Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Universidad del Perú. Decana de América
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

Comparación de métodos de minado en yacimientos sedimentarios de roca fosfórica, basado en el costo operativo

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR

Fernando Javier SEMINARIO ELGUERA

ASESOR

Mg. Enrique GUADALUPE GÓMEZ

Lima, Perú

2019



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Seminario, F. (2019). *Comparación de métodos de minado en yacimientos sedimentarios de roca fosfórica, basado en el costo operativo*. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima, Perú.

Hoja de metadatos complementarios

Código ORCID del autor	—
DNI o pasaporte del autor	44761309
Código ORCID del asesor	https://orcid.org/0000-0001-9583-8807
DNI o pasaporte del asesor	09191995
Grupo de investigación	—
Agencia financiadora	—
Ubicación geográfica donde se desarrolló la investigación	Sechura-Sechura- Piura-Perú Coordenadas geográficas : S 05° 34’ 57.692 O 80° 50’ 0.775”
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2019
Disciplinas OCDE	Geociencias, Multidisciplinar http://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.01

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
(Universidad del Perú - Decana de América)
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
Av. Colonial cdra. 53 – Ciudad Universitaria
Central Telefónica: 619-7000 anexos: 1110 - 1111
Lima 1 – Perú

ACTA DE SUSTENTACION DE TESIS PARA OPTAR TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En las instalaciones de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el viernes 25 de octubre del 2019, siendo las 15:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado.

Mag. ALFONSO ALBERTO ROMERO BAYLÓN	*Miembro Presidente*
Mag. MARIANO PACHECO ORTÍZ	*Miembro*
Ing. VÍCTOR HUGO RAMÍREZ PONCE	*Miembro*

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS de ***Don FERNANDO JAVIER SEMINARIO ELGUERA****, Bachiller en Ingeniería de Minas, quien sustentó la Tesis Titulada:* ***"COMPARACIÓN DE MÉTODOS DE MINADO EN YACIMIENTOS SEDIMENTARIOS DE ROCAS FOSFÓRICAS, BASADO EN EL COSTO OPERATIVO"****, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero de Minas.*

Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

SATISFACCION DEL JURADO

El Jurado procedió a la calificación, cuyo resultado fue la nota de:

SOBRESALIENTE (17)

Habiendo sido aprobada la Sustentación de la Tesis por el Jurado Calificador, el Miembro Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el ***TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS****, a* ***Don FERNANDO JAVIER SEMINARIO ELGUERA****.*

Siendo las 17:00 horas, se dio por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (05) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Ciudad Universitaria, 25 de octubre del 2019

Mag. ALFONSO ALBERTO ROMERO BAYLÓN
MIEMBRO PRESIDENTE

Mag. MARIANO PACHECO ORTÍZ
MIEMBRO

Ing. VÍCTOR HUGO RAMÍREZ PONCE
MIEMBRO

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica
DIRECTOR
E.P. INGENIERÍA DE MINAS

Mag. ENRIQUE GUADALUPE GÓMEZ
DIRECTOR
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

Dedicatoria

A mi madre ROGELIA que desde el cielo sigue iluminando mi camino.

A mi padre FERNANDO por el apoyo incondicional en cada uno de mis retos trazados.

A mi hijo JOÁN por ser el motivo de mi desarrollo personal y profesional.

Y a mis familiares y personas queridas que me siguen acompañando en este largo camino llamado vida.

Agradecimiento

Agradezco a FOSPAC por el apoyo entregado, en especial al Ing. Jorge Vega.

Agradezco también a mi asesor el Ing. Enrique Guadalupe por indicarme la dirección del presente trabajo.

Y como punto especial agradezco a mi alma máter, la escuela de Ingeniería de Minas que me formó como profesional.

RESUMEN

Comparación de Métodos de Minado en Yacimientos Sedimentarios de Roca Fosfórica, basado en el Costo Operativo, es un trabajo que expresa la gran diferencia que puede haber en temas de costos operativos (OPEX) entre el minado convencional efectuado con palas y camiones y el minado continuo que utilizada equipos mineros enlazados a fajas transportadoras de uso exclusivo de energía eléctrica para el minado del desmonte y minadores superficiales (Surface Miner) para el minado de la roca fosfórica, entregando el mineral según el requerimiento de Planta de Beneficio.

Iniciamos el comparativo considerando los mismos precios unitarios base, tales como, el precio de combustible, lubricantes, energía eléctrica, neumáticos, piezas de desgaste; además de los salarios de la mano de obra y las horas operativas al año. Con estas limitantes procederemos a calcular el OPEX en toneladas secas de concentrado de roca fosfórica.

Para poder discriminar mejor el OPEX de cada método, se ha dividido en cuatro grupos principales:

- Equipos para Mineral

- Equipos para Desmonte

- Equipos Auxiliares

- Mano de Obra

Sumando estos cuatro grupos, el OPEX total del minado convencional es de 25.2 $/tonelada de concentrado contra 10.6 $/tonelada de concentrado del minado continuo, es decir, una diferencia a favor del Método Continuo de casi 60% en disminución del OPEX. Por lo que este estudio se inclina por recomendar el método de minado continuo para yacimientos de similares condiciones.

ABSTRACT

Comparación de Métodos de Minado en Yacimientos Sedimentarios de Roca Fosfórica, basado en el Costo Operativo, is a study that it shows the big difference about operative costs between conventional mining executed by shovel-trucks and continuous mining that it used mining systems such as belt conveyors to extraction of waste and surface miners to extraction of phosphoric rock, sending ore according the requirement of Process Plant.

Comparative starts considering the same base unit prices, such as, fuel Price, lube price, electric power, tires, wear parts; also wages and operative hours per year. With these constraints it proceeds to calculate the operative cost in dry tonnes of phosphate rock concentrate.

To be able to discriminate better the operating cost of each method, it has been divided in four mean groups:

- Ore Equipment

- Waste Equipment

- Ancillary Equipment

- Manpower

Summing these four groups, total operating cost of conventional mining is 25.2 $/tonnes concentrate versus 10.6 $/tonnes concentrate of continuous mining, that is, a difference in favor of mining continuous almost 60% in decrease of operating cost. In this sense the study bows to recommend the continuous mining method to deposits with same conditions.

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN **4**
ABSTRACT **5**
LISTA DE FIGURAS **10**
LISTA DE TABLAS **12**
INTRODUCCIÓN **15**
1. CAPÍTULO I – PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO **17**
1.1. Identificación del Problema 17
1.2. Formulación de Objetivos 17
1.2.1. Objetivo General 17
1.2.2. Objetivos Específicos 17
1.3. Justificación del Proyecto 18
1.3.1. Importancia del Proyecto 18
1.3.2. Carácter Original del Estudio 20
1.4. Planteamiento del Problema 20
1.5. Formulación de Hipótesis 21
1.6. Metodología de Estudio 21
2. CAPITULO II – GENERALIDADES **22**
2.1. Ubicación y Accesibilidad 22
2.1.1. Ubicación 22
2.1.2. Accesibilidad 23
2.2. Fisiografía 23
2.2.1. Topografía 24
2.2.2. Clima 24
2.3. Marco Geológico 24
2.3.1. Contexto Geológico 24
2.3.2. Geología Regional 24
2.3.3. Geología Local 26
2.3.4. Geología Estructural 30
2.3.5. Mineralización y Tipo de Yacimiento 31
2.4. Recursos Minerales 32
2.4.1. Interpretación Geológica 32

2.4.2. Modelamiento de Bloques 33
2.4.3. Densidad 34
2.4.4. Categorización 35
3. CAPITULO III – MARCO TEÓRICO 39
3.1. Costo Operativo 39
3.1.1. Mantenimiento Mayor – Overhaul 39
3.1.2. Mantenimiento Predictivo Correctivo 40
3.1.3. Diésel 41
3.1.4. Lubricantes 41
3.1.5. Neumáticos 41
3.1.6. Partes de Desgaste 42
3.2. Criterios Teóricos de Selección 43
3.2.1. Energía 43
3.2.2. Peso Operativo – Carga Transportada 44
3.2.3. Depreciación 46
3.2.4. Mano de Obra Directa 47
3.2.5. Piezas de Desgaste – Mantenimiento 48
3.3. Equipos Mineros del Método Convencional 48
3.3.1. Palas y Camiones 49
3.3.2. Equipos Auxiliares 50
3.4. Equipos Mineros del Método Continuo 52
3.4.1. Surface Miner 52
3.4.2. Rotopalas – Bucket Wheel Excavator 54
3.4.3. Esparcidor – Spreader 56
3.5. Roca Fosfórica 59
3.5.1. Reservas Mundiales de Roca Fosfórica 60
3.5.2. Producción Mundial de Roca Fosfórica 61
3.5.3. El fósforo en el Suelo-Planta 63
4. CAPITULO IV – CALCULO DE RESERVAS 64
4.1. Parámetros de Diseño 64
4.1.1. Parámetros Geotécnicos 64
4.1.2. Parámetros Geológicos 64
4.1.3. Parámetros Económicos 65

4.2. Límites de Diseño 66
4.2.1. Preminado 66
4.2.2. Año 1 69
4.2.3. Año 5 71
4.2.4. Año 10 73
4.2.5. Año 20 75
4.2.6. Reporte de Reservas 77
5. CAPITULO V – EQUIPOS DE MINADO 78
5.1. Equipos para Mineral 78
5.1.1. Método Continuo 78
5.1.2. Método Convencional 80
5.2. Equipos para Desmonte 81
5.2.1. Método Continuo 81
5.2.2. Método Convencional 85
5.3. Equipos Auxiliares 87
6. CAPÍTULO VI – COSTOS OPERATIVOS DE LOS MÉTODOS 88
6.1. Consideraciones Básicas 88
6.1.1. Precios Unitarios 89
6.1.2. Categorización del Staff - Mano de Obra 89
6.1.3. Tonelajes Anuales 90
6.2. Método de Minado Continuo 90
6.2.1. Equipos para Mineral 90
6.2.2. Equipos para Desmonte 93
6.2.3. Equipos Auxiliares 96
6.2.4. Mano de Obra 97
6.3. Método de Minado Convencional 100
6.3.1. Equipos para Mineral 100
6.3.2. Equipos para Desmonte 102
6.3.3. Equipos Auxiliares 104
6.3.4. Mano de Obra 105
6.4. Comparativo de los Costos Operativos 107
6.4.1. Equipos para Mineral 107
6.4.2. Equipos para Desmonte 108

6.4.3. Equipos Auxiliares 108
6.4.4. Mano de Obra 109
6.4.5. Comparativo Total 110
7. CAPÍTULO VII – SELECCIÓN DEL MÉTODO 111
7.1. Sección Típica del Método Continuo 111
7.2. Sistemas del Método 113
7.2.1. Sistema A 113
7.2.2. Sistema B 114
7.2.3. Sistema C 115
7.2.4. Sistema D 116
CONCLUSIONES 117
RECOMENDACIONES 121
BIBLIOGRAFIA 123

LISTA DE FIGURAS

Figura 01: Concesión Bayovar 9

Figura 02: Mapa Geológico Regional del Proyecto Bayovar 9

Figura 03: Columna Estratigráfica

Figura 04: Estructuras principales del proyecto: Clambore (Azul), Tablazo (Rojo) y Falla Uno (Verde)

Figura 05: Sección Este-Oeste

Figura 06: Vista en Planta: Categorización Suavizada, Medido (Verde), Indicado (Rojo) e Inferido (Azul)

Figura 07: Categorización de Recursos en el Bayovar 9 – (Densidad Seca)

Figura 08: Carguío del desmonte con Pala 6030 y Camión 789D

Figura 09: Equipos Auxiliares

Figura 10: Esquema del minado del Surface Miner

Figura 11: Surface Miner cargando a los camiones

Figura 12: Esquema en sección de la secuencia de corte

Figura 13: Rotopala Minando Arena Eólica

Figura 14: Esparcidor descargando el desmonte

Figura 15: Roca fosfórica

Figura 16: Plano del Pre Minado

Figura 17: Plano del Año 1

Figura 18: Plano del Año 5

Figura 19: Plano del Año 10

Figura 20: Plano del Año 20

Figura 21: Acción de corte de las picas del Tambor

Figura 22: Precisión de corte del tambor

Figura 23: Carguío del mineral al camión por el Surface Miner

Figura 24: Minado Convencional en roca fosfórica

Figura 25: Rotopalas - Bucket Wheel Excavator

Figura 26: Esparcidor - Spreader

Figura 27: Sistemas de Fajas transportadoras

Figura 28: Vagón Faja

Figura 29: Faja Puente

Figura 30: Repartidor Móvil

Figura 31: Carguío del desmonte con pala 6030

LISTA DE TABLAS

Tabla 01: Geometría del Modelo de Bloques Geológico

Tabla 02: Densidades Secas y Húmedas

Tabla 03: Inventario de Recursos Bayovar 9 - (Densidad Seca)

Tabla 04: Inventario de Recursos Bayovar 9 - (Densidad Húmeda)

Tabla 05: Comparación de Costo de Energía

Tabla 06: Ejemplo Camión 91 toneladas

Tabla 07: Ejemplo Faja Transportadora 1,800 mm.

Tabla 08: Depreciación Equipos Convencionales

Tabla 09: Comparativo de Depreciación

Tabla 10: Comparativo de mano de Obra

Tabla 11: Piezas de Desgaste

Tabla 12: Características Técnicas de los Equipos del Método Convencional

Tabla 13: Características Técnicas de los Equipos Auxiliares

Tabla 14: Características Técnicas del Surface Miner

Tabla 15: Características Técnicas de las Rotopalas

Tabla 16: Características Técnicas de los Esparcidores

Tabla 17: Reservas Mundiales

Tabla 18: Producciones Mundiales

Tabla 19: Ángulos de Diseño de los taludes

Tabla 20: Resumen de las potencias de las capas

Tabla 21: Parámetros económicos para la optimización

Tabla 22: Plan de mineral y desmonte para el Pre Minado

Tabla 23: Plan de mineral y desmonte acumulado para el Año 1

Tabla 24: Plan de mineral y desmonte acumulado para el Año 5

Tabla 25: Plan de mineral y desmonte acumulado para el Año 10

Tabla 26: Plan de mineral y desmonte acumulado para el Año 20

Tabla 27: Reservas Probadas y Probables

Tabla 28: Lista de Equipos del Método Continuo para el Mineral

Tabla 29: Lista de Equipos del Método Convencional para el Mineral

Tabla 30: Lista de Equipos del Método Continuo para el Desmonte

Tabla 31: Lista de Equipos del Método Convencional para el Desmonte

Tabla 32: Lista de Equipos Auxiliares para el Método Continuo

Tabla 33: Lista de Equipos Auxiliares para el Método Convencional

Tabla 34: Precios Unitarios

Tabla 35: Mano de Obra

Tabla 36: Tonelajes de Mineral y Concentrado

Tabla 37: Resumen del Cálculo de Camiones para Mineral

Tabla 38: Minado Continuo - Equipos para Mineral

Tabla 39: Costo de Energía del Sistema A

Tabla 40: Costo de Energía del Sistema B

Tabla 41: Costo de Energía del Sistema C & D

Tabla 42: Costo de la Energía por Sistema

Tabla 43: Minado Continuo – Equipos Auxiliares

Tabla 44: Minado Continuo – Costos Mano de Obra Administrativos

Tabla 45: Minado Continuo – Costos Mano de Obra Operadores I

Tabla 46: Minado Continuo – Costos Mano de Obra Operadores II

Tabla 47: Costo de la Mano de Obra

Tabla 48: Resumen del Cálculo de Camiones para Mineral

Tabla 49: Minado Convencional – Equipos para Mineral

Tabla 50: Resumen del Cálculo de Camiones para Desmonte

Tabla 51: Minado Convencional – Equipos para Desmonte

Tabla 52: Minado Convencional – Equipos Auxiliares

Tabla 53: Minado Convencional – Costos Mano de Obra Administrativos

Tabla 54: Minado Convencional – Costos Mano de Obra Operadores

Tabla 55: Costo de la Mano de Obra

Tabla 56: Comparativo de Costos para Mineral

Tabla 57: Comparativo de Costos para Desmonte

Tabla 58: Comparativo de Costos de Equipos Auxiliares

Tabla 59: Comparativo de Costos por Mano de Obra

Tabla 60: Comparativo Total

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo se engloba en un yacimiento sedimentario de roca fosfórica, el cual por tener una geología en forma de mantos sub-horizontales de largas extensiones, de mediana potencia y de características geotécnicas similar a los suelos, necesita de una aplicación distinta a la de una mina convencional de palas, camiones, perforación y voladura de rocas.

