**Курсовой проект**

**По дисциплине:**

**“Подземная разработка рудных и нерудных месторождений”**

**Тема: « Промышленная оценка, вскрытие, подготовка рудного месторождения»**

**Введение.**

Норильский горнорудный район приурочен к северо-западной оконечности Сибирской платформы. Здесь выявлен целый ряд рудопроявлений и месторождений сульфидных медно-никелевых руд, ассоциирующихся с трапповыми интрузивами.

Месторождения Норильского района – Норильское, Талнахское, Октябрьское и ряд других рудопроявлений, являются единой рудно-магматической системой.

В пределах района выделяются два типа рельефа: горный и равнинный. Горный рельеф характеризует Норильское (на юге) и Хараерлахское (на севере) плато столообразные возвышенности.

Талнахское и Октябрьское месторождения представлены сплошными сульфидными рудами, роговиками, аргиллитами, известняками, оливинсодержащими габбро-долеритами и пикритовыми габбро-долеритами.

Независимо от глубины залегания, месторождения относятся к угрожаемым по горным ударам, а с глубины 700 м. и ниже к опасным по горным ударам.

**1. Промышленная оценка месторождения.**

Используя данные по глубине залегания месторождения, угла падения, мощности контуров рудного тела от лежачего бока к висячему, размера месторождения по падению строим разрез рудного тела.

**1.1 Горно-геологическая и экономическая характеристика рудного месторождения.**

а) Определение длины месторождения по падению.

Определение длины месторождения ведется по формуле:

Вi = hi / Sin αi , м

Определим длину месторождения по падению между горизонтами 45 м. и -15 м.

В1 = h1 / Sin α1 = 60 / Sin 6º = 574.01 , м

Определим длину месторождения по падению между горизонтами -15 м. и -75 м.

В2 = h2 / Sin α2 = 60 / Sin 7º = 492.33 , м

Определим длину месторождения по падению между горизонтами -75 м. и -135 м.

В3 = h3 / Sin α3 = 60 / Sin 8º = 431.12 , м

Таким образом, длина месторождения по падению равна:

В = В1 + В2 + В3 = 574.01 +492.33 +431.12 = 1497.46 м.

б) Определение балансового запаса.

Расчет балансовых запасов ведется по формуле:

Бi = L B mi γ , т

где L, B – соответственно размеры месторождения по простиранию и падению, м.,

m – мощность месторождения, м., γ - объемный вес руды, т/м3. Запасы руды в контуре 1:

Б1 = L B1 m1 γ = 2000×574.01 ×12×2.9 = 39.95 млн.т.

Запасы руды в контуре 2:

Б2 = L B2 m2 γ = 2000×492.33 ×13×2.9 = 37.12 млн.т.

Запасы руды в контуре 3:

Б3 = L B3 m3 γ = 2000×431.12 ×14×2.9 = 35.01 млн.т.

Таким образом, определяем балансовые запасы руды:

Б = Б1+Б2+Б3 = 39.95 +37.12 +35.01 = 112.08 млн.т.

в) Определение срока отработки месторождения.

Определение срока отработки месторождения ведем по формуле:

Т = Б(1- n) / А(1- р) = 112.08 (1-0.35) / 1.5(1- 0.1) = 53.96 лет,

где Б – балансовые запасы руды, А=1.5 млн.т. – годовая производительность рудника (по заданию), n = 35% - проектные потери руды при разработке, р = 10% - оптимальные потери руды при разубоживании.

г) Определение среднего содержания металлов в балансовых запасах.

Определение среднего содержания металлов в балансовых запасах ведется по формуле:

Сср.= (С1Б1+С2Б2+С3Б3) / Б ,

где Сi – содержание металла по горизонтам (по заданию 4%,5% и 6% соответственно)

Сср.= (4×39.95 +5×37.12 +6×35.01) / 112.08 = 4.96%

д) Определение количества металла, содержащегося в месторождении.

Определим количество металла, содержащегося в месторождении по формуле:

QM = 0.01 Сср.Б = 0.01×4.96×112.08 = 5.559 млн.т.

Определим количество извлекаемого металла в год по формуле:

QMГ = 0.01 Сср.Бг = 0.01Сср.А(1 – р)/(1 – n) =

= 0.01×4.96×1.5(1- 0.1)/(1- 0.35) = 0.103 млн.т.

е) Определение ценности руды.

Определим балансовую ценность металла, содержащегося в 1 тонне руды:

Цб = 0.01Сср.Ц = 0.01×4.96×700 = 34.72 р.,

где Ц = 700 р. – цена 1 тонны условного металла.

Определим валовую ценность металла с учетом потерь разубоживания, содержащегося в 1 тонне руды:

Цв = 0.01Сср.(1 – р)Ц = 0.01×4.96(1- 0.1)700 = 31.248 р.,

Определим извлекаемую ценность руды по формуле:

Ци = 0.01Сср.(1-р)ИоИмЦ , р.,

где Ио = 0.82- коэффициент извлечения металла из руды при обогащении

Им = 0.95- коэффициент извлечения металла из руды при металлургической переработке.

