

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И.Сатпаева

Горно-металлургический институт им. О.А.Байконурова

Кафедра «Горное дело»

Джанбасарова Асель Бактжановна

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К дипломному проекту

На тему : «Технико-экономические обоснования разработки месторождения
Кок-Жон участка Кесик-Тобе»

Специальность 5В070700 – «Горное дело»

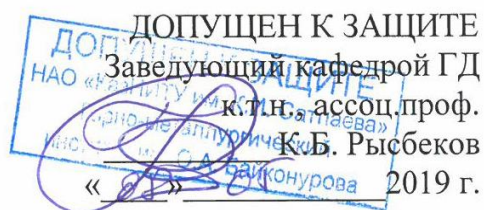
Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

Кафедра «Горное дело»



ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: «Технико-экономические обоснования разработки месторождения
Кок-Жон участка»

по специальности 5В070700 – «Горное дело»

Выполнила

Джанбасарова А.Б.

Научный руководитель:

к.т.н., лектор

Калиева А.П.

«15» мая 2019 г.

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова
Кафедра «Горное дело» (5B070700)



УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой
К.Б. Рысбеков
2019 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающейся Джанбасаровой Асель Бактжановне

Тема : «Технико-экономические обоснования разработки участка Кесек-Тобе месторождения Кок-Жон»

Утверждена приказом Ректора Университета №1113-б от «08» октября 2018г.

Срок сдачи законченной работы «15» мая 2019г.

Исходные данные к проекту Геологическая характеристика, месторождения, геологическая карта,

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов или краткое содержание дипломной работы:

а) Геологическая часть; б) Горная часть; в) Экономическая часть;

Рекомендуемая основная литература список литературы дипломного проекта состоит из 6 источников:

1 Трубецкой К.Н., Краснянский В.В., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров. Учебник. М.: Недра, 2009. – 694 с.

2 Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. Алматы: НИЦ «Ғылым», 2003. – 328 с.

3 Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч.1 и 2. – М.: Недра, 1985. – 549 с.

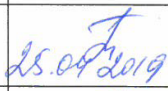
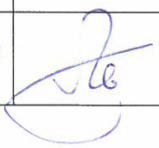
ГРАФИК

подготовки дипломной работы (проекта)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Горно-геологическая Характеристика месторождения	05.04	
Горная часть	13.04	
Экономическая часть	23.04	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу (проект)
с указанием относящихся к ним разделов работы (проекта)

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Горно-геологическая Характеристика месторождения	к.т.н., Калиева А.П.	25.04.2019 	
Горная часть	к.т.н., Калиева А.П.	25.04.2019 	
Экономическая часть	к.т.н., Калиева А.П.	25.04.2019 	
Нормоконтролер	к.т.н., Абен Е.Х.	25.04.2019 	

Научный руководитель



Калиева А.П.

Задание принял к исполнению обучающийся

Джанбасарова А.Б.

15 мая 2019 г.

АНДАТПА

Дипломдық жобаның тапсырмасына сәйкес Кесек – төбе учаскесінің Көк – Джон кен орнының техникалық – экономикалық негіздемесі қарастырылады . Жобада кен орны туралы мәліметтер және тау жыныстарының геологиялық сипаттамалары берілген. Ашық тау-кен жұмыстарында қолданылатын көліктің негізгі түрлеріне талдау жүргізілді, олар : экскаватор (ЭКГ-8И), автосамосвал (БелАЗ – 75091, САТ-D9R). Олардың технологиялық параметрлері қарастырылды, сондай-ақ экономика тұрғысынан рентабельділік қарастырылды. Дипломдық жобаға түсіндірме жазба 27 беттен, 11 кестеден, 2 суреттен және пайдаланылған әдебиеттерден тұрады.

АННОТАЦИЯ

В соответствии с заданием дипломного проекта рассматривается технико – экономическое обоснование месторождения Кок – Джон участка Кесек – Тобе.

В проекте представлены сведения о месторождении и геологические характеристики горных пород. Проведен анализ основных видов транспорта, применяемые на открытых горных работах, такие как : экскаватор (ЭКГ-8И), автосамосвала (БелАЗ-75091, САТ – D9R). Рассмотрены их технологические параметры, и также была рассмотрена рентабельность с точки зрения экономики.

Пояснительная записка к дипломному проекту состоит из 27 страниц, 11 таблиц, 2 рисунков и использованной литературы.

ANNOTATION

In accordance with the task of the diploma project, a feasibility study of the Kok – John field of the Kesek – Tobe section is considered . The project presents information about the Deposit and geological characteristics of rocks. The analysis of the main types of transport used in open-pit mining, such as : excavator (ECG-8I), dump truck (BelAZ-75091, CAT – D9R). Their technological parameters were considered, and profitability from the point of view of economy was also considered. Explanatory note to the diploma project consists of 27 pages, 11 tables, 2 figures and literature.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ

1 ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОПИСАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ	10
1.2 Геологическое строение месторождения.....	19
1.3. Запасы, утвержденные ГКЗ СССР	
2 ГОРНАЯ ЧАСТЬ	23
2.1 Схемы, принятые для комплексной механизации горных работ.....	23
2.2 Граничный коэффициент вскрыши.....	23
2.3 Определение конечных углов падения.....	24
2.4 Потери и разубоживание при разработке месторождения, календарный режим работы карьера	25
2.5 Определение параметров площадки, объем руды и пород	25
2.6 Определение производительности и срока службы карьера.....	27
2.7 Выбор системы разработки карьера и определение его элементов.....	29
2.8 Выбор типа эффективного экскаватора, используемого для выемочно-погрузочных работ	33
2.9 Выбор автосамосвала.....	36
3 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	37
3.1 Режим работы карьера.....	37
3.2 Численность рабочих и служащих. Производительность труда.....	37
3.3 Капитальные затраты на горные работы.....	38
3.4 Капитальные затраты на приобретение механического оборудования	39
3.5 Капитальные средства на амортизационные отчисления.....	39
3.6 Расчет себестоимости полезных ископаемых.....	40
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	

ВВЕДЕНИЕ

В условиях перехода к рыночным отношениям и недостатка денежных ресурсов незаменимым критерием отбора инвестиционных планов (проектов) считается их технико-экономическая оценка. В пояснительной записке экономическое обоснование инвестиционного проекта рассматривается применительно к добыче полезных ископаемых месторождения Кок-Джон участка Кесек-Тобе. Долговременные вложения, связанные с созданием новых предприятий, считается компетентным, в случае если по истечении конкретного срока они в полном размере возмещаются и приносят дальнейшую прибыль. Следовательно, для оценки экономической эффективности инвестиционных проектов надо рассчитать расходы и итоги, учитывающие финансовые последствия осуществления проекта.