Otro punto importante de la no selección del minado convencional es la gran dilución que se presentaría, debido a la baja precisión en el corte que tienen las palas en capas de mediana potencia (de 2 a 1 metros). Además, como se ha visto en anteriores casos, se va a necesitar la ayuda de un tractor para acumular el material en capas de baja potencia (menores a 1 metro). Este yacimiento tiene la particularidad de presentar 15 capas de roca fosfórica con potencias que oscilan entre 3 metros hasta 0.4 metros y están intercaladas con capas de desmonte (principalmente diatomitas).

El planeamiento de la mina no estima el uso de perforación y voladura, es decir, el minado se realizará por "corte directo" sea cual sea el equipo seleccionado. Se determinó 20 años de producción de mina con un total de 50 millones de toneladas secas de concentrado.

La roca fosfórica extraída de la mina pasará por un proceso de concentrado llegando a un promedio de 28.5% de P_2O_5 (concentrado de roca fosfórica). Pero la comercialización del fosfato como fertilizante industrial se da como Fosfato Diamónico, el cual se obtiene de la unión de Ácido Fosfórico (H_3PO_4) más el Amoniaco (NH_3) de la siguiente manera.

$$H_3PO_4 + 2\ NH_3 \rightarrow (NH_4)_2HPO_4$$

El mercado de este producto (fosfato diamónico) será principalmente Asia, que

tiene una gran demanda. Su precio es de 330 $/tonelada, aproximadamente 3 veces el precio del concentrado de roca fosfórica. Lamentablemente el proyecto no cuenta con los recursos necesarios para instalar una Planta de Fosfato Diamónico en el Perú, por lo que el producto final de esta mina es el concentrado de roca, 28.5% de P_2O_5.

Es por el bajo precio actual del concentrado de roca fosfórica (aprox. 100 $/tonelada), que este estudio busca obtener el costo operativo más bajo, para generar mayor margen de ganancias y que el proyecto sea sostenible en el tiempo.

Para lograr bajar el costo operativo, se proyecta utilizar equipos de minado continuo, tales como son las Rotopalas (Bucket Wheel Excavators), los Dispersores (Spreaders), Fajas Transportadoras (Belt Conveyor) y las conexiones a las fajas transportadoras (Bridge Conveyor, Beltwagon y Tripper Car). Todo este sistema en conjunto tendrá como objetivo minar la gran cantidad de desmonte a lo largo de la vida de la mina, estos equipos usan energía eléctrica, lo cual es casi cuatro veces más barato que el diésel (costo diésel 0.75 $/litro).

En el minado de la roca fosfórica se necesita mucho cuidado para obtener la granulometría solicitada por Planta de Beneficio, el 95% del tamaño a entregar no debe ser mayor a 20 centímetros (<0.2 m.), debido a esto se planea utilizar los Minadores Superficiales (Surface Miners), los cuales trituran la roca fosfórica en fragmentos menores a 10 centímetros (<0.1 m.). Además de tener un muy buen control de la dilución ya que pueden cortar capas hasta de 5 centímetros (0.05 m.).

1. CAPÍTULO I – PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Identificación del Problema

- El proyecto minero de roca fosfórica tiene un alto costo operativo, alcanzando 25.2 $/tonelada de concentrado utilizando palas y camiones. Lo cual hace que el proyecto sea económicamente no viable.

- El proyecto minero de roca fosfórica es un yacimiento de tipo sedimentario que no va a requerir voladura, en ese sentido, las palas realizarán el carguío del mineral por corte directo, esto va a repercutir en que aproximadamente el 30% del material extraído tendrá una granulometría mayor a 20 centímetros (<0.2 m.), siendo no conforme según el requerimiento de Planta de Beneficio.

1.2. Formulación de Objetivos

1.2.1. Objetivo General

- Reducir el costo operativo del método de minado convencional en aproximadamente 60%, con esto se buscará que el proyecto de roca fosfórica sea viable.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Establecer las reservas del yacimiento, teniendo en cuenta los parámetros geotécnicos, geológicos y económicos.

- Determinar los límites de minado, los tonelajes de mineral y desmonte para los años de operación.
- Seleccionar los equipos adecuados para el minado de la roca fosfórica, teniendo en consideración lo requerido por Planta de Beneficio.
- Seleccionar los equipos de minado continuo para la extracción del desmonte usando energía eléctrica, con el objetivo de disminuir el costo operativo.
- Reducir la cantidad de mano de obra y su costo operativo, al utilizar equipos de minado continuo.
- Realizar el comparativo del total del costo operativo entre el minado convencional y el minado continuo.
- Seleccionar el método de minado con menor costo operativo y describir la forma de minar el yacimiento.

1.3. Justificación del Proyecto

1.3.1. Importancia del Proyecto

- Tecnológico

  Las Rotopalas o Bucket Wheel Excavator (nombre en inglés) son equipos construidos con proyecciones para 40 años de vida, con esto tienen una gran ventaja con respecto a las palas y camiones que tienen como vida promedio 10 años, es decir, los equipos convencionales requieren ser reemplazados más seguido. En el caso de los Surface Miner, éste equipo entrega el material cumpliendo con la granulometría requerida por la Planta de Beneficio (<0.2 m), esto no se podría lograr con el minado convencional debido a que el proyecto minero no requerirá voladura y las palas usarán el corte directo, arrojando una mala fragmentación, adicionando un posible chancado al proceso en la Planta de Beneficio.

- Económico

  La importancia de aplicar el minado continuo en yacimientos sedimentarios de roca fosfórica es el de poder reducir el costo operativo a un mínimo posible, para lograr este objetivo es necesario realizar una planificación minera exhaustiva, considerando todos los riesgos que implica el utilizar un método distinto y novedoso a lo que todos conocen.

  Una estimación con equipos de minado convencional pala - camión en nuestro proyecto arroja un Costo Operativo de 25.2 $/tonelada concentrado. Con los equipos de minado continuo se estima obtener un Costo Operativo de 10.3 $/tonelada concentrado; esto representa un mayor Valor Actual Neto (VAN) del proyecto, adicionalmente se disminuye el riesgo ante un posible escenario desfavorable del precio de la roca fosfórica que está oscilando entre 100 - 120 $/tonelada de concentrado.

- Ambiental

  Hasta el año 2014 en el Perú se emitía al medio ambiente 1,993 toneladas métricas per cápita de CO2, esto es casi 60 billones de toneladas de CO2 (Fuente: Banco Mundial). La principal contribución ambiental del método continuo es el menor uso de combustible fósil, principal contribuidor de las emisiones de CO2 al medio ambiente, en su reemplazo se va utilizar energía limpia, es decir, energía eléctrica.
  En nuestro caso, el método convencional emitirá la siguiente cantidad de toneladas de CO2 al medio ambiente:

litro D2/año	kgCO2/litro D2	kgCO2/año
1,878,601	2.7	5,072,223

  La flota de equipos del método convencional requerirá casi 2 millones de litros de diésel al año para el minado del desmonte. Esto se convierte en

5,072.2 toneladas de CO2/año, que dejarán de emitirse al utilizar el método continuo.

- Social

Hasta el año 2012, la PEA (Población Económicamente Activa) en la Región Piura llegaba a casi 900,000 personas, de las cuales 45,000 personas estaban desempleadas (Fuente: Ministerio del Trabajo y Promoción del Empleo). El proyecto minero de roca fosfórica, requerirá de personal calificado de las zonas aledañas, es decir, Sechura, Bayovar, Piura, Sullana, Catacaos, entre otros.

Como personal directo el método continuo requerirá de 218 personas calificadas, y como personal indirecto se calculan unas 800, teniendo como total aproximadamente 1,000 personas empleadas entre directo e indirecto.

1.3.2. Carácter Original del Estudio

El principal uso de estos equipos de minado continuo se da en yacimientos sedimentarios de carbón, lignito y roca fosfórica en África y Europa. Debido a esto uno de los grandes retos en la aplicación de este método es el poco conocimiento de estos equipos, no sólo en el Perú sino también en el resto de Sudamérica. La planificación y la operación deben ser sumamente minuciosas y coordinadas ya que el método es altamente dinámico.

1.4. Planteamiento del Problema

El planteamiento del problema sería ¿Cuál debe ser el método de minado en yacimientos sedimentarios de roca fosfórica, para obtener el menor costo operativo, además de una granulometría adecuada?

1.5. Formulación de Hipótesis

Con la aplicación de equipos de minado continuo en el yacimiento de roca fosfórica, se logrará reducir considerablemente el costo operativo de la mina y mejorar considerablemente la granulometría.

1.6. Metodología de Estudio

La metodología de estudio se ha realizado recopilando información de los equipos que se utilizan en minas con método de minado continuo a nivel mundial. Los puntos importantes para realizar el comparativo con el método convencional son los siguientes:

- El consumo real de energía eléctrica y diésel
- La operatividad y productividad de los equipos
- El secuenciamiento de minado
- Mano de Obra
- Yacimiento con características similares a nuestro proyecto

Con la información recopilada, se actualizaron los parámetros a la realidad del Perú en temas de:

- Costo unitario de la energía eléctrica y diésel
- Salarios de la mano de obra
- Horas de trabajo al año
- Cantidad de equipos auxiliares
- Diseño de la mina

Finalmente se compara el método continuo y el método convencional en $/tonelada de concentrado, donde se demuestra que el método continuo es

beneficioso para este yacimiento de roca fosfórica, al tener un menor costo operativo y una mejor granulometría.

2. CAPITULO II – GENERALIDADES

2.1. Ubicación y Accesibilidad

2.1.1. Ubicación

El Proyecto se ubica en el denuncio minero denominado Bayovar 9, el cual está ubicado en la costa norte del Perú, en el distrito y provincia de Sechura, departamento de Piura, ver figura 01. Se encuentra aproximadamente a 950 km al norte de la capital Lima, a 110 km al sur de Piura y a 30 km del Océano Pacífico.

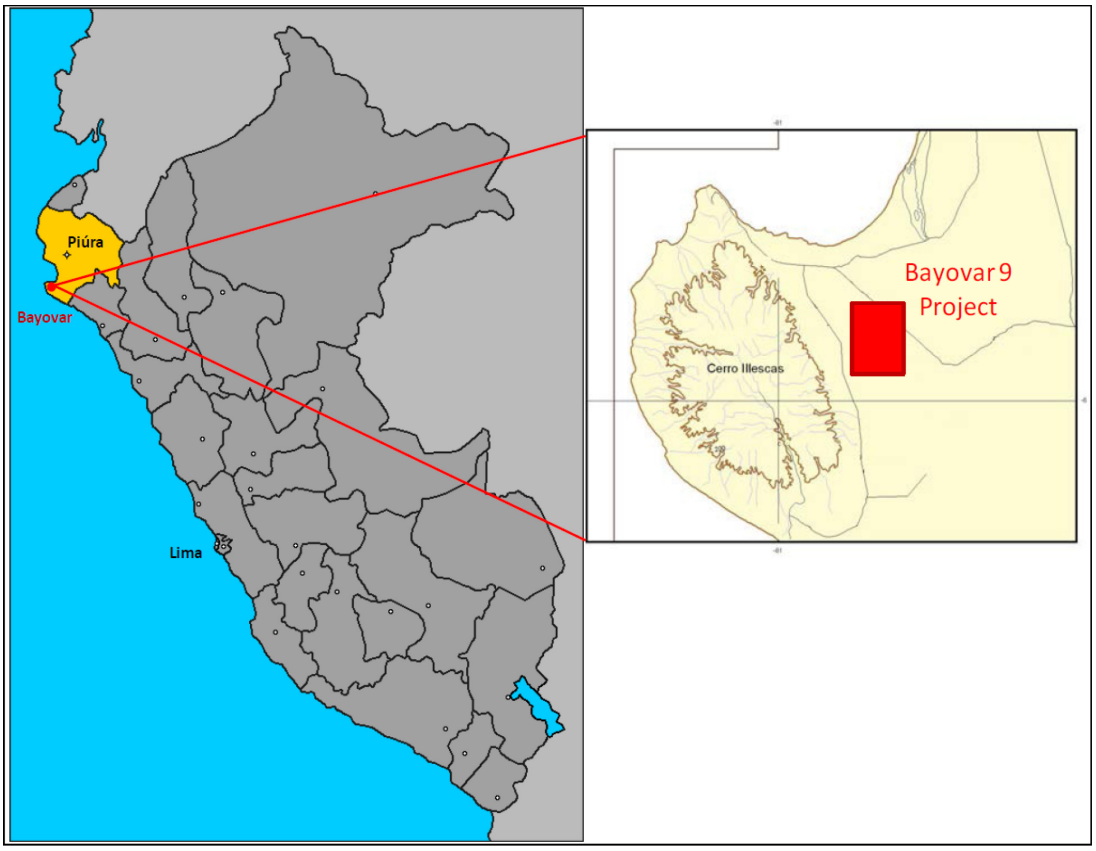


Figura 01: Concesión Bayovar 9

2.1.2. Accesibilidad

El departamento de Piura posee un aeropuerto nacional e internacional, desde el centro de Piura hasta la concesión Bayovar 9 son aproximadamente 2 horas en camioneta, a través de la Panamericana Norte.

El poblado más cercano es la Caleta de Puerto Rico, ubicada aproximadamente a 25 km de la zona.

2.2. Fisiografía

2.2.1. Topografía

La concesión Bayovar 9 está ubicada en la parte más elevada del desierto del Sechura. La futura mina estará ubicada a una elevación de 60 m.s.n.m., la topografía en el Bayovar 9 es casi plana.

2.2.2. Clima

El clima en el desierto de Sechura es cálido y seco, con temperaturas que están alrededor de los 27°C, con una humedad promedio de 78%. Las lluvias anuales llegan hasta los 100 mm, que se dan en los meses de invierno, desde Junio a Setiembre. El viento tiene dirección sur a norte con velocidades promedio de 4.2 m/s a 5.5 m/s.

2.3. Marco Geológico

2.3.1. Contexto Geológico

La geología regional del proyecto Bayovar está bajo un contexto de rocas metamórficas del Zócalo Paleozoico y rocas sedimentarias del terciario de la Formación Verdún, Chira, Máncora-Heath, Montera y Zapallal, y rocas coquiníferas del Tablazo Talara del Pleistoceno. Está cubriendo el basamento rocoso del Zócalo Paleozoico, y ubicado principalmente en las quebradas, además se presentan depósitos aluviales y en porcentaje reducido en las laderas del macizo de Illescas se presentan depósitos coluviales del Cuaternario.

2.3.2. Geología Regional

El área del Proyecto se encuentra ubicada en la parte Oeste de la Cuenca Terciaria de Sechura, una franja alargada y deprimida de orientación N-S, con basamento Pre-Cambriano a Paleozoico inferior, sujeta a continuas

subsidencias durante el Cenozoico y a un ascenso continuo desde fines del Plioceno hasta la actualidad. Se encuentra delimitada al Oeste por el Macizo de Illescas (remanente norte de la Cordillera de la Costa) y al Este por las estribaciones del flanco occidental de la Cordillera de los Andes. En la figura 02 se muestra el Mapa Geológico Regional del Proyecto Bayóvar 9.

La geología regional se caracteriza por conformar 6 unidades geomorfológicas principales, de Oeste a Este se denominan:

- **El Macizo de Illescas**, remanente norteño de la Cordillera de la Costa compuesto por cerros de moderada a fuerte pendiente, con altitudes que llegan hasta los 530 m.s.n.m.
- **Las Terrazas Marinas**, compuestas de superficies de abrasión y depositación marina, comprenden hasta 9 niveles y están próximas al Macizo de Illescas;
- **Los Estuarios**, ubicados en la parte norte de la cuenca, comprenden los de Virrilá y San José;
- **La Zona de Tablazos**, una gran superficie casi plana compuesta por las porciones emergidas de la Cuenca de Sechura, cubiertas por dunas y cuya altitud varía desde los 5 hasta los 65 m.s.n.m.;
- **La depresión de Salina Grande**, ubicada al sur de la zona de tablazos, con una topografía plana y cuya elevación mínima es de -25 m.s.n.m.;
- **Las Estribaciones de la Cadena Occidental de los Andes**, ubicadas al este, compuestas por cerros de moderada pendiente con alturas que llegan hasta los 800 m.s.n.m.