Ци = 0.01×4.96(1- 0.1)0.82×0.95×700 = 24.34.р.

* 1. **Расчет себестоимости конечной продукции горного производства.**

а) Определение себестоимости 1 тонны концентрата.

Себестоимость 1 тонны концентрата находим по формуле:

Qk = qр(Сд + Со), р.,

где qр = 1/бр = Ск / Сср.(1-р)Ио – количество балансовой руды, необходимое для получения 1 тонны концентрата, Ск = 40% - содержание металла в концентрате, бр – выход концентрата из 1 тонны балансовой руды, Сд = 0.7 тыс.р.- себестоимость добычи 1 тонны руды, Со = 70 тыс.р.- себестоимость обогащения 1 тонны руды.

qр = 40 / 5.19(1- 0.1)0.82 = 10,44 т.

Qk = 10,44(180 + 70) = 2610 тыс.р.

б) Определение себестоимости 1 тонны металла.

Себестоимость 1 тонны металла определяем по формуле:

Qм = (Сд + Со)q + qкСмп , р.,

где Смп = 200 тыс.р.- себестоимость металлургической переработки концентрата, полученного из 1 тонны руды, q = 1/б =1 / 0.01 Сср.(1-р)ИоИм – количество рудной массы, необходимое для получения 1 тонны металла, бр – выход металла из 1 тонны балансовой руды, qк = 100 / Ск × Им – необходимое количество концентрата для получения 1 тонны металла.

qк = 100 / Ск × Им = 100 / 40×0.95 = 2.63 т.

q = 1 / 0.01×5.19(1- 0.1)0.82×0.95 = 27,48 т.

Qм = (180 + 70) 27,48 + 2.63×200 = 7396 тыс.р.

в) Определение себестоимости переработки 1 тонны руды в металл.

# Себестоимость переработки 1 тонны руды в металл определяем по формуле:

См = Сд + Со + Смп бр, р.,

См = 180 + 70 + 200×1/10,44= 269,16 тыс.р.

г) Определение минимального содержания металла в руде.

Минимальное содержание металла в руде определяем по формуле:

Сmin = Смп / 0.01(1-р)ИоИмЦ, %

Сmin = 200 / 0.01 (1– 0.1) 0.82×0.95×20 = 1.43%

д) Определение прибыли, получаемой из 1 тонны металла и прибыли от

металла, полученного из 1 тонны руды.

# Прибыль, получаемую из 1 тонны металла, определяем по формуле:

# Пр = Ц – Qм = 20 – 7,396 = 12,604 млн.р.

# Прибыль от металла, полученного из 1 тонны руды определяем по формуле:

Пр' = Ци – См = 728 – 269,16 = 458,84 тыс.р.

е) Проверка себестоимости 1 тонны металла.

Qм = q × См = 27,48×269,16 = 7396,52 тыс.р.

* 1. **Расчет экономического ущерба от потерь и разубоживания руды при разработке месторождения.**

а) Экономический ущерб, складывается из двух величин:

* недополученная прибыль от не извлеченного металла из потерянной руды;
* непроизводительные затраты на разведку потерянной руды.

Эп = Цизв. – (Сб + ­­ Зр ),

где Сб = (Сд + Со)1/Кк + бр Смп – себестоимость добычи и переработки 1 тонны балансовой руды,

Кк = 1 – р = 0.9 – коэффициент качества руды,

Зр = 0.01Сср.Ц ρ – затраты на геологоразведочные работы,

ρ = 0.1 – доля затрат на геологоразведочные работы в цене металла, содержащегося в 1 тонне балансовой руды,

Цизв. = 0.01Сср.(1-р)ИоИмЦ – ценность извлечения 1 тонны руды.

Цизв. = 0.01×5,19 (1- 0.1)0.82×0.95×20 = 727,7 тыс.р.

Зр = 0.01×5,19×20×0.1 = 103,8 тыс.р.

Сб = (180 + 70)1/0.9 + 1/10,44×200 = 296,9 тыс.р.

Эп = Цизв. – (Сб + Зр ) = 727,7 – (296,9 + 103,8 )= 327 тыс.р.

Годовой экономический ущерб от потерь руды при разработке месторождения определяем по формуле:

Эпг = n А (1-р)Эп / 100(1- n), р.,

Эпг = 0.02×2,3(1- 0.1)327 / 100(1- 0.02) = 138,1 млн.р.

б) Определение экономического ущерба от разубоживания.

Экономический ущерб от разубоживания складывается из двух величин:

* затраты на добычу разубоживающих пород, которая равна затратам на добычу руды по руднику.
* затраты на обогащение.

Количество разубоживающих пород приходящихся на 1 тонну балансовой руды:

Х = р / 1 – р = 0.1/1- 0.1 = 0.11

Экономический ущерб от разубоживания 1 тонны балансовой руды:

Эр = Х (Сд + Со) = 0.11(180+70) = 27,5 тыс.р.