Главным преимуществом фосфорно-сырьевой базы на месторождении Кок-Джон:

- сравнительно высокая (21-25%) концентрация нужного компонента фосфора (P_2O_5) в исходной руде;
- большие запасы, сосредоточенные в основном на ряде крупнейших, в сотни миллионов тонн руды, месторождениях;
- расположение в близости от основных хлопкосеющих и свеклосеющих районов Казахстана и стран Центральной Азии, которые в свое время являются крупными потребителями фосфорных удобрений.

Представленная работа выполнена согласно с методическими рекомендациями по оценке технико-экономической эффективности. В рамках пояснительной записки к дипломному проекту не предоставляется возможность рассмотрения технико-экономического обоснования месторождения Кок-Джон участка Кесек-Тобе в полном объеме. Остались не раскрытыми вопросы такие, как характеристика рынка, прогноз сбыта продукции, конкурентоспособность на рынке и некоторые другие аспекты не были включены в состав дипломного проекта вследствие ограниченности объема дипломной работы. Техничко-экономическое обоснование участка Кесек-Тобе представлено двумя основными разделами:

1. Горная часть
2. Экономическая часть.

1 ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОПИСАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

1.1 Общие сведения

Фосфоритоносный бассейн Каратау расположен на участке хребта Малый Каратау, который является северо-восточной ветвью хребта Большой Каратау. Хребет Малый Каратау представлен чередованием низких гряд и хребтов, вытянутых в северо-западном направлении и отделенных друг от друга долинами. К северо-восточным бортам этих долин как правило приурочены месторождения фосфоритов.

Месторождение Кок-Джон имеет расстояние около 40 км и расположено в северо-западной части бассейна. Кок-Джон делится на 4 участка: Кесик-тобе, Кистас, Аткум и Аралтобе.

Участок Кесик-Тобе находится на территории Сарысуского района протяженностью участка - 12,5 км. и разведан единичными скважинами до глубины 850-900 м.

Наиближайшим крупным населенным пунктом участка месторождения является город Жанатас, который расположен в 20 км к северо-востоку от района работ. Участок Кесик-Тобе связан с городом Жанатас одноименной железнодорожной станцией, также сообщен с городом асфальтированной и железной дорогами. Железная дорога через город Тараз имеет выход к транспортным магистралям общесоюзного международного значения. Район не имеет своей топливно-энергетической базы, энергоснабжение осуществляется от Жамбылской ГРЭС, топливо и стройматериалы привозные. Питьеовое водоснабжение района осуществляется за счет месторождения подземных вод Беркуты и Кокбулак, техническое - с водохранилища Инталы. Тем не менее, район в настоящее время испытывает дефицит в хозяйственно-питьевой воде. Основными природными богатствами района являются фосфориты. В недрах бассейна Каратау сосредоточено около одной трети всех промышленных запасов фосфоритного сырья страны (разведанные запасы превышают 560 млн.т. P_2O_5 , а прогнозные ресурсы оцениваются в 3,5 млрд. т. P_2O_5 .)

Содержание полезного компонента в балансовых запасах составляет 21-26% P_2O_5 , что в 1,7 раза выше, чем в рудах месторождений других бассейнов.

Климат района резко континентальный с сухим жарким летом и холодной малоснежной зимой. Самыми знойными месяцами года являются июнь, июль, август (июль $+43^{\circ}C$), самыми холодными декабрь-февраль (январь $-38^{\circ}C$).

1.2 Геологическое строение месторождения

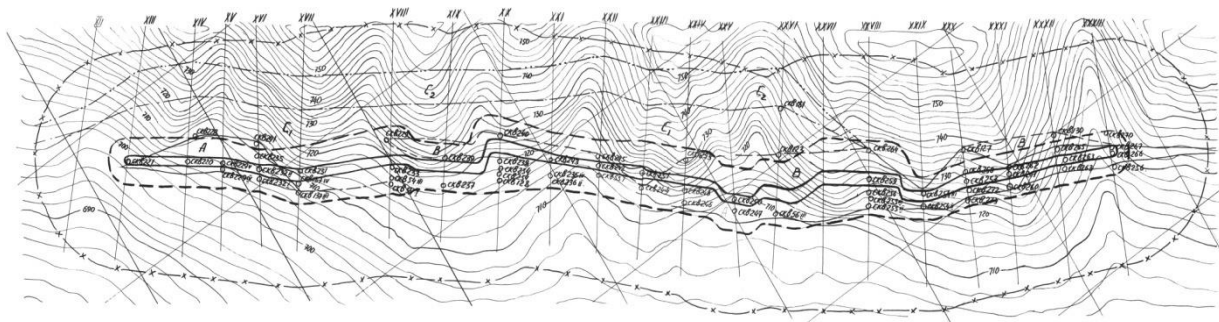
Разработка месторождений Каратауского бассейна имеет огромное народнохозяйственное значение как с позиции обеспечения потребностей страны в фосфатных удобрениях, так и с точки зрения более рационального распределения в стране добывающих и перерабатывающих мощностей.

Потребности в удобрениях распределены весьма неравномерно, основное количество фосфатных удобрений – 73% потребляет Европейская часть СНГ, 13% - Средняя Азия и Казахстан, 12% - Сибирь и Дальний Восток.

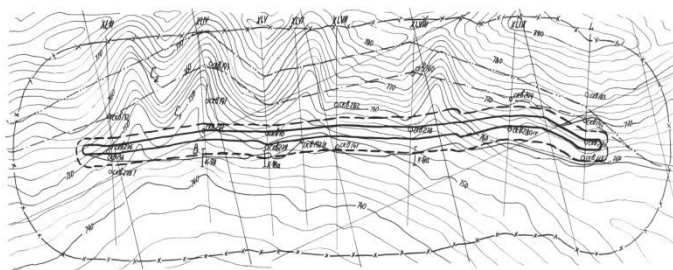
Для покрытия перспективных потребностей в фосфатном сырье, по мере затухания горных работ на карьере Кистас, предусматривается ввод в эксплуатацию участка Кесик-Тобе, месторождений Кок-Жон.

За счет вовлечения карьера Кесик-Тобе будет достигаться и сохранится проектная мощность месторождения Кок-Жон, добываться ежегодно 4750 тыс.т. фосфоритов.