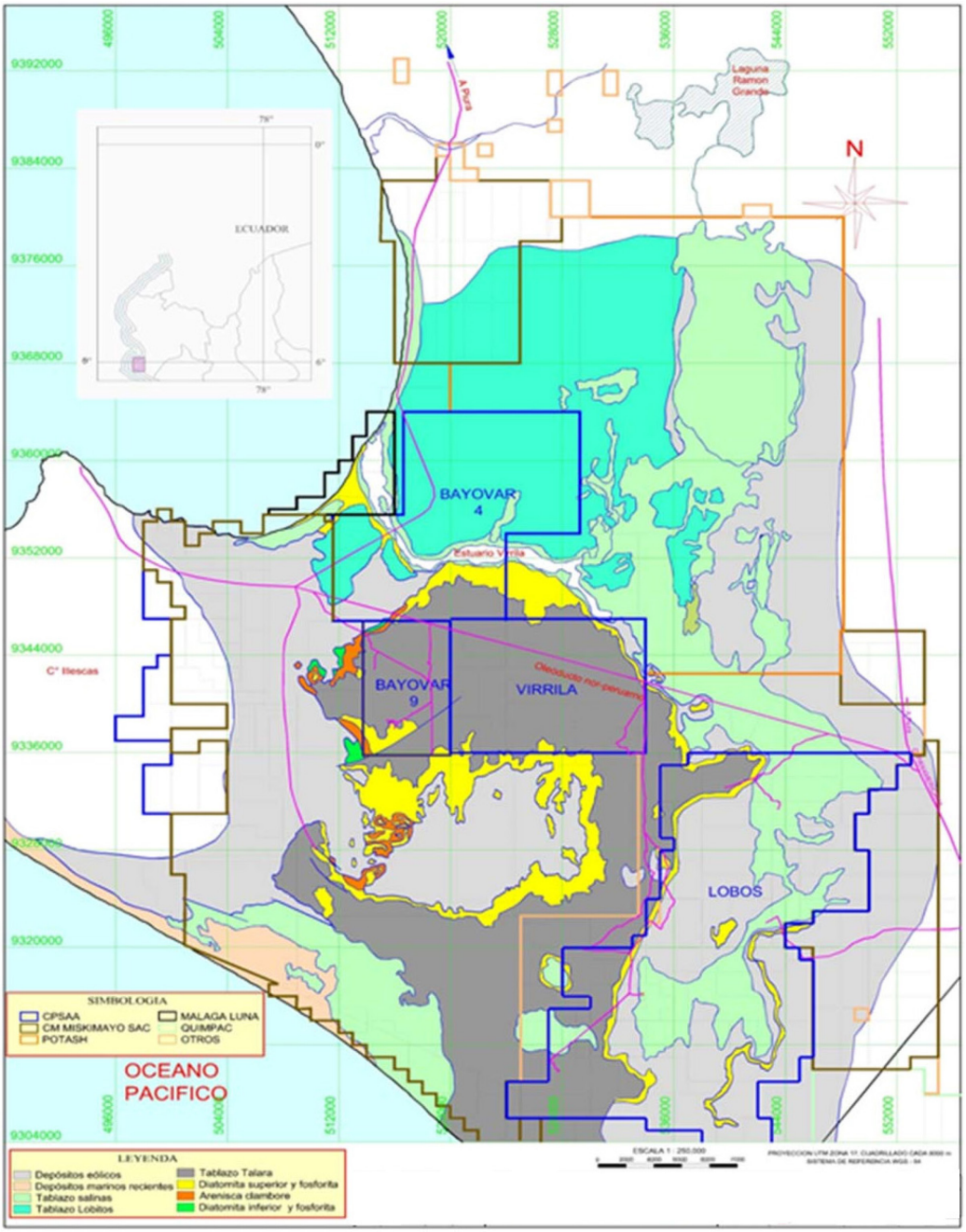


Figura 02: Mapa Geológico Regional del Proyecto Bayovar 9

2.3.3. Geología Local

El escenario geológico local es principalmente de edad Cenozoica, predominando en el área del depósito la Formación Zapallal (Terciario Mioceno) y está cubierto por materiales del Cuaternario Pleistoceno y Reciente.

La columna estratigráfica se aprecia en la figura 03.

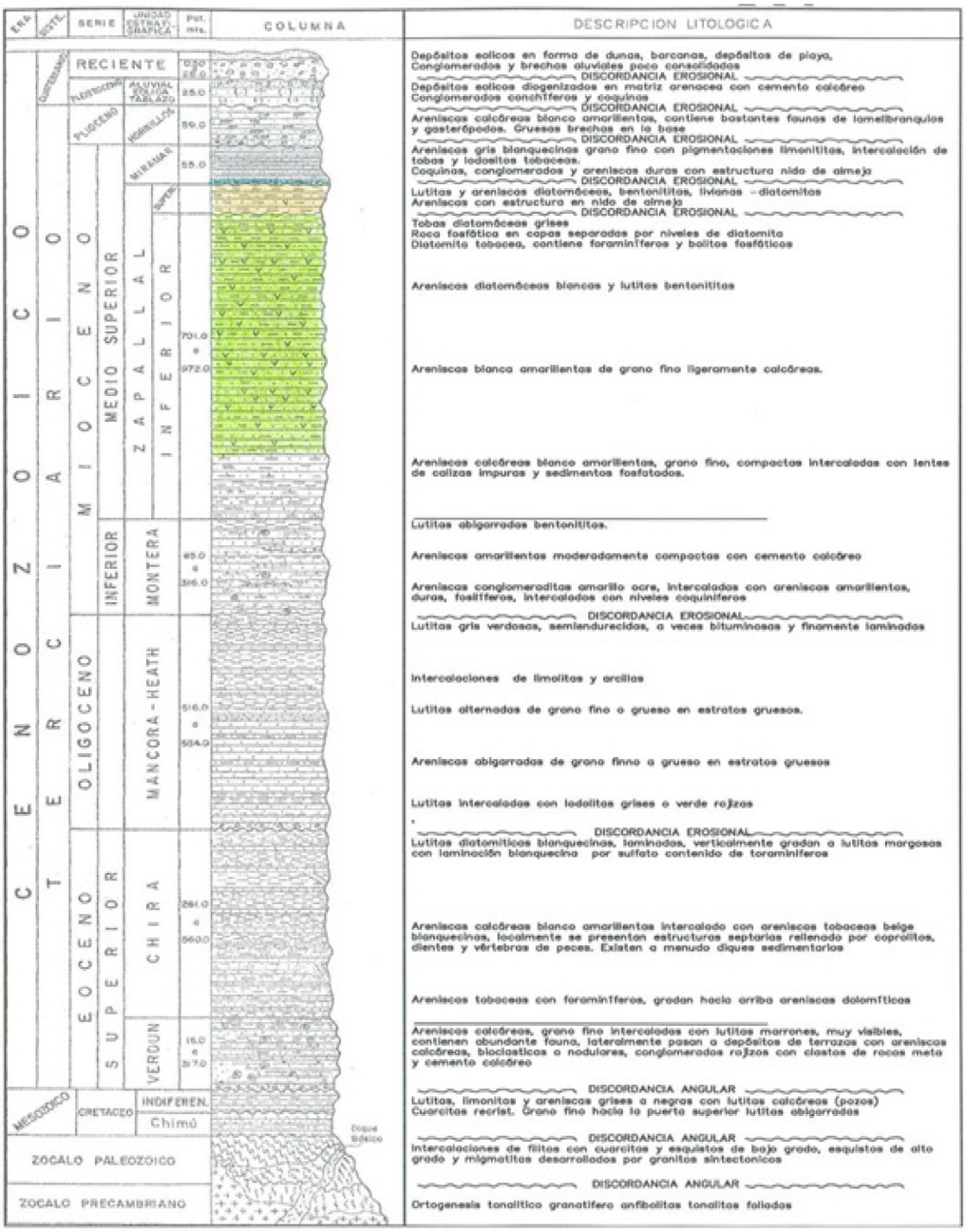


Figura 03: Columna Estratigráfica

2.3.3.1. Formación Zapallal

Esta formación del Mioceno inferior-medio es producto de una sedimentación rápida en un medio de una cuenca que sufre una rápida y profunda subsidencia. En esta formación se pueden distinguir 3 miembros principales:

2.3.3.1.1. Miembro Inferior

Cuya base está bien expuesta en el acantilado de Punta Zorro y en los alrededores de Salina Grande. Esta presenta 3 niveles diferenciados: el primero es de diatomitas tobáceas de color marrón a gris claro con oolitos fosfáticos y microfósiles; el segundo nivel es la zona mineralizada Diana, compuesta de 7 capas de arenas fosfóricas de diferentes espesores (0.20-1.80 m. de espesor en promedio en nuestras areas) separados por diatomitas blandas de color gris verdoso oscuro; y el tercer nivel es de tobas grises y diatomitas tobáceas algo arenosas de color gris verdosas claras.

2.3.3.1.2. Miembro Arenisca Clambore

Es considerado estrato "guía" por su facilidad para reconocerlo y su ubicuidad en la secuencia. Está compuesto de arenas arcosas de grano fino a medio, con litificación débil a moderada y con abundantes fósiles de pelecípodos, gasterópodos y dientes de peces, presenta por zonas en la parte inferior niveles de conglomerados con clastos de cuarcitas y areniscas. El grosor de esta secuencia es variable, puede llegar hasta los 30 m como en el sector Ramón-Zapallal, en nuestra zona de trabajo su grosor varía entre 7-12 m.

2.3.3.1.3. Miembro Superior

Ubicado por encima de la arenisca Clambore, en contacto gradacional, aflora parcialmente. Está compuesta de 5 niveles: el nivel Mineralizado Cero, compuesto de arenas fosfóricas gruesas pobremente clasificadas color gris pardusco a marrón y con delgados niveles de diatomitas a la base; el nivel Diatomita Inca, de diatomitas limpias fosfatadas color marrón y brillo resinoso; el nivel Mineralizado Minerva, compuesto por arenas fosfóricas similares al del nivel Cero pero con mayor cantidad de impurezas, puede contener huesos de cetáceos; el nivel Diatomita Quechua, con diatomitas limpias con algo de fosfato, arenas cuarzosas y hueso de peces, y finalmente en nivel de Diatomita Estéril, con diatomitas blancas limpias, presentan pigmentaciones naranjas a rojizas por zonas.

2.3.3.2. Depósitos Cuaternarios

2.3.3.2.1. Tablazo Talara

Presente en toda la parte superior de la pampa Yapato, es una costra sedimentaria de 3 – 7 m de espesor, yace horizontalmente o con una ligera inclinación hacia el SE. Está compuesta por capas lenticulares de arenas arcosas de grano medio a grueso, con estratificación cruzada marina y conglomerados de tamaño medio, intercaladas con secuencias coquiníferas de pelecípodos y gasterópodos, la secuencia presenta poca consolidación.

2.3.3.2.2. Depósitos Eólicos

Se encuentran presentes en toda la zona, a manera de dunas de tipo barján, longitudinales y algunas transversales alrededor de algarrobos, los depósitos son variables en extensión y profundidad, en la zona del depósito de materiales las dunas van desde 30-40 cm hasta 4-5 m de altitud, existiendo pequeñas quebradas tributarias cubiertas por 7-10 m de arenas eólicas.

2.3.4. Geología Estructural

El modelo consiste en 3 estructuras principales: Fallas Uno, Clambore y Tablazo. Estas estructuras poseen importante control en la geometría de las capas como se muestra en la figura 04. Las estructuras fueron generadas por Fosfatos del Pacífico, como líneas interpretadas en secciones verticales y afectan principalmente la porción sur del yacimiento.

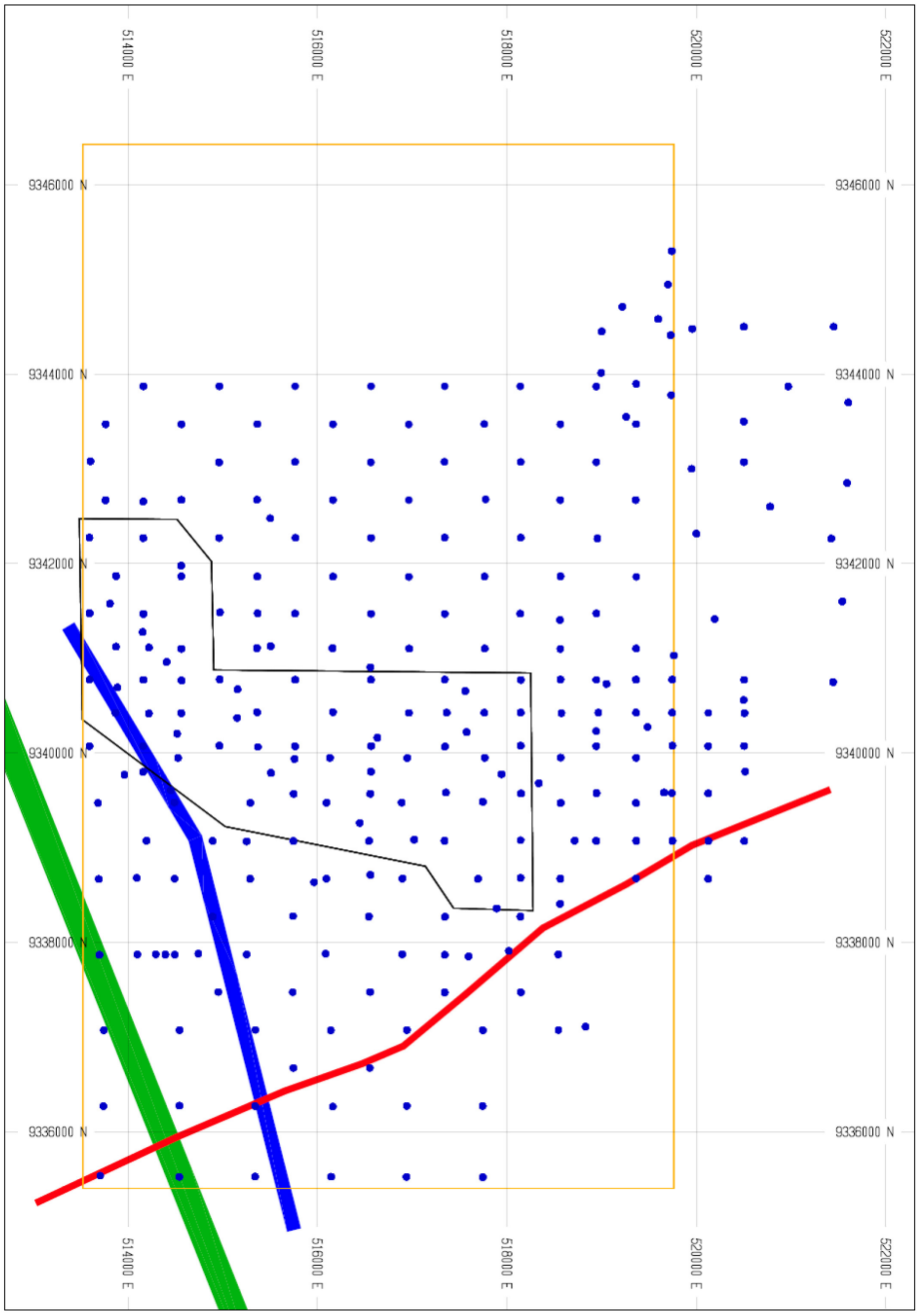


Figura 04: Estructuras principales del proyecto: Clambore (Azul), Tablazo (Rojo) y Falla Uno (Verde)

2.3.5. Mineralización y Tipo de Yacimiento

El yacimiento de Bayovar 9 corresponde a un depósito sedimentario de roca fosfórica de mar somero con 8 capas principales de fosfatos que buzan entre 1° y 2° hacia el Norte-Noreste. La depositación de los niveles ricos en fósforo

corresponde a oolitas y pellets asociados con restos orgánicos depositados durante el Mioceno.

