки определяют расчетные токи:

$$I_{\text{расч.нас}} = \frac{P_{\text{ном.нас}} \cdot K_{\text{с.ср}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \eta \cdot \cos\varphi_{\text{нас}}} = \frac{40 \cdot 1 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 380 \cdot 0,97 \cdot 0,95} = 55,95 \text{ А}$$

Принимаем для осветительной установки кабель КРПТ-3<sup>х</sup>16с длительно допустимым током  $I_{\text{дл.доп}}=75 \text{ А}$ .

Для выбора низковольтных кабелей для освещения промплощадки определяют расчетные токи:

$$I_{\text{расч.нас}} = \frac{P_{\text{ном.нас}} \cdot K_{\text{с.ср}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \eta \cdot \cos\varphi_{\text{нас}}} = \frac{0,5 \cdot 1 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 380 \cdot 0,97 \cdot 1} = 1,78 \text{ А}$$

Принимаем для освещения промплощадки кабель КРПТ-3<sup>х</sup>1с длительно допустимым током  $I_{\text{дл.доп}}=19 \text{ А}$ .

### 6.2 Годовая стоимость электроэнергии.

Стоимость электроэнергии (руб.) определяется по двухставочному тарифу:

$$C_{\text{э.год}} = 2 \cdot a \cdot P_{\text{м}} + b \cdot W_{\text{а.год}} \quad (6.26)$$

где  $a=634285,59 \text{ руб/МВт·мес}$  - месячная стоимость 1 МВт максимальной активной мощности;  $P_{\text{м}} = \sum P_{\text{расч}}$  - заявляемая предприятием активная мощность, кВт;  $b=276,13 \text{ руб/МВт·мес}$  - стоимость 1МВт·ч активной энергии, руб.;  $W_{\text{а.год}}$  - годовой расход активной энергии.

$$C_{\text{э.год}} = 2 \cdot 634285,59 \cdot 22033,2 \cdot 10^{-3} + 276,13 \cdot 113921908 \cdot 10^{-3} = 99161352 \text{ руб.}$$

Итого по всему карьере годовая стоимость электроэнергии составит – 199,161млн.руб.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		100

## 7.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов

На угольном разрезе «Бородинский» применяются следующие виды производственных процессов: бурение, взрывание, экскавация, транспортирование, отвалообразование.

На основании названных процессов можно выделить основные опасные производственные факторы: локальная вибрация, шум, разлёт кусков при взрыве, вредные газы, пыль, поражение эл. током, опасные технические объекты, автодороги, железная дорога.

Вредные производственные факторы представлены в таблице 7.1.

Таблица 7.1 - Вредные производственные факторы разреза «Бородинский»

Технологический процесс	Оборудование	Наименование фактора	Характеристика фактора	Ед. измерения	Фактическое значение фактора	Норматив по ГОСТ, ПДК, ПДУ	
Бурение	СБР-160	Пыль	Диоксид кремния	мг/м <sup>3</sup>	5	6	
		Шум		дБА	75	70	
		Локальная вибрация		дБ	120	112	
Взрывные работы	Граммонит Гранулит Д Эмульсолит-П	Газ	Оксид углерода Оксид азота Сероводород	мг/м <sup>3</sup>	22	20	
		Разлёт кусков			6	5	
					10	10	
Экскавация	ЭКГ-12,5 ЭКГ-8ус ЭШ 10/70 ЭШ 11/70 ЭР-1250 ЭРП-2500	Пыль	Диоксид кремния	мг/м <sup>3</sup>	12	5	
		Шум			дБА	100	70
		Локальная вибрация			дБ	120	112
Транспортирование	2ВС-105 ПС-63	Газ	Оксиды азота Оксид углерода Углеводороды	мг/м <sup>3</sup>	4	5	
					8	20	
		Общая транспортная вибрация			дБ	100	300
					120	107	
Отвалообразование	ЭКГ-10 ЭШ 13/50	Пыль	Диоксид кремния	мг/м <sup>3</sup>	5	3	

## 7.2 Охрана труда

Предприятие филиал ОАО «СУЭК-Красноярск» «Разрез Бородинский» является опасным производственным объектом и ведет добычу угля в соответствии с федеральным законом №116-ФЗ от 21.07.1997 г. «Об эксплуатации опасных производственных объектов». Согласно закону:

1. Опасными производственными объектами являются предприятия, цеха и участки, указанные в приложении к этому закону;

2. Необходимо лицензировать все виды деятельности в области промышленной безопасности такие как: проектирование, строительство, эксплуатация, реконструкция, экспертиза ОПО, подготовка и переподготовка кадров на ОПО;

3. Необходимо проводить сертификацию всех технических устройств ОПО;

4. Организация, эксплуатирующая опасные производственные объекты обязана соблюдать положения настоящего федерального закона и других законов, нормативно-правовых актов, а также нормативно-технических документов (НТД) в области промышленной безопасности:

- Проводить экспертизу промышленной безопасности зданий производства и оборудования;
- Разрабатывать декларацию промышленной безопасности;
- Осуществлять контроль и надзор, аттестацию работников;
- Заключать договор страхования риска и предполагать ответственность за причинение вреда работником закон №125 от 24.07.1998 г;
- Осуществлять мероприятия по локализации и ликвидации последствий аварий на опасных производственных объектах.

5. Надзор в области промышленной безопасности осуществляет Ростехнадзор.

Согласно анализу вредных и опасных производственных факторов предложены следующие технические и организационные мероприятия и средства, которые могут снизить или предотвратить воздействие этих факторов на работающих или предупредить аварийные ситуации.

### 7.2.1 Технические и организационные мероприятия по охране труда

На предприятии действует система управления охраной труда, которая представляет собой комплекс организационно-распорядительных мероприятий, направленных на обеспечение безопасных условий труда на каждом рабочем месте.

Для организации необходимых работ по охране труда предусматривается служба охраны труда, которая работает по утвержденному плану.

Организация безопасности труда в основном сводится к сокращению до минимума производственного травматизма и снижению процента профессиональных заболеваний. Причины производственного травматизма

									ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						102

делятся на три основные группы: технические, организационные и санитарно-гигиенические.

К техническим причинам относятся: несовершенство технологического процесса, оборудования, инструмента и приспособления; отсутствие предохранительных устройств, некачественное ограждение токоведущих и движущихся частей механизмов, неудовлетворительное освещение и проветривание горных выработок, нарушение утвержденных проектов, паспортов, схем.

К организационным причинам относятся: различные недостатки организационного характера в работе карьера (неправильная организация труда и отдыха, недостаточная квалификация работников, неудовлетворительное состояние производственной дисциплины).

На разрезе широко ведутся следующие мероприятия по обеспечению безопасности труда:

1. проведение инструктажей (вводный, первичный, повторный, внеочередной, целевой);

2. проведение профилактических проверок по соблюдению требований правил по охране труд;

3. проведение работы с нарушителями правил техники безопасности;

4. проведение курсов повышения квалификации работников;

5. проведение санитарно-гигиенических мероприятий. Вредные и опасные производственные факторы и работы, при выполнении которых проводятся обязательные предварительные и периодические медицинские осмотры (обследования), и порядок их проведения определяются нормативными правовыми актами, в том числе приказами по предприятию.

6. На работах с вредными и опасными условиями труда, а также на работах, выполняемых в особых температурных условиях или связанных с загрязнением, работникам бесплатно выдаются прошедшие обязательную сертификацию или декларирование соответствия специальная одежда, специальная обувь и другие средства индивидуальной защиты, а также смывающие и (или) обезвреживающие средства в соответствии с типовыми нормами, которые устанавливаются в порядке, определяемом Правительством Российской Федерации.

7. На работах с вредными условиями труда работникам выдаются бесплатно по установленным нормам молоко или другие равноценные пищевые продукты.

8. Обеспечение санитарно-бытового и лечебно-профилактического обслуживания работников в соответствии с требованиями охраны труда возлагается на работодателя. В этих целях работодателем по установленным нормам оборудуются санитарно-бытовые помещения, помещения для приема пищи, помещения для оказания медицинской помощи, комнаты для отдыха в рабочее время и психологической разгрузки; создаются санитарные посты с аптечками, укомплектованными набором лекарственных средств и препаратов для оказания первой помощи; устанавливаются аппараты

					ДП-130403.65-2016 ПЗ	Лист
						103
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



(устройства) для обеспечения работников горячих цехов и участков газированной соленой водой и другое.

9. Работодатель обязан: соблюдать установленные для отдельных категорий работников ограничения на привлечение их к выполнению тяжелых работ, работ с вредными и опасными условиями труда, к выполнению работ в ночное время, а также к сверхурочным работам; осуществлять перевод работников, нуждающихся по состоянию здоровья в предоставлении им более легкой работы, на другую работу в соответствии с медицинским заключением, выданным в порядке, установленном федеральными законами и иными нормативными правовыми актами Российской Федерации, с соответствующей оплатой; устанавливать перерывы для отдыха, включаемые в рабочее время; создавать для инвалидов условия труда в соответствии с индивидуальной программой реабилитации; проводить другие мероприятия.

10. Периодическая аттестация рабочих мест на отсутствие вредных и опасных факторов.

### 7.2.1.1 Меры безопасности при работе экскаватора

Горные работы по проведению траншей, разработке уступов, отсыпке отвалов ведутся в соответствии с утвержденными главным инженером предприятия паспортами, определяющими допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откоса, высоту уступа, расстояние от горного и транспортного оборудования до бровок уступа или отвала. Паспорта обязательно должны находиться на экскаваторах. Запрещается ведение горных работ без утвержденного паспорта, а также с отступлением от него.

При передвижении экскаватора по горизонтальному пути или на подъем ведущая ось его находится сзади, а при спусках с уклона впереди. Ковш опорожнен и находится не выше одного метра от почвы, а стрела установлена по ходу экскаватора.

При движении экскаватора на подъем или при спусках предусматривают меры, исключающие самопроизвольное скольжение.

Перегон экскаватора производится по сигналам помощника машиниста или специально назначенного лица, при этом быть обеспечена постоянная видимость между ними.

Экскаватор располагают на уступе карьера или отвала на твердом выровненном основании с уклоном, не превышающим допустимый техническим паспортом экскаватора. Во всех случаях расстояние между бортом уступа, отвала или транспортными сосудами и контргрузом экскаватора не менее одного метра.

При погрузке автомобильного транспорта машинист экскаватора подает сигналы, значение которых устанавливается администрацией карьера.

Таблицу сигналов вывешивают на кузове экскаватора на видном месте, с ней ознакомлены водители транспортных средств.

Запрещается при работе экскаватора пребывание людей в зоне действия ковша. Применяются на экскаваторах канаты которые

						ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			104

соответствуют паспорту. Стреловые канаты осматривают не реже одного раза в неделю участковым механиком, при этом число порванных нитей по длине шага свивки не превышает 15% от их общего числа в канате. Торчащие концы оборванных тросов по правилам отрезаны.

Результаты осмотра канатов, а также записи о замене их с указанием даты установки и типа вновь установленного каната заносятся в специальный журнал, который храниться на экскаваторе.

Подъемные и тяговые канаты подлежат осмотру в сроки, установленные главным механиком предприятия.

В случае угрозы обрушения или оползания уступа во время работы экскаватора или при обнаружении отказавших зарядов взрывчатых веществ, работу экскаватора прекращают и экскаватор отводят в безопасное место.

### 7.2.1.2 Меры безопасности при проведении БВР

Взрывные работы на карьере ведутся методом скважинных зарядов по проектам, составленным на каждый взрыв. Организация и проведение взрывных работ производится по специальной типовой инструкции, утвержденной объединением, согласованно с управлением Госгортехнадзора. [8]

При производстве взрывных работ также обязательна подача звуковых и световых сигналов для оповещения людей, запрещается подача сигналов голосом.

Значение и порядок сигналов:

первый сигнал – предупредительный (один продолжительный)

второй сигнал - боевой (два продолжительных)

третий сигнал - отбой (три коротких)

В целях предотвращения несчастных случаев, на границах опасной зоны выставляются посты, обеспечивающие её охрану, а все люди, не связанные с ведением взрывных работ, выводятся в безопасные места.

В случае отказа скважинного заряда ликвидацию проводить следующими способами:

а) повторным взрыванием отказавшего заряда в случае, если отказ произошел по причине нарушения целостности взрывной сети;

б) путем разборки породы и извлечением заряда. При безкапсюльном взрывании заряда из аммиачно-селитренного ВВ разборку разрешается производить экскаваторами;

в) путем взрывания заряда в скважине, пробуренной параллельно не менее 3 метров от скважины с отказавшим зарядом, или шпуровым методом, расположенным не ближе одного метра от скважины.

Взрывные работы сопряжены с повышенной опасностью и выполняются высококвалифицированным персоналом. Основными возможными опасностями при ведении взрывных работ являются неожиданные взрывы из-за высокой чувствительности ВМ к внешним воздействиям и детонациям, удары воздушной волны большой силы при взрывах, разлет осколков взрываемой породы.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		105

Взрывные работы ведутся в полном соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», не соблюдение которых значительно снижает степень опасности.

При обращении с ВМ необходимо соблюдать следующие меры безопасности. Нельзя подвергать их ударам и толчкам, волочить и бросать с высоты. Не разрешается курить и применять открытый огонь на расстоянии менее чем 100 м. От места расположения ВМ, складывать их под высоковольтными линиями электропередачи и в соприкосновении с действующим электрооборудованием, оставлять на временное хранение в кабинах горных и транспортных машин.[17]

При засыпке ВВ или забоечного материала в скважины следует особенно осторожно обращаться с выходящими из них УТВ (ударно-волновой трубки ) или электрическими проводами. Нельзя тянуть из скважины УТВ, резать её ножом, т.к. это приведет к невозможности дальнейшего использования УТВ. Боевики вводят в заряды осторожно, без толчков и по одному на каждый заряд. При зарядании нельзя уплотнять боевики и проталкивать их даже легкими ударами забойника.

При производстве взрывных работ обязательно применение звуковых сигналов.

Производство взрывных работ, в том числе и зарядание скважин, во время грозы запрещается.

Для перевозки ВМ допускаются автомашины, у которых выхлопная труба выведена в правую сторону вне зоны кузова и топливной коммуникации.

Металлические части кузова автомобилей должны быть покрыты сплошным настилом из трудно воспламеняющегося материала. Дерево применяемое для изготовления настила необходимо пропитывать огнезащитным составом.

Транспортное средство должно иметь в комплекте: три огнетушителя вместимостью не менее 5 литров каждый.

### **7.2.1.3 Мероприятия по электробезопасности**

Согласно ГОСТ 12.1.038-82(01) все горные машины и механизмы питаются напряжением 6 кВ от главной подстанции с изолированной нейтралью. Буровые станки – 380В.

Все отходящие фидеры от подстанции оборудованы аппаратурой, обеспечивающей автоматическое отключение линий при однофазном замыкании на землю. Для защиты людей от поражения электротоком в электроустановках до 1000В и выше применяют аппараты (реле утечки РУП, реле контроля ЦАКИ-220В и ЦАКИ-320В), автоматическое отключение сети при опасных токах утечки. Общее время отключения не превышает 200 мс. Гибкий кабель, питающий передвижную машину, прокладывается так, чтобы исключить его возможные повреждения – примерзание, завалов породой, наезда на него транспортных средств и механизмов. Пообводненной площадки кабель прокладывается на опорах. При подносе

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		106

экскаваторного и бурового кабеля, находящегося под напряжением, обслуживающий персонал пользуется средствами защиты или специальными устройствами с изолированными рукоятками. [14]

Расстояние от нижнего провода до поверхности земли, при максимальной величине провеса, должно быть:

- а) территория карьера и породных отвалов – шесть метров;
- б) места, труднодоступные для людей и недоступные для подземного транспорта – пять метров;
- в) откосы уступов – три метра.

Заземление стационарных и передвижных установок напряжением до 1000В и выше выполняется общим (экскаваторы, буровые станки и др.)

Сопrotивление общего заземляющего устройства не более 4 Ом.

#### 7.2.1.4 Меры безопасности при эксплуатации автомобильного транспорта

Ширина проезжей части внутрикарьерных дорог и продольные уклоны устанавливаются проектом с учетом требований действующих норм и правил, исходя из размеров автомобилей и автопоездов.

Временные въезды в траншеи устраиваются так, чтобы вдоль их при движении транспорта оставался свободный проход шириной не менее 1,5 м с обеих сторон.

При затяжных уклонах дорог (более 60 промилле) устраиваются площадки с уклоном до 20 промилле длиной не менее 50 м и не реже чем через каждые 600 м длины затяжного уклона.

Расстояние от внутренней бровки породного вала (защитной стенки) до проезжей части не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, эксплуатируемого в карьере.

В зимнее время автодороги систематически очищаются от снега и льда и посыпаются песком, шлаком, мелким щебнем или обрабатываются специальным составом.

Каждый автомобиль имеет технический паспорт, содержащий его основные технические и эксплуатационные характеристики.

На линию автомобили выпускаются только при условии, если все их агрегаты и узлы, обеспечивающие безопасность движения, а также безопасность других работ, предусмотренных технологией применения автотранспорта, находятся в технически исправном состоянии. Они также имеют необходимый комплект инструмента, предусмотренный заводом - изготовителем.

Водители имеют при себе документ на право управления автомобилем.

При проведении капитальных ремонтов и в процессе последующей эксплуатации в сроки, предусмотренные заводом - изготовителем (по перечню), производится дефектоскопия узлов, деталей и агрегатов большегрузных автосамосвалов, влияющих на безопасность движения.

Скорость и порядок движения автомобилей, автомобильных и тракторных поездов на дорогах карьера устанавливаются техническим

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		107

руководителем организации и автотранспортного предприятия с учетом местных условий.

Допускается кратковременное оставление автосамосвала на проезжей части дороги в случае его аварийного выхода из строя, при ограждении автомобиля с двух сторон предупредительными знаками в соответствии с действующими правилами дорожного движения.

На технологических дорогах движение автомобилей производится без обгона.

При погрузке горной массы в автомобили экскаваторами выполняются следующие условия:

- ожидающий погрузки автомобиль находится за пределами радиуса действия экскаватора и становится под погрузку только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора;
- находящийся под погрузкой автомобиль располагается в пределах видимости машиниста экскаватора;
- находящийся под погрузкой автомобиль должен быть заторможен;
- погрузка в кузов автомобиля производится только сзади или сбоку, перенос экскаваторного ковша над кабиной автомобиля запрещается;
- высота падения груза минимально возможная и во всех случаях не превышать 3 м;
- нагруженный автомобиль может следовать к пункту разгрузки только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора.

Не допускается односторонняя или сверхгабаритная загрузка, а также превышающая установленную грузоподъемность автомобиля.

Кабина автосамосвала, предназначенного для эксплуатации на объекте открытых горных работ, перекрыта специальным защитным козырьком, обеспечивающим безопасность водителя при погрузке.

При отсутствии защитного козырька водитель автомобиля обязан выйти на время загрузки из кабины и находиться за пределами максимального радиуса действия ковша экскаватора.

При работе на линии запрещается:

- движение автомобиля с поднятым кузовом;
- ремонт и разгрузка под линиями электропередачи;
- в пунктах погрузки движение задним ходом более 30 м (за исключением работ по проведению траншей);
- переезд кабелей, уложенных по почве и не огражденных специальными предохранительными устройствами;
- перевозка посторонних людей в кабине без разрешения администрации;
- выход из кабины автомобиля до полного подъема или опускания кузова;
- остановка автомобиля на уклоне и подъеме;
- движение вдоль железнодорожных путей на расстоянии менее 5 м от ближайшего рельса;
- эксплуатация автомобиля с неисправным пусковым устройством двигателя.

В случае остановки автомобиля на подъеме или уклоне вследствие технической неисправности водитель обязан принять меры, исключая самопроизвольное движение автомобиля.

Во всех случаях при движении автомобиля задним ходом подается звуковой сигнал.

Очистка кузова от налипшей и намерзшей горной массы производится в специально отведенном месте с применением механических или иных средств.