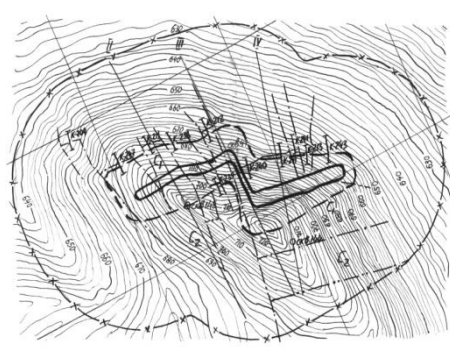
Участок Кесик-Тобе месторождения Кок-Жон разделен на 3 блока, ниже приводится характеристика фосфоритного пласта.



а- I блок участка карьера.



б- II блок участка карьера.



в- III блок участка карьера.

Рисунок 1 - Геологическая карта месторождения Кесик-тобе

Участок Кесик-Тобе был предварительно разведан геологическими работами с поверхности канавами и мелкими скважинами; на глубину фосфоритный пласт прослежен наклонными и вертикальными скважинами колонкового бурения. В каждой выработке, вскрывшей фосфоритный пласт, отбирались пробы, максимальная длина пробы составляла 2 м. в пробах определялось содержание P_2O_5 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 , CaO , MgO , CO_2 , F. В 1967-1971 г.г. была завершена детальная разведка.

Таблица 1.1 – Характеристика фосфоритного пласта на участке Кесик-Тобе

Номер блок-участков	Мощность горизонтального пласта, м			Угол падения (градус)		
1-й блок-участок	7,75	14,6	11,1	37	42	38
2-й блок-участок	4,0	8,57	6,2	36	36	36
3-й блок-участок	7,0	30,9	18,9	26	26	26
Средняя по карьере	6,25	18,02	12,07	35,3	34,6	33,3

Рудное тело представлено пластом фосфоритов, залегающим среди фосфатно-кремнистых и карбонатных пород. Пласт имеет северо-западное простирание, падение северо-восточной под углом 20-60°. Общая протяженность пласта на участке Кесик-Тобе – 12,5 км.

Таблица 1.2 - Основные физико-механические свойства пород

№	Наименование пород	Показатели		
		Объемный вес, т/м ³	Коэффициент крепости по шкале проф.Протодяконова	Коэффициент разрыхления
1	Фосфоритная руда	2,74	10-12	1,5
2	Доломитизированные известняки	2,5	8-10	1,5
3	Фосфато-кремнистые сланцы	2,5	5	1,5
4	Рыхлые отложения	1,8	0,6-0,8	1,15

Горная промышленность является одной из наиболее крупных отраслей промышленности, в состав которой работают предприятия по добыче горно-химического сырья. Месторождение пластовых фосфоритов Каратау превосходят все известные промышленные скопления фосфоритов на территории СНГ. Потребность в фосфоритном сырье по Каратау в перспективе должна возрасти в 2-2,5 раза и достигнуть 6,2 млн.т. Р₂О₅ или 30-32 млн. т. товарной продукции.

1.3 Запасы, утвержденные ГКЗ СССР

Запасы участка Кесик-Тобе месторождения Кок-Джон, утвержденные протоколом ГКЗ СССР от 10 ноября 1971 года № 6369 по состоянию на 1 января 1971 года, приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Запасы участка Кесик-Тобе месторождения Кок-Джон, утвержденные ГКЗ СССР

Всего балансовых запасов участка Кесик-Тобе				В т.ч. в контуре карьера		
Участок	В	С₁	С₂	В	С₁	С₂
Общие запасы руды, тыс. т	2792	24775	9362	2792	13762	-
Содержание Р ₂ О ₅ , %	28,36	27,88	27,98	28,37	28,37	-
Запасы Р ₂ О ₅ , тыс. т	792	6908	2620	792	3905	-
В т.ч. богатые руды						
Общие запасы руды, тыс. т	1120	2060	-	1120	2060	-
Содержание Р ₂ О ₅ , %	31,96	31,50	-	31,96	31,50	-
Запасы Р ₂ О ₅ , тыс. т	358	649	-	358	649	-

2 ГОРНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Схемы, принятые для комплексной механизации горных работ

Объем работ, выполняемых при разработке карьера, определяется технологией и инструментами, принятыми в процессе производства.

Цепочка основных производственных процессов в карьере выглядит следующим образом:

- подготовка к вскрытию;
- выемка и погрузка;
- перевозка горных пород;
- образование отвала вскрыши;
- складирование полезных ископаемых.

Для качественного и безопасного выполнения ключевых производственных процессов выполняются следующие вспомогательные работы:

- электроснабжение;
- чистка страховых берм;
- своевременное обслуживание и ремонт используемого оборудования.

Если горные породы карьера твердые, тогда вскрытие производится с помощью буровзрывных работ. Для бурения я использовала станок типа 2СБШ – 200Н. Скважины расставляем в квадратной форме (скважина 6х6 м). При взрыве горной массы используется игданит. Взрывные работы проводятся один раз в две недели одновременно на всех горизонтах.

Механизация взрывных работ реализуется с помощью выбора машины для заряжания скважины МЗ – 4, для забойки и перевозки взрывных инструментов (ЗС – 1М).

Для проведения выемочно – погрузочных работ предусмотрен мощный экскаватор, и я взяла экскаватор ЭКГ – 8И для буровых и горных работ. Высота уступа 10 м.

Я использовала автосамосвалы типа БелАЗ-75091, для перевозки пустых пород в отвалы и полезные ископаемых на склады.

Вскрышные породы перевозим во внешние отвалы. Образование отвала осуществляются с помощью бульдозеров Cat - D9R.

2.2 Граничный коэффициент вскрыши

Коэффициент вскрыши позволяет оценить экономическую эффективность $K_{\text{ш}}$ $\text{м}^3/\text{м}^3$ открытым способом разработки. Граничный коэффициент при его числовом значении 1т (1м^3) позволяет оценить граничные значения вскрышных пород при экономически-эффективном производстве полезного ископаемого (м^3)[2]. Граничный коэффициент вскрыши не должен

превышать размера данного коэффициента при работах, выполняемых в карьере, так как граничный коэффициент вскрыши является главным.

Граничный коэффициент вскрыши определяется по следующей формуле:

$$k_{вск} = \frac{C_{макс} - C_0}{C_{вск}}, \quad (2.1)$$

где $C_{макс}$ - максимальное значение себестоимости добычи полезных ископаемых из залежей (в качестве максимального значения себестоимости принимается себестоимость добычи полезных ископаемых подземным методом), тг/м³;

C_0 - только средства на добычу полезных ископаемых, тг/м³;

$C_{вск}$ - затраты на вскрышные работы тг/м³.

$$k_{вск} = \frac{9372 - 1716}{1327} = 5,77 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

2.3 Определение конечных углов падения

Как известно, перед разработкой карьера рассчитываются безопасные, очистные и транспортировочные бермы и расположению этих площадок должна удовлетворять конструкция и параметры карьера. Уменьшение углов падения при остановке работ в карьере только на 2-3° приводит к резкому увеличению извлекаемых объемов вскрышных горных пород и средств на разработку месторождения. При определении углов падения карьера учитываются размещения берм безопасности и транспортные бермы.