Con la información obtenida en el laboratorio y en el campo, se definieron 8 capas principales de fosfatos (0, 1, 2, 3, 4, 5, 6, y 7) que buzan entre 1° y 2° hacia el Norte-Noreste. La mayor potencia y distribución de estas capas de fosfatos se encuentra en la zona central de mayor densidad de información.

2.4. Recursos Minerales

2.4.1. Interpretación Geológica

La interpretación geológica del proyecto Bayovar 9 fue desarrollada por geólogos de Fosfatos del Pacífico.

Se interpretaron 21 secciones EO y 18 secciones NS, En la figura 05 a modo de ejemplo se aprecia una de las secciones. Las secciones están espaciadas entre si, aproximadamente 400 m. Estas interpretaciones consideran los 192 sondajes disponibles (Bayovar 9 + Virrilá). Todos los sondajes caen dentro del área mapeos de afloramientos, calicatas y trincheras.

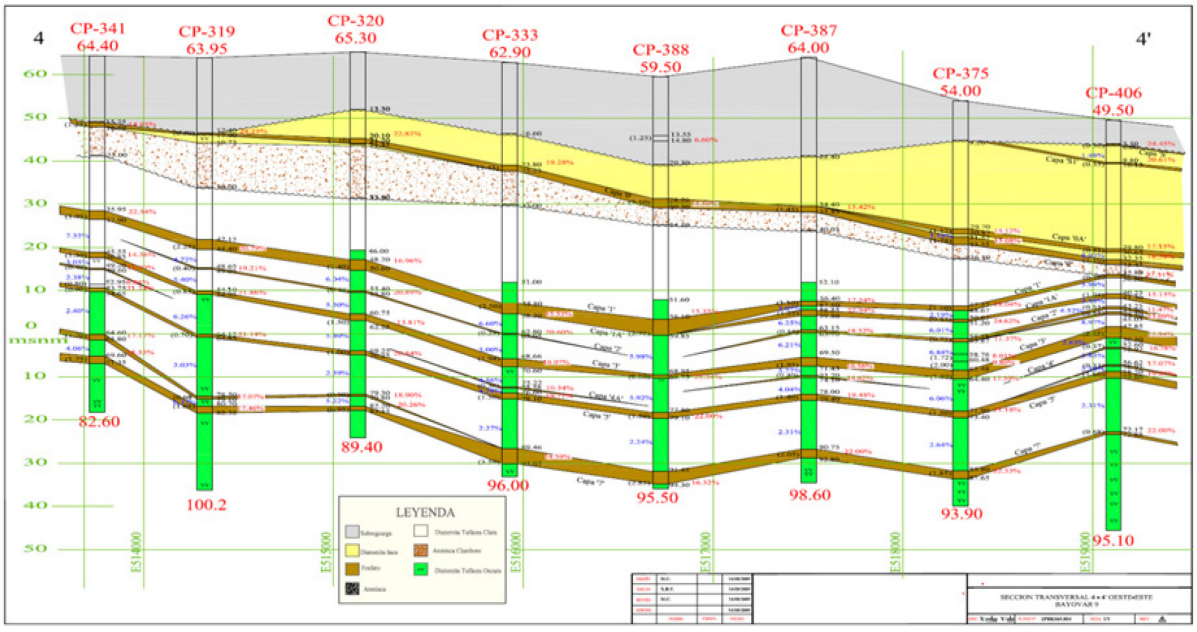


Figura 05: Sección Este-Oeste

En total fueron interpretadas 15 capas fosfáticas (S, S1, 0a, 0, 1, 1a, 2, 2a, 3, 3a, 4, 4a, 5, 6 y 7) y 3 fallas (fallas Clambore, Tablazo y Uno).

Golder utilizó tres criterios para el modelamiento de las superficies geológicas:

- Extender la interpretación hasta la mitad de la distancia del próximo sondaje, donde no aparezca la capa y conexión de capas, donde un taladro no se profundizó y la geología alrededor permite inferir la continuidad;
- Una capa no termina en contacto con otra capa – no hay evidencia en los taladros de mezcla de capas;
- A los bordes extender la interpretación hasta ¼ de la malla

Las fallas mapeadas en etapas previas del terreno también fueron modeladas cómo superficies y el desplazamiento de las capas fue considerado en el modelamiento.

2.4.2. Modelamiento de Bloques

Se elaboró una estimación de recursos mediante el software minero Vulcan, donde se determinó usar bloques de 50mx50mx0.5m. La tabla 01 muestra la extensión del modelo y sus características principales.

Modelo de Bloques				
	Inicio	Final	Tamaño de Bloque	N° Bloques
Este (X)	513,245	520,895	50	153
Norte (Y)	9,335,200	9,344,350	50	183
Elevación (Z)	-90	80	0.5	340
N° Bloques Total (unid.)			**9,519,660**	

Tabla 01: Geometría del Modelo de Bloques Geológico

2.4.3. Densidad

En el 2011, Fospac realizó un análisis que derivó en la asignación de valores de densidad por unidad de litología, húmeda y seca. La asignación se aplica utilizando los códigos de la litología en los bloques, conforme al requerimiento de la Norma Canadiense 43-101. La tabla 02 muestra las densidades de los materiales.

Material	Densidad Húmeda In-situ (m3/ton)	Densidad Seca In-situ (m3/ton)
CAPA 0	1.9	1.0
CAPA 0A	1.7	1.2
CAPA 1	1.8	1.3
CAPA 1A	1.9	1.5
CAPA 2	1.6	1.1
CAPA 2A	1.4	0.8
CAPA 3	1.5	1.0
CAPA 3A	1.7	1.2
CAPA 4	1.5	0.9
CAPA 4A	1.5	1.0
CAPA 5	1.7	1.2
CAPA 6	1.7	1.2
CAPA 7	1.8	1.4
CAPA S	1.7	1.3
CAPA S1	1.3	1.0
Sobrecarga	2.1	1.9
Diatomita Inca	1.2	0.7
Clambore	2.2	1.7
Diatomita Clara	1.4	0.9
Diatomita Oscura	1.3	0.7

Tabla 02: Densidades Secas y Húmedas

2.4.4. Categorización

La categorización de los recursos de Bayovar 9 se llevó a cabo en el modelo de bloques de 50m x 50m x 0.5 m. El esquema de clasificación se basó en el espaciamiento de la grilla de perforación. Para ello se desarrolló un kriging global independiente que permitió obtener la distancia media a las cuatro compósitos más cercana para cada bloque en la capa. El plan de kriging fue establecido de manera que las distancias se calcularon horizontalmente.

Para evitar que se generen artefactos artificiales o volúmenes pequeños que se inserten dentro de una categoría (Por ejemplo, inferido dentro de indicado) se ejecutan procedimientos matemáticos que permiten suavizar el resultado. Este procedimiento altera las pequeñas "islas" de material que se fusionaron en la categoría de los alrededores. Las proporciones de las categorías están adecuadamente reproducidas por el proceso de suavizamiento.

Una categorización suavizada de los recursos se puede observar en la figura 06. Y un cálculo de su tonelaje con sus respectivas leyes, se puede observar en la figura 07.

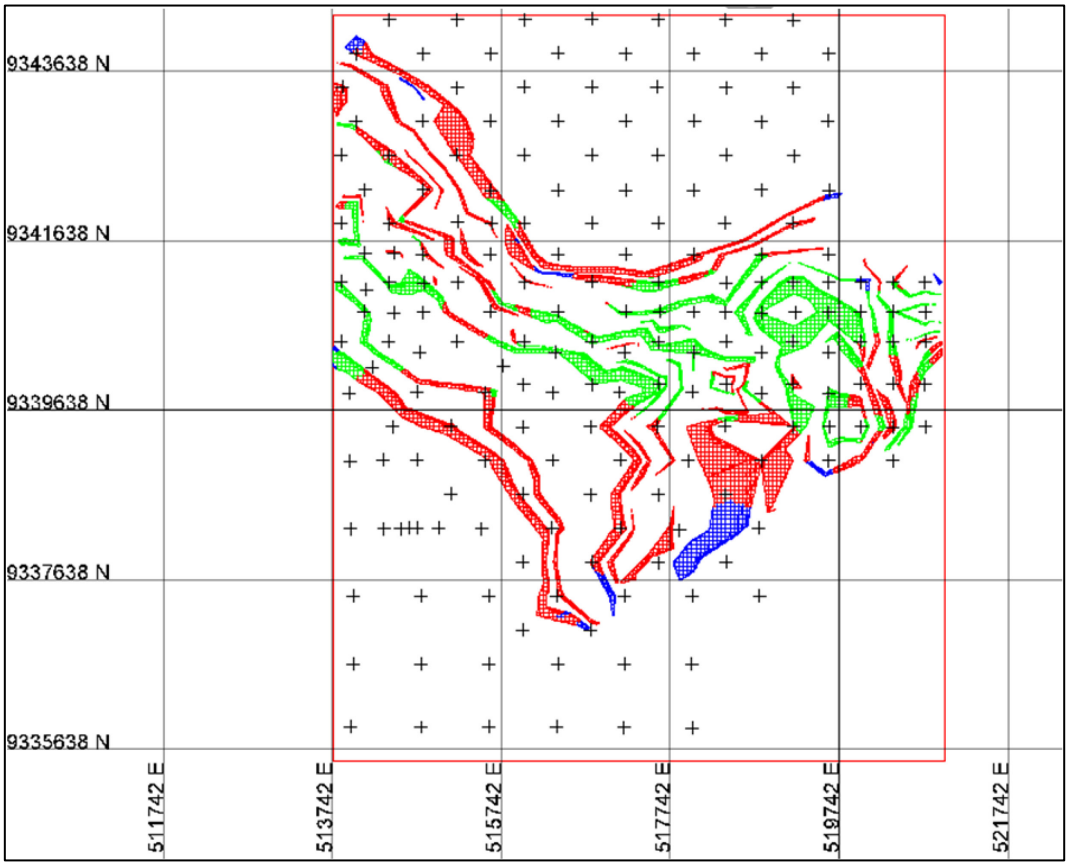


Figura 06: Vista en Planta: Categorización Suavizada, Medido (Verde), Indicado (Rojo) e Inferido (Azul)

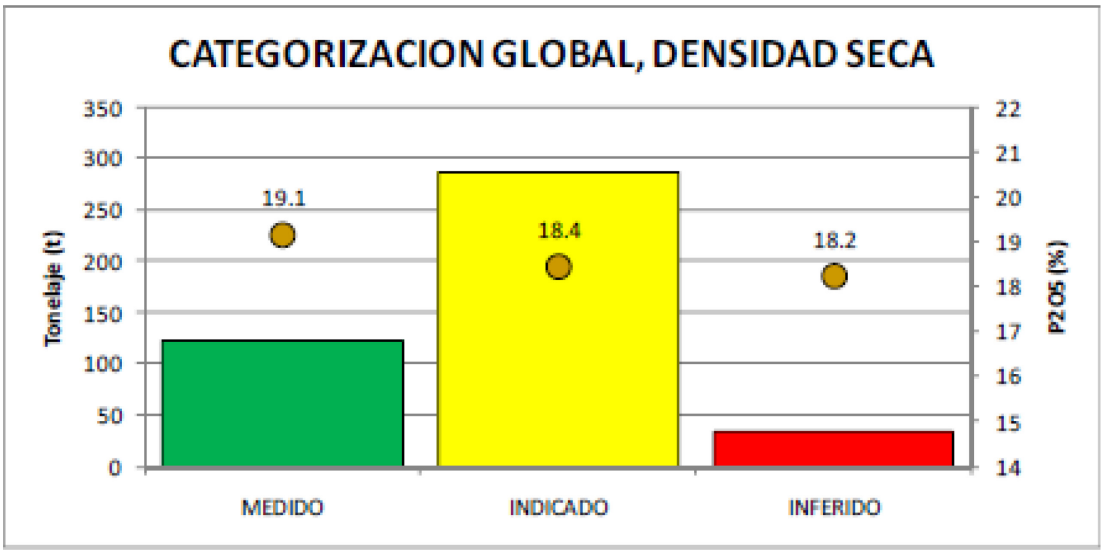


Figura 07: Categorización de Recursos en el Bayovar 9 – (Densidad Seca)

Para la categorización de los recursos del Proyecto Bayovar 9 se aplicaron los siguientes criterios:

i Recursos Medidos

- Distancia promedia para las 3 o 4 muestras menor o igual a 350 m;
- Bloques estimados con muestras de por lo menos 3 sondajes.

ii Recursos Indicados

- Distancia promedio para las 3 o 4 muestras menor o igual a 650 m;
- Bloques estimados con muestras de por lo menos 3 sondajes.

iii Recursos Inferidos

- Bloques estimados que no fueron categorizados cómo material Medido o Indicado, pero están dentro del modelo geológico.

El cálculo de recursos se realizó teniendo en cuenta la siguiente restricción: La topografía actual disponible fue utilizada para calcular con precisión los volúmenes y tonelajes de los bloques;

El inventario del Modelo de Recursos de Bayovar 9 fue utilizando Densidad seca y una ley de corte de 12% P2O5, el cual es presentado en la Tabla 03.

La Tabla 04 muestra el resultado de la estimación de recursos considerando una ley de corte de 12% P2O5 con densidades húmedas.

	Mt	P_2O_5 (%)	Cd (ppm)	U (ppm)	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)
MEDIDO	122.1	19.1	48.4	33.6	23.2	1.2	31.8
INDICADO	286.2	18.4	46.0	51.2	23.3	1.4	31.1
MED +IND	**408.2**	**18.7**	**46.7**	**45.9**	**23.3**	**1.3**	**31.3**
INFERIDO	33.9	18.2	42.9	56.5	22.2	1.4	30.1

Tabla 03: Inventario de Recursos Bayovar 9 - (Densidad Seca)

	Mt	P_2O_5 (%)	Cd (ppm)	U (ppm)	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)
MEDIDO	162.2	19.1	48.8	32.8	23.2	1.2	38.7
INDICADO	379.2	18.3	46.0	49.5	23.7	1.4	18.8
MED + IND	**541.4**	**18.5**	**46.8**	**44.5**	**23.6**	**1.3**	**24.8**
INFERIDO	43.8	18.1	42.9	54.9	22.5	1.4	96.9

Tabla 04: Inventario de Recursos Bayovar 9 - (Densidad Húmeda)

3. CAPITULO III – MARCO TEÓRICO

3.1. Costo Operativo

Los costos operativos son considerados variables y están directamente relacionados a la producción. Estos costos operativos por lo general son llevados al uso horario del equipo ($/hora) o al tonelaje producido ($/tonelada), donde interviene parte del proceso productivo, es decir, perforación, voladura, carguío, transporte o todo el ciclo minero en conjunto.

Los costos operativos horarios ($/hora) asumen que los equipos están trabajando horas operativas totales, bajo condiciones promedio de la operación. Mientras que los costos por tonelada ($/tonelada) pueden ser llevados a las toneladas producidas en cada proceso o como toneladas totales al fin del día, mes, año, etc.

$$Costo\ Horario\ (\$\ /\ hora) = \frac{Costo\ Total\ (\$)}{Horas\ Operativas\ (hora)}$$

$$Costo\ por\ Tonelada\ (\$\ /\ Tms) = \frac{Costo\ Total\ (\$)}{Toneladas\ Producidas\ (Tms)}$$

Fuente: INFOMINE USA, Inc.: "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.1.1. Mantenimiento Mayor – Overhaul

Este costo operativo está asociado con la reconstrucción programada y/o reemplazo de los componentes mayores tales como motores y transmisiones. Para equipos de procesos estacionarios, los costos son para restauraciones programadas o reemplazo de las mayores piezas de desgaste tales como soportes, conductores, armazones y fundas. Tiene como objetivo devolver al

equipo inspeccionado a su estado inicial, es decir, como cuando tenía cero horas de funcionamiento. La fórmula es:

$$CMM\ (\$) = (20\% - 30\%) * Inversión\ del\ Equipo\ (\$)$$

Donde:

CMM: Costo de Mantenimiento Mayor – Overhaul

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.1.2. Mantenimiento Predictivo Correctivo

El mantenimiento representa los costos asociados con las reparaciones no programadas y los servicios programados tanto de componentes mayores como menores, excluyendo actividades de overhaul. Estos incluyen todos los aspectos del mantenimiento del equipo exclusivo en abastecimiento de combustible, lubricación, reemplazo de neumáticos y mantenimiento y reemplazo de estas partes usadas directamente para impartir energía.