Годовой экономический ущерб от разубоживания:

Эрг = Вг (Сд + Со) = р×А(Сд + Со) = 0,12,3(180+70)= 57,5 млрд.р.



где Вг – количество разубоживающих пород в рудной массе, добываемой рудником за 1 год в тоннах.

в) Для полной оценки месторождения полезных ископаемых необходимо подсчитать:

- годовая производительность обогатительной фабрики:

Ао = А × бр = 2,3 × 1/10,44 = 220,3 тыс.т.

- годовая производительность металлургического цеха:

Ам = А × б = 2,3 × 0.04 = 92 тыс.т.

- годовая производительность закладочного комплекса:

Азг = А / γ = 2,3 / 4 = 575 тыс.т.

- суточная производительность закладочного комплекса:

Азс = Азк / Тзк = 575 / 305 = 1,89 тыс.т./сут.

* сменная производительность закладочного комплекса:

Азсм = Азс / 3 = 1,89 / 3 = 630 т

Годовая прибыль горно-металлургического комбината:

Прг = Бг Пр' = Б/Т Пр1 =70,73/33,5 458,84 = 9,61011 руб.



* 1. **Показатели промышленной оценки месторождения полезных ископаемых.**

# Балансовые запасы, Б 70,73 млн.т.

Среднее содержание балансовых запасов, Сср 5,19%

Количество металла, содержащегося в месторождении, Qм 3,671 млн.т.

Количество извлекаемого ежегодно металла, Qмг 109 тыс.т.

Балансовые запасы ежегодной добычи руды, Бг 2,11

Балансовая ценность руды, Цб 1,038 млн.р.

Валовая ценность руды, Цв 930тыс.р.

Извлекаемая ценность руды, Ци 727,7тыс.р.

Годовая производительность рудника, А 2,3 млн.т.

Срок отработки месторождения, Т 33,5 лет

Экономический ущерб от потерь 1 т. балансовой руды, Эп 327 тыс.р.

Экономический ущерб от разубоживания 1 т.

балансовой руды, Эр 27.5 тыс.р.

Годовой экономический ущерб от потерь руды

при разработке месторождения, Эпг 138,1 млн.р.

Годовой экономический ущерб от разубоживания руды при

разработке месторождения, Эрг 57,5 млрд.р.

Себестоимость 1 т концентрата, Qк 2610 тыс.р.

Себестоимость 1 т металла, Qм 7396 тыс.р.

# Себестоимость добычи 1 т. руды, Сд 180 тыс.р.

Себестоимость обогащения 1 т. руды, Со 70 тыс.р.

Минимальное содержание металла в руде, Сmin 1.43%

Годовая производительность обогатительной фабрики, Ао 220,3 тыс.т.

Годовая производительность металлургического цеха, Ам 92 тыс.т.

# Оптимальные потери руды при разработке, n 2%

# Оптимальные потери руды при разубоживании, р 10%

Годовая производительность закладочного комплекса, Азг  575 тыс.т.

Прибыль, получаемая из 1 т. руды, Пр' 458,84 тыс.р.

Прибыль, получаемая из 1 т. металла, Пр 12,604 млн.р.

Годовая прибыль горно-металлургического комбината, Прг 960 млрд.р.

**1.5 Расчет площади земельного отвода.**

Земельный отвод является главной частью горного отвода. Для определения земельного отвода находим Вг - проекцию месторождения на горизонтальную плоскость (рис. на стр. 9):

Вг1 = В1Cosα1 = 287.94 × Cos 10° = 283.57 м;

Вг2 = В2Cosα2 = 359,26 × Cos 8° = 355,76 м;

Вг3 = В3Cosα3 = 240,49 × Cos 12° = 235,23 м;

Вг = Вг1+ Вг2+ Вг3 = 283.57+355,76+235,23 = 874,56 м,

где: В – размер месторождения по падению, м., α - угол залегания месторождения, град.

Определяем длины х1 и х2 :

х1 = Нн tg (90-δ) = 1000×tg (90-75) = 267,9 м;

х2 = Нв tg (90-δ) = 850×tg (90-75) = 227,8 м,

где: Нн , Нв – соответственно нижняя и верхняя границы оруденения месторождения, м., δ = 75°- угол зоны сдвижения горных пород.

Площадь земельного отвода:

S = (x1 + L + x2)×(x1 + Вг + x2) =

= (267,9 + 1100 + 227,8) × (267,9 + 874,56 + 227,8) = 2186523,8 м² ,

где: L – размер месторождения по простиранию, м.

**Вскрытие местоорждения.**

* 1. **Способ вскрытия вертикальным скиповым стволом в лежачем боку месторождения посредине линии простирания вне зоны сдвижения пород.**

Расчет длин вскрывающих квершлагов.

Lвск=Н / tg ; м



Длина вскрывающего квершлага горизонта ­–850 м Lвск1=850 / tg75 =227,8 м



Длина вскрывающего квершлага горизонта –900 м. L900 = L850 + Вг1 = 227,8 + 283,5 = 511,3 м.