Конечные углы падения в градусах определяются по формуле [3]:

$$\beta_{над} = \arctg \frac{H_K}{n_y \cdot h_y \cdot \text{ctg} \alpha + n_{без} \cdot b_{без} + n_{м.б} \cdot b_m}, \quad (2.2)$$

где H_K – глубина карьера, 140 м;

h_y – высота уступа, 10 м;

α – угол падения уступа, град;

$b_{без}$ – берма безопасности, 5 м;

b_m – транспортировочная берма, 18 м;

n_y – количество уступов на глубину карьера;

$n_{без}$ – количество берм безопасности;

$n_{м.б}$ – количество транспортировочных берм.

Количество уступов, приходящих на условную глубину карьера,

определяется по формуле:

$$n_y = \frac{H_K}{h_y}, \quad (2.3)$$

$$n_y = \frac{140}{10} = 14 \text{ уступов}$$

Количество берм безопасности на уступе определяется по формуле:

$$n_{\text{без}} = 0,75 \cdot n_y, \quad (2.4)$$

$$n_{\text{без}} = 0,75 \cdot 14 = 10 \text{ уступов.}$$

Транспортировочные бермы определяются по формуле:

$$n_m = n_y - n_{\text{без}}, \quad (2.5)$$

$$n_m = 14 - 10,5 = 4 \text{ уступов.}$$

$$\beta_{\text{над}} = \arctg \frac{140}{14 \cdot 10 \cdot \text{ctg } 75^\circ + 10 \cdot 4 + 4 \cdot 18} = 0,887 = 41^\circ.$$

2.4 Потери и разубоживание при разработке месторождения, календарный режим работы карьера

С учетом угла падения уступа и величины расположения рудного тела в недрах принимала потерю 5,7%, а разубоживание-6,9 % (по практическим данным).

Производительность карьера осуществляется на высоком уровне организации и выполнения работ, для обеспечения производительности в проекте принимается следующий режим работы:

- количество рабочих дней в году-340 дней;
- количество смен в сутки-2 смены;
- продолжительность смены-12 часов.

2.5 Определение параметров площадки, объем руды и пород

При разработке карьера с увеличением его глубины объем горных выработок в контуре карьера в большинстве случаев увеличивается по сравнению с объемом полезного ископаемого. Поэтому большая часть

себестоимости полезного ископаемого будет получать себестоимость работ по вскрытию.

Конечная глубина карьера определяется путем экономического сравнения эффективности ведения открытых или подземных горных работ через КП.

Если определить финальную глубину карьера через средний коэффициент вскрыши, то необходимо соблюдать условия равенства граничного коэффициента вскрыши и среднего коэффициента вскрыши:

$$K_{cp} \leq K_{гр}.$$

Конечная глубина карьера 140м.

Размеры дна карьера (l_{∂} , b_{∂}) определяются путем контурирования извлекаемой части горного массива на отметке окончательной глубины карьера. Они выглядят следующим образом $l_{\partial}=3118$ м, $b_{\partial}=123$ м.

При открытой разработке наклонных рудников ширина дна карьера определяется условиями безопасного ведения горных работ. Длина дна карьера равна длине массива растяжения.

Ширина (B_K) и длина (L_K) поверхности карьера взяты по практическим материалам. Они выглядят следующим образом: $B_K=430$ м; $L_K=3440$ м.

Общий объем горной массы в m^3 определяется по формуле:

$$V_{з.м} = \frac{1}{3}(B_{\partial} \cdot L_{\partial} + \sqrt{B_{\partial} \cdot L_{\partial} \cdot B_K \cdot L_K} + B_K \cdot L_K) \cdot H_K, \quad (2.6)$$

$$V_{з.м} = \frac{1}{3} \cdot (123 \cdot 3118 + \sqrt{123 \cdot 3118 \cdot 430 \cdot 3440} + 430 \cdot 3440) \cdot 140 = 87312968,5 \text{ м}^3.$$

Объем полезных ископаемых в контуре карьера определяется по формуле:

$$V_{н.и} = M \cdot (H_K - h_{ж}) \cdot L_m, \quad (2.7)$$

где M – толщина рудного тела

L_m - длина массива, м;

$h_{т.с}$ - толщина торфяного слоя до руды. Поскольку руда очень близка к поверхности Земли, этот параметр можно считать отсутствующим.

$$V_{н.и} = 30 \cdot 140 \cdot 3440 = 14448000 \text{ м}^3.$$

Объем извлекаемых вскрышных пород в m^3 определяется по формуле:

$$V_{в.п.} = V_{з.м.} - V_{н.и.}, \quad (2.8)$$

$$V_{\text{в.п.}} = 87312968,5 - 14448000 = 72864968,5 \text{ м}^3.$$

Средний коэффициент вскрыши $\text{м}^3/\text{м}^3$ определяется следующей формулой:

$$k_{\text{ср.}} = \frac{V_{\text{в.п.}}}{V_{\text{п.п.}}}, \quad (2.9)$$

$$k_{\text{ср.}} = \frac{72864968,5}{14448000} = 5 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

$$k_{\text{зр.}} \succ k_{\text{ср.}}. \quad (2.10)$$

2.6 Определение производительности и срока службы карьера

Определение годовой производительности полезных ископаемых в карьере зависит от минимального годового показателя горных работ.

Принимаю минимальный показатель $v_i=10$ м/год.