### **7.2.1.5 Меры безопасности при эксплуатации железнодорожного транспорта.**

Строительство, содержание и ремонт железнодорожных путей должны производиться в соответствии с требованиями нормативной документации по текущему содержанию и ремонту железнодорожных путей промышленных предприятий колеи 1524 мм.

Верхнее строение пути должно соответствовать действующим строительным нормам и правилам. Запрещается эксплуатация железнодорожных путей без балласта. В качестве балласта для передвижных путей могут быть применены местные материалы, за исключением глин, торфа, растительного грунта и т.п. Число болтов в стыковых соединениях передвижных путей должно быть не менее четырех.

Выгруженные или подготовленные к погрузке грузы должны быть уложены около пути и закреплены так, чтобы габарит приближения строений не нарушался.

Грузы (кроме балласта, выгружаемого для путевых работ) при высоте до 1200 мм должны находиться от наружной грани головки крайнего рельса на расстоянии не менее 2 м, а при большей высоте - не менее 2,5 м.

Железнодорожные пути в карьерах следует своевременно очищать от просыпи и снега и периодически подвергать инструментальной проверке на соответствие их проектам. Порядок, сроки проверки и очистки устанавливаются техническим руководителем организации.

Для контроля за вводом в эксплуатацию, эксплуатацией и ликвидацией железнодорожных путей и автомобильных дорог на карьерах необходимо иметь нанесенную на план горных работ схему транспортных коммуникаций, которая должна ежемесячно пополняться.

Запрещается эксплуатировать стрелочные переводы, у которых имеется хотя бы одна из неисправностей, угрожающих безопасности движения подвижного состава.

На станциях и постах, оборудованных электрической централизацией, очистка стрелок и путей от снега, породы и т.п. должна производиться автоматически, механизированным способом. Допускается очистка вручную не менее чем двумя лицами, один из которых выполняет обязанности сигналиста и должен иметь при себе ручные сигнальные флажки, а в темное время суток, во время туманов и метелей зажженный сигнальный фонарь. Стрелочные переводы ручного обслуживания оборудуются указателями,

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						109
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

освещаемыми или неосвещаемыми. Разделение стрелок на освещаемые и неосвещаемые устанавливается ТРА станции.

В местах постоянного движения людей через железнодорожные пути должны устраиваться пешеходные тоннели, мосты или дорожки, освещаемые в темное время суток. Переход через пути в неустановленных местах запрещается.

Устройство переездов должно производиться с учетом действующих строительных норм и правил. На постоянных железнодорожных путях карьера устраиваются типовые переезды. Электрическое освещение должны иметь все переезды I, II, III категории, а для IV категории определяется руководством организации, которая эксплуатирует данный переезд.

Классификация переездов и порядок их охраны устанавливаются администрацией организации. Неохраняемые переезды на участках с автоблокировкой должны оборудоваться автоматической переездной сигнализацией. Ремонт сооружений и устройств должен производиться при обеспечении безопасности движения.

Запрещается:

приступать к работам до ограждения сигналами мест производства работ, опасных для следования подвижного состава;

снимать сигналы, ограждающие места работ, до полного их окончания, а также до проверки состояния пути, контактной сети и соблюдения габарита. Места производства работ, опасные для следования подвижного состава, должны ограждаться сигналами с обеих сторон как на однопутных, так и на двух- и многопутных участках дорог независимо от того, ожидается поезд или нет.

Перед началом путевых ремонтных работ руководитель обязан проинструктировать рабочих об условиях безопасного производства этих работ и указать места, куда рабочие должны уходить во время прохода поездов, а также предупредить дежурного по станции и согласовать с ним условия работы.

Скорость движения поездов на железнодорожных путях разреза устанавливается внутренней инструкцией по эксплуатации железнодорожного транспорта организации в зависимости от применяемого подвижного состава, верхнего строения и профиля пути, а также местных условий. Запрещаются разборка и укладка железнодорожных путей машинами и механизмами, не оборудованными устройствами для подъема данного груза.

Запрещается перевозка рельсовых звеньев на железнодорожных платформах с установленным съемным унифицированным оборудованием без соответствующего закрепления упорами и ограничительными цепями.

Забойные и отвальные железнодорожные пути должны заканчиваться предохранительными упорами, надежно закрепленными на расстоянии не менее 10 м от конца рельсов, ограждаемыми сигналами, освещаемыми в темное время суток или окрашенными светоотражающей краской.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		110

На нерабочей части забойных и отвальных тупиков (путей) запрещается оставлять краны, путепередвижатели и другие механизмы без ограждения их сбрасывающими устройствами, исключаящими наезд на них подвижного состава или выход их на рабочую часть пути.

Запрещается занимать улавливающие и предохранительные тупики подвижным составом.

Допускается следование специализированных технологических поездов вагонами вперед без кондуктора при обязательном наличии на переднем вагоне (думпкаре) соответствующих звуковых, а в темное время суток и световых сигналов. В этом случае на стоянках при маневровой работе обязанности составителя (руководителя маневров) разрешается возлагать на помощника машиниста, специально обученного для этих целей.

Погрузка вагонов (думпкаров) производится согласно паспорту загрузки. Односторонняя сверхгабаритная загрузка, а также загрузка, превышающая грузоподъемность вагонов (думпкаров), не допускаются. Подача и передвижение железнодорожных составов в процессе погрузки (разгрузки) должны производиться только по разрешающим сигналам машиниста экскаватора или оператора погрузочного устройства.

#### 7.2.1.6 Меры безопасности при отвалообразовании

1. При размещении отвалов на косогорах предусматривают специальные меры, препятствующие сползанию отвалов.

2. При совместном складировании скальных пород и рыхлых моренных отложений высота отвалов определяется проектом с учётом физико - механических свойств складироваемых пород.

3. Запрещается складирование снега в породные отвалы.

4. При появлении признаков оползневых явлений работы по отвалообразованию прекращаются до разработки и утверждения специальных мер безопасности.

5. Высота породных отвалов, углы откоса и призмы обрушения, скорость подвигания фронта отвальных работ устанавливаются в зависимости от физико-механических свойств пород отвала и его основания, способа отвалообразования и рельефа местности.

6. Проезжие дороги располагаться за пределами границ скатывания кусков породы с отвалов.

7. На отвалах вывешиваться предупредительные надписи об опасности нахождения людей на откосах отвалов, вблизи их основания и в местах разгрузки транспортных средств.

8. Автомобили и другие транспортные средства разгружают на отвале в местах, предусмотренных паспортом, за призмой обрушения (сползания) породы. Размеры этой призмы устанавливаются работниками маркшейдерской службы и регулярно доводятся до сведения, персонала, задействованного на работах на отвале.

						ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			111



9. Площадки бульдозерных отвалов имеют по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3 градусов, направленный от бровки откоса в глубину отвала.

10. При планировке отвала бульдозером подъезд к бровке откоса разрешается только ножом вперед. Подавать бульдозеры задним ходом к бровке отвала запрещается. Допускается работа вне призмы обрушения с передвижением его вдоль предохранительного вала.

Высокая степень механизации основных процессов при разработке месторождений открытым способом создает предпосылки для полной ликвидации травматизма, но требует соблюдения определенных правил и условий по содержанию, эксплуатации и ремонту машин и механизмов.

Все производственные процессы ведутся с соблюдением технической документации.

Производственные процессы, связанные с применением тяжелого физического труда, выделением пыли и токсических веществ, повышенным уровнем шума и вибрации, оснащаются средствами механизации, автоматизации, дистанционного управления, коллективной защиты работающих с предупредительной и аварийной сигнализацией и приборами контроля вредных производственных факторов в соответствии с требованиями санитарных правил, правил безопасности.

Безопасность эксплуатации оборудования обеспечивается:

- входным контролем на соответствие оборудования, получаемого на заводе, требованиям технических условий правил безопасности;
- соблюдением в процессе обслуживания оборудования требований заводов-изготовителей, норм, правил и инструкций по безопасности труда;
- проведение своевременных ППР, модернизации оборудования и плановой замены физически и морально устаревших машин и механизмов;
- все оборудование имеют гигиенические характеристики (шум, вибрация, пыль, освещенность и др.) соответствующие действующим санитарным нормам.

Гигиенические характеристики периодически проверяются путем проведения испытаний и измерений Комплексной санитарно-промышленной лабораторией (КСПЛ), аккредитованной на проведение измерений, при отклонении от норм, предприятие должно применять меры по снижению уровней вредных факторов и доведения их до существующих технических возможностей.

На предприятии разработаны и доведены до сведения всего персонала безопасные маршруты следования по территории предприятия к месту работы и планы эвакуации на случай пожара или аварийной ситуации.

В производственных помещениях аптечки укомплектованные. Аптечки содержатся в чистоте и порядке, а запас материалов и медикаментов - систематически пополняются.

Все проходы и проезды, входы и выходы как внутри производственных помещений и сооружений, так та и снаружи на примыкающей к ним территории, освещены, свободны и безопасны для движения пешеходов и

транспорта. Загромождение проходов и проездов или использование их для складирования грузов запрещается. Проходы, проезды, переходы, а также лестницы, площадки и перила к ним следует содержать всегда в исправном состоянии и чистоте, а расположенные на открытом воздухе - очищать от снега и льда и посыпать песком.

Производственное оборудование оснащено освещением, выполненным согласно санитарным нормам, предотвращающим перенапряжения органов зрения или возможность повлечь за собой различные виды опасности. Характеристика освещения соответствует характеру работы, при выполнении которой возникает в нем необходимость.

Освещение, его характеристика и места расположения светильников устанавливаются в стандартах, технических условиях и эксплуатационной документации на производственное оборудование конкретных групп, видов, моделей (марок).

Размеры рабочего места и размещение его элементов обеспечивают выполнение рабочих операций в удобных рабочих позах и не затруднять движений работающего.

Мебель, оргтехника, оборудование, расположенные в помещении, их окраска, а также окраска и конструкция стен помещения соответствуют эргономическим требованиям, а также нормам пожарной безопасности.

## 7.2.2 Мероприятия по производственной санитарии

Санитарно-гигиеническими причинами являются не соответствующие требованиям метеорологические условия (температура, влажность, скорость движения воздуха), загрязненность воздуха, наличие шума, вибрации. Выполнение замеров и анализов выполняется Комплексной санитарно-промышленной лабораторией (КСПЛ) филиала, аккредитованной на проведение подобных работ. Для рабочих и ИТР в здании АБК организованы баня и раздевалки.

### 7.2.2.1 Шум и вибрация.

ГОСТ 12.1.003-83 (99) , ГОСТ 12.1.012-90(96)

Основными источниками вибрации и шума являются процессы разрушения рабочим органом машины горного массива, транспортирования и пересыпки породы и угля, перемещения машины и ее отдельных органов, а также процессы, связанные с работой вспомогательных механизмов, компрессоров, кондиционеров, сигнальных устройств и др.

Уровни вибрации и шума зависят от многих факторов:

- сопротивляемости горных пород разрушению,
- динамической характеристики машины,
- направления внешних возмущений,
- частоты вращения рабочего и других органов,
- качества изготовления и ремонта техники,

										Лист
										113
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП- 130403.65 -2016 ПЗ					



- удаление кабин управления из опасных зон вибрации и шума;
- внедрение дистанционного управления шумными машинами и механизмами и автоматического контроля за их функционированием;
- обеспечение работающих средствами индивидуальной защиты, медико-биологическая профилактика шумовибрационной болезни.

Не допускается эксплуатация машин при отсутствии средств виброшумозащиты, предусмотренных технической документацией.

### 7.2.3 Мероприятия по пожарной безопасности

Согласно ГОСТу 12.1.033-81(01) по степени пожароопасности промышленные объекты относятся к категориям А, Б, В и Г и Д. К категориям Б и А относятся склады ГСМ, склад ВМ, находящиеся за пределами горного отвода. Эти объекты располагаются также вне промышленной площадки.

Склады ГСМ и ВМ располагаются на специально отведённой территории, направление господствующих ветров в сторону, противоположную от населённого пункта. Экскаваторы и буровые станки относятся к категории Д.

Транспортное и горное оборудование комплектуется индивидуальными средствами пожаротушения. Необходимый перечень средств пожаротушения представлен в таблице 7.3.

Таблица 7.3 - Перечень средств пожаротушения горного и транспортного оборудования

№п/п	Наименование оборудования, механизмов	Кол-во единиц средств пожаротушения	Марка средств пожаротушения
1	Экскаватор ЭКГ-12,5	3 1	Огнетушитель ОУ-5 Ящик с песком
3	Камазу Д155А	2	Огнетушитель ОУ-2
4	Бульдозер Т-330	2	ОУ-2
5	Буровые установки СБР-160	3 1	Огнетушитель ОУ-5 Ящик с песком

На предприятии проводятся регулярные обследования пожарной безопасности:

- генеральное – проводится пожаротехнической комиссией два раза в год.
- контрольное обследование – проводится с целью проверки выполнения мероприятий по актам генерального обследования
- оперативное – после пожаров.

Заклѳчен договор на обслуживание вместной частью МЧС.

### 7.3 Охрана окружающей среды

«Бородинский разрез» является одним из крупнейших горнодобывающих предприятий района. Угольные разрезы неизбежно оказывают неблагоприятное воздействие на окружающую среду.

Вредное воздействие на естественные водоемы оказывают:

карьерные (дренажные) воды;

производственные стоки;

хозяйственные стоки;

ливневые стоки, загрязненные на производственных площадках;

водозаборы, понижающие уровень подземных вод района;

выбросы пыли и газа, попадающие в водоемы из атмосферного воздуха

Вредное воздействие на атмосферу оказывают:

пыль, образующаяся в результате выемочно-погрузочных работ и транспортирования;

пыль и газ, образуемый в результате массовых взрывов и работы машин и механизмов с двигателями внутреннего сгорания;

пыль, сдуваемая ветром с обнаженных плоскостей отвалов, добычных и вскрышных рабочих уступов;

пыль и газ, выбрасываемые котельными.

Для снижения воздействия этих факторов на окружающую среду на карьере разработан ряд мер.

Для обеспечения охраны водоемов:

Дренажные воды, откачиваемые из разреза, поступают на очистные сооружения, где производится их очистка и после очистки, воды сбрасываются в долину р. Барга;

промышленные стоки автотракторного цеха и склада ГСМ пропускаются через локальные очистные сооружения, частично используются для нужд производственного водоснабжения после их очистки, а частично сбрасываются в специальный пруд-отстойник.

Для сохранности воздушного бассейна принимаются следующие меры:

для подавления пыли поливаются водой с помощью специально оборудованного БелАЗа;

на котельных установлены специальные фильтры;

в перспективе производится разработка способов и средств вентиляции карьера.

Ведется использование коренных пород вскрыши: горельников – для покрытий и улучшения полотна автомобильных карьерных дорог и отсыпки путевых призм промышленного железнодорожного транспорта; песчано-глинистых вскрышных пород для заполнения выработанного пространства; потенциально-плодородный слой (суглинки, сусеси) отсыпается в верхнюю часть отвалов, плодородный слой почвы складывается в отдельные штабели и в последующем, при рекультивации, наносится на рекультивируемые площади.

					ДП– 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		116

### 7.3.1 Природоохранные мероприятия по защите атмосферы, гидросферы и литосферы

Рекультивация нарушенных земель.

Направление рекультивации с целью использования восстановленных земель под лесопосадки.

Рекультивация земель осуществляется в два последовательных этапа: горнотехнический; биологический, в соответствии с ГОСТом 17.5.1.01-78.

Объектами горнотехнического этапа рекультивации земель, нарушенных горными работами, Ирша-Бородинского месторождения являются: разрез «Бородинский»; отвалы вскрышных пород; автодороги карьерного транспорта.

ПРС снимают последовательно по мере отработки карьеров.

ПРС снимают с подошвы отвала вскрышных пород по мере их развития. Перед снятием ПРС производится валка леса, корчевка пней.

Мощность снятия ПРС, принимается 40см, то есть общий объём снятия ПРС за весь период отработки 288,8тыс.м<sup>3</sup>.

Для снятия ПРС используется бульдозер, который транспортирует ПРС в бурты, откуда он отгружается экскаватором в железнодорожный состав или автосамосвалы и транспортируется на временный склад. Высота склада до 7м. Для всех работ по рекультивации используется техника, занятая на производстве горных работ. Средний годовой объём работ по снятию и складированию ПРС составляет 10 тыс.м<sup>3</sup>.

Мероприятия по борьбе с пылевыведением.

Для предупреждения пылевыведения на автодорогах в карьере следует поливать их водой. Поливка водой производится в летний период и в осенний период.

Для предотвращения сдувания пыли с рабочих площадок и откосов уступов разреза и отвалов предлагается их орошать 0,01-0,1 % раствором полиакриламида.

Охрана водных ресурсов.

Карьерные воды образуются в результате попадания подземных и поверхностных природных вод в горные выработки, где они подвергаются загрязнению в процессе ведения различных работ по добыче минерального сырья. В основном, мелкодисперсными взвешенными частицами добываемого минерального сырья и вмещающих пород, которые образуются при работе погрузочных и транспортных средств. В связи с высоким уровнем механизации горных работ происходит загрязнение карьерных вод нефтепродуктами.

По трубам вода выводится за пределы карьерного поля и сбрасывается в дренажную канаву, по которой она стекает в отстойник.

При открытом способе разработки полезного ископаемого наибольшее распространение для осветления сточных вод получил способ отстаивания

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		117

промстоков в специально сооружаемых водоемах-отстойниках. Этот способ прост в техническом отношении и достаточно экономичен.

### 7.3.2 Организация природоохранной деятельности предприятия

Контроль за выбросами вредных веществ, загрязняющих атмосферу от источников разреза и вспомогательных объектов, выполняется службой лаборатории охраны окружающей среды и промышленной санитарии.

Основные обязанности службы ЛООСиПС:

- производство замеров, контроль за количеством и содержанием вредных веществ в выбросах от каждого источника;
- осуществление контроля за эффективностью работы пылегазоочистного и др. оборудования;
- ведение учета показателей, характеризующих состояние окружающей среды, данных экологического мониторинга, документации по ликвидации отходов производства;
- разработка мероприятий по улучшению окружающей среды и контроль за их выполнением;
- разработка мер по обеспечению экологической чистоты выпускаемой продукции, ее безопасности для потребителей;
- ведение отчетностей 2-ТП (воздух), 2-ТП (водхоз), 2-ТП (отходы), 4-ОС.

## 7.4 Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях

### 7.4.1 Общие положения

1. План ликвидации аварий (ПЛА) разрабатывается на все объекты открытых горных работ: карьеры, эксплуатируемые в сложных горнотехнических условиях, а также карьеры, на которых ведутся взрывные работы, накопители жидких отходов, драги (земснаряды), аварии на которых сопряжены с реальной угрозой для жизни людей, сохранности производственных объектов, населенных пунктов или экологическими бедствиями.

В ПЛА учитывают возможные нарушения производственных процессов и режимы работы машин и оборудования, а также отключения электроэнергии, освещения, воды, пара, предупреждение и тушение пожаров.

Помимо перечисленных факторов, для карьеров следует учитывать вероятность затопления карьера, обрушения кусков горной массы с уступов и бортов карьеров.

В ПЛА указывается система оповещения производственного персонала опасного производственного объекта об аварии.

2. ПЛА разрабатывается на каждый год с учетом фактического состояния объектов горных работ техническим руководителем карьера, согласовывается с командованием аварийно - спасательного формирования

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		118

(ВГСЧ), утверждается техническим руководителем организации за 15 дней до начала следующего года.

3. Обучение специалистов порядку организации и проведения аварийно - спасательных работ проводит технический руководитель производственного объекта, а рабочих - руководитель соответствующего производственного подразделения. Обучение проводят не позднее чем за 10 дней до ввода ПЛА в действие с соответствующей регистрацией в актах ПЛА рабочих и специалистов под роспись. Допускается регистрация об ознакомлении в специальном журнале.