Длина вскрывающего квершлага горизонта –950 м. L950 = L900 + Вг2 = 511,3 + 355,76 = 867,06 м.

Длина вскрывающего квершлага горизонта –1010 м. L1010 = L950 + Вг3 = 867,06+235,23=1102,29

Длина скипового ствола.

Нсс = Нн + 40 = 1000 + 40 = 1040 м.

Расчет параметров подготовительных выработок.

Горизонт – 900 метров.

Панельная схема отработки. Панель делится на блоки по 110 метров исходя из эффективности электровозной откатки.

Длину откаточных квершлагов принимаем равной: Lот. к-ш = Вг1 = 283,5 м.

Длина откаточных штреков: Lш1 = L = 1100 м.

Общая протяженность откаточного горизонта: Lобщ. от. = 2Lш1 + 10Lот. к-ш = 2200 + 2835 = 5035 м.

Схема вентилляционно-закладочного горизонта подобна схеме откаточного горизонта, но без промежуточных квершлагов.

Lобщ. вз. = 2Lш1 + 2Lот. к-ш = 2200 + 567= 2767 м.

Общий коэффициент линейной подготовки для горизонта –900 метров:

Lл1 = (Lобщ. от. + Lобщ. вз.) / Б1 · 1000м = 7802 / 12,67\*1000 = 0,6

Общий удельный объем подготовительных выработок для горизонта –900 метров:

Lv1 = (Lобщ. от.· Sот. + Lобщ. вз. · Sв) / Б1 · 1000м = 8,2 м3/1000т

где Sот. = 14 м² - площадь поперечного сечения выработок откаточного горизонта,

Sв. = 12 м² - площадь поперечного сечения выработок вентиляционного горизонта.

Горизонт – 950 метров.

Длину откаточных квершлагов принимаем равной: Lот. к-ш = Вг2 = 355,76 м.

Длина откаточных штреков: Lш2 = L = 1100 м.

Общая протяженность откаточного горизонта: Lобщ. от. = 2Lш2 + 10Lот. к-ш = 2200+3557,6=5757,6м

Общая протяженность вентиляционного горизонта: Lобщ. вз= 2Lш2+2Lот. к-ш = 2200+715,2=2915,2м

Общий коэффициент линейной подготовки для горизонта –950 метров:

Lл2 = (Lобщ. от. + Lобщ. вз.) / Б2 · 1000м = 0,274 м /1000т

Общий удельный объем подготовительных выработок для горизонта –950 метров:

Lv2 = (Lобщ. от.· Sот. + Lобщ. вз. · Sв) / Б2 · 1000м = 3,66 м³/1000т ,

где Sот. = 14 м² - площадь поперечного сечения выработок откаточного горизонта,

Sв. = 12 м² - площадь поперечного сечения выработок вентиляционного горизонта.

Горизонт – 1010 метров.

Длину откаточных квершлагов принимаем равной: Lот. к-ш = Вг3 = 235,23м.

Длина откаточных штреков: Lш3 = L = 1100 м.

Общая протяженность откаточного горизонта: Lобщ. от. = 2Lш3 + 10Lот. к-ш =2200+2352,3= 4552,3м

Общая протяженность вентиляционного горизонта: Lобщ. вз= 2Lш3+2Lот. к-ш =2200+470,4=2670,46

Общий коэффициент линейной подготовки для горизонта –1010 метров:

Lл3 = (Lобщ. от. + Lобщ. вз.) / Б3 · 1000м = 0,27 м /1000т

Общий удельный объем подготовительных выработок для горизонта –1010 метров:

Lv3 = (Lобщ. от.· Sот. + Lобщ. вз. · Sв) / Б3 · 1000м = 3,62 м³/1000т ,

где Sот. = 14 м² - площадь поперечного сечения выработок откаточного горизонта,

Sв. = 12 м² - площадь поперечного сечения выработок вентиляционного горизонта.

**Расчет капитальных затрат и эксплуатационных годовых затрат.**

Капитальные затраты на стоительтво скипового ствола:

Ксс = Нсс × qсс = 1040 × 15 × = 15,6 млрд.р.



Капитальные затраты на стоительтво вскрывающих квершлагов:

Ккв = 2 вск × qкв = 4961,3 × 1,5 × = 7,442 млрд.р.



Капитальные затраты на стоительтво капитальных рудоспусков:

Кк.руд. = Нобщ.к.р. × qк.р. , руб.;

Нобщ.к.р.-общая высота капитальных рудоспусков ;

Нобщ.к.р.=2\*( Lк.р.г.-900+Lк.р.г.-950+Lк.р.г.-1010 ) м.

Где Lк.р.г.=hy1 + hy2 + Hз – длина капитального рудоспуска горизонта.

hy1=50м. hy2=60м. Hз= 30м.

Lк.р.г.-900= 50+60+30 = 140 м.

Lк.р.г.-950= 60+30 = 90 м.

Lк.р.г.-1010= Нз=30 м.

Нобщ.к.р.= 2(140+90+30) = 520 м.



Кк.руд.=5201,2106= 624 млн. руб.