Производительность полезного ископаемого карьера с минимальным годовым показателем горных работ т/год, $\text{м}^3/\text{год}$ определяется по формулам [4] :

$$A_{\text{III}} = v_i \cdot S_i \cdot \frac{(1-r)}{(1-\rho)} \cdot \gamma, \quad (2.11)$$

$$A_{\text{III}} = v_i \cdot S_i \cdot \frac{(1-r)}{(1-\rho)}, \quad (2.12)$$

где v_i – минимальный годовой показатель карьера в i -ом периоде, м/год ($v_i=10$ м/год);

S_i – площадь полезного ископаемого на рабочей площадке карьера I -го периода, м^2 ; ($S_i = m_k \cdot L_T = 30 \cdot 3440 = 103200 \text{ м}^2$);

γ – плотность горных пород (для вскрышных пород – $\gamma_a=2,84 \text{ т}/\text{м}^3$, для полезных ископаемых – $\gamma_{\text{пи}}=3 \text{ т}/\text{м}^3$);

r – потери полезного ископаемого в недрах ($r=0,057$);

ρ – разубоживание полезного ископаемого ($\rho=0,069$).

$$A_{\text{III}} = 10 \cdot 103200 \cdot \frac{(1-0,057)}{(1-0,069)} \cdot 3 \approx 3135905,5 \text{ т/год},$$

$$A_{\text{III}} = 10 \cdot 103200 \cdot \frac{(1-0,057)}{(1-0,069)} = 1045301,83 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Производительность карьера вскрышных пород, м/год определяется по

формуле:

$$A_{вск} = \frac{A}{\gamma} \cdot K_{cp}, \quad (2.13)$$

$$A_{вск} = \frac{3135905,5}{3} \cdot 5 \approx 5226509,2 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Годовая производительность горной массы карьера, м³/год определяется по формуле:

$$A_{г.м} = \frac{A}{\gamma} \cdot (1 + K_{cp}), \quad (2.14)$$

$$A_{г.м} = \frac{3135905,5}{3} \cdot (1 + 5) = 6271811 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Суточная производительность карьера:

а) *по вскрышным породам* (м³/сутки) определяется по следующей формуле:

$$A_{сут.вск} = \frac{A_{вск}}{N}, \quad (2.15)$$

$$A_{сут.вск} = \frac{5226509,2}{340} = 15372 \text{ м}^3/\text{сутки}.$$

б) *по полезным ископаемым* (т/сутки, м³/сутки) определяется по следующей формуле:

$$A_{сут.п.и} = \frac{A}{N}, \quad (2.16)$$

где N – рабочих дней в году.

$$A_{сут.п.и} = \frac{3135905,5}{340} = 9223,3 \text{ т/сутки}.$$

$$A_{сут.п.и} = \frac{1045301,83}{340} = 3074,42 \text{ м}^3/\text{сутки}.$$

Сменная производительность карьера:

а) *по вскрышным породам* (м³/смена) определяется по формуле:

$$A_{см.вск.} = \frac{A_{сут.вск.}}{n_a}, \quad (2.17)$$

$$A_{см.вск.} = \frac{15372}{2} = 7686 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

б) по полезным ископаемым (т/смена, м³/смена) определяется по формуле:

$$A_{см.п.и.} = \frac{A_{сут.п.и.}}{n_a}, \quad (2.18)$$

где n_a – количество смен в сутки.

$$A_{см.п.и.} = \frac{9223,3}{2} = 4611,65 \text{ т/смену},$$

$$A_{см.п.и.} = \frac{3074,42}{2} = 1637,21 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Срок службы карьера (год) определяется по следующей формуле:

$$T = T_K + \frac{V_{п.и.} \cdot \gamma}{A} + T_3, \quad (2.19)$$

где T_K – срок строительства карьера, лет;

T_3 – время завершения горных работ в карьере, год.

$$T = 3 + \frac{14448000 \cdot 3}{3135905,5} + 2 = 19 \text{ лет}.$$

2.7 Выбор системы разработки карьера и определение его элементов

Система открытой разработки полезных ископаемых – это взаимосвязанная и взаимозависимая совокупность подготовительных, вскрышных и добывающих выработок на карьерной площадке, предназначенной для выемки полезных ископаемых в недрах.

Правильный выбор системы разработки на месторождении позволит обеспечить безопасность разработки, экономически эффективно использовать запасы месторождения. Главным и важным является выбор способов проведения горных и вскрышных работ, способов доставки горных пород в отвал, классификации применяемого оборудования.

Относится к основным параметрам системы открытой разработки полезных ископаемых:

- высота уступа, ширина разреза (размеры котлованов);

- угол наклона рабочих уступов (75^0);
- ширина рабочей площадки;
- длина экскаватора блока;
- длина проходки;
- количество рабочих уступов;
- высота и ширина рабочей зоны;
- углы рабочего положения карьера;
- длина рабочих проходок в рабочей зоне по видам.

Основные показатели системы разработки полезных ископаемых:

- скорость движения забоев;
- скорость движения проходок рабочего уступа;
- скорость углубления горных работ;
- объем породы в рабочей зоне;
- количество открытых и готовых к разработке запасов;
- эксплуатационные потери и разубоживание руд.

В карьере Кесектобе принята система выемки горных пород на наружные отвалы транспортных средств. Высота уступа принята на 10 м, что обеспечивает продуктивность карьера и технико – экономическую эффективность горнорудного оборудования, отвечает требованиям безопасности горных работ. Принятая система разработки обеспечивает глубину горных работ на 10 метров в год и плановую производительность карьера.

Ширина разрыхленной породы – зависит от физико-механических свойств породы, меньшего объема, работоспособности, расположения заряда, высоты уступа, последовательности выгрузки.

Первая рабочая площадка может располагаться параллельно длинной оси или короткой оси карьерной площадки. Интенсивность производства характеризуется скоростью движения забоя экскаватора. Интенсивность движения забоя экскаватора на мощность карьера и т. д. в зависимости от факторов.

Высота уступа (м) в зависимости от технологии работы погрузки и параметра экскаватора определяется по формуле Н.В. Мельникова следующим образом (Трубецкой, 121):

$$h_y = 0,7 B_{1Y} \sqrt{\frac{\sin \alpha \cdot \sin \alpha_Y}{K_3 \eta' (1 + \eta'') \sin(\alpha - \alpha_Y)}}, \quad (2.20)$$

где B_{1Y} - ширина отвала породы, выведенного из первого ряда скважин, м ($B_{1Y} = 22,8$ м);

α - угол падения уступа, градус ($\alpha = 75^0$);

α_Y - угол наклона насыпи, градус ($\alpha_Y = 42^0$);

K_3 - коэффициент затухания горных выработок в насыпях ($K_3 = 1,3-1,4$);

η' - отношение минимальной линии сопротивления к высоте уступа ($\eta' = 0,55 - 0,7$);

η'' - отношение расстояния между рядами скважин к линии сопротивления ($\eta'' = 1$).

$$h_y = 0,7 \cdot 22,8 \sqrt{\frac{\sin 75^\circ \cdot \sin 42^\circ}{1,4 \cdot 0,57 \cdot (1 + 0,92) \cdot \sin \cdot (75^\circ - 42^\circ)}} = 13,8 \text{ м.}$$

Высота уступа я определила как 10 м.