При изменениях фактического состояния объекта горных работ, в том числе при изменении схемы подпадающего под действие позиции ПЛА, изменения в план ликвидации аварий должны быть внесены в суточный срок. С каждым изменением, внесенным в ПЛА, должны быть ознакомлены специалисты и рабочие под роспись перед допуском к работе.

Работники сторонних организаций и служб, привлекаемые к ликвидации аварий, независимо от их ведомственной принадлежности поступают в распоряжение ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

Ответственный руководитель работ по ликвидации аварии согласовывает действия привлеченных сил и средств сторонних организаций.

4. В план ликвидации аварий следует включать оперативную часть, составленную по специальной форме.

#### **7.4.2. Основные рекомендации по составлению оперативной части плана ликвидации аварий**

Оперативной частью ПЛА охватываются все работы и основные виды возможных аварий на объектах открытых горных работ, угрожающие безопасности людей или окружающей среде.

При изменении в технологии или организации работ в ПЛА в течение суток вносятся соответствующие изменения.

ПЛА со всеми приложениями находится у диспетчера (оператора) опасного производственного объекта, у должностного лица, ответственного за состояние опасного производственного объекта, и у командира подразделения специализированного профессионального аварийно - спасательного формирования, обслуживающей объект. Электронная версия ПЛА на магнитных носителях передается в соответствующий территориальный орган Ростехнадзора России. При этом технический руководитель организации, имеющей в своем составе опасный производственный объект, обеспечивает своевременное обновление информационной базы электронных версий ПЛА, переданных в территориальный орган Госгортехнадзора России.

Спасательные работы и ликвидация последствий аварии осуществляются по распоряжению ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

										Лист
										119
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП- 130403.65 -2016 ПЗ					



### 7.4.3 Основные мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией на объектах открытых горных работ

В оперативной части ПЛА аварии следует предусматривать:

- способы оповещения об аварии на всех производственных участках, пути выхода людей из аварийных мест, действия лиц горного надзора (специалистов), ответственных за вывод людей из опасной зоны, вызов подразделения специализированного профессионального аварийно - спасательного формирования и маршруты его следования для спасения людей, локализации и ликвидации аварии;
- использование транспортных средств для быстрой эвакуации людей из опасной зоны и доставки горноспасательных формирований к месту аварии;
- назначение лиц, ответственных за выполнение отдельных мероприятий, расстановка постов охраны опасной зоны;
- методы и средства спасения людей в зависимости от вида аварии;
- необходимость и последовательность прекращения подачи электроэнергии на аварийный участок;
- список должностных лиц и организаций, подлежащих немедленному оповещению об аварии.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
						120
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 8 Экономическая часть

### 8.1. Расчет капитальных затрат на строительство предприятия.

Сумма затрат на горно-капитальные работы определяется по трем группам:

- горно-капитальные выработки, используемые для вскрытия всех запасов поля;
  - горно-капитальные выработки, вскрывающие запасы горизонтов;
  - горно-капитальные выработки, вскрывающие часть запасов горизонтов. капитальные работы представлены в таблице 8.1
- Расчёт сметы затрат на горно-

Таблица 8.1. - Смета горно-капитальных работ.

Наименование	Ед. изм	Объём работ	Стоимость, тыс.руб.	Общая стоимость, тыс.руб.	Амортизационные отчисления	
					всего в год, тыс.руб.	на 1т. в год, руб.
Выездные траншеи	тыс.м <sup>3</sup>	650	17,800	11 570,00	189,67	0,01264
Разрезные траншеи	тыс.м <sup>3</sup>	360	17,800	6 408,00	84,95	0,00700
Железнодорожные пути	км	171	47	8 037,00	8 037,00	0,0088
Автодороги	км	23	26	598,00	0,00	0,001
<b>Всего по карьеру</b>				<b>26 613,00</b>	<b>8 311,62</b>	<b>0,03</b>

Капитальные затраты на производственные здания и сооружения рассчитывают, исходя из их объемов и стоимости строительства 1 м<sup>3</sup>.

В данных расчетах определяется размер амортизационных отчислений по этим фондам. Все производственные здания и сооружения на горных предприятиях делят на две группы:

1. Специализированные здания и сооружения, связанные с отработкой промышленных запасов поля или участка. Эти фонды после отработки полезного ископаемого не могут в дальнейшем использоваться. К ним относятся: здания, сооружения (эстакады, бункеры, тоннели, галереи, подвесные дороги, железнодорожные пути на промплощадке, внутриплощадные сети водопровода, канализации, энергоснабжения и связи, ограждения промплощадки).

2. Все остальные здания и сооружения, которые после окончания могут быть использованы для других целей. К этой группе относят: здания котельных, электростанций, административно-бытовых комбинатов, мехмастерских складов и другие здания, не включенные в первую группу: сооружения – внешние сети водопровода и канализации, шоссейные дороги, железнодорожные подъездные пути, внутри-площадные линии электроснабжения и связи, а также сооружения, не включенные в первую группу. Расчет затрат на здание и сооружения приведены в таблице 10.2, на электромеханическое оборудование в таблице 10.3.

Таблица 8.2 - Смета капитальных затрат на здания и сооружения.

№ п.п.	Наименование зданий и сооружений, средств транспорта и связи	кол-во	Цена за единицу, тыс. руб.	Общая сумма затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизационных отчислений, тыс. руб.
<b>Здания и сооружения</b>						
1	Здание АБК	1	10240	10 240	2	205
2	Промплощадка	1	948,9	949	2	19
3	Трансформаторная	9	12,42	112	2	2
4	Котельная	5	1957,12	9 786	3	293,6
5	Гараж	10	420	4 200	4	168
6	Склад мастер.	10	399,39	3 994	2	80
7	Склад ГСМ	2	374,29	749	2	15
8	Мастерские	7	279,135	1 954	4	78,2
9	Водопониж. скваж.	2	304,974	610	4	24,4
				0,00		
<b>Итого:</b>				32593		861
<b>Транспорт и связь:</b>						
10	Непередв. пути	шт	5	444,054	5	22,2
11	Контактн. сеть	шт	2	769,348	5	38,5
12	Телеф. сети	шт	1	22,116	5	1,1
13	Теплосеть, диам. 500	шт	1	212,124	5	10,6
14	Водопровод диам. 400	шт	1	269,605	5	13,5
<b>Итого:</b>				1717		85,9
<b>Всего :</b>				34310		946

Таблица 8.3 - Смета капитальных затрат на электромеханическое оборудование .

№ п.п.	Наименование оборудования	Кол-чество	Балансовая стоимость, тыс. руб.			Общая сумма капитальных затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Годовой фонд амортизационных отчислений, тыс. руб.
			Цена по прейскуранту, тыс. руб.	Затраты на доставку и монтаж, тыс. руб.	Итого, тыс. руб.			
1	<b>Вскрышные работы</b>							

Продолжение таблицы 8.3

1.1	Буровые работы							
	Буровой станок СБР-160А -24	2	100000	29870	129870	259740	10	25974
1.2	Экскавация							
	ЭКГ-12,5	3	110000	33000	143000	429000	10	42900
	ЭКГ 8ус	3	110000	33000	143000	429000	10	42900
	ЭШ10/70	1	210000	62727	272727	272727	10	27273
	итого					1130727		113073
1.3	Транспорт							
	ТЭМ-7	1	1860	372	2232	2232	10	223
	2ВС-105	12	290	58	348	4176	5	209
	итого					6408		432
1.4	Отвалообразование							
	ЭКГ-10	2	100000	29870	129870	259740	10	25974
	-ЭШ-13/50	1	220000	65714	285714	285714	10	28571
	Плуга	3	30000	8961	38961	116883	5	5844
	путеперекладчик	4	6000	1792	7792	31169	5	1558
						693506		61948
<b>ИТОГО по вскрышным работам</b>						<b>2090381</b>		<b>201427</b>
2	Добычные работы							
2.1	Буровые работы							
	СБР-160А -24	2	100000	29870	129870	259740	10	25974
2.2	Экскавация							
	ЭРП-2500	2	900000	270000	1170000	2340000	10	234000
	-ЭРП-1600	1	800000	240000	1040000	1040000	10	104000
	-ЭР-1250	2	750000	225000	975000	1950000	10	195000
	-ЭКГ-4у	2	80000	24000	104000	208000	10	20800
	итого					5538000		553800
2.3	Транспорт							
	ТЭМ-7	1	1860	372	2232	2232	10	223
	2ВС-105	12	290	58	348	4176	5	209
	итого					6408		432
<b>ИТОГО по добычным работам</b>						<b>5804148</b>		<b>580206</b>
3	Вспомогательное оборудование							
	Кран ГДК 300/2	1	1270,75	380	1650	1650	5	83
	Кран ГДЭ 253	1	230	69	299	299	5	15
	Кран ж.д. ТХГ	1	1702	508	2210	2210	5	111
	Путевая машина МСШУ 4	1	600,87	179	780	780	5	39
	Трактор Т40	1	288190	86082	374272	374272	5	18714

ДП-130403.65 -2016 ПЗ

Лист

123

Изм. Лист № докум. Подпись Дата

## Окончание таблицы 8.3

Снегоочиститель ТГМ 40	1	977,5	292	1269	1269	5	63
Сварочный аппарат	4	14,49	4	19	75	5	4
Компрессорная установка	2	123,676	37	161	321	5	16
Грейдер	2	426,144	127	553	1107	5	55
<b>ИТОГО вспомогательное оборудование</b>					<b>381985</b>		<b>19099</b>
<b>ИТОГО по смете</b>					<b>8276514</b>		<b>800732</b>

Стоимость непредвиденных работ принимают в размере 5–10% от стоимости первой и второй части сметы. Величину возвратных сумм по временным зданиям и сооружениям устанавливают в размере 40% от их стоимости. Капитальные затраты на реконструкцию или строительство предприятия приведены в таблице 8.4.

Таблица 8.4 - Затраты на строительство горного предприятия.

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс.руб.
<b>Часть 1</b>	
Горно-капитальные работы	26 613,00
Промышленные здания и сооружения	32 592,65
Электромеханическое оборудование и его монтаж	8 276 513,77
Транспорт и связь	1 717,25
Инструменты и производственный инвентарь	41 687,18
Благоустройство промышленной площадки	83 374,37
Временные объекты на строительные работы	241 785,66
Итого по первой части сметы:	8 704 283,88
<b>Часть 2</b>	
Содержание дирекции строящегося предприятия	78 338,55
Подготовка эксплуатационных кадров	625,65
Проектные и изыскательские работы	174 085,68
Итого по второй части сметы:	253 049,88
Всего по 1-ой и 2-ой части сметы	8 957 333,76
Непредвиденные работы	985 306,71
<b>Всего по смете:</b>	<b>9 942 640,48</b>

**8.2 Организация управления производством.****8.2.1 Организация управления и производственная структура.**

Общее руководство работой разреза осуществляет директор. Оперативно-техническое руководство и производственный контроль осуществляется техническим директором разреза. Под его руководством разрабатываются производственно-техническое планирование. Технический директор несет ответственность за состояние техники безопасности и охраны труда на предприятии. В подчинении его находится главный механик и главный энергетик, которые отвечают за эксплуатацию машин и механизмов.

Геолого-маркшейдерская служба осуществляет надзор за эксплуатацией недр, ведет учет добычи угля, контроль над качеством угля, замер и съемку выработок, отвалов.

Вопросы организации производственных процессов в карьере рассматривается в неразрывной связи с организацией формирования и работы комплексов оборудования.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист 124
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

### 8.2.2. Режим работы предприятия

Режим работы принят по предприятию аналогу. На добыче, вскрыше, отвалообразовании непрерывный режим работы, с двумя рабочими сменами в сутки, при продолжительности смены двенадцать часов.

На вспомогательных работах – 260 рабочих дней в году, с одной рабочей сменой в сутки, при восьми часовой смене.

Необходимость круглосуточной работы обуславливается потребностью в угле.

### 8.3. Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого.

Калькуляция себестоимости 1т. полезного ископаемого определяется по всем процессам и является важной частью технико-экономического обоснования плана по себестоимости. Первоначально рассчитывается калькуляция себестоимости 1м<sup>3</sup> вскрышных пород по процессам технологического цикла производства, затем себестоимость добычи.

#### 8.3.1 Вспомогательные материалы.

Данная статья включает затраты:

1. на нормируемые материалы на добычу 1т. полезного ископаемого (1м<sup>3</sup> вскрышных пород) - канат, кабель, шин и др.

2. материалы, погашаемые в сметно-нормативном порядке: конвейерные ленты и др.

Расчёт затрат на вспомогательные материалы представлен в таблице 8.5

Таблица 8.5 - Расчет затрат по статье "Вспомогательные материалы"

Наименование	Ед. изм.	Норма расхода на 1т, м <sup>3</sup>	годовой объём производства	Цена за ед., руб.	Количество	Сумма, тыс. руб.
<b>Вскрышные работы</b>						
<b>1. Бурение:</b>						
коронка	шт.	0,008	12 130 000	150	97040	14556
канат	м	0,0004	12 130 000	132,5	4852	642,89
кабель	м	0,00024	12 130 000	183,75	2911,2	534,933
смазка	кг	0,0025	12 130 000	111,25	30325	3373,65625
штанги	шт.	0,015	12 130 000	21,25	181950	3866,4375
Итого:						22973,91675
<b>2. Взрывание:</b>						
ВВ	кг	0,4	12 130 000	49,3	4852000	239203,6
ДШ	м	0,03	12 130 000	42,5	363900	15465,75
РП-Н	шт.	0,0004	12 130 000	32,5	4852	157,69
ЭД	шт.	0,0007	12 130 000	34,3	8491	291,2413
Итого:						255118,2813
<b>3. Экскавация:</b>						
зубья	шт.	0,017	12 130 000	131,25	206210	27065,0625
канат	м	0,00017	12 130 000	32,5	2062,1	67,01825
кабель	м	0,0026	12 130 000	84	31538	2649,192
смазка	кг	0,05	12 130 000	16,87	606500	10231,655

Продолжение таблицы 8.5

Итого:						40012,92775
4. Транспортирование:						
шпалы	шт.	0,016	12 130 000	175	194080	33964
рельсы	п/м	0,002	12 130 000	345	24260	8369,7
смазка	кг	0,0007	12 130 000	16,87	8491	143,24317
топливо	т	0,014	12 130 000	23	169820	3905,86
Итого:						46382,80317
5. Отвалообразование:						
зубья	шт.	0,00018	12 130 000	131,25	2183,4	286,57125
канат	м	0,003	12 130 000	32,5	36390	1182,675
кабель	м	0,0018	12 130 000	84	21834	1834,056
смазка	кг	0,05	12 130 000	11,25	606500	6823,125
топливо	т	0,014	12 130 000	23	169820	3905,86
Итого:						14032,28725
Итого по вскрыше:						378520,2162
Продолжение таблицы 9.11						
Добычные работы						
1. Бурение:						
коронка	шт.	0,008	15 000 000	150	120000	18000
канат	м	0,0004	15 000 000	132,5	6000	795
кабель	м	0,00024	15 000 000	183,75	3600	661,5
смазка	кг	0,0025	15 000 000	111,25	37500	4171,875
штанги	шт.	0,015	15 000 000	21,25	225000	4781,25
Итого:						28409,625
2. Взрывание:						
ВВ	кг	0,4	15 000 000	49,3	600000	295800
ДШ	м	0,03	15 000 000	42,5	450000	19125
РП-Н	шт.	0,04	15 000 000	32,5	600000	19500
ЭД	шт.	0,07	15 000 000	34,3	1050000	36015
Итого:						370440
3. Эскавация:						
зубья	шт.	0,0036	15 000 000	131,25	54000	7087,5
канат	м	0,008	15 000 000	32,5	120000	3900
кабель	м	0,045	15 000 000	84	675000	56700
смазка	кг	0,074	15 000 000	16,87	1110000	18725,7
Итого:						86413,2
4. Транспортирование:						
шпалы	шт.	0,026	15 000 000	175	390000	68250
рельсы	п/м	0,0018	15 000 000	345	27000	9315
смазка	кг	0,0025	15 000 000	16,87	37500	632,625
топливо	т	0,014	15 000 000	23	210000	4830
Итого:						83027,625
Итого по добыче:						568290,45
Итого по разрезу:						946810,6662

### 8.3.2 Расчёт энергии

По данной статье учитываются затраты всех видов энергии: сжатого воздуха, электроэнергии, пара и воды. Тарифы на электроэнергию зависят от района, в котором находится предприятие.

Затраты на электроэнергию рассчитываются следующим образом:

$$Z_9 = \sum (W \cdot a + V \cdot b) \cdot h, \text{ руб.} \quad (10.1)$$

где W-мощность электродвигателей и трансформаторов на единицу оборудования; a-тариф за установленную мощность электродвигателей; V-годовой расход электроэнергии за единицу оборудования; b-тариф за потребляемую электроэнергию, руб; h-коэффициент, учитывающий изменения; n-количество оборудования.

Результаты расчетов представлены в таблице 8.6.

Таблица 8.6 – Расчет потребляемой электроэнергии.

Потребители энергии	Кол-во	Мощность, кВт	Тариф за установленную мощность	Расчет энергии в год	Тариф за потреб. энергию, руб	Коэффициент, учитывающий изменения	Общие затраты, тыс.руб
Вскрышные работы							
Бурение							
Буровой станок СБР-160А -24	2	184	1,24	2102400	0,57	0,96	2301,304627
Эксплуатация							
ЭКГ-12.5	3	1250	1,24	36025500	0,57	0,96	59143,9248
ЭКГ-8ус	3	520	1,24	6422832	0,57	0,96	10545,57804
ЭШ 10/70	1	1250	1,24	10293000	0,57	0,96	5633,8176
Итого							75323,32044
отвалообразование							
ЭКГ-10	4	520	1,24	12845664	0,57	0,96	28119,0654
ЭШ-13/50	1	520	1,24	4228328	0,57	0,96	2314,36009
итого							30433,42548



## Окончание таблицы 8.6

Добычные работы							
Бурение							
СБР 160а-24	2	184	1,24	2102400	0,57	0,96	2301,304627
Экскавация							
ЭКГ-4у	2	520	1,24	4281888	0,57	0,96	4687,336243
ЭРП- 1600	1	1150	1,24	9876400	0,57	0,96	5405,73504
ЭРП- 2500	2	1250	1,24	10293000	0,57	0,96	11267,6352
ЭР-1250	2	320	1,24	3952512	0,57	0,96	4326,390989
Итого							25687,09747
Всего							136046,4526

### 8.3.3 Основная заработная плата производственных рабочих.

К основной заработной плате относят все виды оплаты за фактически выполненную работу или отработанное время.

Затраты по основной заработной плате:

$$Z_o = 12 \cdot \sum N_v \cdot T_p \cdot (K_n \cdot K_n \cdot K_p \cdot K_c), \text{ руб.} \quad (8.2)$$

где  $N_v$ -количество выходов одной профессии, дн;  $T_p$ -тарифная ставка;  $K_n$ -коэффициент, учитывающий доплату в ночное время,  $K_n=1$ ;  $K_n$ -коэффициент, учитывающий доплату за премирование рабочих из фондов зарплаты,  $K_n=1,3$ ;  $K_p$ -районный коэффициент;  $K_c$ -северные надбавки.

Результаты расчетов представлены в таблице 8.7.