Este costo se da de forma constante a lo largo de la vida del equipo, es por eso que es un costo significativo a considerar.

$$CMPC\ (\$) = (30\% - 50\%) * Inversión\ del\ Equipo\ (\$)$$

Donde:

CMPC: Costo de Mantenimiento Predictivo / Correctivo

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.1.3. Diésel

Es el costo operativo horario del diésel (combustible) requerido para operar el equipo bajo condiciones promedio. El costo horario del diésel es calculado de la siguiente forma:

$$Costo\ Horario\ (\$) = Litros\ Diesel\ (L) x\ Precio\ por\ Litro\ Diesel (\$\ /L)$$

* El consumo del diésel está basado en el esfuerzo usado en el rodamiento que considera varios factores: pendiente, resistencia a la rodadura, velocidad, acarreo cargado y vacío.

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.1.4. Lubricantes

Dentro de este rubro se encuentra el aceite del cárter y otros lubricantes requeridos para operar los equipos.

$$Costo\ Horario\ (\$) = Litros\ Lub. (L) x\ Precio\ por\ Litro\ Lub. (\$\ /L)$$

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.1.5. Neumáticos

Como costos de neumáticos se asume que cada neumático será reencauchado dos veces antes de ser reemplazado con uno nuevo. El costo de cada reencauche es asumido como un 75% del costo de un nuevo neumático, y su vida esperada será alrededor de un 9% menos. El costo horario por neumático es calculado de la siguiente forma:

$$Costo\ Horario = \frac{(N\ x\ T) + \ (2R\ x\ (0.75\ x\ T\ x\ N))}{(L\ Horas + \big((2R\ x\ L\ Horas) \div 1.1\big))}$$

Donde:

N = Número de neumáticos requeridos por equipo

T = Precio del neumático

R = Reencauche

L = Vida esperada del neumático

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.1.6. Partes de Desgaste

Los valores listados aquí están típicamente referidos a los costos de las partes que están involucradas a la roca e imparten alguna forma de energía diseñada para cambiar la condición de esa roca. Estos incluyen ítems tales como brocas, cuchillas, dientes de la cuchara, chancadoras, liners, etc. Los ratios de desgaste horario son altamente variables (dependiendo de la naturaleza de la roca) y pueden ser ajustados por consiguiente. Los ratios de desgaste asumidos aquí son considerados promedio de minado en rocas medias a duras. El costo horario de las partes de desgaste es calculado de la siguiente forma:

$$Costo\ Horario\ (\$) = Precio\ de\ las\ Partes\ (\$)\ x\ Cantidad(unid.)$$

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.2. Criterios Teóricos de Selección

3.2.1. Energía

Se va a comparar una pala electro-hidráulica de 40 toneladas. Este equipo trabaja tanto con diésel como con energía eléctrica.

En su versión diésel esta pala posee 2 motores de 758 kW, es decir 1,516 kW de potencia en total. En la versión eléctrica posee un solo motor de 1,400 kW.

Como todo equipo eléctrico, el consumo de energía efectivo es menor que la potencia neta, para nuestro caso consideraremos según experiencias 70%, entonces:

	1 Motor Eléctrico 1,400 kW			2 Motores Diésel 2x758 kW
kW	1,400		kW	1,516
Uso Efectivo	70%		Uso Efectivo	-
Consumo Energía (kW)	980		Consumo Diésel (litros/h)	216
$/kW-h	0.065		$/litro	0.75
Costo ($)	**64**		**Costo ($)**	**162**

Ratio (Diésel / E.E.) 2.5

Tabla 05: Comparación de Costo de Energía

Sólo en el costo de energía el ratio entre el diésel y la energía eléctrica es de: **162 / 64 = 2.5.**

Fuente: CATERPILLAR Inc.: "Manual de Rendimiento Caterpillar". USA. 2012

3.2.2. Peso Operativo – Carga Transportada

Un principio básico que debemos saber es porque un equipo se diseña con cierta cantidad de energía, esto se debe principalmente a la cantidad de material que debe transportar y al peso del equipo de transporte. Es por eso que hay que saber el porqué de las diferencias de potencia entre los equipos de minado convencional y continuo, es decir, porque uno requiere más potencia que el otro para mover la misma cantidad de masa.

Caso 1: Camión de 91 toneladas de carga

Este camión necesita mover 91 toneladas de material, consideramos un factor de llenado del 95%, es decir el camión va a transportar 82 toneladas, el peso muerto del camión es 66 toneladas. Con lo cual el camión va a necesitar una potencia para mover su carga muerta dos veces (ida y vuelta) más las 86 toneladas de material.

Camión 91 toneladas		
Facto de Llenado	95%	
Carga	86	ton
Peso del Camión	66	ton
Peso Operativo (Peso Op.) (Ida lleno + Vuelta Vacío)	218	ton
Ratio: Peso Op. / Carga	**2.5**	

Tabla 06: Ejemplo Camión 91 toneladas

Con este nos sale un Ratio Peso Operativo / Carga = **2.5**

Caso 2: Faja Transportadora de 1,800 mm. de ancho

Para este caso vamos a calcular el peso de un material que tiene las siguientes características, densidad 1.6 toneladas/m3, ángulo de reposo 40°, espacio libre en la faja 350 mm. a cada lado, todo esto en 1 metro lineal de carga. La estructura de la faja (acero + faja) tiene un peso total de 160 kg. Utilizando simple geometría nos sale un volumen total de 0.44 m3, a una densidad de 1.6 toneladas/m3, resulta un peso de 0.71 toneladas de material por metro lineal.

El caso de la faja es distinto ya que no hay una ida y vuelta como sí lo hay con los camiones, aquí solo tenemos una ida.

Faja Transportadora 1,800 mm.		
Material Angulo Reposo	40°	
Material Densidad	1.6	ton/m3
Peso Lineal	0.7	ton
Masa de la estructura y de las partes móviles	0.2	ton
Peso Operativo (Peso Op.) (Ida)	0.9	ton
Ratio: Peso Op. / Carga	**1.2**	

Tabla 07: Ejemplo Faja Transportadora 1,800 mm.

Con esto nos sale un Ratio Peso Operativo / Carga = **1.2**

Podemos notar la diferencia que hay entre los ratios del camión y de la faja transportadora. El camión necesita más de doble de energía que la faja transportadora para mover su correspondiente material.

Fuente: *FAM: "Experiencias en Bucket Wheel Excavator y Bucket Wheel Reclaimer". Chile. 2013.*
KOMATSU: "Specifications & Application Handbook - Edition 30". Japan. 2009.

3.2.3. Depreciación

Normalmente la depreciación se deriva de la vida útil de los equipos y de las estimaciones de cómo el valor del activo se reduciría con el tiempo. Es decir, la depreciación es el tiempo en el cual el equipo pierde su valor y necesita ser reconstruido (overhaul) y/o reemplazado por uno nuevo.

La tabla 08 muestra un resumen de la depreciación de los principales equipos en minas convencionales.

Depreciación	
Reemplazo	
Excavadoras (>5m3), camiones gigantes, tractores, grúas.	10 años
Excavadoras (<5m3), cargadores frontales, motoniveladoras, pickups, camiones menores.	7 años
Overhaul	
Excavadoras, camiones gigantes y menores, grúas, tractores.	5 años
Cargadores frontales, motoniveladoras.	3 años

Tabla 08: Depreciación Equipos Convencionales

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

En el caso de los equipos de minado continuo, es decir, las rotopalas, los dispersores y las fajas transportadoras, tienen un largo periodo de depreciación de más de 20 años (>20) en overhaul y por lo menos 40 años (>40) para el reemplazo.

Con esto se puede calcular un ratio entre la depreciación y el reemplazo de ambos métodos, considerando sus equipos mayores.

Reemplazo de equipos mayores:

Equipo Min. Continuo = > 40/40 (Rotopalas, Dispersores, Fajas)
= > 1.0

Reemplazo de equipos menores.

Equipo Min. Convencional = > 40/10 (Excavadoras, Camiones gigantes)
= > 4

Tabla 09: Comparativo de Depreciación

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.2.4. Mano de Obra Directa

Según experiencias y cálculos en minas con métodos convencionales que usan pala camión, la cantidad de trabajadores por equipo, son de 4 a 5, entre operadores, mecánicos, eléctricos, supervisores, etc. Mientras que en el método continuo el ratio es de 2.5 trabajadores por equipo.

Esto representa que el costo operativo por mano de obra del método convencional es aproximadamente el doble que el costo del método continuo, el cual es altamente automatizado, es decir:

Mano de Obra

$ Método Convencional = < 2 x $ Método Continuo

Tabla 10: Comparativo de mano de Obra

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.2.5. Piezas de Desgaste – Mantenimiento

Las piezas de desgaste principales para los camiones del método convencional son los neumáticos, mientras para el método continuo estas piezas son las fajas, en ambos casos el material es el caucho. Pero la cantidad de caucho necesaria no es la misma para ambos casos, eso se ve reflejado en los costos anuales.

En el caso de los neumáticos este costo representa entre 5% - 10% del costo de la inversión. Mientras que para el minado continuo las fajas representan entre 1% - 2% de la inversión, es decir:

	Piezas de Desgaste
Llantas	5% - 10% Inversión
Fajas	1% - 2% Inversión

Tabla 11: Piezas de Desgaste

Fuente: INFOMINE USA, Inc. "Mine and Mill Equipment Costs". USA. 2012

3.3. Equipos Mineros del Método Convencional

El método convencional es el más utilizado en la mayoría de minas metálicas y no metálicas a nivel mundial, donde se ejecuta el ciclo minero como sigue:

- Perforación y Voladura
- Carguío
- Transporte
- Chancado y Molienda – Planta de Beneficio

Este yacimiento de roca fosfórica es distinto, ya que la roca fosfórica se presenta en mantos semi-horizontales de muy baja dureza, el Esfuerzo Compresivo Uniaxial <1 MPa, donde no es necesario el uso de la perforación ni voladura.

3.3.1. Palas y Camiones

Considerando las características del yacimiento y las producciones que se quieren alcanzar (ver CAPITULO IV – CALCULO DE RESERVAS), se definió el tamaño de los equipos mineros para el carguío y el transporte del mineral y el desmonte. La tabla 12 muestra las características técnicas de estos equipos.



Figura 08: Carguío del desmonte con Pala 6030 y Camión 789D

Objetivo	Equipos	Capacidad (ton)	Potencia (kW)
Mineral	Camión 777G	**91**	**765**
	Cargador Frontal 992K	**21**	**676**
Desmonte	Camión 777G	**91**	**765**
	Camión 789D	**181**	**1,566**
	Pala 6030	**30**	**1,140**
	Cargador Frontal 992K	**21**	**676**

Tabla 12: Características Técnicas de los Equipos del Método Convencional

Fuente: CATERPILLAR Inc.: "Manual de Rendimiento Caterpillar". USA. 2012

3.3.2. Equipos Auxiliares

El objetivo de los equipos auxiliares, es el de dar soporte a los equipos principales de producción, ya sea la limpieza de frentes, mantenimiento de vías, conformación de accesos, abastecimiento de combustible, entre otros.

El método convencional al tener una mayor cantidad de equipos que el método continuo, necesitará de una mayor cantidad de equipos auxiliares, debido al mayor deterioro de las vías y accesos además de tener mayor cantidad de frentes que apoyar. La tabla 13 muestra las características técnicas de los equipos auxiliares más importantes.

Tractor sobre Orugas D10T Potencia Máxima: 433 kW Peso Operativo: 65.7 ton. Longitud de la Hoja: 6.1 m. Capacidad de la Hoja: 45.9 m3.	**Tractor sobre Ruedas 834H** Potencia Máxima: 372 kW Peso Operativo: 47.1 ton. Longitud de la Hoja: 6.1 m. Capacidad de la Hoja: 29.8 m3.
Motoniveladora 16M Potencia Máxima: 221 kW Peso Operativo: 26.9 ton. Longitud de la Hoja: 4.9 m.	**Excavadora 345B** Potencia Máxima: 216 kW Peso Operativo: 47.6 ton. Capacidad: 3 m3

Tabla 13: Características Técnicas de los Equipos Auxiliares

Fuente: CATERPILLAR Inc.: "Manual de Rendimiento Caterpillar". USA. 2012



Tractor D10T



Wheel Dozer 834H



Motoniveladora 16M



Excavadora 345B



Camión de Agua 5,000 gal



Camión de Servicio

Figura 09: Equipos Auxiliares

3.4. Equipos Mineros del Método Continuo

3.4.1. Surface Miner

El Surface Miner posee una gran ventaja en cuanto a la fragmentación del mineral, ya que entre el 95% - 100% del material roto es menor a 10 centímetros (<0.1 m.), lo cual es beneficioso ya que sustituye el proceso de perforación, voladura y chancado (dependiendo la banda que solicite planta de beneficio). Para nuestra mina, sustituirá el proceso de chancado, ya que no se utilizará perforación ni voladura.

Además, el Surface Miner garantiza una mejor recuperación del mineral, ya que se pueden extraer capas delgadas reduciendo a casi cero la dilución, es decir, lo separa del desmonte. Posee una precisión de corte de +/- 5 cm.

Beneficios del Surface Miner:

- Excelente fragmentación del mineral
- Explotación selectiva de capas delgadas
- Carguío directo a los camiones por medio de fajas
- Superficie de corte bien definida y plana
- Explotación de la roca sin voladura
- Sustituye equipos de perforación, carguío de explosivo, equipos de carguío de material, mano de obra.
- Taludes más estables, menor polución, fly rocks y vibraciones

Surface Miner 2500	
Ancho de Corte	**2.5 m.**
Profundidad de Corte	**0-0.6 m.**
Potencia de Motor	**783 kW**
Peso de equipo	**100 ton**

Tabla 14: Características Técnicas del Surface Miner

Fuente: WIRTGEN GROUP: "Applications and Planning Guide – Wirtgen Surface Mining Manual". Alemania. 2010

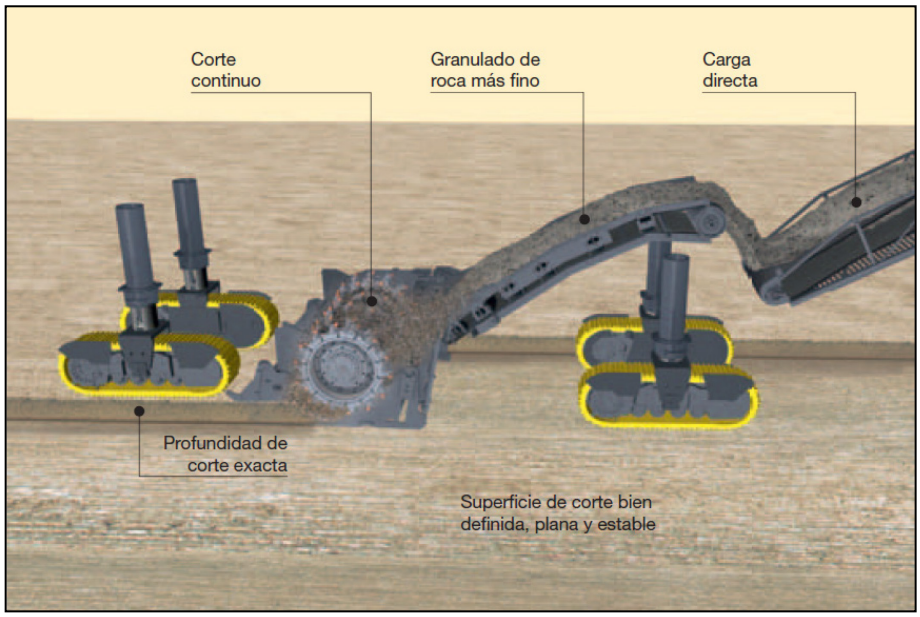


Figura 10: Esquema del minado del Surface Miner



Figura 11: Surface Miner cargando a los camiones

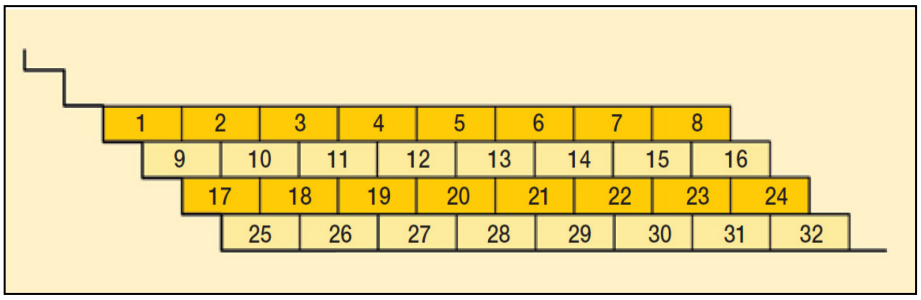


Figura 12: Esquema en sección de la secuencia de corte

3.4.2. Rotopalas – Bucket Wheel Excavator

Las Rotopalas han sido utilizadas para el minado continuo en operaciones mineras a tajo abierto de gran escala. Lo que distingue a las rotopalas de otros equipos de minería a tajo abierto de gran escala, como las dragalinas, es el uso de una gran rueda que contiene un patrón continuo de baldes (buckets), que se utilizan para recoger material a medida que gira la rueda.