Ширина рабочей площадки определяется по формуле (Трубецкой, 123):

$$B_{\text{раб.пл.}} = B_Y + C_2 + E + C_1 + b_{\text{без}}, \quad (2.21)$$

Где B_Y - ширина выгребной насыпи, м ($B_Y = 40,8$ м);

C_2 - расстояние от рабочей ОСИ до насыпи, м ($C_2 = 1 \div 1,5$ м);

E - расстояние между двумя осями двухпутного хода, м ($E = 16$ м);

C_1 - расстояние до двух осей и пути безопасности, м ($C_1 = 1 \div 1,5$ м);

$b_{\text{без}}$ - берма безопасности ($b_{\text{без}} = 3$).

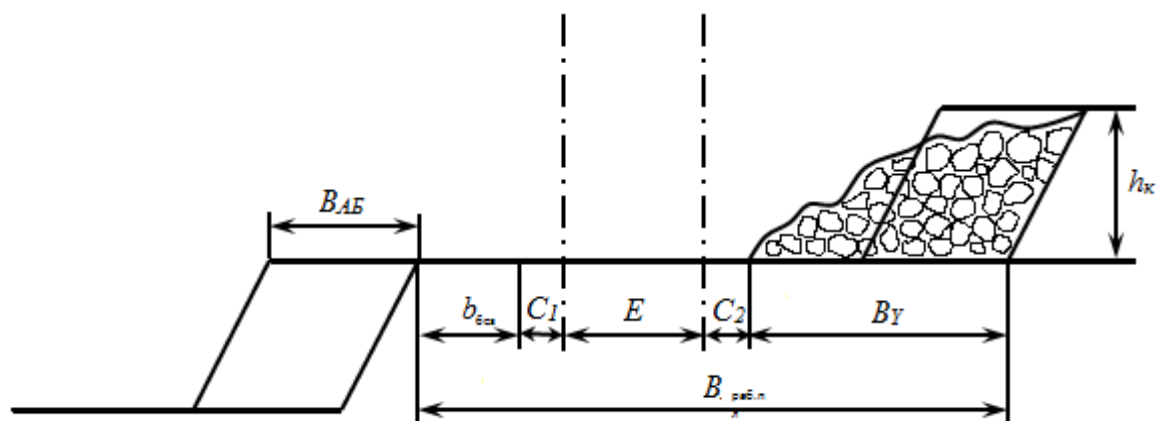


Рисунок 2 - Схема определения ширины рабочей площадки при эксплуатации автотранспорта

$$B_{\text{раб.пл.}} = 40,8 + 1 + 16 + 1 + 3 = 61,8 \text{ м.}$$

Длина блока экскаватора определяется горно-геологическими условиями полезных ископаемых, их геометрическими размерами в плане, высотой уступа, шириной по подошве, необходимостью бесперебойного обеспечения транспортными средствами выемочно-погрузочного оборудования. В зависимости от условий обеспечения экскаватора необходимым объемом подготовленной в установленный период горной выработки (Q_m) в общем случае его можно определить следующим образом

(Ракишев Б..Р. Системы и технологии открытой разработки. Алматы: НИЦ «Ғылым», 2003. – 328 с.91-95);

$$L_{\sigma} = \frac{Q_m \cdot n_m}{h_y \cdot A_{факт}}, \quad (2.22)$$

Где n_m - количество месяцев, затрачиваемых на разрытие одного панельного экскаватора ($n_m=0,5-1$, иногда более);

Q_m - месячная производительность экскаватора, м³/месяц

($Q_m = 248863,7$ м³/месяц);

$A_{факт}$ - фактическая ширина экскаватора, м ($A_{факт} = 13,6$ м).

$$L_{\sigma} = \frac{248863,7 \cdot 0,75}{10 \cdot 13,6 \cdot 3} \approx 457,5 \text{ м.}$$

Длина производимых работ (м) состоит из производительности отдельных уступов карьера. Он должен быть достаточным для обеспечения установленной производственной мощности карьера по полезному ископаемому и горной выработке, а также подготовки новых горизонтов (В. В. Ржевский, 341):

$$L_{III} = f_p \cdot N_{\sigma} \cdot L_{\sigma}, \quad (2.23)$$

где f_p -коэффициент, учитывающий неравномерность горных работ ($f_p = 1,1 \div 1,25$);

N_{σ} -парк экскаваторов на добычных работах ($N_{\sigma} = 1$).

$$L_{III} = 1,15 \cdot 1 \cdot 457,5 = 526 \text{ м.}$$

Количество вырабатываемых уступов определяется следующим образом:

$$N_y = \frac{m_z}{B_{раб.пл} + h_y (ctg \alpha + ctg \alpha_{III})}, \quad (2.24)$$

где m_z - горизонтальная толщина горного массива, м ($m_z = 30$ м);

$B_{раб.пл.}$ - ширина рабочей площади, м ($B_{раб.пл.} = 61,8$ м);

α - угол наклона Кемера, градус ($\alpha = 75^0$);

α_3 - угол залегания горного массива, градус ($\alpha_3 = 35^0$)

$$N_y = \frac{30}{61,8 + 10 \cdot (ctg 75^0 + ctg 35^0)} \approx 1$$

Количество вырабатываемых уступов принимаем 1.

Скорость продвижения работ (м/год) зависит от мощности оборудования, толщины горного горизонта, производительности карьера и других факторов. Он определяется по формуле (Хохряков, 339):

$$v_{\text{пр}} = \frac{A_{\text{III}}}{L_{\text{III}} \cdot h_y}, \quad (2.25)$$

где A_{III} - годовая производительность карьера по полезным ископаемым, ($A_{\text{III}} = 1045301,83 \text{ м}^3/\text{год}$);

h_y - высота уступа, ($h_y = 10 \text{ м}$);

$$v_{\text{пр}} = \frac{1045301,83}{526 \cdot 10} \approx 198,73 \text{ м/год}$$

Скорость движения забоя на уступе (м/год) определяется по формуле:

$$v_{\text{дз}} = \frac{A_{\text{III}}}{B_b \cdot h_y}, \quad (2.26)$$

где B_b - ширина панели, м (принимаемой равной ширине блока $B_b = 24,5$)

$$v_{\text{дз}} = \frac{1045301,83}{24,5 \cdot 10} = 4266,54 \text{ м/год.}$$

2.8 Выбор типа эффективного экскаватора, используемого для выемочно-погрузочных работ

Таблица 2.1 - Выбор типа эффективного экскаватора, используемого для выемочно-погрузочных работ

	Показатели	2СБШ-200Н
	Диаметр ствола, мм	214
	Максимальная глубина скважин, м	24
	Угол наклона скважины на горизонт, градус	60-90
	Частота вращения буровой установки, вращ/мин.	30-300
	Скорость подъема-спуска буровой установки, м/мин.	0-1,8
	Скорость движения станка, км/час	0,7
	Мощность электрических двигателей, кВт	300
	Расход сжатого воздуха на очистку скважин, м ³ /мин	25
	Масса станка	50

Выемочно - погрузочные работы, имея только один процесс в технологической цепи, влияют на показатели всех технологических цепей процессов, технико-экономические показатели карьера.