											Лист
											128
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП- 130403.65 -2016 ПЗ						

**Таблица 8.7 Расчет фонда заработной платы рабочих основных производственных процессов**

№ п.п.	Наименование профессии	Разряд	Тарифная ставка, руб/день	Фонд рабочего времени, дней	Списочная численность, чел	Основная заработная плата					Итого основной платы с районным коэффициентом и надбавками, тыс. руб	Дополнительная зарплата, тыс. руб	Всего фонд зарплат, тыс. руб	
						Тарифы к тарифному фонду, тыс. руб	Доплата за работу в праздники, тыс. руб	Премия к тарифному фонду, тыс. руб	Доплата за работу в ночное время, тыс. руб	Доплата за работу в выходные, тыс. руб				Итого основной платы, тыс. руб
1	2	3	4	5	7	8	9	10	11	12	13	14	15	
<b>I</b>														
<b>I.1</b>						<b>Вскрышные работы</b>								
						<b>Бурение</b>								
	Машинист бурстанка	5	500	213	7	746	186	25	97	1053	1685	316	2002	
	Помощник машиниста бурстанка	4	350	213	7	522	130	17	68	737	1180	222	1401	
	<b>Итого</b>										2865	538	3403	
<b>I.2</b>						<b>Взрывание</b>								
	Взрывник	5	600	213	14	1789	447	59	233	2528	4045	760	4804	
<b>I.3</b>						<b>Экскавация</b>								
	Машинист экскаватора	5	500	213	24	2556	639	84	332	3611	5778	1085	6863	
	Помощник машиниста экскаватора	4	350	213	24	1789	447	59	233	2528	4045	760	4804	
	<b>Итого</b>										9823	1845	11667	
<b>I.4</b>						<b>Транспортные работы</b>								

ДП-130403.65-2016 ПЗ

Лист

129

Изм Колуч Лист №док Подпись Дата

Окончание таблицы 8.7

1.4.1	Машинист локомотива	4	450	213	3	329	82	11	43	743	464	139	882
	Помощник машиниста локомотива	4	450	213	3	329	82	11	43	725	453	0	725
	Итого									1468		139	1607
1.5	Отвалообразование												
	Машинист KOMATSU – D375A	5	600	213	3	438	110	14	57	990	619	186	1176
1.5.2	Помощник машиниста	5	550	213	17	2008	502	66	261	4433	2770	0	4433
1.5.3										5423		186	5609
2	Добычные работы												
2.1	Бурение												
	Машинист бурстанка	5	500	213	46	4899	1225	161	637	6922	11075	2080	13154
	Помощник машиниста бурстанка	4	350	213	46	3429	857	113	446	4845	7752	1456	9208
	Итого									18827		3536	22363
2.2	Взрывание												
	Взрывник	5	800	213	14	2386	596	78	310	3371	5393	1013	6406
2.3	Эксплуатация												
	Машинист экскаватора	5	650	213	24	3323	831	109	432	4695	7512	1411	8922
	Помощник машиниста экскаватора	4	500	213	24	2556	639	84	332	3611	5778	1085	6863
	Итого									13290		2496	15785
2.4	Транспортные работы												
2.4.1	Машинист тепловоза	4	550	213	3	402	100	13	52	887	554	166	1053
	Помощник машиниста	4	450	213	3	329	82	11	43	725	453	0	725
	Итого									1612		166	1778
	Всего				264					62744	10678		73423

ДП-130403.65 -2016 ПЗ

Изм	Кол.уч	Лист	№док	Подпись	Дата	Лист
						130

### 8.3.4. Амортизация.

Размер амортизационных отчислений определяется по видам оборудования:

$$Z_a = \sum N_m * B_a * H_a / 100, \text{ руб.} \quad (8.3)$$

где- $N_m$ - количество оборудования, ед;  $B_a$  - балансовая стоимость единицы оборудования, руб.;  $H_a$  - норма амортизационных отчислений, %.

Расчет величины амортизационных отчислений на здание сооружения представлены в таблице 10.2, электромеханического оборудования представлен в таблице 10.3.

### 8.3.5. Расходы по эксплуатации и содержанию оборудования.

В данную статью включают затраты по заработной плате (основной, дополнительной) и отчислениям на социальное страхование.

Расчет затрат по эксплуатации и содержанию оборудования представлен в таблице 8.8.

Таблица 8.8 - Сводная смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования .

Наименование элементов	Сумма, тыс. руб
Амортизация машин и оборудования	800 731,94
Эксплуатация оборудования	34 528,03
Основная и дополнительная заработная плата вспомогательных рабочих	1 113,60
Отчисления на социальные нужды	378,62
Текущий ремонт оборудования	69 056,05
Прочие расходы	80 111,06
<b>Итого:</b>	<b>985 919,30</b>

### 8.3.6 Цеховые расходы.

Штатное расписание и ФЗП руководителей и специалистов представлено в таблице 8.9.

Таблица 8.9 - Штатное расписание и ФЗП руководителей и специалистов.

Должность	Кол-во	Категория	Оклад, руб.	Итого с Кр, руб.	Годовой ФЗП, тыс. руб.
1	2	3	4	5	6
Аппарат управления					
Генеральный директор	1	руководитель	100000	160000	1920
Юрист-консульт	1	специалист	40000	64000	768
Ведущий инженер	1	специалист	40000	64000	768
Итого:	3				3456
Производственно-техническая служба					
Гл. инженер	1	руководитель	60000	96000	1152
Зам. гл.инженера	1	руководитель	50000	80000	960
Начальник смены	5	руководитель	40000	64000	768
Горный диспетчер	9	специалист	30000	48000	576
Итого:	16				3456
Отдел главного технолога					
Ведущий инженер	3	специалист	30000	48000	576
Гл. технолог	1	руководитель	30000	48000	576
Итого:	4				1152
Отдел охраны труда					
Зам. гл.инженера	1	руководитель	30000	48000	576
Ведущий инженер	1	специалист	25000	40000	480
Итого:	2				1056
Маркшейдерско-геологическая служба					
Гл. маркшейдер	1	руководитель	40000	64000	768
Гл. геолог	1	руководитель	35000	4800,25	57,603
Уч. маркшейдр	17	специалист	25000	2860	34,32
Итого:	19				859,923

Продолжение таблицы 8.9

Электромеханическая служба					
Гл. механик	1	руководитель	40000	64000	768
Гл.энергетик	1	руководитель	30000	48000	576
Зам. гл. механика	1	руководитель	25000	40000	480
Зам. гл. энергетика	1	руководитель	25000	40000	480
Итого:	4				2304
Горные участки и цеха					
Начальник участка	16	руководитель	35000	56000	10752
Горный мастер	52	руководитель	30000	48000	29952
Механик участка	20	специалист	30000	48000	11520
Электромеханик	24	специалист	25000	40000	11520
Зам. нач. участка	12	руководитель	25000	40000	5760
Мастер	18	руководитель	2500	4000	864
Итого:	142				70368
Склад ВВ					
Зам. склада ВВ	1	руководитель	30000	48000	576
ТБЦ					
Начальник участка	1	руководитель	40000	64000	768
Инженер по нормированию	1	специалист	22000	35200	422,4
Ведущий инженер	1	специалист	2102,5	3364	40,368
Диспетчер	5	специалист	16000	25600	1536
Старший механик	1	специалист	35000	56000	672
Механик участка	5	специалист	25000	40000	2400
Итого:	14				5838,77
Бухгалтерия					
Гл. бухгалтер	1	руководитель	28200	45120	541,44
Зам. гл. бухгалтера	1	специалист	16670	26672	320,064
Бухгалтер	15	специалист	15000	24000	4320
Итого:	17				5181,5

## Окончание таблицы 8.9

Планово-экономический отдел					
Начальник отдела	1	руководитель	24000	38400	460,8
Ведущий экономист	1	специалист	18000	28800	345,6
Итого:	2				806,4
Отдел труда и зарплаты					
Начальник отдела	1	руководитель	24000	38400	460,8
Инженер по ОТ и П	1	специалист	15000	1540,5	18,486
Итого:	2				479,286
Отдел кадров					
Начальник отдела	1	руководитель	25000	40000	480
Инженер по кадрам	1	специалист	18000	28800	345,6
Итого:	2				825,6
Всего					96359,481

## Смета цеховых расходов представлена в таблице 8.10

Таблица 8.10 - Смета цеховых расходов.

Наименование показателя	Сумма, тыс. руб
Заработная плата цехового персонала	96 359,48
Отчисление на социальные нужды	32 762,22
Охрана труда и техника безопасности	5 093,46
Содержание зданий и сооружений	343,10
Текущий ремонт зданий и сооружений	1 372,40
Амортизация зданий и сооружений	946,45
Канцелярские и почтово-телеграфные расходы	62,00
<b>Итого:</b>	<b>136 939,11</b>

Сводные калькуляции себестоимости 1м<sup>3</sup> вскрышных пород и 1т угля приведены в таблицах 8.11 и 8.12.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		134

Таблица 8.11 - Сводная калькуляция себестоимости 1м<sup>3</sup> вскрышных пород

№ п. п.	Статьи расхода	Процессы работ, тыс.руб.					Сумма, тыс.руб	На 1 м <sup>3</sup> , руб
		Бурение	Взрывание	Экסקавация	Транспортирование	Отвалообразование		
1	Вспомогательные материалы на технологические цели	22973,9	255118,3	40012,9	46382,8	14032,3	378520,2	31,21
2	Энергия на технологические цели	2301,3		75323,3		30433,4	108058,1	8,91
3	Топливо на технологические нужды				3905,9	3905,9	7811,7	0,64
4	Основная заработная плата производственных рабочих	2865,0	4044,7	9822,8	1467,9	5422,7	23623,1	1,95
5	Дополнительная заработная плата производственных рабочих	538,0	759,6	1844,7	139,5	185,9	3467,6	0,29
6	Отчисление на социальные нужды	1157,0	1633,4	3966,9	546,5	1906,9	9210,8	0,76
7	Амортизация	25974,0		113072,7	432,0	61948,0	201426,7	16,61
8	Расходы на содержание и эксплуатацию вспомогательного оборудования						440810,9	36,34
9	Цеховые расходы						61226,4	5,05
10	Карьерная себестоимость вскрыши						1234155,5	101,7



Таблица 8.12 - Сводная калькуляция себестоимости добычи 1 т угля.

№ п.п.	Статьи расхода	Процессы работ				Сумма, тыс. руб	На 1т, руб
		Бурение	Взрывание	Экскавация	Транспортирование		
1	Вспомогательные материалы на технологические цели	51383,54	625558,3	126426,1	129410,4	932 778,38	62,19
2	Энергия на технологические цели	4602,6		101010,4		105 613,03	7,04
4	Топливо на технологические цели				8735,9	8 735,86	0,58
5	Основная заработная плата производственных рабочих	21692,0	9437,6	23112,4	305,9	54 547,86	3,64
6	Дополнительная заработная плата производственных рабочих	4073,6	4045,7	4340,4	166,5	12 626,13	0,84
7	Отчисление на социальные нужды	8760,3	4584,3	9333,9	160,6	22 839,15	1,52
8	Амортизация	51948,0		666872,7	580638,0	1 299 458,70	86,63
9	Расходы на содержание и эксплуатацию вспомогательного оборудования					545 108,35	36,34
10	Налог на недра					405 000,00	27,00
11	Цеховые расходы					75 712,74	5,05
12	Карьерная себестоимость	142460,0	643625,8	931095,9	719417,3	3 462 420,19	230,83

#### 8.4. Коммерческая эффективность инвестиционного проекта.

Коммерческую эффективность, то есть финансовое обоснование проекта, определяют соотношением финансовых затрат и результатов, обеспечивающих требуемую норму доходности.

Коммерческую эффективность рассчитывают как для проекта в целом, так и для отдельных участников с учетом их вкладов. При этом в качестве эффекта на *t*-ом шаге ( $\Delta_t$ ) выступает поток реальных денег.

При осуществлении проекта выделяют три вида деятельности: инвестиционную, операционную и финансовую. В рамках каждого вида

деятельности происходит приток  $\Pi_i(t)$  и отток  $O_i(t)$  денежных средств. Обозначают разность между ними через  $\Phi_i(t)$ :

$$\Phi_i(t) = \Pi_i(t) - O_i(t). \quad (8.4)$$

Потоком реальных денег  $\Phi(t)$  называют разность между притоком и оттоком денежных средств от инвестиционной и операционной деятельности в каждом периоде осуществления проекта:

$$\Phi(t) = [\Pi_1(t) - O_1(t)] + [\Pi_2(t) - O_2(t)] = \Phi_1(t) - \Phi_2(t). \quad (8.5)$$

Текущее сальдо реальных денег  $b(t)$  называют разность между притоком и оттоком денежных средств от всех трех видов деятельности на каждом шаге расчета. Основные составляющие потока и сальдо реальных денег представлены в таблицах 10.13, 10.14, 10.15, 10.16).

Таблица 8.13 – Поток реальных денег.

№ п. п.	Наименование показателя	Значения показателя по годам, млн.руб								
		1	2	3	4	5	6	7	8(ликвидация)	
1	Горно-капитальные работы	З	-26613,0							
		П	0,0							
2	Здания и сооружения	З	-34309,9							
		П	0,0							39911,4
3	Машины и оборудование	З	-8276513,8							
		П	0,0							9629711,5
4	Нематериальные активы	З	-300,0							
		П	0,0							69,8
7	Итого: вложения в основной капитал	З	-8337736,7							
		П	0,0							9669692,8
8	Прирост оборотного капитала	З	-833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7
		П	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	
9	Всего инвестиций	З	-10005284,0	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	8835919,1
		П								
10	Собственный оборотный капитал	З	-833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	833773,7	
		П								

Таблица 8.14 – Расчет чистой ликвидационной стоимости.

№ п.п.	Наименование показателя	Нематериальные активы	Здания и сооружения	Машины и оборудование	Всего
1	Рыночная стоимость	72,00	41 162,79	9 931 633,17	9 972 867,96
2	Затраты	300,00	34 309,90	8 276 513,77	8 311 123,67
3	Начислено амортизации	240,00	7,57	152,79	400,37
4	Балансовая стоимость на Т-ом шаге	60,00	34 302,33	8 276 360,97	8 310 723,30
5	Затраты по ликвидации	2,88	1 646,51	397 265,33	398 914,72
6	Доход от прироста стоимости	12,00	6 860,47	1 655 272,19	1 662 144,66
7	Операционный доход	9,12	5 213,95	1 258 006,87	1 263 229,94
8	Налоги	2,19	1 251,35	301 921,65	303 175,19
9	Чистая ликвидационная стоимость	69,81	39 911,45	9 629 711,52	9 669 692,78

Таблица 8.15 – Поток реальных денег от операционной деятельности.

№ п.п.	Наименование показателя	Значения показателя по годам, млн. руб.								
		1	2	3	4	5	6	7	8	
1	Объем продаж	15 000,0	15 000,0	15 000,0	15 000,0	15 000,0	15 000,0	15 000,0	15 000,0	8,00
2	Цена, руб	450,0	486,0	524,9	566,9	612,2	661,2	714,1	771,2	
3	Выручка	6 750 000,0	7 290 000,0	7 873 200,0	8 503 056,0	9 183 300,5	9 917 964,5	10 711 401,7	11 568 313,8	71 797 236,5
4	Внебюджетные доходы	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
5	Переменные затраты	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	13 849 680,8
6	Постоянные затраты	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	1 731 210,1	13 849 680,8
7	Амортизация зданий, сооружений	946,45	946,45	946,45	946,45	946,45	946,45	946,45	946,45	7571,61
8	Амортизация оборудования	800731,94	800731,94	800731,94	800731,94	800731,94	800731,94	800731,94	800731,94	6405855,51
9	Амортизация нематериальных активов	30,00	30,00	30,00	30,00	30,00	30,00	30,00	30,00	240,00
10	Проценты по кредитам	133,4	133,4	133,4	133,4	133,4	133,4	133,4	133,4	1 067,2
11	Прибыль до вычета налогов	2 485 738,0	3 025 738,0	3 608 938,0	4 238 794,0	4 919 038,5	5 653 702,5	6 447 139,7	7 304 051,8	37 683 140,6
12	Налоги и сборы	497 147,6	605 147,6	721 787,6	847 758,8	983 807,7	1 130 740,5	1 289 427,9	1 460 810,4	7 536 628,1
13	Проектируемый чистый доход	1 988 590,4	2 420 590,4	2 887 150,4	3 391 035,2	3 935 230,8	4 522 962,0	5 157 711,8	5 843 241,5	30 146 512,5
14	Амортизация, всего	801 708,4	801 708,4	801 708,4	801 708,4	801 708,4	801 708,4	801 708,4	801 708,4	6 413 667,1
15	Чистый приток операционной деятельности	2 790 298,8	3 222 298,8	3 688 858,8	4 192 743,6	4 736 939,2	5 324 670,4	5 959 420,1	6 644 949,9	36 560 179,6

Таблица 8.16 – Поток реальных денег от финансовой деятельности.

№ п.п.	Наименование показателя	Значение показателя по шагам, млн.руб.								
		1	2	3	4	5	6	7	8	
1	Собственный капитал	10 005								
2	Краткосрочные кредиты	284,00								
3	Долгосрочные кредиты	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67
4	Погашение задолженностей	3	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67	833 773,67
5	Выплаты дивидендов	3	190 904,68	190 904,68	190 904,68	190 904,68	190 904,68	190 904,68	190 904,68	190 904,68
6	САЛДО финансовой деятельности	9 814 379,32	-190 04,68	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68

## 8.5 Показатели эффективности инвестиционного проекта.

Чистый дисконтированный доход (ЧДД) определяют как сумму текущих эффектов за весь расчетный период, приведенную к начальному шагу, или как превышение интегральных результатов над интегральными затратами.

Если в течение расчетного периода не происходит инфляционного изменения цен или расчет производят в базовых ценах, то величину ЧДД для постоянной нормы дисконта вычисляют по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{инт}} = \text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \cdot \frac{1}{(1+E)^t}, \quad (8.6)$$

где  $R_t$  - результаты, достигаемые на  $t$ -ом шаге расчета;  $Z_t$  - затраты, осуществляемые на том же шаге;  $T$  - горизонт расчета (равный номеру шага расчета, на котором производят ликвидацию объекта).

Если ЧДД инвестиционного проекта положителен, проект считают эффективным (при данной норме дисконта) и рассматривают вопрос о его принятии.

На практике часто используют модифицированную формулу для определения ЧДД. Для этого из состава  $Z_t$  исключают капитальные вложения и обозначают через:  $K_t$  - капиталовложения на  $t$ -ом шаге,  $K$  - сумма дисконтированных капиталовложений.

$$K = \sum_{t=0}^T K_t \cdot \frac{1}{(1+E)^t}, \quad (8.7)$$

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t^+) \cdot \frac{1}{(1+E)^t} - K, \quad (8.8)$$

где  $Z_t^+$  - затраты на  $t$ -ом шаге при условии, что в них не входят капиталовложения;  $R_t - Z_t^+$  - чистый приток от операционной деятельности на  $t$ -ом шаге.

Индекс доходности (ИД) представляет собой отношение суммы приведенных эффектов к величине приведенных капиталовложений:

$$\text{ИД} = \frac{1}{K} \cdot \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t^+) \cdot \frac{1}{(1+E)^t}. \quad (8.9)$$

Если  $\text{ИД} > 1$ , проект эффективен, если  $\text{ИД} < 1$  - не эффективен.

Срок окупаемости - период, измеряемый в месяцах, кварталах или годах, начиная с которого, первоначальные вложения и другие затраты, связанные с инвестиционным проектом, покрываются суммарными результатами его осуществления.

Положительное сальдо ЧДД дает срок окупаемости общих капитальных вложений. Результаты расчета эффективности инвестиционных проектов представлены в таблице 8.17.

									Лист
									140
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

Таблица 8.17 – Эффективность инвестиционного проекта.