En este yacimiento de roca sedimentaria, el desmonte se presenta como la primera capa de material alcanzando potencias entre 10 y 20 metros, con un buzamiento de las capas menor a 2 grados. La profundidad del tajo es menor a los 100 metros.

La capa de desmonte al ser una arena eólica semi-compactada, posee un Esfuerzo Compresivo Uniaxial <1 MPa, es decir, es muy frágil al corte.

Bajo estas condiciones de potencia y buzamiento de la capa del desmonte, ancho y profundidad del yacimiento, además de ser una arena frágil al corte. Este yacimiento se presenta como ideal para el uso de la Rotopala, pudiendo minar el desmonte sin dificultades en un trabajo completamente seguro.



Figura 13: Rotopala Minando Arena Eólica

Para este Método Continuo se proyecta adquirir 4 Rotopalas, ya que hay 4 capas principales de desmonte que serán minados cada uno de forma independiente por una Rotopala, sus especificaciones técnicas son las siguientes:

Rotopala - BWE I	
Capacidad	**3,600 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**1,407 kW**
Diametro de Rueda	**11.8 m.**
Peso del Equipo	**1,200 ton**

Rotopala - BWE II	
Capacidad	**1,600 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**771 kW**
Diametro de Rueda	**8 m.**
Peso del Equipo	**440 ton**

Rotopala - BWE III	
Capacidad	**2,100 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**771 kW**
Diametro de Rueda	**8 m.**
Peso del Equipo	**440 ton**

Rotopala - BWE IV	
Capacidad	**1,800 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**771 kW**
Diametro de Rueda	**8 m.**
Peso del Equipo	**440 ton**

Tabla 15: Características Técnicas de las Rotopalas

Fuente: *FAM: "Experiencias en Bucket Wheel Excavator y Bucket Wheel Reclaimer". Chile. 2013.*
http://www.thyssenkrupprobins.com

3.4.3. Esparcidor – Spreader

El Esparcidor es el equipo que descarga el desmonte en el botadero, posee

una longitud de descarga (boom) mayor a 60 metros, ganando altura para depositar el desmonte en pilas.



Figura 14: Esparcidor descargando el desmonte

Para este Método Continuo se proyecta comprar 3 Esparcidores, es decir, habrá 3 zonas de descarga del desmonte en el tajo, sus especificaciones técnicas son las siguientes:

Esparcidor - Spreader I	
Capacidad	**5,600 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**1,005 kW**
Longitud de Descarga	**60 m.**
Peso del Equipo	**930 ton**

Esparcidor - Spreader II	
Capacidad	**2,100 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**784 kW**
Longitud de Descarga	**127 m.**
Peso del Equipo	**1,670 ton**

Esparcidor - Spreader III	
Capacidad	**1,800 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**603 kW**
Longitud de Descarga	**49 m.**
Peso del Equipo	**450 ton**

Tabla 16: Características Técnicas de los Esparcidores

Fuente: FAM: "Experiencias en Bucket Wheel Excavator y Bucket Wheel Reclaimer". Chile. 2013.
http://www.thyssenkrupprobins.com

3.5. Roca Fosfórica

El contenido de fósforo total (grado/ley) de la roca fosfórica se expresa convencionalmente como pentóxido de fósforo (P_2O_5). Además del fósforo los depósitos de roca fosfórica también poseen minerales secundarios e impurezas, si bien cantidades importantes de los minerales secundarios e impurezas son eliminadas durante el proceso de beneficio, el mineral beneficiado siempre contiene alguna de las impurezas originales. Tales impurezas incluyen sílice, minerales arcillosos, calcita, dolomita, óxidos de hierro y aluminio en diversas combinaciones y concentraciones.

Las rocas fosfóricas pueden ser utilizadas ya sea como materia prima para la fabricación industrial de los fertilizantes fosfatados solubles en agua o bien como fuentes de fosforo para la aplicación directa en la agricultura.



Figura 15: Roca fosfórica

Fuente: FAO "Utilización de las Rocas Fosfóricas para una Agricultura Sostenible". Italia. 2007.

3.5.1. Reservas Mundiales de Roca Fosfórica

No existe un sistema universalmente aceptado para clasificar las reservas y los recursos de roca fosfórica. Un sistema desarrollado en USA (U.S. Geological Survey, 1981 - 1982) define las reservas como recursos identificados de un mineral que puede ser extraído de manera rentable con la tecnología existente y bajo las condiciones económicas actuales. Las reservas estimadas pueden ser descritas como la cantidad total de roca que puede ser minada en el yacimiento o como la cantidad de producto que puede extraerse. Muchos autores no hacen distinción entre las reservas y los recursos no económicos cuando declaran el tamaño de los yacimientos. En ese caso pueden existir diferencias sustanciales entre las estimaciones de las reservas y los recursos, según las diversas fuentes. Es prudente reconocer que tales discrepancias existen y que dichas cifras deben servir solamente como estimaciones.

	Reservas*
Estados Unidos	1,100,000
Argelia	2,200,000
Australia	870,000
Brasil	270,000
Canada	2,000
China	3,700,000
Egipto	100,000
India	35,000
Irak	430,000
Israel	130,000
Jordania	1,300,000
Kazajistan	260,000
Mexico	30,000
Marruecos	50,000,000
Perú	820,000
Rusia	1,300,000
Arabia Saudita	211,000

Senegal	50,000
Sudafrica	1,500,000
Siria	1,800,000
Togo	30,000
Tunes	100,000
Otros Países	520,000
Total	**66,758,000**

Tabla 17: Reservas Mundiales

* *Cuadro actualizado el 2014. Las reservas están en *000 toneladas*

Fuente: http://www.fao.org/home/es/

3.5.2. Producción Mundial de Roca Fosfórica

A nivel mundial, existe poca información sobre la producción y el consumo de la roca fosfórica para la aplicación directa y a menudo es difícil obtener y evaluar datos confiables. Muchos países no la clasifican como fertilizante y las estadísticas de consumo no la incluyen. Las informaciones deben ser obtenidas a través de canales informales y su calidad puede ser altamente variable. Puede ser necesario estimar la roca fosfórica para aplicación directa por diferencia sustrayendo la cantidad de la roca fosfórica utilizada para otros propósitos de la cantidad total importada o utilizada en un país. Los datos sobre la roca fosfórica para aplicación directa presentados son indicativos.

	Producción*	
	2012	**2013**
Estados Unidos	30,100	32,300
Argelia	1,250	1,500
Australia	2,600	2,600
Brasil	6,750	6,740
Canada	900	300
China	95,300	97,000
Egipto	6,240	6,000
India	1,260	1,270
Irak	200	350
Israel	3,510	3,600
Jordania	6,380	7,000
Kazajistan	1,600	1,600
Mexico	1,700	1,700
Marruecos	28,000	28,000
Perú	3,210	3,900
Rusia	11,200	12,500
Arabia Saudita	3,000	3,000
Senegal	1,380	920
Sudafrica	2,240	2,300
Siria	1,000	500
Togo	870	900
Tunes	2,600	4,000
Otros Paises	5,500	5,630
Total	**216,790**	**223,610**

Tabla 18: Producciones Mundiales

* *Cuadro actualizado el 2014. Las reservas están en *000 toneladas*

Fuente: http://www.fao.org/home/es/

3.5.3. El fósforo en el Suelo-Planta

El fósforo es un elemento ampliamente distribuido en la naturaleza y ocurre conjuntamente con el nitrógeno y el potasio como constituyente primario de los seres vivos, vegetales y animales. El fósforo posee una serie de funciones en el metabolismo vegetal y es uno de los nutrientes esenciales requeridos para el crecimiento y el desarrollo de las plantas.

El fósforo desempeña funciones estructurales en las macromoléculas como los ácidos nucleicos y de transferencia de la energía en los procesos metabólicos de biosíntesis y degradación.

El fósforo es absorbido principalmente durante el crecimiento vegetativo y luego la mayoría del fósforo absorbido es movilizado a los frutos y semillas durante las etapas reproductivas.

Las plantas con deficiencias de fósforo tienen un crecimiento retardado y a menudo presentan un color verde oscuro (más alta concentración de clorofila) y rojizo (aumento de la formación de antocianinas). Los animales y los seres humanos en buena salud requieren también cantidades adecuadas de fósforo en sus alimentos para que sus procesos metabólicos sean normales.

Fuente: FAO: "Utilización de las Rocas Fosfóricas para una Agricultura Sostenible". Italia. 2007

4. CAPITULO IV – CALCULO DE RESERVAS

4.1. Parámetros de Diseño

4.1.1. Parámetros Geotécnicos

Se realizó un estudio geotécnico en el yacimiento de roca fosfórica Bayovar 9, en el cual se recomendó un ángulo de talud final entre 26° y 30° con un factor de seguridad estático de 1.3. El diseño del talud se construyó con bancos de 20 m y anchos de berma de 14 m, con ángulos de cara de banco variables respecto a su unidad geotécnica como se muestra en la tabla 19.

Material	Ángulo de Cara de Banco (°)	Ángulo de Talud Final (°)
Sobrecarga	20	26 - 30
Diatomita Inca	53	
Clambore	20	
Diatomita Clara	55	
Diatomita Oscura	60	

Tabla 19: Ángulos de Diseño de los taludes

4.1.2. Parámetros Geológicos

En la tabla 20 se muestran las potencias de las capas de fosfatos dentro de la envolvente del tajo.

Capa	Potencia Mínima (m)	Potencia Máxima (m)	Promedio de Potencia (m)
0	0.4	3.1	1.1
0A	0.4	1.7	0.7
1	0.4	3.2	1.1
1A	0.4	1.6	0.9
2	0.4	1.9	0.6
2A	0.4	1.5	0.6
3	0.4	3.5	0.9
3A	0.4	1.3	0.7
4	0.4	1.3	0.6
4A	0.4	0.7	0.6
5	0.4	2.0	1.4
6	0.5	1.4	1.0
7	0.4	2.5	1.3

Tabla 20: Resumen de las potencias de las capas

4.1.3. Parámetros Económicos

En la tabla 21 se muestran los parámetros económicos utilizados para la optimización.

		Costo	Unidad
Desmonte		1.50	$/bcm
Mineral		1.98	$/tms
Proceso	Lavado	9.5	$/tms
	Lavado y Flotación	14.93	$/tms
Costo de Venta		10.42	$/tms
Capital de Sustento	Desmonte	0.04	$/bcm
	Mineral	1.33	$/tms

Tabla 21: Parámetros económicos para la optimización

Otros supuestos de la optimización fueron:

- Los recursos inferidos han sido considerados como desmonte.
- No se ha tomado en cuenta los recursos que se encuentran a 100 m de cada lado de la carretera pública.

4.2. Límites de Diseño

4.2.1. Preminado

El Pre Minado es considerado una Inversión (Costo de Capital), ya que se ha realizado antes del inicio de la producción de la Planta de Beneficio.

Adicionalmente, se considera una labor fundamental para el inicio de la Operaciones de minado, porque con esto la mina cumple las condiciones para que se logre mantener una secuencia de minado a lo largo de los años.

Fosfatos del Pacífico planea sacar la mayor cantidad de desmonte posible con la menor cantidad de roca fosfórica en el pre minado. Extrayendo un total en toneladas métricas secas (tms):

- Roca Fosfórica: 1´502,178 tms
- Desmonte: 29´026,433 tms

Por un tema de tiempos de entrega de los equipos de minado continuo, lo más probable es que se necesite de los servicios de una Empresa Especializada, ya que la puesta en marcha de estos equipos demora alrededor de 24 meses (contando desde la orden de compra). Como segundo punto el

que una empresa contratista efectúe el trabajo, nos permitirá obtener las condiciones necesarias para la secuencia de minado en los años de producción.

La roca fosfórica minada será acumulada en una zona de "Stockpile", para que en el momento que entre en marcha la Planta, ésta tenga mineral de donde extraer.

El plan de mineral para el Pre Minado se muestra en la tabla 22. El plano de Pre Minado se muestra en la figura 16.

	Roca Fosfórica - Pre Minado				
CAPA	m3	TMS	% P2O5	Rcc	Concentrado
CAPA 0	699,894	720,891	15.3	2.5	288,356
CAPA 0A	291,007	357,939	14.2	2.5	143,176
CAPA 1	170,150	228,001	16.1	2.5	91,200
CAPA 1A	102,818	155,255	19.2	2.5	62,102
CAPA 2	37,122	40,092	15.4	2.5	16,037
CAPA 2A		0		2.5	0
CAPA 3		0		2.5	0
CAPA 3A		0		2.5	0
CAPA 4		0		2.5	0
CAPA 4A		0		2.5	0
CAPA 5		0		2.5	0
CAPA 6		0		2.5	0
CAPA 7		0		2.5	0
	1,300,991	**1,502,178**	**15.6**	**2.5**	**600,871**

TIPO DE DESMONTE	TMS
SC	21,532,401
DI	4,881,646
CL	965,119
DC	1,229,302
DO	414,799

29,023,268

Tabla 22: Plan de mineral y desmonte para el Pre Minado

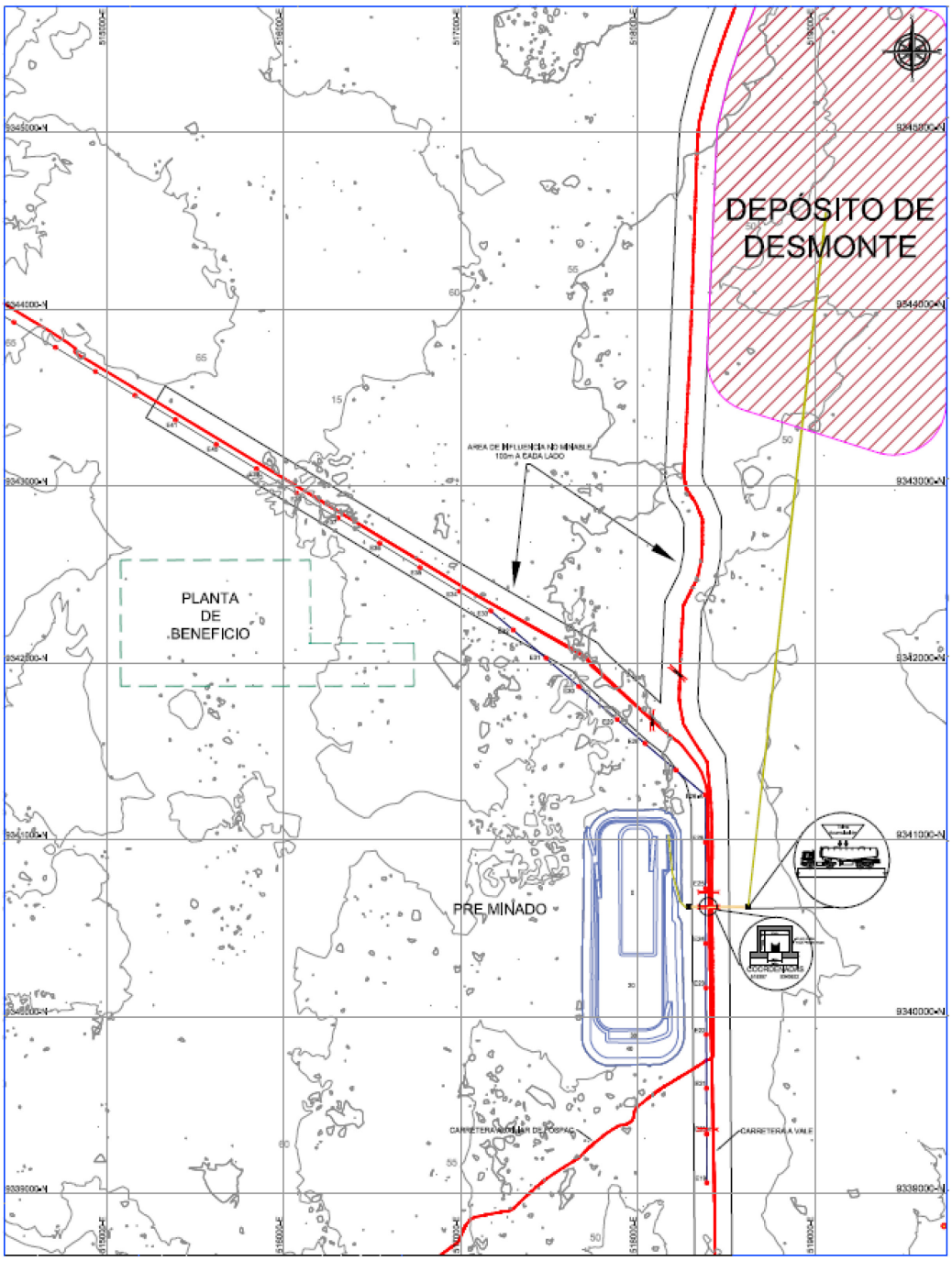


Figura 16: Plano del Pre Minado

4.2.2. Año 1

La tabla 23 presenta el plan de minado al Año 1 acumulado.

