

Содержание

Введение.....	3
1. Исходные данные для проектирования.....	4
2. Обоснование годовой производственной мощности горного предприятия..	5
2.1 Подсчет балансовых запасов.....	5
2.2 Определение годовой производительности и срока существования рудника.....	5
3. Выбор и обоснование рационального варианта вскрытия и подготовки.....	7
4. Выбор системы разработки.....	12
4.1 Выбор системы разработки.....	13
4.2 Расчет технологического комплекса отбойки руды (шпуровая отбойка).....	14
4.3 Расчет технологического комплекса доставки руды.....	18
Заключение.....	23
Список литературы.....	24

Введение

Горнорудная промышленность является самостоятельной отраслью горной промышленности, имеет свои особенности и сложности. Особенностью её является тесная связь с геологией, разведкой и технологией переработки добычной руды.

Задачи по развитию сырьевой базы горнорудной промышленности и повышению негативных показателей её работы: дальнейшее увеличение добычи руд открытым способом, внедрение новых способов и технологических схем, применение производительного оборудования на карьерах и подземных рудниках, добыча руд подземным способом и применение самоходного оборудования, снижение экономического ущерба от потерь и разубоживания руды, более полное извлечение всех полученных компонентов в добываемых рудах, более современное планирование и организация производства с использованием ЭВМ.

1. Исходные данные для проектирования

Месторождение представлено пластообразной залежью с углом падения 0° . Длина рудного тела по простиранию составляет 1800 м, глубина залежи 400м. Рудное тело имеет четкий контакт с породами висячего и лежачего бока. Плотность руды и пород 3,2 т/м³. Устойчивость руды - НУ, устойчивость породы – НУ.

2. Обоснование годовой производственной мощности горного предприятия

2.1 Подсчет балансовых запасов

Для расчетов в зависимости от системы разработки принимаем коэффициент потерь $n=3\%$, коэффициент разубоживания $p=7\%$ [1].

Величину балансовых запасов руды в месторождении определяют с учетом углов падения залежи. При углах наклона рудного тела менее 30° .

$$B = m \cdot L \cdot L_B \cdot \gamma_p \cdot \cos \alpha, \text{ м. (2.1)}$$

где m – истинная мощность рудной залежи, м;

γ_p – плотность руды в массиве, т/м^3 ;

α - угол падения залежи, град.;

L – длина залежи по простиранию, м

L_B -длина проекции рудного тела на горизонтальную плоскость вкрест простирания, м

$$B = 1,8 \cdot 1800 \cdot 1350 \cdot 2,8 \cdot \cos 10 = 3333960 \text{ т}$$

Горизонтальная площадь рудного тела

$$S = L \cdot L_B / \cos \alpha = 1800 \cdot 1350 / 0,984 = 685975,6 \text{ м}^2 \text{ (2.2)}$$

2.2 Определение годовой производительности и срока существования рудника

Годовую производительность определяют по горным возможностям и по экономически целесообразному сроку существования рудника.

Годовую производительность рудника по горным возможностям определяют с учетом угла падения залежи.

При угле наклона рудного тела менее 30°

$$A_r = S_i \cdot (T \cdot g / S), \quad (2.3)$$

где A_r – годовая производительность проектируемого рудника, т/год;

S_i – коэффициент использования рудной площади месторождения (табл. 2.5) [1]

T – удельный вес системы разработки в общем объеме добычи, доли ед.;

S – площадь блока, находящегося в очистной выемке, тыс.м³.

Определяем годовую производительность рудника:

$$A_r = 0,05 \cdot (1 \cdot 200000 / 0,1) = 100000 \text{ т/год.}$$

$$T = \frac{B \cdot (1 - n)}{A_r \cdot (1 - p)}, \quad (2.4)$$

где T – срок существования проектируемого рудника, лет.

$$T = (3333960 \cdot (1 - 0,1)) / (100000 \cdot (1 - 0,07)) = 34 \text{ года}$$

3. Выбор и обоснование рационального варианта вскрытия и подготовки

Выбор схемы вскрытия месторождения осуществляют методом вариантов. Выбор сводится к определению типа, места заложения, формы и площади поперечного сечения вскрывающих выработок в зависимости от горно-геологических условий месторождения, уровня развития техники.

При назначении схемы вскрытия месторождения необходимо учитывать:

1) Экономичность, включая внешние транспортные связи особенно до обогатительной фабрики.

2) Безопасность всего предприятия в целом и безопасность труда; главные вскрывающие выработки располагают за границами зоны сдвижения.