№ п.п.	Наименование показателя	Значения показателя по годам расчета, млн.руб.								Всего
		1	2	3	4	5	6	7	8	
<b>Коммерческая эффективность. Общий поток реальных денег от инвестиционного проекта</b>										
1	Поток реальных денег от инвестиционной деятельности	-10 005 284,00	-833 773,67	-833 773,67	-833 773,67	-833 773,67	-833 773,67	-833 773,67	8 835 919,11	-6 172 006,89
2	Чистый приток от операционной деятельности	2 790 298,80	3 222 298,80	3 688 858,80	4 192 743,60	4 736 939,18	5 324 670,41	5 959 420,14	6 644 949,85	36 560 179,59
3	Сальдо финансовой деятельности	9 814 379,32	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68	-190 904,68	8 478 046,57
4	Текущее сальдо реальных денег	2 599 394,12	2 197 620,45	2 664 180,45	3 168 065,25	3 712 260,84	4 299 992,07	4 934 741,80	15 289 964,28	38 866 219,26
5	Сальдо накопленных реальных денег	2 599 394,12	4 797 014,57	7 461 195,03	10 629 260,28	14 341 521,12	18 641 513,18	23 576 254,98	38 866 219,26	120 912 372,54
<b>Чистый дисконтированный доход</b>										
6	Коэффициент дисконтирования	1,00	0,78	0,61	0,48	0,37	0,29	0,23	0,18	
7	Приведенный поток реальных денег от инвестиционной деятельности	-10 005 284,00	-650 343,46	-508 601,94	-400 211,36	-308 496,26	-241 794,36	-191 767,94	1 590 465,44	-10 716 033,88
8	Приведенный чистый поток от операционной деятельности	2 790 298,80	2 513 393,06	2 250 203,87	2 012 516,93	1 752 667,50	1 544 154,42	1 370 666,63	1 196 090,97	15 429 992,18

## Окончание таблицы 8.17

9	Приведенный поток реальных денег	-7 214 985,20	1 863 049,60	1 741 601,93	1 612 305,57	1 444 171,24	1 302 360,06	1 178 898,69	-394 374,47	1 533 027,42
10	Накопленный приведенный поток реальных денег (ЧДД)	-7 214 985,20	-5 351 935,60	-3 610 333,67	-1 998 028,10	-553 856,86	748 503,20	1 927 401,89	1 533 027,42	
11	Окупаемость общих капитальных затрат	окупились								
<b>Индекс доходности</b>										
12	Индекс доходности									1,44

**8.6 .Технико-экономические показатели качества проекта.**

Эффективность проекта в целом определяется путем сравнения проектных данных и данных по предприятию-аналогу с использованием системы показателей, включающих в себя объем производства, количество реализованной продукции, прибыль, рентабельность производства и т.п. Технико-экономические показатели представлены в таблице 8.18

Таблица 8.18 - Технико-экономические показатели проекта.

Наименование показателя	аналог	проект
Промышленные запасы в горном отводе, млн.т	675	675
Годовая производительность		
- по вскрыше, тыс м <sup>3</sup>	12 130	12 130
- по добыче, тыс. т	15 000	15 000
Коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т	0,8	0,8
Срок отработки месторождения , лет	45	45
Годовой объем реализованной продукции, тыс.руб	6 750 000	6 750 000
Себестоимость п.и., руб/т	281,00	230,83
Себестоимость вскрыши, руб/м <sup>3</sup>	130,61	101,74
Амортизация всего , тыс.руб.	429,00	801 708,39
В т.ч.основные средства		

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

Окончание таблицы 8.18

здания и сооружения	946,45	946,45
машины, оборудование	968 885,65	800 731,94
Нематериальные активы, тыс.руб.	300	300
Прибыль балансовая, тыс.руб.	2535000	3827579,805
Налог на прибыль, тыс.руб	507000	765 515,96
Прибыль остающаяся в распоряжении предприятия, тыс.руб.	2028000	3 062 063,84
Рентабельность, %	21	37
Фондоотдача, руб./руб.	0,61	0,8
Срок окупаемости капитальных затрат, лет	4,7	2,60
Чистый дисконтированный доход, тыс.руб	1107928	1 533 027,42
Индекс доходности	1,2	1,44

Расчет балансовой прибыли от планируемой реализации товарной продукции выполняют по формуле:

$$P_B = (C - C_0) \cdot A_y - НДС \quad (8.10)$$

$$P_{БП} = (450 - 230,83) \cdot 15 = 3827,58 \text{ млн. руб.}$$

где  $C$  – оптовая рыночная цена единицы продукции, руб.;  $C_0$  – полная себестоимость единицы продукции, руб.;  $A_y$  – годовая производительность карьера по углю, т; НДС – налог на добавленную стоимость – 0% от стоимости продукции для угольной промышленности.

Рентабельность объекта определяют:

$$P = \frac{P_B}{\Phi_0 + C_0} \cdot 100, \% \quad (8.11)$$

где  $\Phi_0$  - среднегодовая стоимость основных производственных фондов, тыс. руб.;  $C_0$  - среднегодовая стоимость нормируемых оборотных средств, тыс.руб.

$$P_{П} = \frac{3827,58}{8704,28 + 740,86} \cdot 100 = 37\%$$

Показатель фондоотдачи определяют:

$$f = \frac{A_y \cdot C}{\Phi_0} \quad (8.12)$$

$$f = \frac{15 \cdot 450}{8704,28} = 0,8 \text{ руб./руб.}$$



## Заключение

В данном дипломном проекте рассмотрены изменения транспортной схемы размещения вскрышной породы в восточной части фронта горных пород в отвалы с применением плуга.

В горной части проекта произведены расчеты производственных процессов. Отражены все существующие на разрезе характеристики ведения работ. Описано современное состояние горных работ и структура комплексной механизации, способ и схема вскрытия месторождения.

В разделе карьерный транспорт обоснован комплекс железнодорожного вскрышного транспорта на основании тягового и эксплуатационного расчетов. Рациональный вид транспорта и границы его применения в карьере определяются условиями разработки. От вида транспорта зависят способ вскрытия и параметры вскрывающих выработок

В специальной части проекта рассмотрен вопрос отвалообразования восточной части фронта разреза. Достоинством плужного отвалообразования является использование недорогого и простого в управлении оборудования, обеспечивающего быструю разгрузку составов

В проекте рассмотрены вопросы охраны недр, восстановления земель, охраны окружающей среды, безопасности жизнедеятельности в чрезвычайной ситуации.

В экономической части произведен анализ хозяйственной деятельности предприятия, расчет себестоимости добычи угля и основных технико-экономических показателей проекта. Выполнен расчет экономической эффективности согласно специальной части дипломного проекта.

Чистый дисконтированный доход по проекту составляет 1 533 027,42 млн. руб., себестоимость добычи по проекту составила 230,83руб/т, себестоимость вскрыши 101,74руб/м<sup>3</sup>.

					ДП- 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		144

## Список использованных источников

1. Материалы преддипломной практики, 2016г.
2. Хохряков, В.С. Проектирование карьеров: Учебник для вузов. – М.:Недра, 1980.-336 с.
3. Открытые горные работы: Справочник /К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е.Виницкий, Н.Н.Мельников и др.–М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
4. Мельников, Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. – М.: Недра, 1982.-414С.
5. Арсентьев, А.И. Вскрытие и система разработки карьерных полей. М.:Недра, 1981 .-278 с.
6. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах.- М.: Недра, 1982.- 405 с.
7. Синьчковский, В.Н, Ромашкин, Ю. В. Практикум по курсу «Процессы открытых горных работ»: Учебное издание. - Красноярск.: ГУЦМиЗ, 2006.- 156с.
8. Ржевский,В.В., Открытые горные работы. Ч.1. Производственные процессы: Учеб для ВУЗов.- 4-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 509с.
9. Ржевский,В.В.,Открытые горные работы. Ч.2. Технология и комплексная механизация: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1985.- 549 с.
10. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. ПБ 03-498-02. Серия 3. Вып.22 /Колл.авт.–М.: ГУП НТЦ «Промышленная безопасность Госгортехнадзора России», 2003.-152 с.
11. Безопасность при взрывных работах: Сб.документов. Серия 13. Вып.1 /Колл.авт.–М.: ГУП НТЦ «Промышленная безопасность Госгортехнадзора России», 2002.-248 с.
12. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (Пб 619-03). Серия 05. Выпуск 3 / Колл. Авт. – м.: Государственное унитарное предприятие "Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России", 2003.-144с.
13. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации. Серия 13.Вып.2/Колл.авт.–М.: ГУП НТЦ «Промышленная безопасность Госгортехнадзора России», 2002.-80 с.
14. Инструкция по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов взрывчатых веществ на земной поверхности и в подземных выработках РД 13-522-02. Серия 13. Вып.3. /Колл.авт.–М.: ГУП НТЦ «Промышленная безопасность Госгортехнадзора России», 2003.-48 с.
15. Горно-инженерная графика, /ред. Г.Г.Ломоносов. - М.: Недра, 1976.-265с.
16. Справочник по буровзрывным работам /М.Ф. Друкованный, Л.В.Дубнов, Э.О.Миндели, К.И.Иванов и др.–М.: Недра, 1976. – 631 с.Ю.И.Анистратов Технологические процессы открытых горных работ. Учебник для Вузов. – М.: Недра, 1995. – 351 с.

					ДП– 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		145



33. Миронова, Л.В., Косарев, В.В. Отчет о разведке участка «Бородинский» Бородинского месторождения бурого угля . Красноярск-природоресурс, Красноярск, 2001г., 180с

34. Череповский, В.Ф. Угольная база России Т. III Угольные бассейны и месторождения Восточной Сибири. ООО Геоинформцентр М.: 2002, 217-227с

35. Задорожен С.В., Агафонов В.И., Рассказов С.Н. Отчет о геологических изучениях свойств буроугольных углей Ирша-Бородинского месторождения в полях разреза Бородинский, СибВТИ, 2015г., 255с.(фондовая )

36. Утяшев Г.М., Ходаковский Ф.Н. Результаты геолого-разведочных работ на Бородинском буроугольном месторождении. Красноярская геологоразведочная экспедиция, Красноярск, 1988г., 156с. (фондовая)

37. Миронова Л.В., Косарев В.В. Отчет о разведке участка «Бородинский» Бородинского месторождения бурого угля . Красноярск-природоресурс, 2015г., 180с. (фондовая)

38. Протодяконов М.М. Свойства горных пород и методы их определения. – М.: Недра, 1969г., с.103-118. (опубликованная)

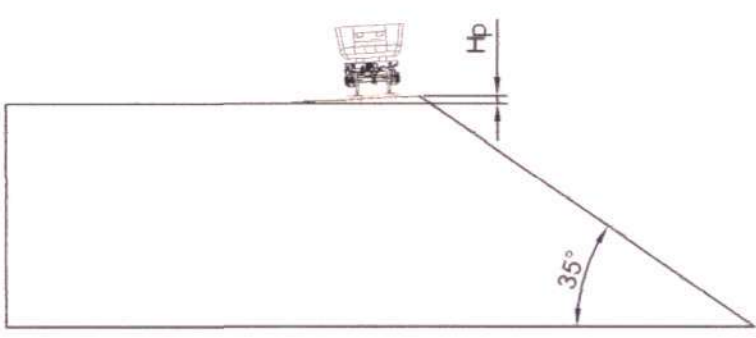
39. Череповский В.Ф. Угольная база России Т. III Угольные бассейны и месторождения Восточной Сибири. ООО Геоинформцентр М.: 2002г., с.217-227. (опубликованная)

					ДП– 130403.65 -2016 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		147

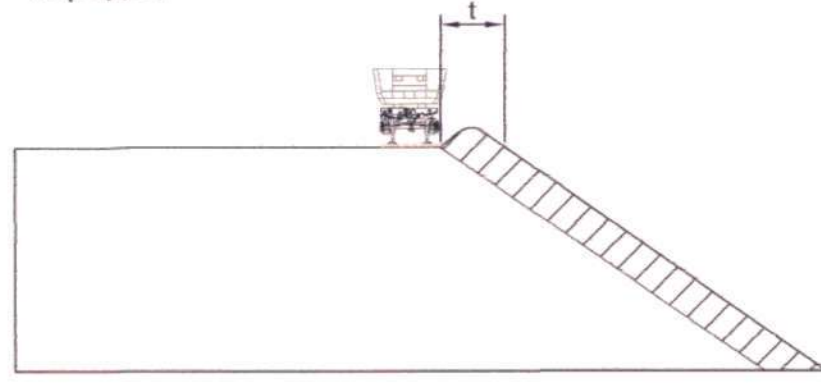


# Технология плужного отвалообразования

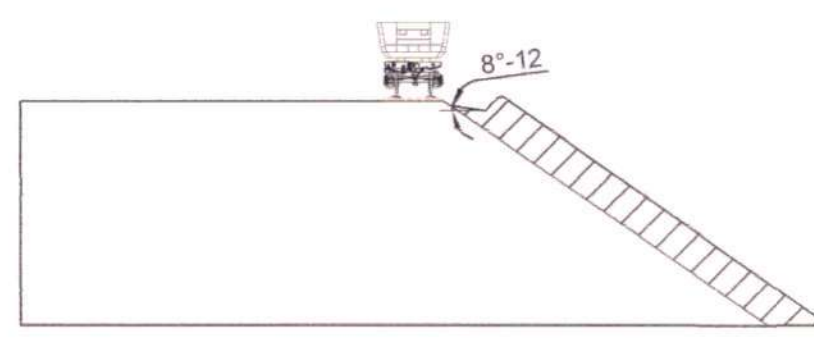
А. подготовленный к приему породы отвал;



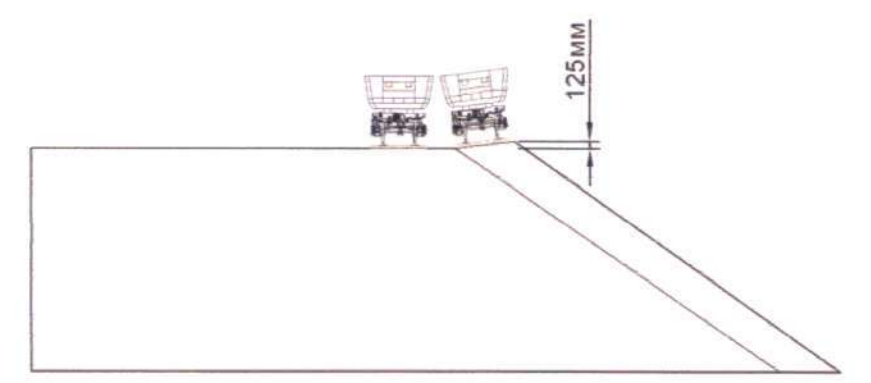
Б. отвал после первой выгрузки породы;



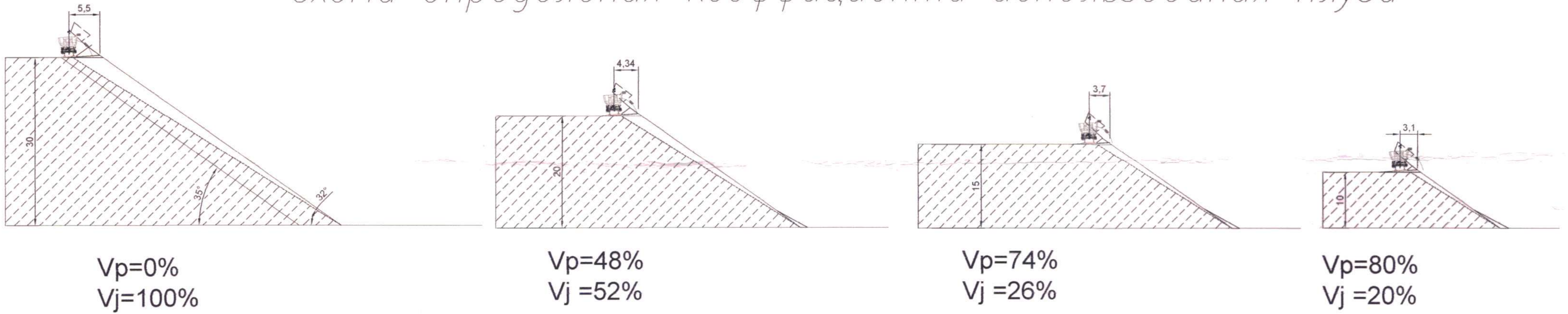
В. отвал после профилирования плугом;



Г. передвижка пути в новое положение.



## Схема определения коэффициента использования плуга



где,  $V_p$  - объем породы разгружаемой под уступ;  
 $V_j$  - объем оставшейся породы на уступе.

График определения коэффициента использования плуга в зависимости от высоты уступа.