	Roca Fosfórica - Año 1				
CAPA	m3	TMS	% P2O5	Rcc	Concentrado
CAPA 0	1,157,238	1,191,955	15.5	2.5	476,782
CAPA 0A	399,483	491,365	14.1	2.5	196,546
CAPA 1	647,737	867,968	16.1	2.5	347,187
CAPA 1A	656,089	990,695	19.8	2.5	396,278
CAPA 2	423,486	457,365	15.7	2.5	182,946
CAPA 2A	110,410	92,744	10.3	2.5	37,098
CAPA 3	667,306	680,652	19.5	2.5	272,261
CAPA 3A	31,176	36,476	14.1	2.5	14,590
CAPA 4	100,915	86,787	12.0	2.5	34,715
CAPA 4A	92,396	95,168	11.4	2.5	38,067
CAPA 5	620,899	763,706	19.7	2.5	305,482
CAPA 6	0	0	0.0	2.5	0
CAPA 7	543,862	755,968	20.2	2.5	302,387
	5,450,997	**6,510,848**	**17.4**	**2.5**	**2,604,339**

TIPO DE DESMONTE	TMS
SC	30,188,258
DI	6,808,816
CL	2,669,678
DC	3,457,113
DO	8,294,705
	51,418,570

Tabla 23: Plan de mineral y desmonte acumulado para el Año 1

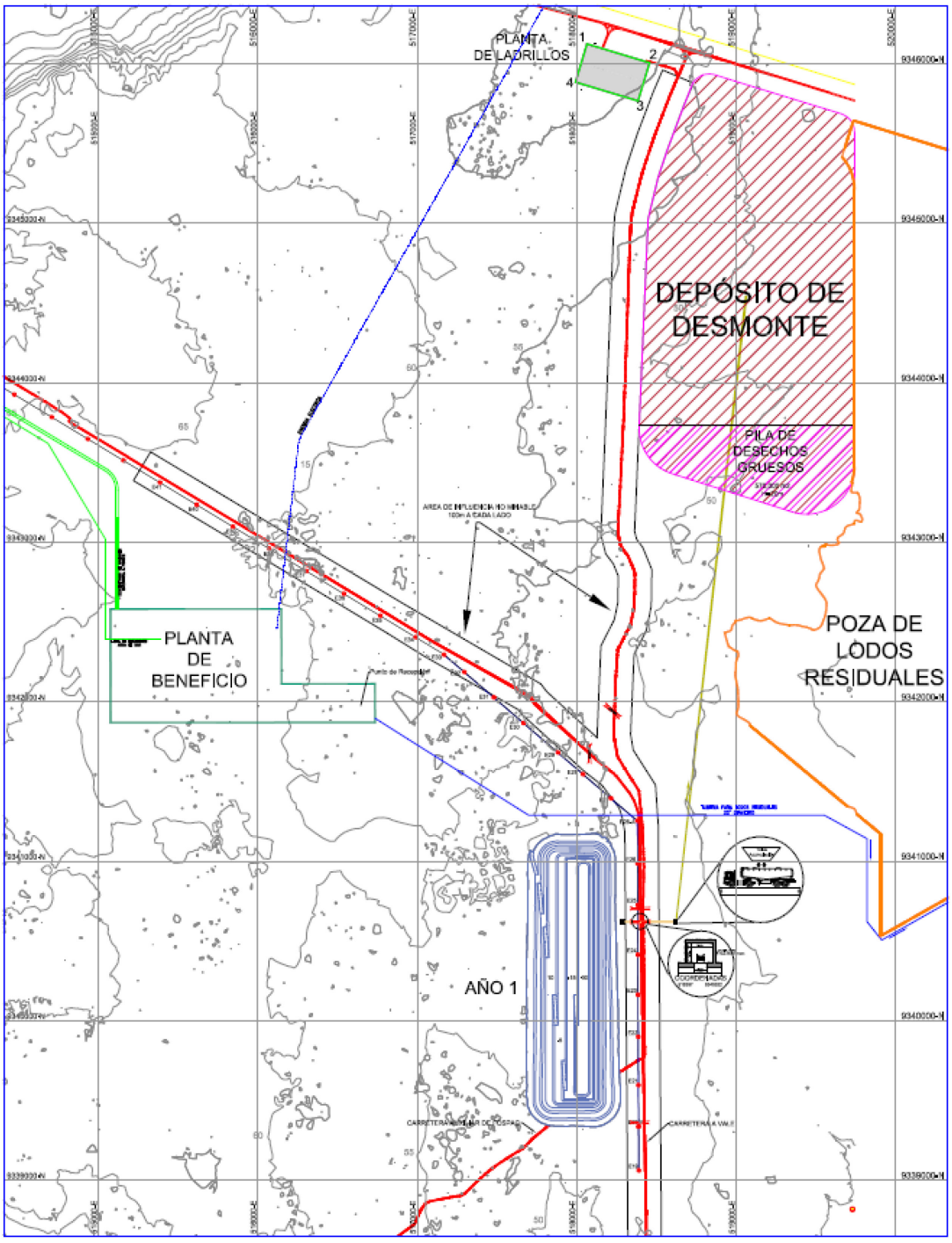


Figura 17: Plano del Año 1

4.2.3. Año 5

La tabla 24 presenta el plan de minado al Año 5 acumulado.

	Roca Fosfórica - Año 5				
CAPA	m3	TMS	% P2O5	Rcc	Concentrado
CAPA 0	5,550,753	5,717,275	15.4	2.5	2,286,910
CAPA 0A	577,547	710,384	13.4	2.5	284,153
CAPA 1	2,662,465	3,567,703	16.5	2.5	1,427,081
CAPA 1A	2,090,880	3,157,231	19.9	2.5	1,262,892
CAPA 2	2,673,002	2,886,843	15.0	2.5	1,154,737
CAPA 2A	547,846	460,190	10.6	2.5	184,076
CAPA 3	4,383,944	4,471,623	18.4	2.5	1,788,649
CAPA 3A	97,399	113,957	13.5	2.5	45,583
CAPA 4	522,520	449,367	11.7	2.5	179,747
CAPA 4A	745,258	767,616	12.1	2.5	307,046
CAPA 5	3,766,673	4,633,008	19.3	2.5	1,853,203
CAPA 6	231,453	270,800	15.3	2.5	108,320
CAPA 7	4,117,817	5,723,765	19.8	2.5	2,289,506
	27,967,557	**32,929,761**	**17.4**	**2.5**	**13,171,904**

TIPO DE DESMONTE	TMS
SC	119,634,906
DI	24,491,456
CL	19,185,529
DC	22,845,422
DO	42,390,392
	228,547,706

Tabla 24: Plan de mineral y desmonte acumulado para el Año 5

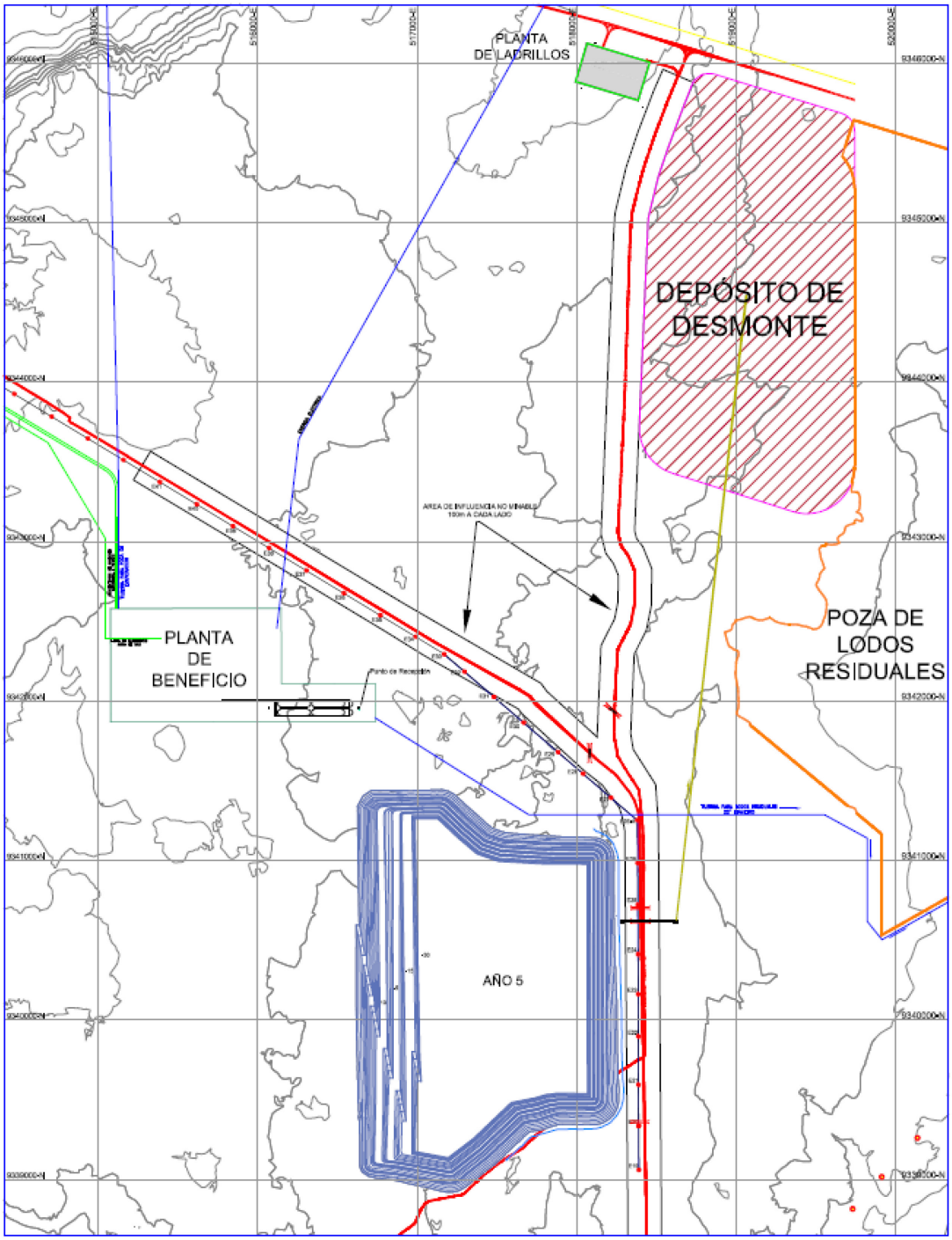


Figura 18: Plano del Año 5

4.2.4. Año 10

La tabla 25 presenta el plan de minado al Año 10 acumulado.

	Roca Fosfórica - Año 10				
CAPA	m3	TMS	% P2O5	Rcc	Concentrado
CAPA 0	10,272,499	10,580,673	16.0	2.5	4,232,269
CAPA 0A	577,547	710,384	13.4	2.5	284,153
CAPA 1	7,595,401	10,177,836	16.9	2.5	4,071,135
CAPA 1A	3,183,460	4,807,027	20.2	2.5	1,922,811
CAPA 2	4,799,924	5,183,919	14.9	2.5	2,073,568
CAPA 2A	1,265,197	1,062,765	11.3	2.5	425,106
CAPA 3	8,402,732	8,570,787	18.9	2.5	3,428,315
CAPA 3A	184,002	215,282	13.2	2.5	86,113
CAPA 4	855,554	735,776	11.7	2.5	294,311
CAPA 4A	1,219,350	1,255,930	11.7	2.5	502,372
CAPA 5	7,390,990	9,090,918	19.2	2.5	3,636,367
CAPA 6	1,928,519	2,256,368	15.8	2.5	902,547
CAPA 7	7,480,468	10,397,850	19.6	2.5	4,159,140
	55,155,643	**65,045,516**	**17.5**	**2.5**	**26,018,206**

TIPO DE DESMONTE	TMS
SC	200,410,911
DI	39,541,994
CL	44,413,387
DC	50,280,090
DO	80,233,501
	414,879,884

Tabla 25: Plan de mineral y desmonte acumulado para el Año 10

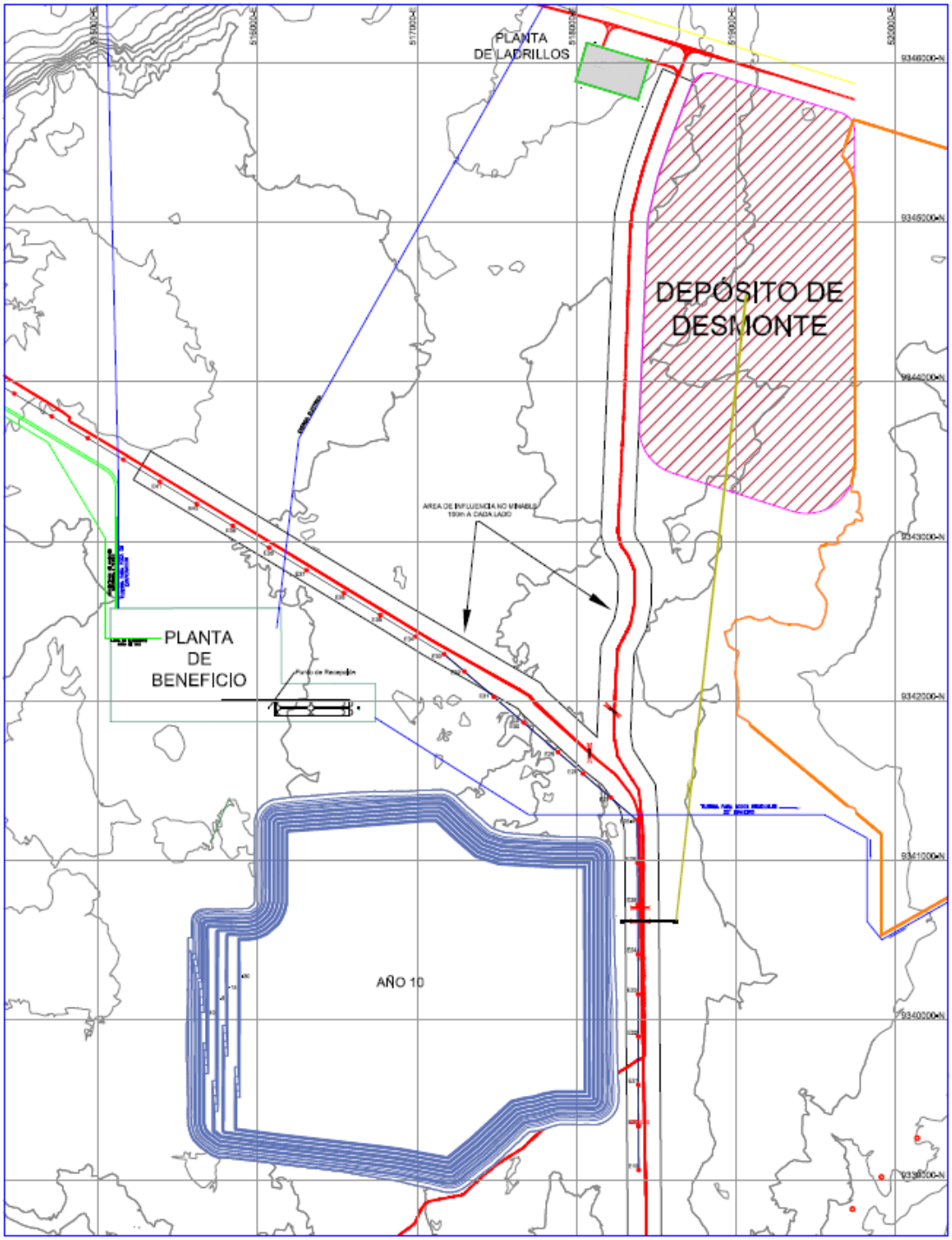


Figura 19: Plano del Año 10

4.2.5. Año 20

La tabla 26 presenta el plan de minado al Año 20 acumulado.