3) Современные тенденции в проектировании рудников.

4) Условия проветривания, обеспечивающие высокую эффективность и минимальные затраты.

5) Рельеф местности, мероприятия по охране окружающей среды и по отводу напорных вод.

При назначении вариантов вскрытия необходимо учитывать, что горные выработки и пустоты, образующиеся после выемки полезного ископаемого, заполняют со временем обрушившимися породами, в результате чего масса пород над месторождением может деформироваться и оседать.

Предохранять поверхностное сооружение и выше лежащие выработки вскрытия от сдвижения пород можно, располагая их за пределами зоны сдвижения или путем оставления под ними охранных целиков из руды. Так как фактические углы сдвижения могут оказываться меньше проектных, то в целях безопасности поверхностные сооружения и выработки вскрытия располагают на расстоянии 30-60м, иногда до 120м от границы зоны

сдвижения на поверхности. Обычно применяют углы сдвижения в скальных породах $60-70^{\circ}$, а в наносах $40-180^{\circ}$, но при обводненных поверхностях применяют углы в наносах $12-15^{\circ}$.

Установление конкурирующих схем вскрытия

Для вскрытия данного месторождения могут быть применены следующие варианты:

- А) вскрытие наклонным стволом в лежащем боку ;
- Б) вскрытие наклонным стволом в висячем боку;
- В) вскрытие наклонным стволом и групповыми квершлагами в лежащем боку;
- Г) вскрытие наклонными стволами в лежащем боку.

При заданных условиях залегания вскрытие наклонным стволом в висячем боку не целесообразно из-за резкого увеличения длины

Для данного месторождения принимаем один главный ствол, располагаемый по центру залежи и один вентиляционный ствол расположенный возле главного. Подготовка идет погоризонтными квершлагами.

Определяем и уточняем по таблице поперечные сечения:

– главного наклонного ствола

$$S_{Г.С.} = 9,3 + 0,98 \cdot A_{Г}, м^2 \quad (3.1)$$

где: $A_{Г}$ —годовая производственная мощность рудника, млн.т

$$S_{В} = 9,3 + 0,98 \cdot 0,1 = 29,6 м^2$$

Принимаем типовое круглое сечение ствола площадью $29,6 м^2$, а вспомогательных стволов $24,4 м^2$.

В обоих случаях крепь стволов – бетонная.

Сечение горизонтальных выработок составит:

- главного квершлага:

$$S_{вч}=4,2*5,4*A_{г}=4,7м^2. (3,2)$$

- вспомогательного квершлага:

$$S_{вс}=0,75* S_{вч} =0,75*4,7=3,5 м^2 (3.3)$$

Принимаем типовое сечение 4,7м² и 3,5м².

Для основных горизонтов предусматриваем тупиковый околоствольный двор, а объем определяем по формуле:

$$V_0=4+7,6 \cdot A_{г} (3.4)$$

$$V_0=4+7.6*0,1=4,76 \text{ тыс.м}^3.$$

Объем околоствольных дворов у вспомогательных стволов и на промежуточных горизонтах у главного ствола составит:

$$V_B=1000+200 \cdot A_{г} (3.5)$$

$$V_B=1000+200*0,1=1020м^3.$$

Таблица 1. Объем горно-капитальных работ

Наименование	количество	Длина, м	Сечение в проходке, м ²	Объем, м ³	Стоимость 1 м ³ , тыс. руб.	Сумма, млн. руб.
Ствол главный	1	1490	29.6	20720	56,2	787,1
Ствол вспомогателн.	1	490	24.5	15925	64,3	630,4
Квершлаг: горизонт 1	1	400	4,7	1222	25,3	30,9
горизонт 2	1	400	4,7	1222	25,3	30,9
горизонт 3	1	400	4,7	1222	25,3	30,9
горизонт 4	1	400	4,7	1222	25,3	30,9
горизонт 5	1	400	4,7	1222	25,3	30,9
горизонт 6	1	400	4,7	1222	25,3	30,9
Вспом. квершлаг	6	260	3,5	8190	32,3	264,5
Околоствольный двор: основной	7		4,76	3332	96,6	321,8
вспомогат.	7		1,02	7140	96,6	689,7
Копёр	2					200
Надшахтное здание	3					135
Здание подъемн. машин	1					400
Погрузочный бункер	1					200
Итого				340015,6		3744,8