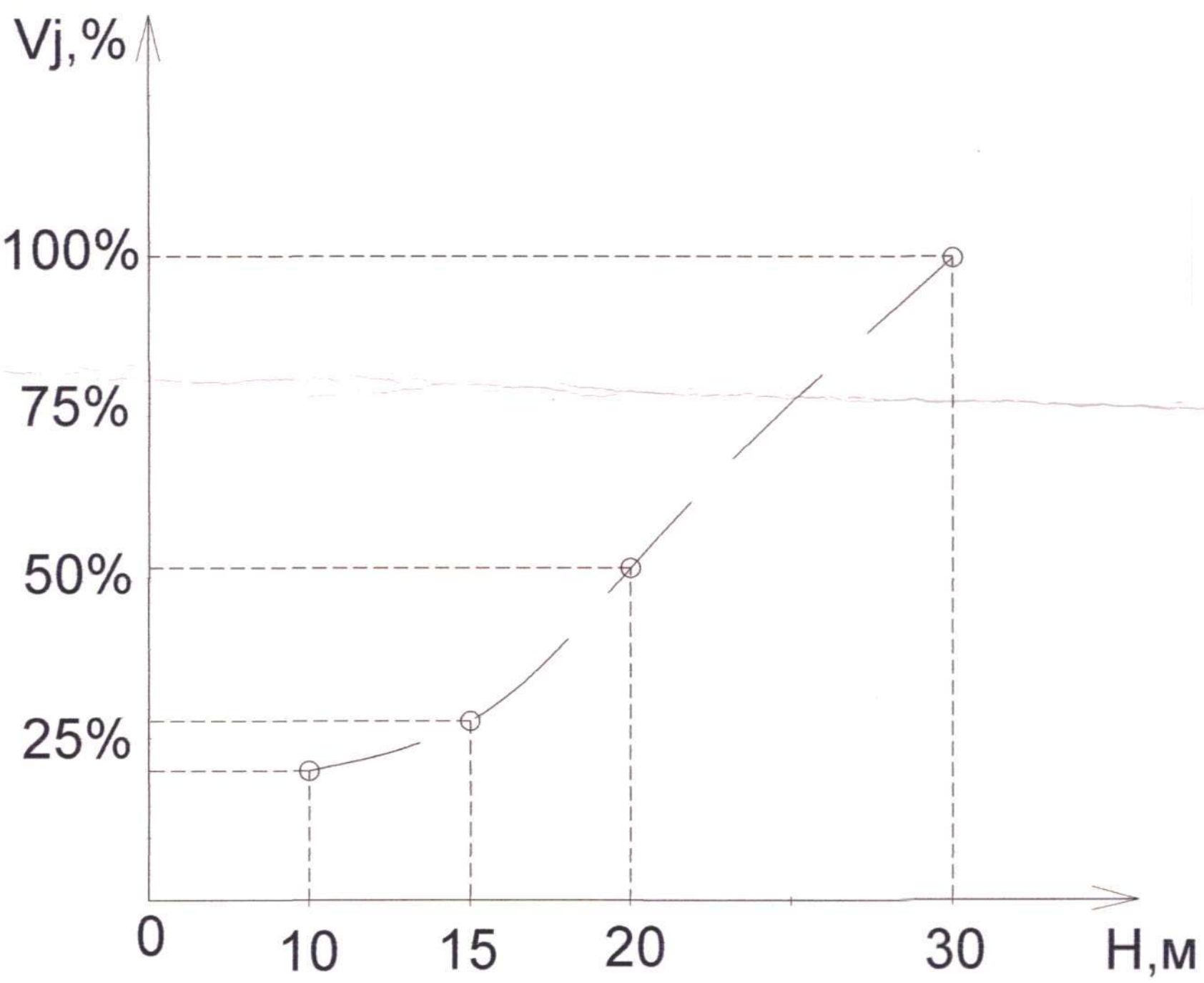
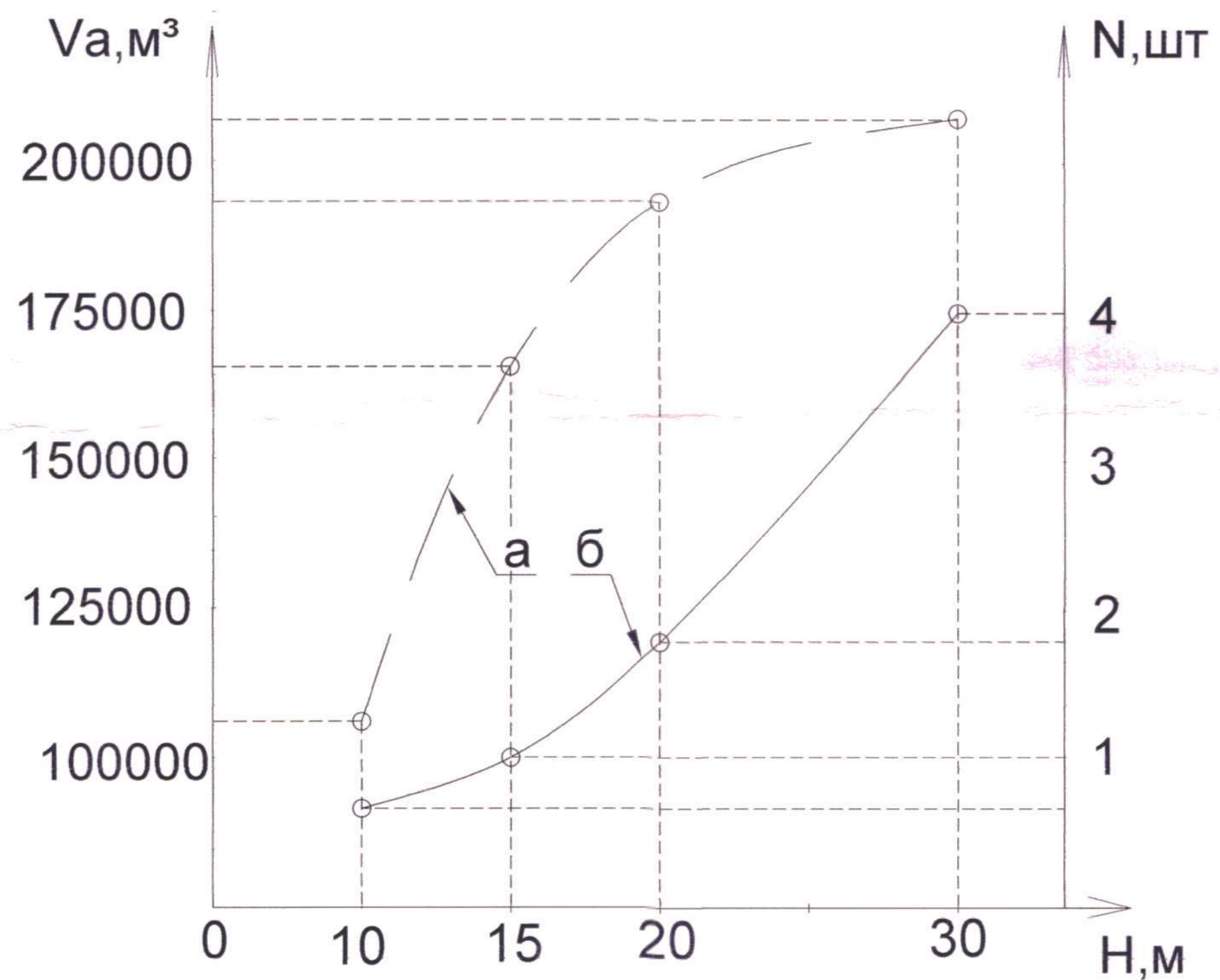
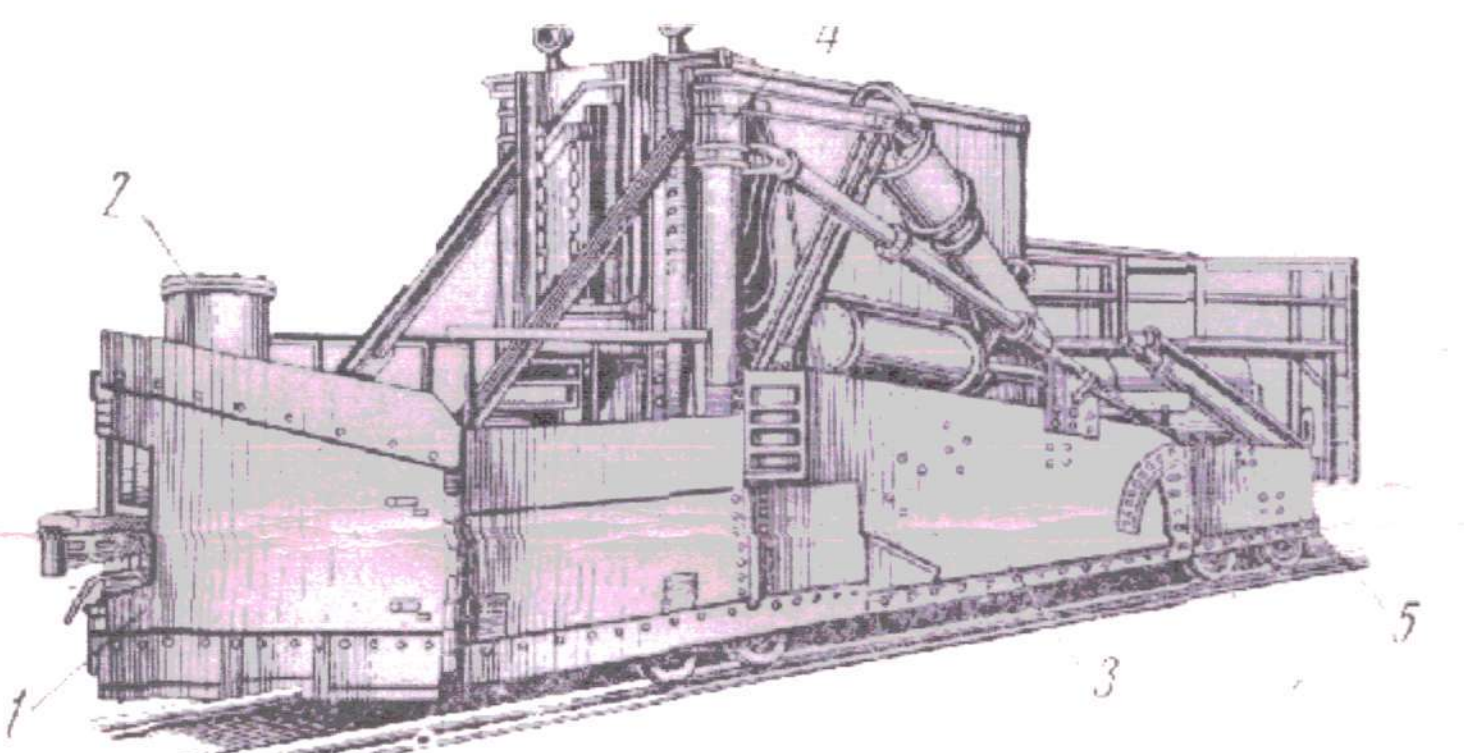
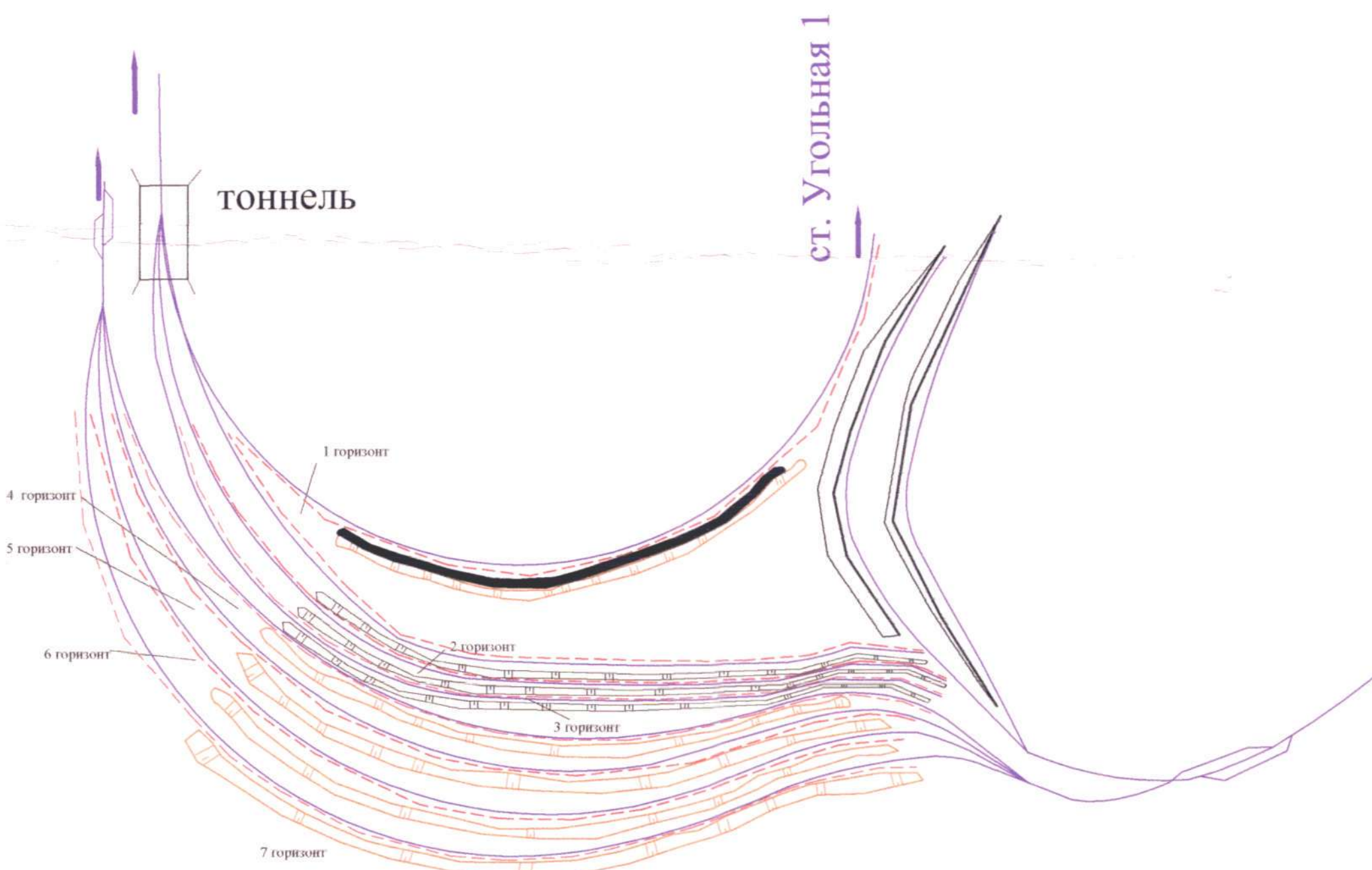


График приемной способности отвального тупика (а) и количество плугов (б) в зависимости от высоты уступа.



## Техническая характеристика МОП-1

Схема путей железнодорожного транспорта на 2022г.



1. Носовые листы; 2. Цилиндр; 3. Главные лемехи; 4. Стойки; 5. Откосный лемех

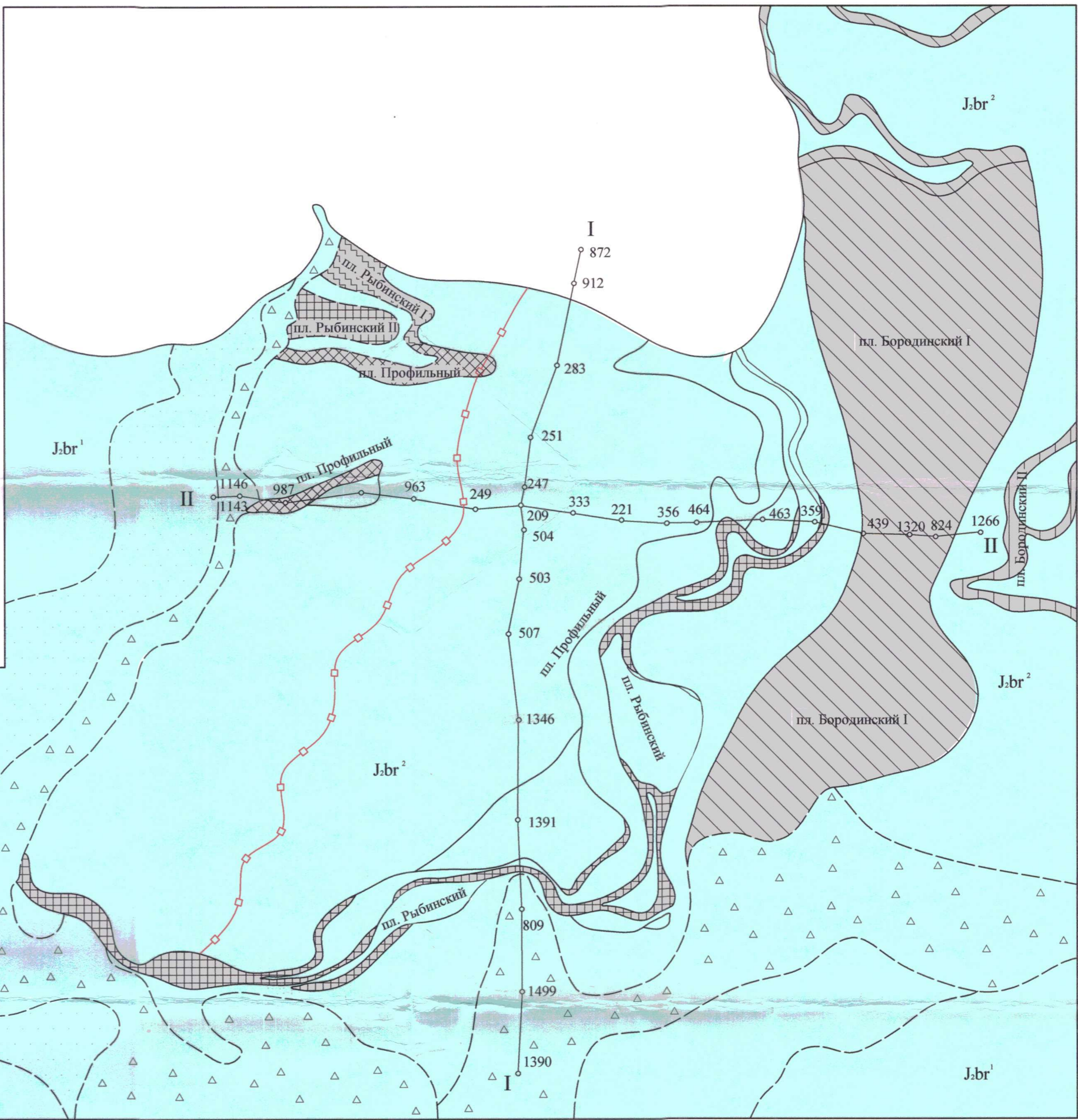
Вылет главного лемеха при угле раскрытия 45° от пути, мм - 7500  
 Масса плуга, т - 60  
 Габариты, мм  
 длина - 16320  
 ширина - 3100  
 высота - 5060  
 Управление - Сжатым воздухом  
 Род тяги - Локомотив  
 Тяговое усилие, кН - 160  
 Рабочая скорость, км/ч - 6-10

ДП.130403.65-2016С4				Группа	Масштаб
Должн.	Фамилия	Подп.	Дата	Разработка Бородинского буроугольного месторождения открытым способом	3Г-10-02 1:500
Разраб.	Ткаченко С.В.		12.01.22		
Провер.	Кагеров М.Ю.		12.01.22		
Т.контр.	Кагеров М.Ю.		12.01.22		
Н.контр.	Кагеров М.Ю.		12.01.22		
Утверд.	Косолапов А.И.		12.01.22	Специальная часть	Кафедра ОГР

# Стратиграфическая КОЛОНКА

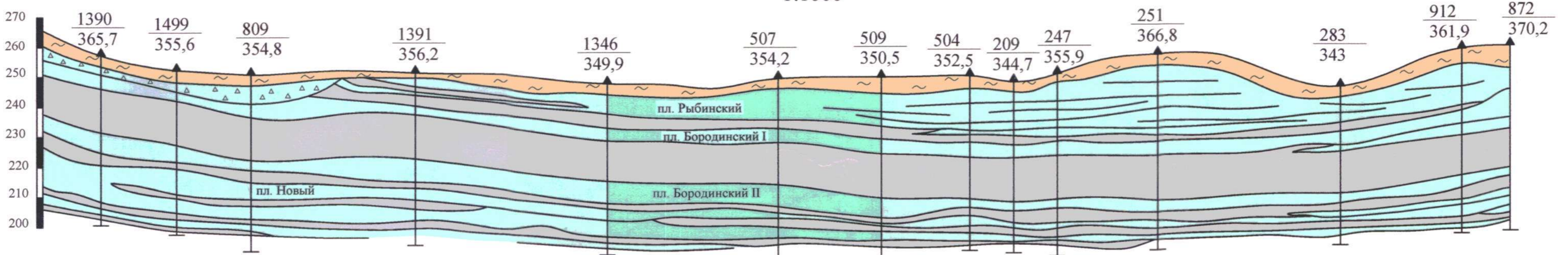
Масштаб 1:2000

Система	Отдел	Свита	Подсвита	Литологическая колонка	Пласт	Мощность пласта	Мощность свиты
Юрская-Ј	Средний-Ј <sub>2</sub>	Бородинская Ј <sub>2</sub> br	Верхняя	[Горизонтальная линия]	Прифильный	0,3-2,0	95-170
					Рыбинский I	0,8-2,5	
					Рыбинский II	1,5-0,9	
			Нижняя	Бородинский	2,2-5,3		
				Бородинский I	2-11		
				Новый	0,1-1		
	Камалинская Ј <sub>2</sub> ep	Верхняя	[Горизонтальная линия]	Новый	0,1-1	130-220	
		Нижняя					
	Нижний-Ј <sub>1</sub>	Переславская Ј <sub>1</sub> ps	Верхняя	[Горизонтальная линия]		40-90	
			Нижняя				



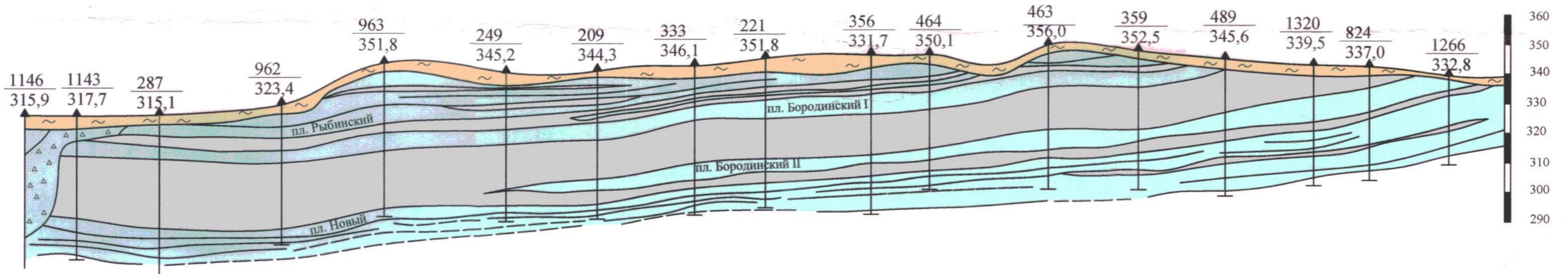
## Разрез по линии I - I

Масштаб 1:34000  
1:1000



## Разрез по линии II - II

Масштаб 1:34000  
1:1000



## Условные обозначения

Ј <sub>2</sub> br <sup>1</sup> Безугольный горизонт	Алевролит	Уголь	A+B+C <sub>1</sub> пл.Бородинский I
Ј <sub>2</sub> br <sup>2</sup> Угленосный горизонт	Обожженные породы	A+B+C <sub>1</sub> пл.Профильный	A+B+C <sub>1</sub> пл.Бородинский II
Суглинок	Аргиллит	A+B+C <sub>1</sub> пл.Рыбинский I	
Песчаник	Линия расщепления пласта	A+B+C <sub>1</sub> пл.Рыбинский II	