Общие капитальные затраты:

Кобщ = К =15,6 + 7,442 + 0,624 = 23,666 млрд.р.



Удельные капитальные затраты:

Куд = = = 10,29 тыс.р/ т



Годовые эксплуатационные затраты на поддержание скипового ствола:

Ссс = 0,01 Ксс = 0,01 × 15,6 × = 156 млн.р.



Годовые эксплуатационные затраты на поддержание вскрывающих квершлагов:

Скв = 0,025 Ккв = 0,025 × 7442 × = 186,05 млн.р.



Годовые эксплуатационные затраты на подъем руды скипами:

nn=200 руб. – стоимость подъема 1 т руды скипом .

Сп = = = 4.784 млрд.р.



Годовые эксплуатационные затраты на электровозную откатку:

Сэ = = = 0.86 млрд.р.



Общие эксплуатационные затраты на подготовительные выработки:

Спв = Lобщ.отк × qкв = 15344.9 × 1,5 × = 23.02 млрд.р.



Годовые эксплуатационные затраты на подготовительные выработки:

Сгпв = = 3.289 млрд.р.



Общие эксплуатационные затраты:

Собщ = Σ С = (156+186.05+4784)106+0.86109+3.289109= 9.275 млрд.р.



Удельные эксплуатационные затраты:

Су = = = 4032.61 руб/т



Приведенные затраты:

Пр = Су + Ку × Е = 4032,61 + 10,29103 × 0,14 = 2005,2 руб/т



где Е = 0,14 – коэффициент эффективности капитальных вложений.

* 1. **Комбинированный способ вскрытия вертикальным скиповым стволом в лежачем боку месторождения посредине линии простирания вне зоны сдвижения пород и конвейерным наклонным стволом.**

Угол наклона конвейерного ствола:

φ = arctg = arctg = 5,8˚ ,



где: h = 100 м. – перепад высот конвейерного ствола,

Lгкс = Lвск3 + 0,5Вг3 = 867,06 + 117,615 = 984,7 м. – горизонтальная составляющая длины конвейерного ствола

Длина конвейерного ствола:

Lкс = 984,7/ Cos 5,8 = 989,8 м.

Расчет длин вскрывающих квершлагов.

Длина вскрывающего квершлага горизонта –900 м. Lвск1 = Lвск + Вт1 = 227,8 + 283,5 = 511,3 м.

Длина вскрывающего квершлага горизонта –950 м. Lвск2 = Lвск1 + Вг2 = 511,3 + 235,23 = 746,53м

Длина скипового ствола.

Нсс = 980 м.

Расчет технико-экономических показателей схемы подготовки откаточных и вентиляционных квершлагов.

Горизонт – 900 метров.

Длину откаточных квершлагов принимаем равной: Lот. к-ш = Вг1 = 283.5 м.

Длина откаточных штреков: Lш1 = L = 1100 м.

Общая протяженность откаточного горизонта: Lобщ. от. = 2Lш1 + 10Lот. к-ш = 2200 + 2835 = 5035 м.

Общая протяженность вентиляционного горизонта:

Lобщ. вз. = 2Lш1 + 2Lот. к-ш = 2200 + 567 = 2767 м.

Общий коэффициент линейной подготовки для горизонта –900 метров:

Lл1 = (Lобщ. от. + Lобщ. вз.) / Б1 · 1000м = 0,62 м /1000т

Общий удельный объем подготовительных выработок для горизонта –900 метров:

Lv1 = (Lобщ. от.· Sот. + Lобщ. вз. · Sв) / Б1 · 1000м = 8,18 м³/1000т ,

где Sот. = 14 м² - площадь поперечного сечения выработок откаточного горизонта,

Sв. = 12 м² - площадь поперечного сечения выработок вентиляционного горизонта.

Горизонт – 950 метров.

Длину откаточных квершлагов принимаем равной: Lот. к-ш = Вг2 = 355,76 м.

Длина откаточных штреков: Lш2 = L = 1100 м.

Общая протяженность откаточного горизонта: Lобщ. от. = 2Lш2 + 10Lот. к-ш = 2200+3557,6 =5757,6

Общая протяженность вентиляционного горизонта: Lобщ. вз= 2Lш2+2Lот. к-ш = 2200+711,52=2911,5

Общий коэффициент линейной подготовки для горизонта –950 метров:

Lл2 = (Lобщ. от. + Lобщ. вз.) / Б2 · 1000м = 0,274 м /1000т

Общий удельный объем подготовительных выработок для горизонта –950 метров:

Lv2 = (Lобщ. от.· Sот. + Lобщ. вз. · Sв) / Б2 · 1000м = 3,66 м³/1000т ,

где Sот. = 14 м² - площадь поперечного сечения выработок откаточного горизонта,

Sв. = 12 м² - площадь поперечного сечения выработок вентиляционного горизонта.

Сечение конвейерного ствола:

Sкс = 12 м².

**Расчет капитальных затрат и эксплуатационных годовых затрат.**

Капитальные затраты на стоительтво скипового ствола:

Ксс = Нсс × qсс = 980 × 15 × = 14,7 млрд.р.