Определяем количество добытой рудной массы за весь период эксплуатации месторождения по формуле:

$$D = B * K_n / K_k$$

$$K_n = 0,76 * R^{0.09} = 0.76 * 5^{0.09} = 0.93$$

$$K_k = 0,73 * R^{0.005} = 0.73 * 5^{0.005} = 0.9$$

$$D = 3,3 * 0,93 / 0,9 = 3,2 \text{ млн. т.}$$

По результатам расчетов определяем:

-удельные капитальные затраты:

$$K_{уд} = \Sigma K / A_{г} \quad (3.6)$$

$$K_{уд} = 3744,8 / 0,1 = 37,4 \text{ тыс. руб./т в год}$$

-удельный объем горно-капитальных работ:

$$V_{уд} = \Sigma V \cdot K_{к} / (B \cdot K_{н}) \quad (3.7)$$

$$V_{уд} = 340015,6 \cdot 0,85 / (3333960 \cdot 0,87) = 0,04 \text{ м}^3 / \text{т}$$

-потонная амортизация горно-капитальных работ:

$$a_1 = \Sigma K / A_{г} \cdot T \quad (3.8)$$

$$a_1 = 3744,8 / (0,1 \cdot 26) = 0,78 \text{ тыс. руб./т}$$

4. Выбор системы разработки

Задача системы разработки – определить в пространстве и времени порядок ведения подготовительных и очистных работ.

На большинстве рудных месторождений по геологическим и горнотехническим факторам можно применять различные классы систем разработки.

Выбор системы разработки проводят методом исключений, т.е. рассматривают возможность применения на данном месторождении или его части всех существующих методов разработки и исключают те из них, условия применения которых не соответствует горно-геологическим факторам.

Все факторы условно делят на две группы: постоянные и переменные.

Постоянные факторы: устойчивость руды и вмещаемых пород, мощность и угол падения рудного тела.

Переменные факторы: ценность полезного ископаемого, склонность руды к слёживанию, окислению, самовозгоранию, возможность обрушения поверхности в результате разработки, минералогический состав вмещающих пород; наличие в теле порядных включений и забалансовых руд; характер контактов рудного тела с вмещающими породами, глубина разработки.

По классификации систем разработки рудных месторождений [1, табл. 4.1,] выбираем систему разработки методом исключения.

4.1 Выбор системы разработки

Таблица 4.1 Выбор системы разработки

Наименование горногеологических факторов	Характеристик и МПИ	Класс систем												
		I						II	III	IV	V	VI	VI I	
Устойчивость: Руды Пород	Ср.устойч. устойч.	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	-	+
Мощность рудного тела, м.	1,8	-	-	-	+	-	-	-	+	+	+	-	-	
Угол падения рудного тела, град.	10	-	-	-	+	-	-	-	+	+	+	-	-	
Ценность руды	Малоценная	+	+	+	+	+	+	+	-	-	+	+	-	
Склонность руды: к возгоранию к слёживанию	Нет Нет	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	
Характер контакта руда- порода	Четкий	+	+	+	-	+	+	-	+	+	+	-	-	
Глубина разработки	400	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	-	-	

После рассмотрения всех факторов получаем, что при заданных горно-геологических условиях применимы системы разработки 5-го класса – системы с обрушением вмещающих пород. Из нескольких групп систем разработки данного класса при заданных условиях возможно применение только камерно-столбовую систему с обрушением.

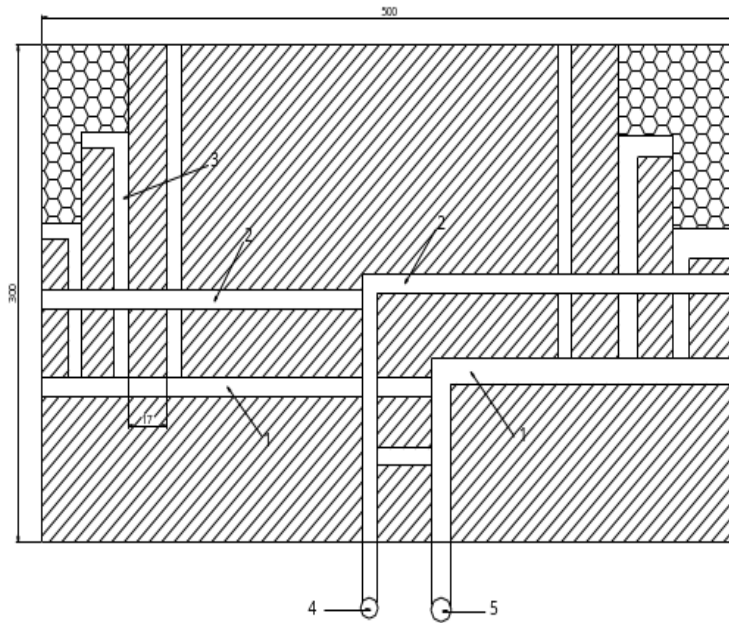


Рис. 4.1. Столбовая система разработки с обрушением.