Качество измельчения горной массы является основным фактором, влияющим на эффективное функционирование выемочно - погрузочного, транспортирующего оборудования в карьере.

Как известно, при выборе метода бурения скважин основное внимание уделяется крепости горных выработок. Шарошечные долотные сверлильные станки, несомненно поддержанные на высокопрочных горных выработках. Преимущества метода бурения на этих станках: высокая производительность, непрерывность процесса бурения, автоматизация процесса бурения, простота и надежность конструкции. На буровые работы выбираю станок 2СБШ-200Н.

Техническая скорость бурения для шарошечных сверлильных станков в м/ч определяется по формуле (В. В. Ржевский, 81):

$$v_{\delta} = \frac{2,5 \cdot 10^{-2} P_{oc} \cdot n_{\delta}}{P_{\delta} \cdot D^2}, \quad (2.27)$$

где n_{δ} - частота вращения долота, с⁻¹ ($D=0,214$ мм для долота $n_{\delta} = 1$ с⁻¹);

D - диаметр долота ($D=0,214$ мм);

P_{δ} - показатель сложности бурения ($P_{\delta} = 12$);

P_{oc} - осевая мощность.

Прочность f для разрушения породы диаметром D (мм) необходимая осевая мощность, поступающее на долота, определяется по формуле:

$$P_{oc} = 10^{-2} k \cdot f \cdot D, \quad (2.28)$$

где k – показатель в зависимости от размера долота ($k=6-8$, для больших долот может быть больше);

f -коэффициент крепости горных пород ($f=10-16$).

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot 6 \cdot 11 \cdot 214 = 141 \text{ кН.}$$

Техническая скорость бурения:

$$v_{\delta} = \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot 141 \cdot 1}{12 \cdot (0,214)^2} = 6,4 \text{ м/час}$$

Сменная производительность бурового станка (м/смен) определяется по следующей формуле:

$$Q_{см} = k_{ис.см} \cdot T \cdot v_{\delta}, \quad (2.29)$$

где T – продолжительность смены, час ($T=12$ ч);
 $k_{ис.см}$ - коэффициент использования времени смены ($k_{ис.см} = 0,6 \div 0,8$).

$$Q_{см} = 0,7 \cdot 12 \cdot 6,4 = 54 \text{ м/смену.}$$

Месячная производительность бурового станка в м/месяц определяется по формуле:

$$Q_{месяц} = Q_{см} \cdot n_{см} \cdot N_{мес}, \quad (2.30)$$

где $n_{см}$ – количество смен ($n_{см}=2$);

$N_{мес}$ - количество рабочих дней в месяц ($N_{мес}=20-23$ дней).

$$Q_{месяц} = 54 \cdot 2 \cdot 23 = 2484 \text{ м/месяц.}$$

Годовая производительность бурового станка в м/год определяется следующим образом:

$$Q_{год} = Q_{мес} \cdot N_{год}, \quad (2.31)$$

где $N_{год}$ – количество рабочих месяцев в году, ($N_{год} = 12$ месяцев).

$$Q_{год} = 2484 \cdot 12 = 29808 \text{ м/год.}$$

Годовая производительность бурового станка по буренной горной выработке м³/год определяется расходом горной выработки на 1 метр скважины $V_{ТК} = 31,2 \text{ м}^3$:

$$Q_{б.с.год} = Q_{год} \cdot V_{ТК}, \quad (2.32)$$

$$Q_{б.с.год} = 29808 \cdot 31,2 = 930010 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Количество сверлильных станков в карьере определяется по следующей формуле:

$$N_{св.ст.} = \frac{A}{Q_{б.с.год}}, \quad (2.33)$$

$$N_{св.см} = \frac{6271811}{930010} \approx 7 \text{ штук.}$$

Время, затраченное на бурение блока, определяется по следующей формуле:

$$T_{\sigma} = \frac{\Sigma L_y}{Q_{см}}, \quad (2.34)$$

где ΣL_y - сумма длины скважин в блоке, м ($\Sigma L_y = 5350$ м).

$$T_{\sigma} = \frac{5350}{54 \cdot 4} = 25 \text{ смен.}$$

2.9 Выбор автосамосвала

В зависимости от емкости кузова автопогрузчика (объем ковша ЭКГ – 8И Е = 8м³) выбираем БелАЗ-75091.

Таблица 2.2 - Основные показатели автосамосвала

Показатели	БелАЗ-75091
Грузоподъемность	75
Масса оборудованного автомобиля, т	67,68
Распределение полной массы, т	
Передняя ось	47
Задняя ось	95,83
Габариты, мм	10250x5360x4790
Высота погрузки, мм	4550
Основные (базовые)мм	4450
Минимальный радиус поворота, мм	10,5
Емкость кузова, м ³	
Геометрические	35
С горкой (с «шапкой»)	46
Двигатель	8РАЧ-185
Номинальная мощность, кВт	809
Частота вращения, мин	1500
Мощность генератора, кВт	630
Мощность тягового двигателя, кВт	360
Размеры шин	27.00-49

3 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Режим работы карьера

Режим работы рабочих в карьере напрямую влияет на технико – экономическую величину.

Режим работы подразделяется на годовые и суточные. Режим работы будет непрерывным и прерывистым.

Годовой режим проектируемого карьера Кесек - Тобе непрерывный. В непрерывном режиме работы карьера годовой рабочий день равен:

$$T_{год} = T_k - T_{празд} - T_{вых}, \quad (3.1)$$

где T_k – календарных дней в году ($T_k=365$ дней));

$T_{празд}$ - праздничные дни в году ($T_{празд} = 12$ дней);

$T_{вых}$ – выходные дни в году ($T_{вых}=104$ дня).

$$T_{год} = 365 - 12 - 104 = 249 \text{ дней}$$

Продолжительность рабочей смены в сутки принимается в 2 смены по 12 часов в каждую смену. В зависимости от продолжительности очередного отпуска работника, оптимальное рабочее время карьера определяется по следующей формуле:

$$T_{годл} = (T_{год} - T_0) \cdot K, \quad (3.2)$$

где K - коэффициент, не вышедший на работу в зависимости от причинного состояния работников ($K=0,97$);

T_0 - выходные дни ($T_0 = 36 \div 56$).

$$T_{годл} = (249 - 46) \cdot 0,97 = 198 \text{ дней.}$$

3.2 Численность рабочих и служащих. Производительность труда

Рассчитаем численность промышленно-производственных рабочих карьера (согласованная и списочная). Заработная плата за месяц определяется исходя из количества посещений рабочих, необходимого для выполнения объема работ, объема работ и количества сменных работ. В таблице 3.1 представлены административно-управленческие расходы.