Капитальные затраты на стоительтво конвейерного ствола:

Ккс = Lкс × qкс = 989,8 × 2 × = 1,98 млрд.р.



Капитальные затраты на стоительтво дробильного комплекса:

Кдк = Vдк × qдк = 200 × 10³ × 1,5 × 2,5 × 10³ = 750 млн.р.

Капитальные затраты на стоительтво вскрывающих квершлагов:

Ккв = 2Σ Lвск × qкв = 2509,66 × 1,5 × = 3,76 млрд.р.



Капитальные затраты на стоительтво капитальных рудоспусков:

Кр/сп = Нр/сп × qр/сп = (160 + 60) × 1,2 × = 264 млн.р.



Общие капитальные затраты:

Кобщ = К = 14,7 + 1,98 + 0,75 + 3,76 + 0,264 = 21,454 млрд.р.



Удельные капитальные затраты:

Куд = = = 9,3 тыс.р/ т



Годовые эксплуатационные затраты на поддержание конвейерного ствола:

Скс=0,025 \* Ккс= 0,025 \* 1,98 = 49,5 млн.р.

Годовые эксплуатационные затраты на поддержание скипового ствола:

Ссс = 0,01 Ксс = 0,01 × 14,7 × = 147 млн.р.



Годовые эксплуатационные затраты на поддержание вскрывающих квершлагов:

Скв = 0,025 Ккв = 0,025 × 3760 × = 94 млн.р.



Годовые эксплуатационные затраты на дробление руды:

Сдр = А × nдр = 2,3 × × 80 = 184 млн.р.



Годовые эксплуатационные затраты на подъем руды скипами:

Сп = = = 4,51 млрд.р.



Годовые эксплуатационные затраты на подъем руды конвейером:

Спк = = = 230 млн.р.



Стоимость электровозной откатки по грузовым квершлагам гор. 900 и –950 м.:

Сэ.отк = ( n э.отк кв ) /1000



Сэ.отк = (150\* 2 (511,3+746,53 ) / 1000 =868 млн.р.



Общие эксплуатационные затраты:

Собщ = Σ С =0,0495+0,147+0,094+4,51+0,23+0,868+0,184=6,0825 млрд.р.

Удельные эксплуатационные затраты: Су = = = 2,64 тыс.р/ т



Приведенные затраты:

Пр = Су + Ку × Е = 2,64 + 9,3 × 0,14 = 3,942 тыс.р/ т

где Е = 0,14 – коэффициент эффективности капитальных вложений.

* 1. **Способ вскрытия вертикальным скиповым стволом, проийденным по месторождению с оставлением охранного целика.**

Глубина скипового ствола: Нсс = 1040 м.

Глубина середины месторождения: Нц = (850+1000)/2=925 м.

Ширина охранного целика: в = L1 + L2 = 315,3 +342,1 = 657,4 м.

L1=tg 15 \*(Hcc-50) + 50 =315.3 м.

L2=tg 15\* (Hcc+50)+ 50 =342.1 м.

Длина охранного целика: а = 2 L2 = 684,2 м.

Площадь целика: S = а×в = 684,2 × 657,4 = 449793,1 м².

Балансовый запас, оставляемый в целике:

Бц = Vц γ = 8231213,7×4 = 32,9 млн.т.

Vц= мср \* S= 18,3 \* 449793,1= 8231213,7 м3

Экономический ущерб оставляемый от целика:

Эц = Эп Бц Кизв = 327000×32900000×0.98 = 10,5 трлн.р.

Экономический ущерб, отнесенный на 1 т. извлекаемых балансовых запасов:

∆ Ээц = Эц / (Б - Бц) = 10,5 × / (70,73 – 32,9) = 277,6 тыс.р./т.



Расчет длин вскрывающих квершлагов.

Длина вскрывающего квершлага горизонта –900 м. Lвск1 = L1 = 315,3м.

Длина вскрывающего квершлага горизонта –1010 м. Lвск2 = Lвск1 + L2 = 315,3 + 342,1 = 657,4 м.

**Расчет технико-экономических показателей схемы подготовки откаточных и вентиляционных квершлагов.**

Горизонт – 900 метров.

Длину откаточных квершлагов принимаем равной: Lот. к-ш = Вг1 = 283,5 м.

Длина откаточных штреков: Lш1 = L = 1100 м.

Общая протяженность откаточного горизонта: Lобщ. от. = 2Lш1 + 10Lот. к-ш = 2200 + 2835 = 5035 м.

Общая протяженность вентиляционного горизонта:

Lобщ. вз. = 2Lш1 + 2Lот. к-ш = 2200 + 567 = 2767 м.

Балансовые запасы горизонта:

Общий коэффициент линейной подготовки для горизонта –900 метров:

Lл1 = (Lобщ. от. + Lобщ. вз.) / Б1 · 1000м = 0.616 м /1000т

Общий удельный объем подготовительных выработок для горизонта –900 метров:

Lv1 = (Lобщ. от.· Sот. + Lобщ. вз. · Sв) / Б1 · 1000м = 8,18 м³/1000т ,

где Sот. = 14 м² - площадь поперечного сечения выработок откаточного горизонта,

Sв. = 12 м² - площадь поперечного сечения выработок вентиляционного горизонта.