1. Главные откаточные штреки;
2. Вентиляционные штреки;
3. Панельные штреки;
4. Вентиляционный ствол;
5. Основной ствол;

4.2 Расчет технологического комплекса отбойки руды (шпуровая отбойка)

Для бурения применяем ручные перфораторы ПП-50, ПП-54, ПП-63.

1. Определяем удельный расход ВВ:

$$q = q_0 \cdot e \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4; \text{ кг/м}^3 \quad (4.2.1)$$

где: q_0 – эталонный удельный расход применяемого ВВ, кг/м³;

e – коэффициент работоспособности ВВ;

k_1 – коэффициент расположения зарядов;

k_2 – коэффициент, учитывающий плотность заряжения;

k_4 – поправочный коэффициент на длину шпура;

k_3 – коэффициент, учитывающий диаметр шпура;

$$k_3 = (d/0.042)^n = (0.042/0.042)^{0.33} = 0.79 \quad (4.2.2)$$

где: d – диаметр шпура, м;

n – эмпирический коэффициент;

$$q = 0,9 * 0,97 * 1 * 0,85 * 0,79 * 1 = 0,61$$

2. Линия наименьшего сопротивления:

$$W = d \cdot \sqrt{8 \cdot 2 \cdot \Delta / (m \cdot q)}, \text{ м}; \quad (4.2.3)$$

где: Δ – плотность ВВ, кг/м³;

m – коэффициент, учитывающий направление отбойки;

$$W = 0.4 \cdot \sqrt{8 \cdot 2 \cdot 1 / (0.8 \cdot 0.61)} = 1.6 \text{ м}$$

3. Расстояние между шпурами в ряду:

$$a = W * m = 0.8 * 1.6 = 1.28 \text{ м} \quad (4.2.4)$$

4. Число шпуров по ширине забоя:

$$n_1 = b/a + 1 = 1, / 1,28 + 1 = 0,5 \approx 1 \quad (4.2.5)$$

где: w – ширина забоя, м;

1. Число рядов по длине слоя:

$$n_2 = L/w = 50/1.6 = 31.2 \quad (4.2.6)$$

где: L – длина забоя, м;

Принимаем 32 ряда.

Тогда w будет равна:

$$50/32 = 1,56 \text{ м}$$

6. Число шпуров в слое:

$$N = n_1 * n_2 = 1 * 32 = 32 \quad (4.2.7)$$

7. Длина шпура:

$$L_{ш} = h_b / \eta = 2,1 / 0,9 = 2,3 \text{ м} \quad (4.2.8)$$

8. Суммарная длинна шпуров:

$$L = L_{ш} * N = 2.3 * 32 = 73 \text{ м} \quad (4.2.9)$$

9. Количество рудной массы отбиваемой в забое:

$$D = L * b * L_{ш} * \eta * \gamma * K_n / K_k = 50 * 1,8 * 2,3 * 2,8 * 0,90,96 / 0,92 = 544,3 \quad (4.2.10)$$

где: K_n – коэффициент извлечения из недр;

K_k – коэффициент изменения качества;

10. Общий расход ВВ на отбойку одного слоя:

$$Q = g * L * b * L_{ш} * \eta = 0.61 * 50 * 1.8 * 2.3 * 0.9 = 113.6 \text{ кг} \quad (4.2.11)$$

11. Фактический удельный расход ВВ:

$$q_{\text{ф}}=Q/D=113,6/544,3=0,21 \text{ кг/м}^3 \text{ (4.2.12)}$$

12. Выход руды с 1 м шпура:

$$P=D/\sum L_{\text{ш}}=544,3/147,2=3,6 \text{ т/м (4.2.13)}$$

13. Продолжительность обуривания забоя:

$$t_6=\sum L/(n_6 * \Pi_6)=147,2/(2*24)=3 \text{ см. (4.2.14)}$$

где: n_6 – число перфораторов в работе, ед;

Π_6 – эксплуатационная производительность перфоратора, м/см;

14. Трудоемкость работ по бурению шпуров:

$$N_6=n_{\text{бур}} * t_6=2*3=6 \text{ чел.-см. (4.2.15)}$$

где: $n_{\text{бур}}$ – число рабочих на бурении шпуров;