Таблица 3.1 - Административно-управленческие расходы

Наименование	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая месячная заработная плата, тысяч. тенге	Годовой фонд заработной платы, тыс. тенге
Директор	1	150	1 800
Главный инженер	1	120	1 440
Тех.старший инженер отдела	1	100	1 200
Начальник проектного отдела	1	100	1 200
Должность главного механика	1	90	1 080
Начальник выемочного участка	1	90	1 080
Горный мастер	6	100	7200
Экскаватор машинист	6	86	6192
Помощник машиниста экскаватора	3	55	1980
Машинист буровой установки	14	73	12264
Буровой установки – помощник машиниста	3	60	2160
Водитель автопогрузчика	28	90	30240
Электромонтер	3	85	3060
Всего	69	1199	70896
Дополнительная заработная плата, 8%		95,92	5671,68
Расходы на социальное страхование, 11%		142,45	7798,56
Всего	69	1437,37	84366,24

3.3 Капитальные затраты на горные работы

Исходя из запроектированных работ в горном отделении, составила смету затрат по объемам горных работ. Результаты расчета приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 - Стоимость капитальных горных работ

Наименование горных работ	Общий объем работ, м ³	Стоимость единицы объема, тенге	Общая стоимость, тысяч. тенге
Сложные линии	18842	90	1695,78
Разрезные траншеи	543200	135	73332
Капитальные вскрышные работы	4664467,2	207	965544,71
Неучтенные работы 20%	112408,4	86	9667,1
Всего	5338917,3		1050239,59

3.4 Капитальные затраты на приобретение механического оборудования

Для ведения необходимых горных работ в карьере используют такие оборудования как, буровые установки, экскаваторы, автопогрузчики и т. д. Затраты на них определяются по себестоимости оборудования. В таблица 3.3 приведены.

Таблица 3.3 - Затраты на материалы

Название оборудования	Количество, штук	Цена, млн. тенге	Общая стоимость оборудования, млн. тенге
Сверлильный станок 2СБШ – 200Н	7	78,9	552,3
Экскаватор ЭКГ – 8И	3	157,8	473,4
Автосамосвал Белаз – 75091	15	26,3	394,5
Бульдозер САТ – D9R	1	78,9	78,9
Всего			1499,1

3.5 Капитальные средства на амортизационные отчисления

Капитальные затраты на строительство горнодобывающей промышленности приводятся в таблице 3.4.

Таблица 3.4 - Амортизационные отчисления

Название оборудования	Количество, штук	Цена, млн. Тенге	Предельная норма амортизации, %	Годовые амортизационные отчисления, млн. тенге
2СБШ – 200Н	7	78,9	12,5	69
ЭКГ – 8И	3	157,8	5,3	25,1
Белаз – 75091	15	26,3	10	39,45
САТ – D9R	1	78,9	10	7,89
Всего				141,44

Таблица 3.5 - Расчет расхода электроэнергии

Вид энергопотребления	Количество, штук	Цена за энергию, тенге/ кВт·ч	Используемая мощность, кВт	Продолжительность работы, ч	Убыток, тыс.тг	Годовой убыток тыс.тг
2СБШ – 200Н	7	10	300	24	72	171360
ЭКГ – 8И	3	10	630	24	453,6	154224
Всего						325584

Таблица 3.6 - Расчет расхода топлива

Тип потребления топлива	Количество, штук	Расход топлива, л/100 км	Цена топлива, тенге/л	Годовой ход, км/жыл	Годовой расход, млн. тг
Белаз – 75091	10	420	150	48960	308,5
Белаз – 75091	2	420	150	61200	77,1
CAT – D9R	1		150		35
Всего					420,6

3.6 Расчет себестоимости полезных ископаемых

Стоимость 1Т себестоимости полезного ископаемого приведена в таблице 3.7.

Таблица 3.7 – Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	Общие затраты, тыс. Тенге	Себестоимость 1т полезных ископаемых, тенге
Фонд оплаты труда работников	84366,24	26,9
Социальный налог, 11 %	9280,3	2,96
Материалы	1499100	478
Амортизационные отчисления	141440	45,1
Возмещение стоимости горно-подготовительных работ	1050239,59	334,9
Расход энергии	325584	103,8
Расход топлива	420600	134,1
Ремонт и содержание основных фондов 10%	149910	47,8
Деятельность вспомогательных цехов, 10 %	368052	117,4
Затраты на охрану природы, экологию и рекультивацию, 1%	40484,72	12,91
Прочие расходы, 10%	408895,67	130,4
Полная себестоимость продукции		1434,27

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Задание дипломного проекта технико – экономическое обоснование фосфоритного месторождения "Кок-Джон". При разработке дипломного проекта основные параметры карьера приняла по материалам преддипломной практики. Кроме того, в проекте подробно рассмотрены технологические процессы в карьере. В специальной части дипломного проекта приводится обоснование и выбор продуктивного экскаватора, экономически выгодного для выемочно – погрузочных работ для решения вопроса высокого уровня разработки горных пород.

Во втором разделе предоставляется финансовый профиль проекта и его основные технико-экономические показатели.

Технико-экономические показатели месторождения Кок-Джон принимаются по итогам расчетов выполненных ранее.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Трубецкой К.Н., Краснянский В.В., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров. Учебник. М.: Недра,. 2009. – 694 с.
- 2 Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. Алматы: НИЦ «Ғылым», 2003. – 328 с.
- 3 Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч.1 и 2. – М.: Недра, 1985. – 549 с.
- 4 Методические указания к практическим занятиям. Расчет карьерного автомобильного транспорта. – А. КазНТУ, 1997.
- 5 Смирнов Н.И. Экономическая часть дипломного проекта. Методические указания. – Алма – Ата КазПТИ, 1990. – 40с.
- 6 Ә. Бегалинов. Тау – кен ісінің негіздері. – Алматы, 2016. – 730 бет.