Горизонт – 1010 метров.

Расчёт длин откаточных квершлагов :

Lотк кв = (L – Lвск2 ) / 2 = (1100 – 657,4 ) / 2 = 221,3 м.

Общая протяженность вентиляционного горизонта:

Lобщ. вз= 2× ( L1 + L2 ) + 2 L =2\*657,4 + 2\*1100=3514,8 м .



Общая протяженность откаточного горизонта:

Lобщ. отк= 6 221,3 + 4(315,3+342,1)=3957,4 м.



Балансовые запасы горизонта:

Б2' = Б - Бц = 70,73 – 32,9 = 37,83 млн. т

Общий коэффициент линейной подготовки для горизонта –1010 метров:

Lл2 = (Lобщ. от. + Lобщ. вз.) / Б2'· 1000м = 0,2м /т

Общий удельный объем подготовительных выработок для горизонта –1010 метров:

Lv2 = (Lобщ. от.· Sот. + Lобщ. вз. · Sв) / Б2 '· 1000м = 2,6 м³/т ,

где Sот. = 14 м² - площадь поперечного сечения выработок откаточного горизонта,

Sв. = 12 м² - площадь поперечного сечения выработок вентиляционного горизонта.

**Расчет капитальных затрат и эксплуатационных годовых затрат.**

Капитальные затраты на стоительтво скипового ствола:

Ксс = Нсс × qсс = 1040 × 15 × = 15,6 млрд.р.



Капитальные затраты на стоительтво вскрывающих квершлагов:

Ккв = 2Σ Lвск × qкв = 1945,4 × 1,5 × = 2,92 млрд.р.



Капитальные затраты на стоительтво капитальных рудоспусков:

Кр/сп = Нр/сп × qр/сп = (220 + 60) × 1,2 × = 336 млн.р.



Общие капитальные затраты:

Кобщ = К = 15,6 + 2,92 + 0,336 = 18,856 млрд.р.



Удельные капитальные затраты:

Куд = = = 8,2 тыс.р/ т



Годовые эксплуатационные затраты на поддержание скипового ствола:

Ссс = 0,01 Ксс = 0,01 × 15,6 × = 156 млн.р.



Годовые эксплуатационные затраты на поддержание вскрывающих квершлагов:

Скв = 0,025 Ккв = 0,025 × 2920 × = 73 млн.р.



Годовые эксплуатационные затраты на подъем руды скипами:

Сп = = = 4,78 млрд.р.



Общие эксплуатационные затраты на электровозную откатку:

Сэ.отк = (nэ отк\*А\*2\*Lотк кв) / 1000



Сэ.отк= (150\*2,3106\*504,8) / 1000 = 174,2 млн.р.



Общие эксплуатационные затраты:

Собщ = Σ С = Ссс+Спод+Скв+Сэ.отк+Эц .

Собщ = 0,156+4,78+0,073+0,1742+10500= 10,51 трлн.р.

Удельные эксплуатационные затраты: Су = = = 4,57 млн.р/ т



Приведенные затраты:

Пр = Су + Ку × Е + ∆ Ээц = 4,57 + 0,0082 × 0,14 + 0,2776 = 4,84 млн/ т

где Е = 0,14 – коэффициент эффективности капитальных вложений.

Капитальные и годовые эксплуатационные затраты.

1. Проведение скипового ствола 15,6 14,7 15,6
2. Проведение конвейерного ствола - 1,98 -
3. Проведение вскрывающих квершлагов 7,442 3,76 2,92
4. Проведение капитальных рудоспусков 0,624 0,2640,333
5. Строительство дробильной камеры -0,75 -
6. Общие капитальные затраты 23,66621,45418,856
7. Удельные капитальные затраты, р/т 10290 93008200

Годовые эксплуатационные затраты

1. Поддержание скипового ствола 0,156 0,147 0,156
2. Поддержание квершлагов 0,1861 0,094 0,073
3. Подъем руды скипами 4,784 4,51 4,78
4. Подъем руды конвейером - 0,23
5. Дробление руды - 0,184
6. Электровозная откатка 0,86 0,868 0,174
7. Общие годовые эксплуатационные затраты 9,275 6,033 10510
8. Уд. годовые эксплуатационные затраты, р/т 10290 9300 8200
9. Эк. ущерб от оставления руды в охранном

целике, отнесенный к 1 т. балансовой руды, - - 10500

1. Приведенные затарты, р/т 2005,2 3942 4,84106



По приведенным затратам выбираем 1 способ:

Выбор скипового ствола

Сечение скипового ствода:

Sсс = 23,4 + 3,6 А = 23,4 + 3,6 × 2,3 = 31,7 м²

Диаметр скипового ствола: D = 2= 2 = 6,4 м.