15. Трудоемкость работ по бурению шпуров на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{6.0.}=(N_6/D)*1000=(6/544,3)*1000=11,1 \text{ чел.-см. (4.2.16)}$$

16. Продолжительность заряжания шпуров:

$$N_3=Q/\Pi=113,6/1800=0,22 \text{ см. (4.2.17)}$$

где: Π – эксплуатационная производительность на заряжании шпуров, кг/см.;

17. Трудоемкость работ по заряданию шпуров:

$$N_3 = n_3 \cdot t_3 = 2 \cdot 0.22 = 0.44 \text{ чел.-см. (4.2.18)}$$

где: n_3 – число рабочих, занятых на зарядании шпуров;

18. Трудоемкость работ по заряданию шпуров на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{30} = (N_3 / D) \cdot 1000 = (0.44 / 544.3) \cdot 1000 = 0.8 \text{ чел.-см. (4.2.19)}$$

4.3 Расчет технологического комплекса доставки руды

Выбираем скреперную доставку, тип скрепера – ящичный.

1. Вместимость скрепера:

$$V_c = k \cdot h^2 \cdot b = 1.6 \cdot 0.45^2 \cdot 1.4 = 0.78 \text{ м}^3 \text{ (4.3.1)}$$

где: k – коэффициент, учитывающий тип скрепера;

h, b – соответственно, высота и ширина скрепера, м;

2. Оптимальные соотношения между размерами:

$$\text{ширина } b = 1.35 \cdot \sqrt[3]{V_c} = 1.35 \cdot \sqrt[3]{0.72} = 1.2 \text{ м (4.3.2)}$$

$$\text{длина } l = 1.35 \sqrt[3]{V_c} = 1.35 \cdot \sqrt[3]{0.72} = 1.2 \text{ м (4.3.3)}$$

$$\text{высота } h = 0.85 \sqrt[3]{V_c} = 0.85 \cdot \sqrt[3]{0.72} = 0.56 \text{ м (4.3.4)}$$

3. Выбираем скрепер с вместимостью 1 м^3

ширина 1,7 м; длина 1,25 м; высота 0,56м;

4. Действительная вместимость скрепера:

$$V=K_n * V_c=0,8*1=0,8 \text{ м}^3 \text{ (4.3.5)}$$

5. Масса руды, перемещаемой скрепером:

$$Q_p=V*1000*\gamma/k_p=0,8*1000*2,8/1,4=1600 \text{ кг (4.3.6)}$$

где: k_p – коэффициент разрыхления руды, доли ед.;

6. Тяговое усилие рабочего хода:

$$F_p=k_n \cdot [Q_p (k_1 \cdot \cos \beta \pm \sin \beta) + Q_c (k_4 \cos \beta \pm \sin \beta)] / 100, \text{ кН; (4.3.7)}$$

где: k_n – коэффициент, учитывающий потери энергии на трение;

Q_p – масса руды, перемещаемой скрепером, кг;

k_1 – коэффициент трения руды о почву;

Q_c – масса скрепера, кг;

k_4 – коэффициент трения скрепера о почву;

$$F_p=1.5[1600*(0.8*\cos 5-\sin 5)+800(0.8*\cos 5-\sin 5)]/100=38$$

7. Тяговое усилие холостого хода:

$$F_x=[Q_c(k_4 \cos \beta + \sin \beta)]k_n/100=[800*(0,8 \cos 5 + \sin 5)]*1,5/100=20 \text{ кН ; (4.3.8)}$$

8. Тяговое усилие при наполнении скрепера:

$$F_H=F_x*k_b=38*1,6=60,8 \text{ кН; (4.3.9)}$$

где: k_b – коэффициент, учитывающий дополнительные сопротивления;

На основании выполненных расчетов для наибольшего тягового усилия ($F_H=60,8$ кН), по данным таблицы выбираем скреперную лебедку 75ЛС-2С и проводим расчет.