СФУ ИГДГГ ДП 130403.65-17395ГК				Группа	Масштаб				
Долж.	Фамилия	Подп.	Дата	Разработка Бородинского бурового месторождения открытым способом	3Г-10-02 Лист 1 Листов 6				
Разроб.	Ткаченко С.В.	[Подпись]	17.08.16						
Пробер.	Пруская С.Н.	[Подпись]	17.08.16						
Т.контр.	Каверов М.Ю.	[Подпись]	17.08.16						
Консул.	Пруская С.Н.	[Подпись]	17.08.16						
Н.контр.	Каверов М.Ю.	[Подпись]	17.08.16	Утверд.	Косолапов А.И.	[Подпись]	17.08.16	Геологическая карта	Кафедра ОГР





# Добычные работы

Схема работы экскаватора ЭРП-2500

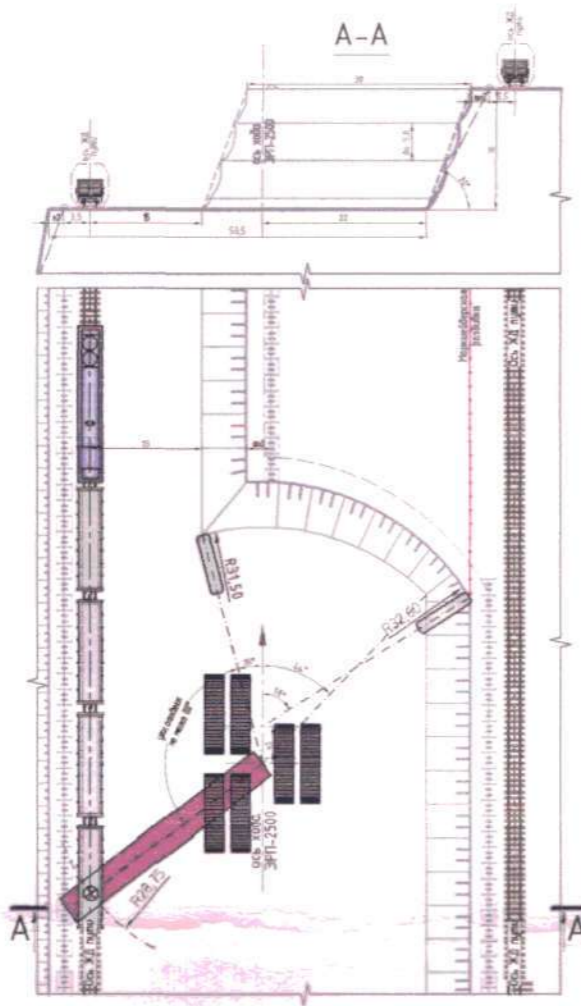


Схема работы экскаватора ЭРП-2500

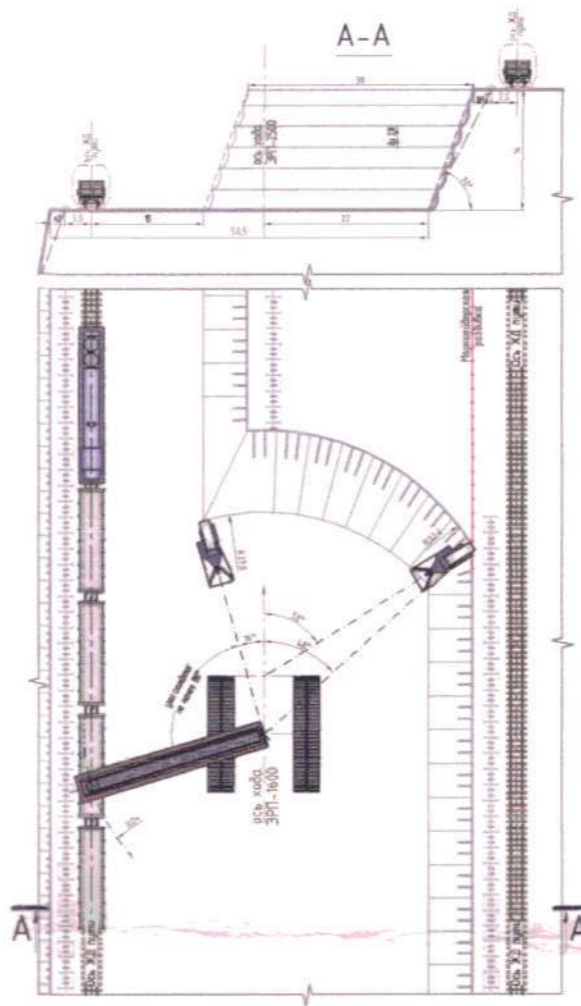


Схема работы экскаватора ЭР-1250

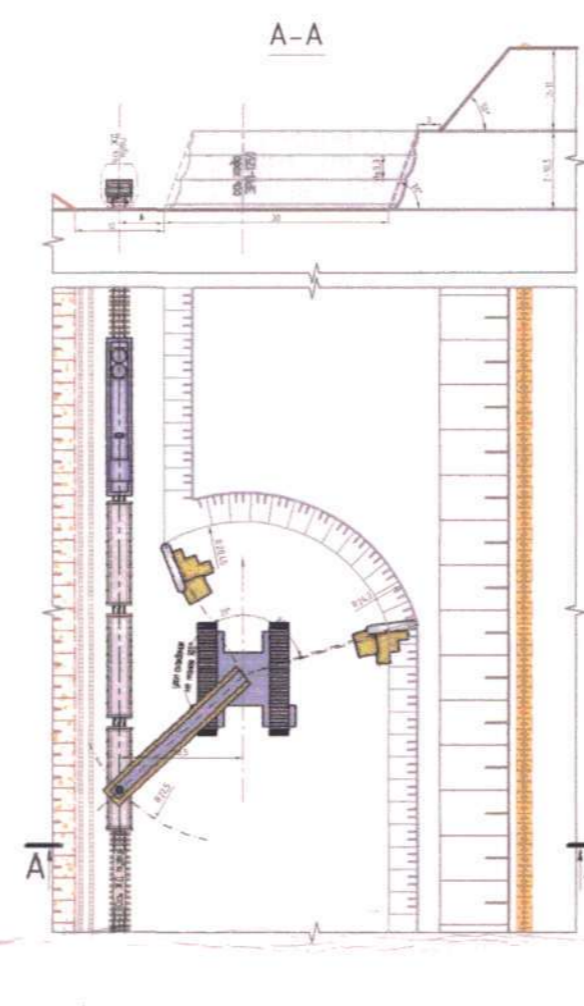
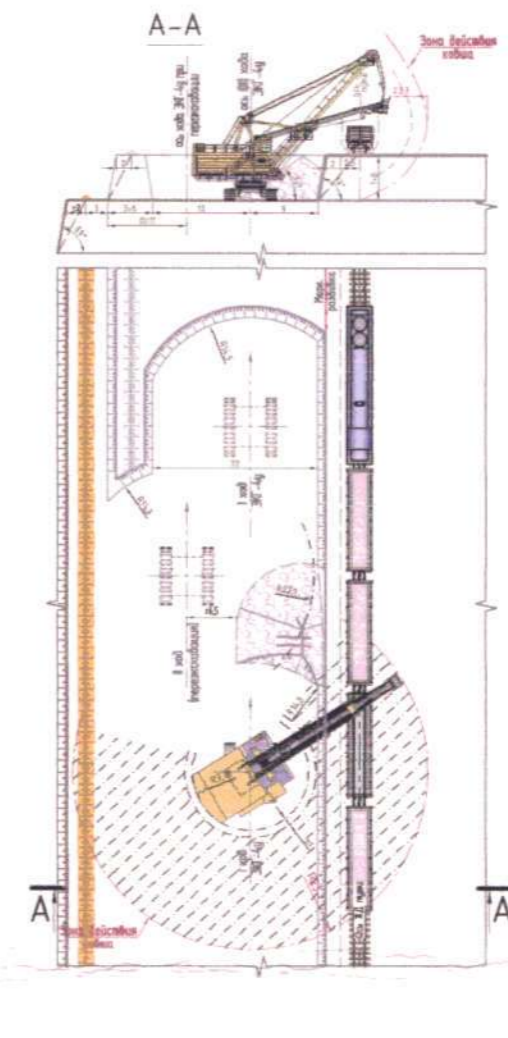


Схема работы экскаватора ЭКГ-4ч



# Вскрышные работы

Схема работы экскаватора ЭКГ-12,5 (ЭКГ-15) без БВР

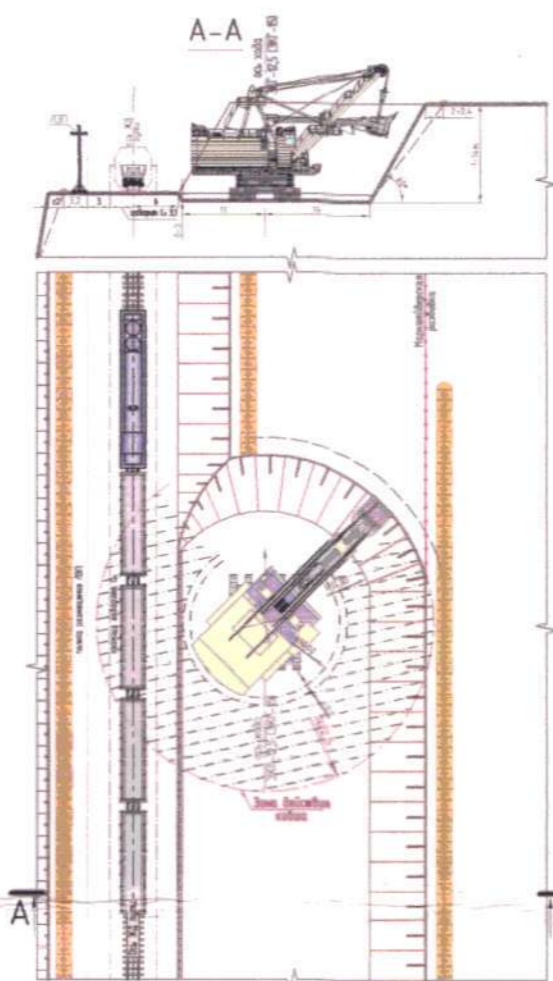


Схема работы экскаватора ЭКГ-8чс без БВР

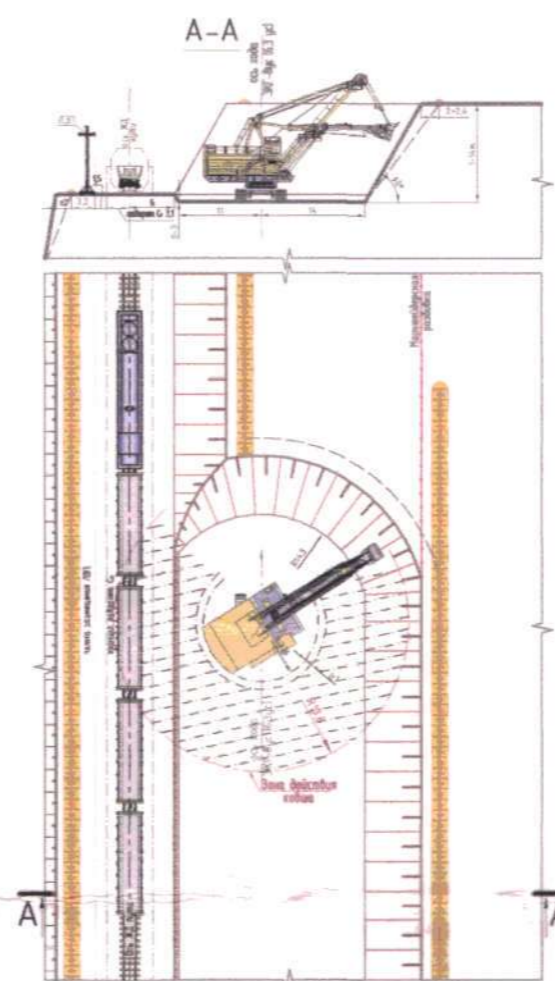
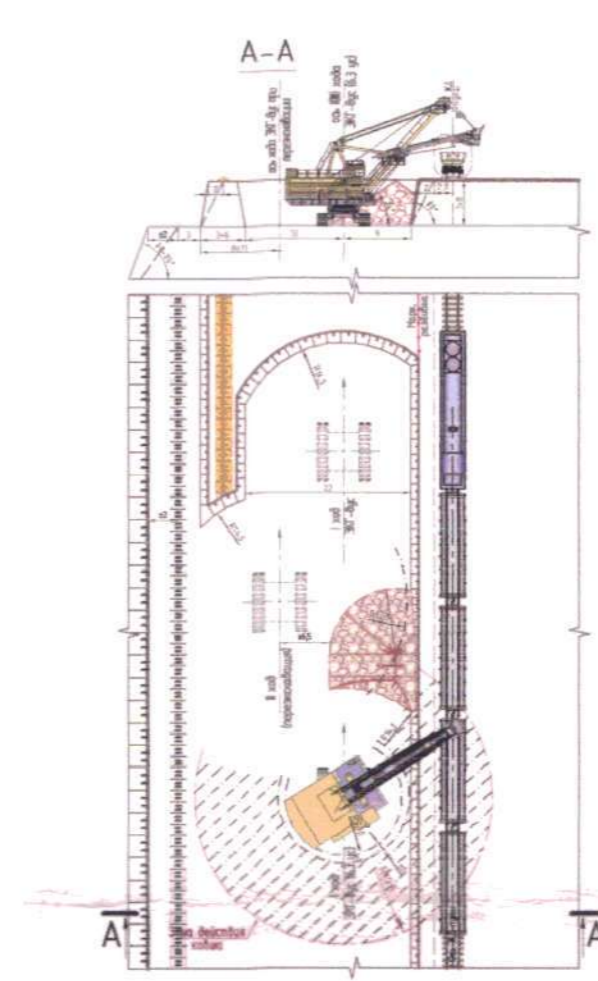
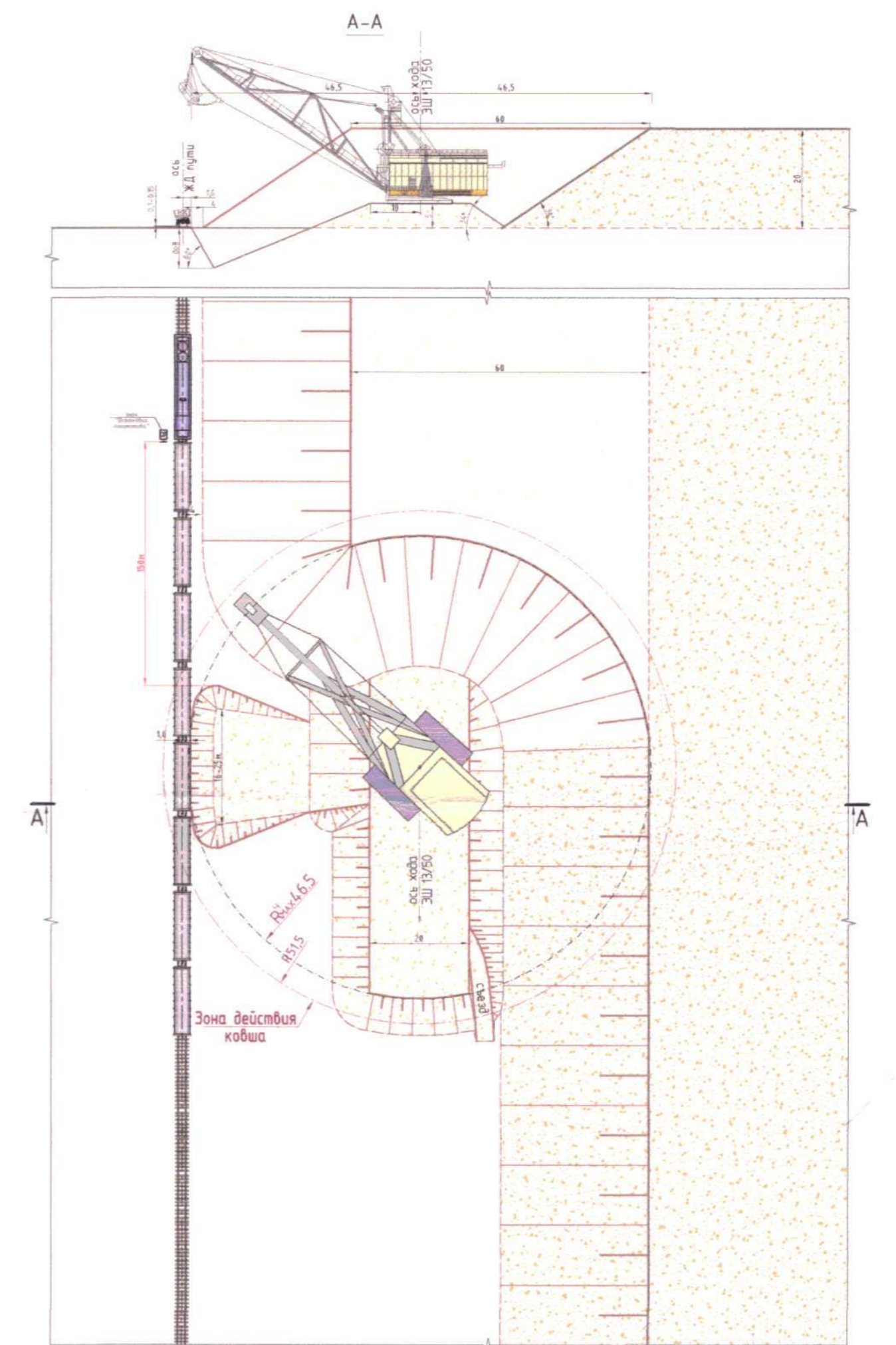
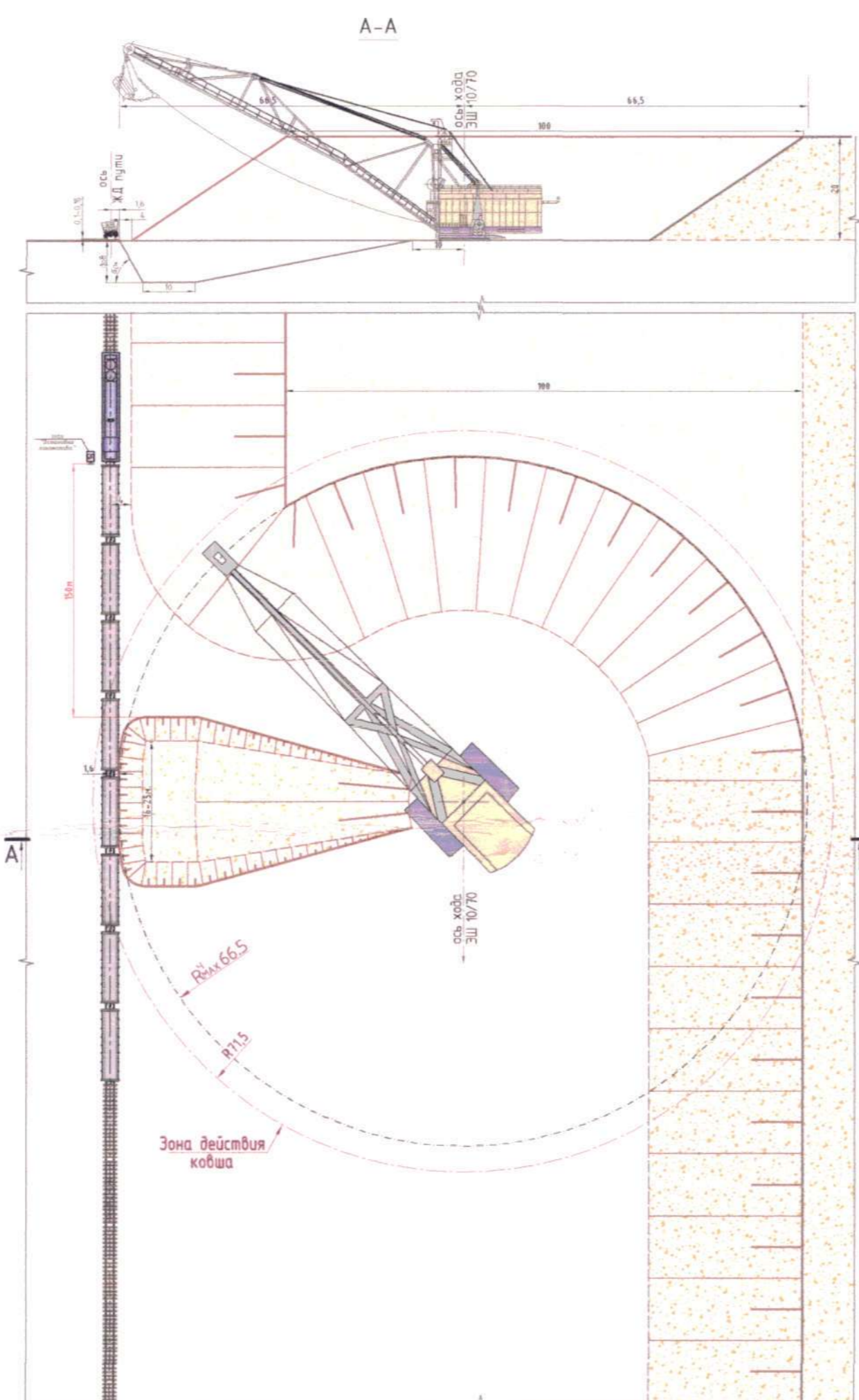
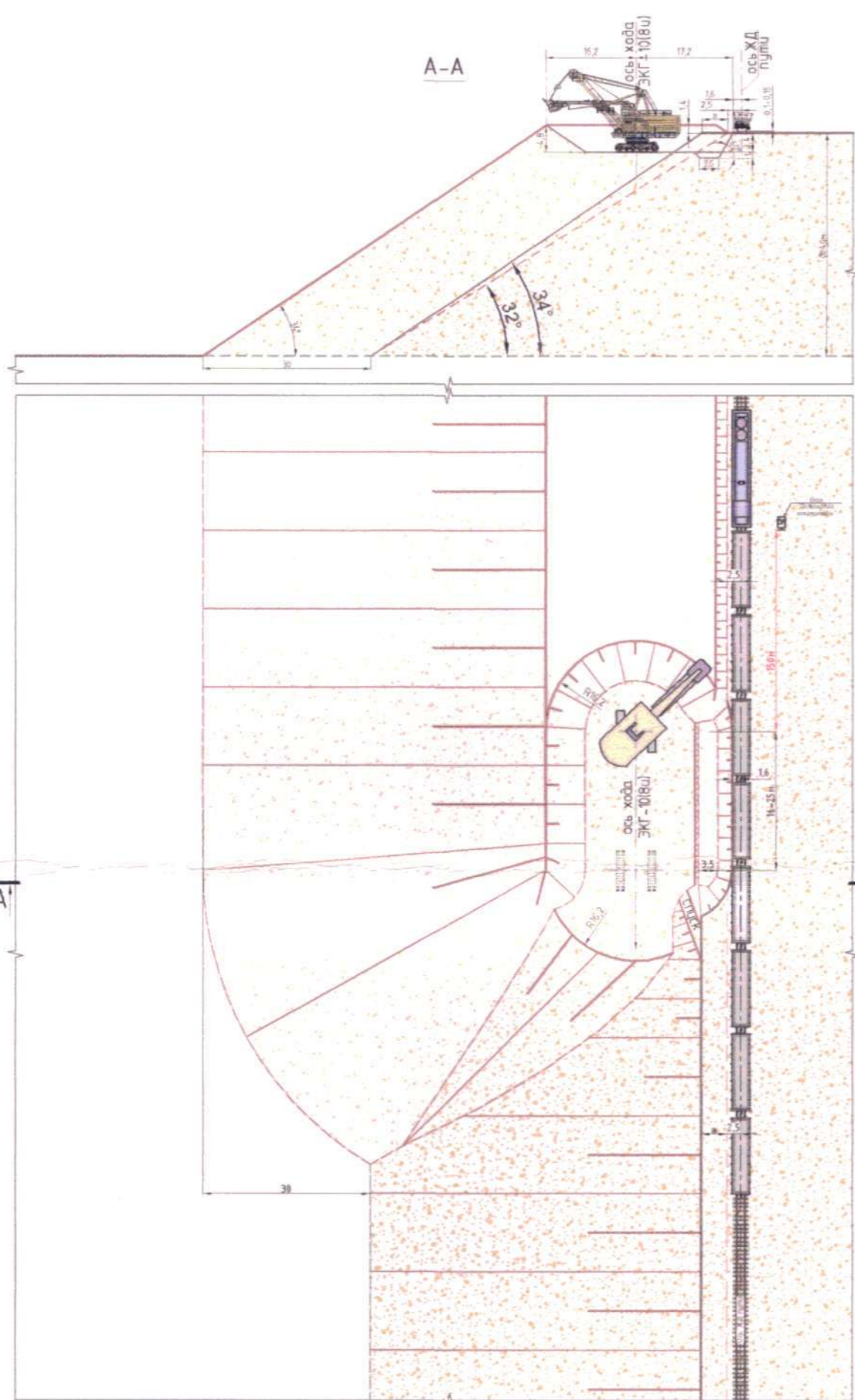