Часовая производительность подъемной установки:

Q час = (А × с) / (N × n) = (2,3 × × 1,5) / (305 × 12) = 942,6 т/ч



где: с = 1,5 – коэффициент неравномерности работы подъемной установки;

N – количество рабочих дней в году;

n – часы работы подъема в сутки.

Наивыгоднейший груз, поднимаемый за 1 раз в кг.:

Q г = Q час= 942,6 = 33780 кг.



где: Q час - часовая производительность подъемной установки;

Н = 1040 м – глубина подъема;

t п = 12 – 16 с. – время пауз.

Полезная емкость скипа:

W = Q г / γн = 33,78 / 4 = 8,4 м³

где: Q г - Наивыгоднейший груз, поднимаемый за 1 раз;

γн – насыпной вес руды, т/м³

Выбираем скип 2 СН 11-2, емкостью 11 м³, размером 1680×1740, грузоподъемностью 25 т.

Расчетное число подъемов в час:

nч = Q час / Q г = 942,6 / 33,78 = 28 раза.

Время подъема:

Тп = 3600 / nч = 3600 / 28 = 128,6 с.

Средняя скорость подъема:

Vср = Н / Тп = 1040 / 128,6 = 8,1 м/с

Максимально допустимая правилами ЕПБ скорость подъма скипа:

Vмах = 0,8= 25,8 м/с.



1. Планирование строительства первой очереди рудника.

Наименование объем, норма продолжительность

1. Скиповой ствол 1040 50 м/мес 21
2. Клетьевой ствол 1020 50 м/мес 21
3. Вентиляционный ствол 1 900 50 м/мес 18
4. Вентиляционный ствол 2 950 50 м/мес 19
5. Околоствольный двор ? 6225 350 м³/мес 18
6. Кап.вент.штрек г.900м. 1100 60 м/мес 18
7. Кап.вент.штрек г.950м. 1100 60 м/мес 18
8. Кап.вент.штрек г.1010м. 1100 60 м/мес 18
9. Вскрыв. квершлаги г.900 511,3 60 м/мес 9
10. Вскрыв. квершлаги г.950 867,06 60 м/мес 14
11. Вскрыв. квершлаги г.1010 1102,29 60 м/мес 18
12. Вент. горизонт 900 м. 2767 60 м/мес 46
13. Вент. горизонт 950 м. 2915 60 м/мес 49
14. Вент горизонт 1010 м. 2670,46 60 м/мес 44
15. Откаточный гор.900 м 5035 60 м/мес 84
16. Откаточный гор.950 м 5757,6 60 м/мес 96
17. Откаточный гор.1010 м 4552 60 м/мес 76
18. Капитальные рудоспуски 260 50 м/мес 5

ВСЕГО: 592

Число проходческих бригад:

Nбр = Т' / Т'' = 592 / 84 = 7 бригад

где: Т' – время строительства одним забоем

Т'' = 84 мес.– время строительства первой очереди (7 лет)

Распределение капитальных затрат.

Наименование Стоимость Распределение затрат по годам

Поверхностный комплекс 0,0137 0,0137 3,7

Скиповой ствол 15,6 3 4 4 4,6

Клетьевой ствол 15,6 3 4 4 4,6

Вентиляционный ствол 1 9,75 2,4 2,4 2,4 2,55

Вентиляционный ствол 2 10,5 2,6 2,6 2,6 2,7

Околоствольный двор 1,25 1,25

Кап.вент.штрек г.900м. 1,73 1,3 0,43

Кап.вент.штрек г.950м. 1,73 1 0,73

Кап.вент.штрек г.1010м. 1,73 0,73 1

Вскрыв. квершлаги г.900 1,5 1,5

Вскрыв. квершлаги г. 950 2,6 2,6

Вскрыв. квершлаги г. 1010 3,31 3,31

Вент. горизонт 900 м. 4,15 2 2,15

Вент. горизонт 950 м. 4,37 2,1 2,27

Вент горизонт 1010 м. 4,01 2 2,01

Откаточный гор.900 7,55 2,5 2,5 2,55

Откаточный гор.950 8,6 2,7 2,7 3,2

Откаточный гор.1010 6,83 2,2 2,2 2,43

Капитальные рудоспуски 0,6 0,6

ВСЕГО 101,42 12,26 13 13 14,45 23,94 15,99 8,78

**Библиографический список:**

1. Х. Х. Кожиев, А. А. Янишевский ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, Норильск 1995
2. М. И. Агошков, С. С. Борисов, В. А. Боярский РАЗРАБОТКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, Москва “Недра”, 1983
3. СПРАВОЧНИК ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ Москва, “Недра”, 1983
4. В. Р. Иминитов ПРОЦЕССЫ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ Москва, “Недра”, 1984
5. В. М. Рогинский ТЕХНОЛОГИЯ, ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ СТРОИТЕЛЬСТВОМ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ Москва, “Недра”, 1984
6. И. Д. Насонов, В. А. Федюкин, М. Н. Шуплик ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ, Ч 1: Строительство вертикальных выработок Москва, “Недра”, 1983