9. Удельные затраты на ликвидацию завесаний:

$$t_{\text{зав}} = t_{\text{зав}}^1 / Q_B = 15 / 150 = 0,1 \text{ мин/т} \quad (4.3.10)$$

где: $t_{\text{зав}}^1$ – средняя продолжительность ликвидации одного завесания;

Q_B – среднее количество руды, выпускаемой из отверстия между двумя завесаниями, т;

10. Удельные затраты времени на дробление негабаритов:

$$t_{\text{вд}} = T_{\text{вд}} * \pi / 100 * p * m = 10 * 4 / 100 * 0,8 * 4 = 0,125 \text{ мин/т}; \quad (4.3.11)$$

где: $T_{\text{вд}}$ – средняя продолжительность перерыва при одном взрывании, мин;

π – выход негабаритов, %;

p – средняя масса негабарита, т;

m – количество одновременно взрывающихся кусков;

11. Скорость грузового хода скрепера:

$$V_{\text{гр}} = 0,004 * N + 1,02 = 0,004 * 1,32 + 1,2 = 1,03 \text{ м/с}; \quad (4.3.12)$$

12. Скорость холостого хода скрепера:

$$V_x = 1,38 * V_{\text{гр}} = 1,38 * 1,02 = 1,41 \text{ м/с}; \quad (4.3.13)$$

13. Грузоподъемность скрепера:

$$q = V * \gamma / K_p = 0,8 * 2,8 / 1,4 = 1,6 \text{ т}; \quad (4.3.14)$$

14. Удельные затраты времени на доставку:

$$t_d = [(L/V_x) + (L/V_{гр}) + t_3] * [1/(80*Q)] = [(50/1.41) + (50/1.03) + 20] * [1/(80*1.6)] = 0.89 \text{ м};$$

где: L – средняя длина доставки, м;

t_3 – время на загрузку и разгрузку скрепера, с;

15. Эксплуатационная производительность:

$$P = (T_{см} - T_{пр}) / (t_{зав} + t_{вд} + t_d) = (360 - 60) / (0,1 + 0,125 + 0,89) = 267,8 \text{ т/ см}; \quad (4.3.15)$$

16. Ширина полосы движения скрепера:

$$a = 2d_k + b = 2 * 0.5 + 1.7 = 2.7 \text{ м}; \quad (4.3.16)$$

где: d_k – максимальный размер кондиционного куска отбитой массы, м;

b – ширина принимаемого скрепера, м;

17. Высота скреперной выработки:

$$h = 1.8 + (0.8 - 0.33a) \text{tg} \alpha = 1.8 + (0.8 - 0.33 * 2.7) * \text{tg} 50 = 1.9 \text{ м}; \quad (4.3.17)$$

Таблица 4.2 Баланс блоков

Наименование	Кол-во	Сечение, м2	Длина, м		Объем, м3		Кн	Кк	Балансовые запасы, т	Извлекаемые запасы, т	Добыто руды, т
			по руде	по породе	по руде	по породе					
1	2	3	4	5	6	7	9	10	11	12	13
Горно-подготовительные											
1. Откаточный уклон	1	7,2	180	-	1296	-	1	1	3628,8	3628,8	3628,8
2. Штрек транспортный	1	7,2	400	-	1800	-	1	1	5040	5040	5040
3. Штрек вентиляционный	1	7,2	400	-	1800		1	1	5040	5040	5040
Нарезные работы											
1. Разрезной штрек	2	1,6	400	-	800	-	1	1	2240	2240	2240
Очистные работы											
Щелики	4	-			425						
2. Очистная выемка	1				8100		0,9	0,86	226800	204120	195048
Итого по блоку					16021				242748		

Заключение

В данном курсовом проекте мы произвели следующие расчеты и выборы.

Подсчитав балансовый запас, мы получили следующие данные: глубина распространения рудной залежи 400 м, условный балансовый запас 3333,96 тыс. т. Определили годовую производительность 1000 тыс. т. с оптимальным сроком службы рудника 34 года.

При выборе схемы вскрытия выполнили необходимые чертежи и приняли схему вскрытия наклонным стволом в лежащем боку. Произвели расчет объема и стоимости горно-капитальных работ. Получили общий объем 340015,6 м³ и стоимость в размере 3744,8млн. рублей.

Также произвели выбор системы разработки методом исключения и приняли камерно-столбовую систему с отбойкой вертикальных слоёв шпурами.

Список литературы

1. Вохмин С.А. Сборник примеров и задач по подземным горным работам: Учебное пособие / КГАЦМиЗ. – Красноярск, 1995.
2. Попов Г.Н., Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений. М., Недра, 1970.
3. Справочник по разработке соляных месторождений / Р.С. Пермяков, О.В. Ковалев, В.Л. Пинский и др. М.: Недра, 1986. 212 с.
4. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. М.: НПО ОБТ, 1996.
5. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий: Учебник. М.: МГГУ, 1995. 508 с.
6. Именитов В.Р. Системы разработки рудных месторождений. М.: МГГУ, 2000.