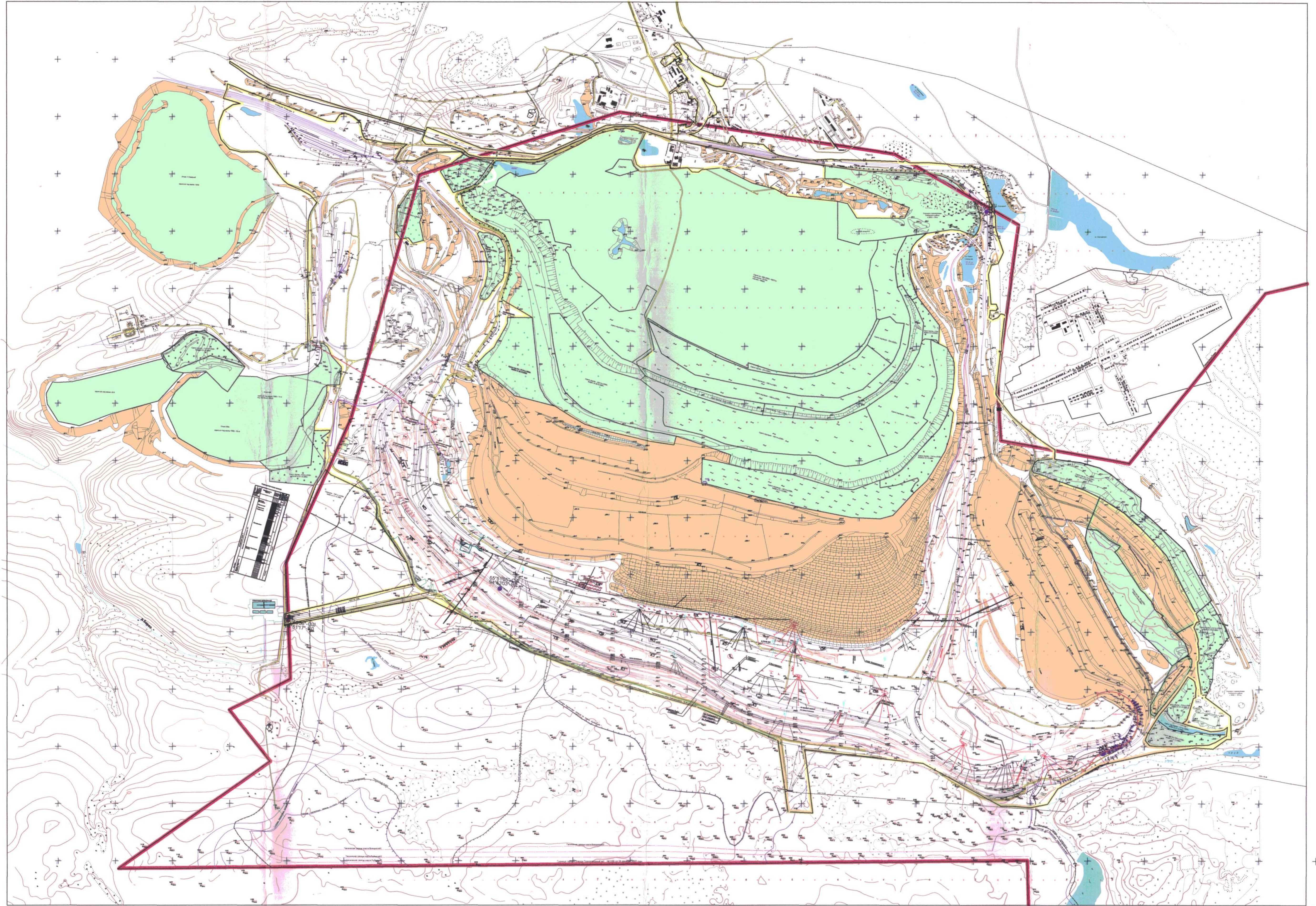
Схема работы экскаватора ЭКГ-8чс зачистка



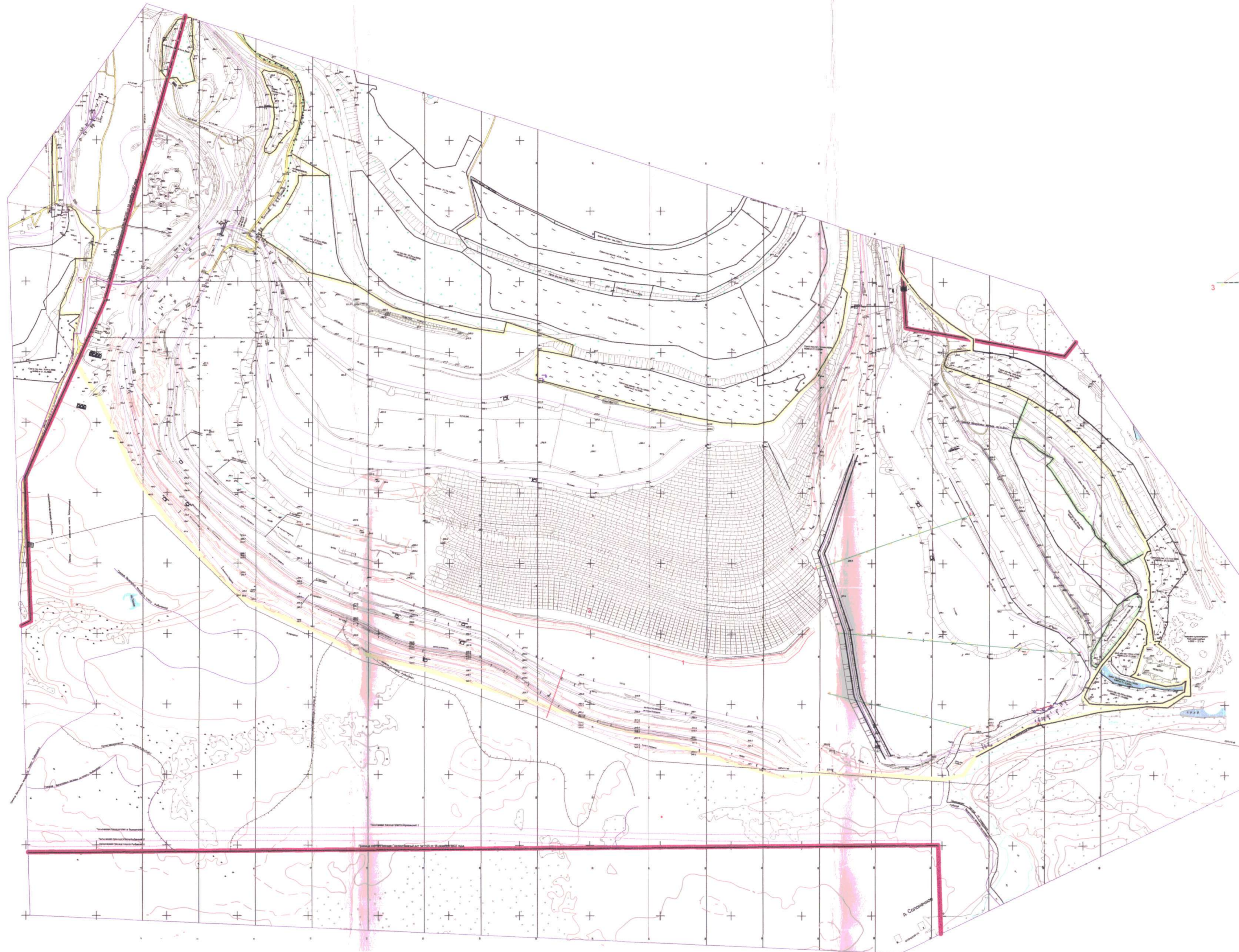
# Отвалообразование



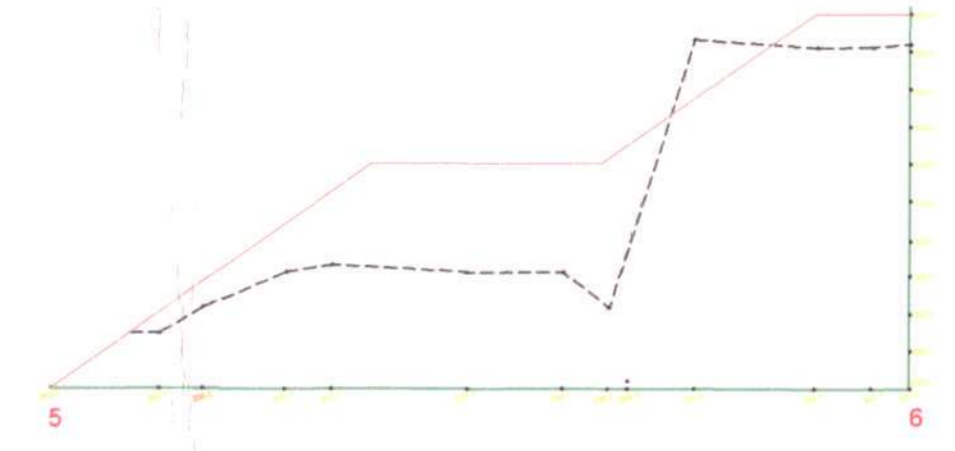
Должн.	Фамилия	Подп.	Дата	СФУ ИГДГГ 1304.03.65-17395.ТС-2016	
Разраб.	Ткаченко СЛ	<i>[Signature]</i>	17.05.16	Разработка Бардинского визуального представления открытым способом	Группа
Провер.	Кадыров МД	<i>[Signature]</i>	17.05.16		ЭКГ-10-02
Техник.	Кадыров МД	<i>[Signature]</i>	17.05.16		125000
Контр.	Кадыров МД	<i>[Signature]</i>	17.05.16		Лист 1
Исполн.	Кадыров МД	<i>[Signature]</i>	17.05.16		Листов 1
Утверд.	Касатков АИ	<i>[Signature]</i>	17.05.16	Технологические схемы	Кафедра ОПР



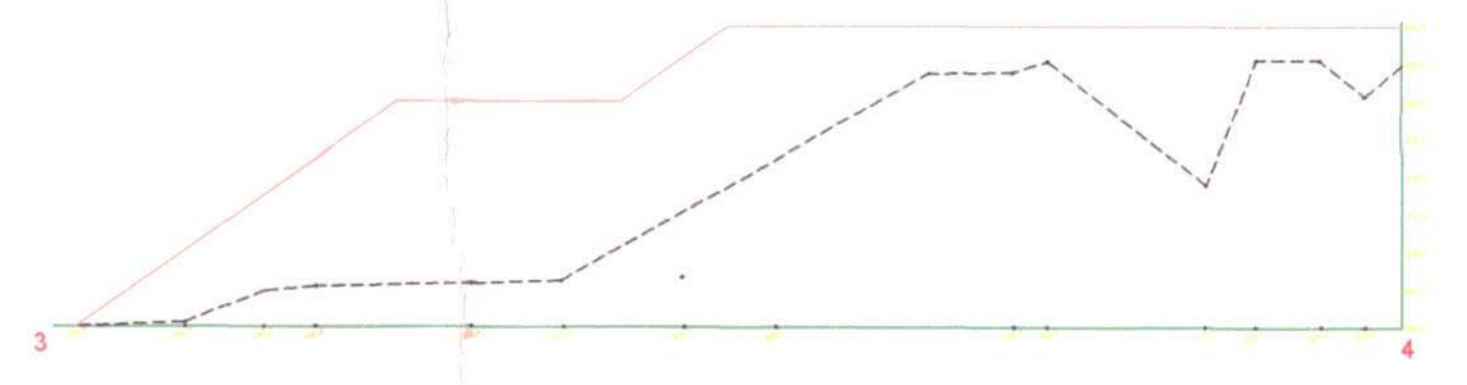
				ДП.130403.65-2016П			
Должн.	Фамилия	Подп.	Дата	Разработка Бородинского буровального месторождения открытым способом  Генеральный план	Группа	Масштаб	
Разраб.	Ткаченко С.В.	<i>[Signature]</i>	12.05.16		ЭГО-10-02	Лист	Листов
Провер.	Каверов М.Ю.	<i>[Signature]</i>	16.05.16				
Т.контр.	Каверов М.Ю.	<i>[Signature]</i>	16.05.16				
Консул.	Каверов М.Ю.	<i>[Signature]</i>	16.05.16				
Н.контр.	Каверов М.Ю.	<i>[Signature]</i>	16.05.16				
Утверд.	Косолапов А.И.	<i>[Signature]</i>	17.06.16			Кафедра ОГР	



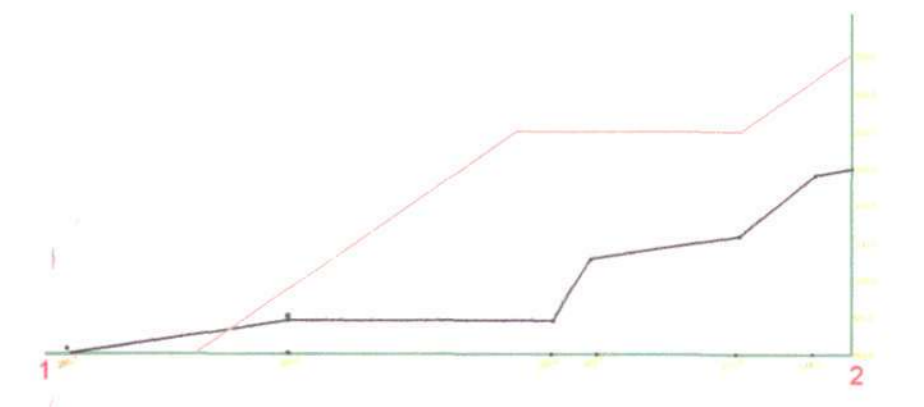
Разрез по линии 5-6  
Масштаб 1:30



Разрез по линии 3-4  
Масштаб 1:30



Разрез по линии 1-2  
Масштаб 1:30



ДП.130403.65-2016ПР				Группа	Масштаб
Должн.	Фамилия	Подпись	Дата	ЗГТ 10-02	1:5000 1:30
Разраб.	Ткаченко С.В.	<i>[Signature]</i>	12.06.16		
Провер.	Кадеров М.Ю.	<i>[Signature]</i>	11.06.16		
Консулт.	Кадеров М.Ю.	<i>[Signature]</i>	11.06.16		
Н. Контр.	Кадеров М.Ю.	<i>[Signature]</i>	11.06.16		
Г. Контр.	Кадеров М.Ю.	<i>[Signature]</i>	11.06.16	Лист	Листов
Утвердил	Косойлов А.И.	<i>[Signature]</i>	17.06.16	План горных работ на 2022г.	
				Кафедра-ОГР	