	Roca Fosfórica - Año 20				
CAPA	m3	TMS	% P2O5	Rcc	Concentrado
CAPA 0	17,278,429	17,796,780	16.8	2.5	7,118,712
CAPA 0A	2,320,112	2,853,741	14.5	2.5	1,141,496
CAPA 1	16,313,376	21,859,922	17.7	2.5	8,743,969
CAPA 1A	3,675,527	5,550,049	20.0	2.5	2,220,020
CAPA 2	8,306,467	8,970,987	15.2	2.5	3,588,395
CAPA 2A	3,418,467	2,871,511	11.4	2.5	1,148,604
CAPA 3	15,791,585	16,107,417	18.7	2.5	6,442,967
CAPA 3A	1,679,523	1,965,040	13.9	2.5	786,016
CAPA 4	2,038,656	1,753,244	11.8	2.5	701,298
CAPA 4A	2,483,637	2,558,146	11.9	2.5	1,023,258
CAPA 5	15,095,125	18,567,004	19.0	2.5	7,426,802
CAPA 6	5,957,624	6,970,421	15.9	2.5	2,788,168
CAPA 7	14,910,039	20,724,953	19.5	2.5	8,289,981
	109,268,567	**128,549,215**	**17.5**	**2.5**	**51,419,686**

TIPO DE DESMONTE	TMS
SC	317,646,065
DI	91,335,101
CL	112,592,528
DC	128,407,057
DO	158,121,110
	808,101,861

Tabla 26: Plan de mineral y desmonte acumulado para el Año 20

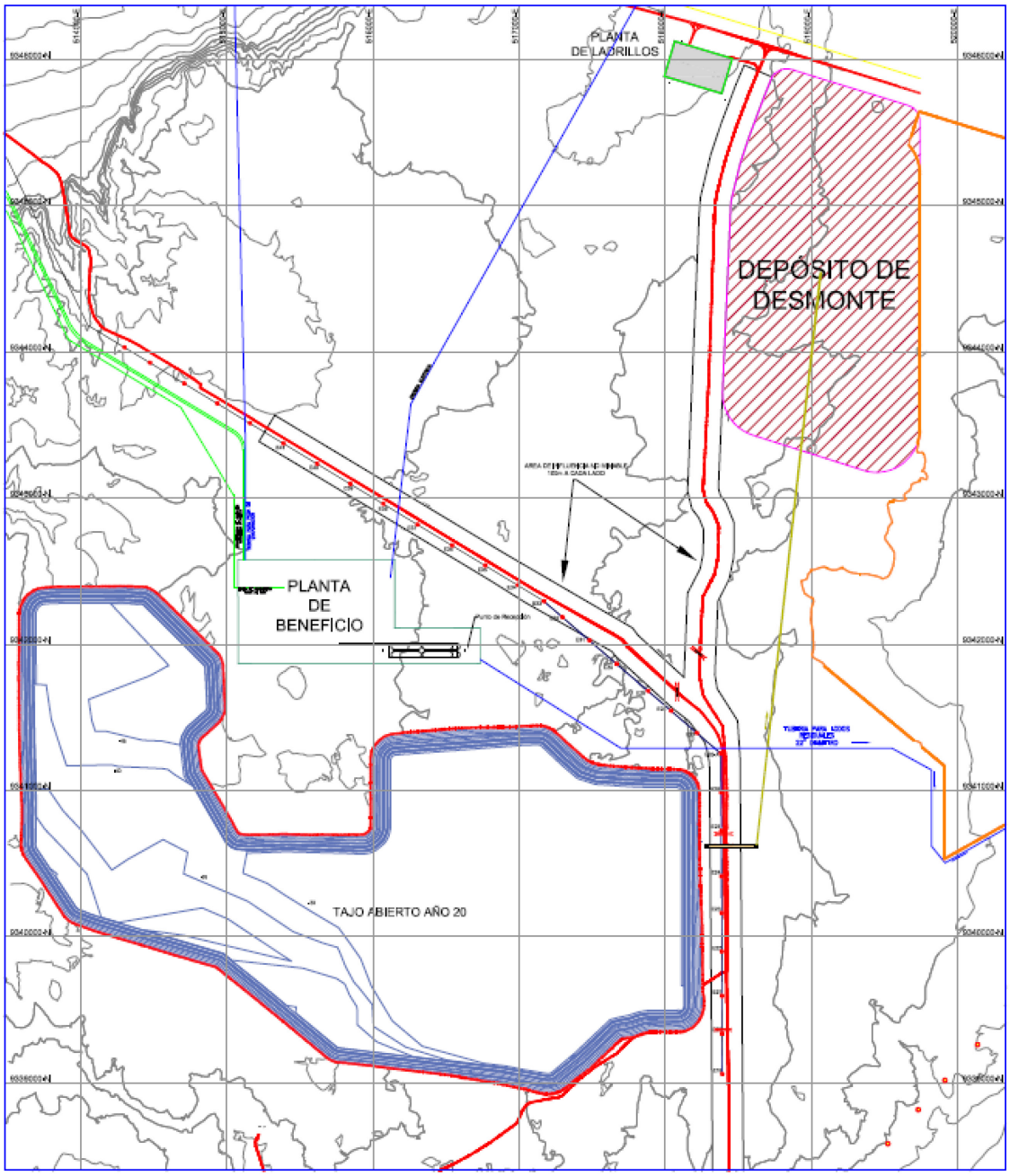


Figura 20: Plano del Año 20

4.2.6. Reporte de Reservas

Las reservas son entonces aquellos recursos que han sido condicionados y están contenidos dentro de la envolvente del tajo de 20 años y demuestra un diseño factible tanto económico como técnico.

La estimación de Reservas Minerales está basada en las siguientes restricciones y son mostradas en la tabla 27:

- Potencia mínima de capa de 0.40 m.
- Minado perdido en el techo de 0.10 m.
- Dilución ganada en el piso de 0.10 m.
- Ley de Corte de 12% para capas que requieran solo lavado y ley de corte de 17% para capas que requieran lavado y flotación.

Capa	Reservas (Mill.Tons Secas)			P2O5 (%)
	Probado	Probable	Total	
0	7.0	0.1	7.1	16.8
0A	1.1	0	1.1	14.5
1	8.6	0.2	8.8	17.7
1A	2.1	0.1	2.2	20.0
2	3.6	0	3.6	15.2
2A	1.0	0.1	1.1	11.4
3	6.4	0	6.4	18.7
3A	0.7	0.1	0.8	13.9
4	0.7	0.0	0.7	11.8
4A	1.0	0	1.0	11.9
5	7.5	0	7.5	19.0
6	2.8	0	2.8	15.9
7	8.3	0	8.3	19.5

Total	**50.8**	**0.6**	**51.4**	**17.5**

Tabla 27: Reservas Probadas y Probables

5. CAPITULO V – EQUIPOS DE MINADO

El objetivo principal de la planificación minera es el de tratar de adecuar el mejor método a nuestro yacimiento, para esto es necesario saber a detalle como es nuestro yacimiento, tanto en ventajas como desventajas y buscar los equipos de minado adecuados para lograr la mayor rentabilidad posible.

5.1. Equipos para Mineral

5.1.1. Método Continuo

Desde un principio se optó el usar la unión Surface Miner – Camión ya que la forma de minar que tiene el Surface Miner se acopla muy bien al sistema del minado continuo de Rotopalas, Esparcidores y Fajas Transportadoras.

El Surface Miner tiene varias ventajas:

- En cuanto a la granulometría el Surface Miner entrega una excelente fragmentación, entre el 95% - 100% del mineral roto es menor a 10 centímetros (<0.1 m.), lo cual es menor a lo que la Planta de Beneficio solicita. Ver figura 21.

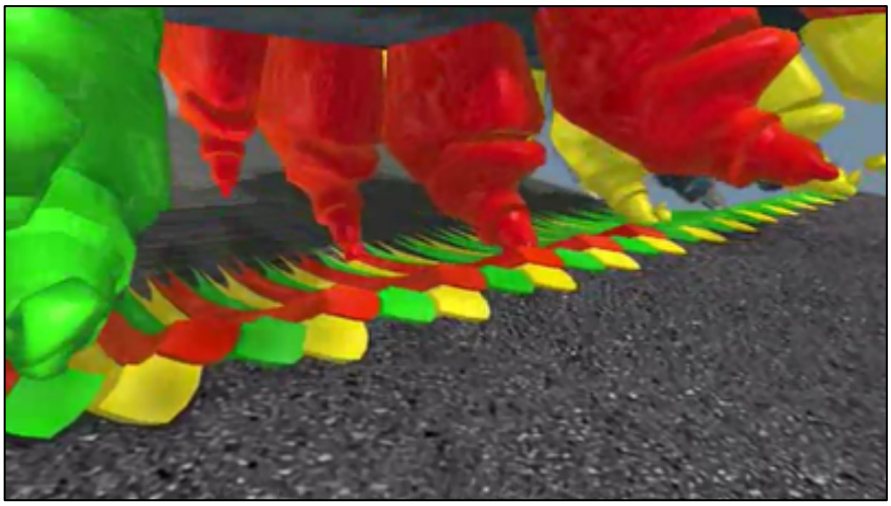


Figura 21: Acción de corte de las picas del Tambor

- Tiene un alto control de la dilución, corta con una precisión de +/- 5 cm. Ya que gradúa la profundidad de corte dependiendo de las condiciones de la capa (potencia, buzamiento). Tiene un corte máximo de 50 cm. de profundidad.

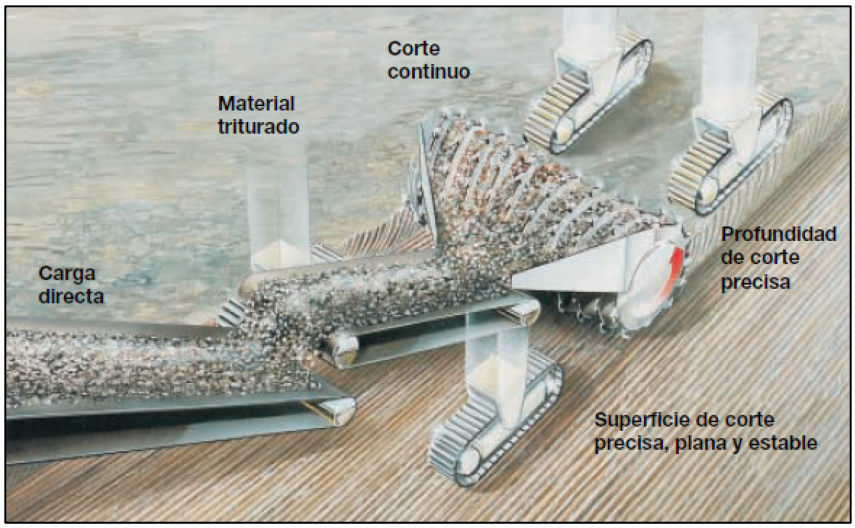


Figura 22: Precisión de corte del tambor

- El carguío del mineral se hace directamente a los camiones por medio de una faja transportadora girable en la parte superior del equipo, no se

necesita de equipos auxiliares para este procedimiento. Ver figura 23.



Figura 23: Carguío del mineral al camión por el Surface Miner

Objetivo	Equipos	Cantidad
Mineral	Camión 777G	**7**
	Surface Miner 2500	**2**
	Cargador Frontal 992K	**1**

Tabla 28: Lista de Equipos del Método Continuo para el Mineral

5.1.2. Método Convencional

La idea inicial fue adquirir una flota de equipos convencionales, palas y camiones, como se trabaja en otras minas a tajo abierto. En la extracción de nuestro mineral de roca fosfórica hay varios retos que debemos considerar, pero principalmente debemos controlar la fragmentación del material. Pero hay otros puntos críticos en esta operación, los cuales son el minimizar la dilución, mejora la eficiencia del minado, estos dos se originan debido a la poca potencia de la roca fosfórica que en promedio es de 1.5 m y la poca dureza de la misma. Además, se debe considerar que la altura del cucharón de la pala mayormente sobrepasa la potencia de la capa de roca fosfórica.

Es un gran reto poder minar las capas diluyendo lo mínimo, en algunos casos

se ha necesitado hacer rumas del mineral con la misma pala y/o con ayuda de equipos auxiliares como son los tractores sobre orugas o ruedas. La figura 24 muestra el minado en roca fosfórica con equipos convencionales pala – camión.



Figura 24: Minado Convencional en roca fosfórica

Por este motivo en la comparación de los métodos de minado convencional y continuo se está suprimiendo el uso de la unión Pala – Camión para el minado de la roca fosfórica. En el comparativo de ambos métodos se analizarán utilizando la unión Surface Miner – Camión, es decir, la cantidad de equipos será la misma para la extracción del mineral, ver tabla 29.

Objetivo	Equipos	Cantidad
Mineral	Camión 777G	**7**
	Surface Miner 2500	**2**
	Cargador Frontal 992K	**1**

Tabla 29: Lista de Equipos del Método Convencional para el Mineral

5.2. Equipos para Desmonte

5.2.1. Método Continuo

El desmonte del yacimiento sedimentario se roca fosfórica tiene las

siguientes características:

- Su espesor varía entre 5 y 20 metros por capa de desmonte.
- La capa de desmonte principal, que es la arena eólica, tiene un Esfuerzo Compresivo Uniaxial < 1 MPa.
- La profundidad del tajo es aproximadamente de 100 metros y además posee un área extensa.

Todas estas características del yacimiento hacen ideal que se pueda minar bajo el método continuo, es decir:

- Rotopalas – Bucket Wheel Excavator, Figura 25
- Esparcidores – Spreaders, Figura 26
- Fajas Transportadoras – Belt Conveyor, Figura 27
- Conexiones:
    - Vagón Faja, Figura 28
    - Faja Puente, Figura 29
    - Repartidor Móvil, Figura 30

Estos equipos de minado continuo forman sistemas de minado, cuando son enlazados unos con otros.



Figura 25: Rotopalas - Bucket Wheel Excavator



Figura 26: Esparcidor - Spreader



Figura 27: Sistemas de Fajas transportadoras

A continuación, se muestran 3 equipos que sirven como conexiones de los equipos principales (rotopalas, fajas y esparcidores):



Figura 28: Vagón Faja



Figura 29: Faja Puente



Figura 30: Repartidor Móvil

	Sistema A	Cantidad
Desmonte	Rotopala - BWE I	1
	Faja Puente - Bridge Conveyor	2
	Tolva Receptora - Hopper	2
	Repartidor Móvil - Tripper Car	1
	Esparcidor - Spreader I	1
	Fajas - Conveyor Equipment I	1
	Sistema B	**Cantidad**
	Rotopala - BWE II	1
	Vagón Faja - Beltwagon	1
	Tolva Receptora - Hopper	2
	Faja Puente - Bridge Conveyor	3
	Fajas - Conveyor Equipment II	1
	Sistema C & D	**Cantidad**
	Rotopala - BWE III-IV	2
	Esparcidor - Spreader II	1
	Esparcidor - Spreader III	1

Tabla 30: Lista de Equipos del Método Continuo para el Desmonte

5.2.2. Método Convencional

En este yacimiento el stripping ratio (ratio desmonte / mineral) es 6 aproximadamente, como resultado la cantidad de equipos para minar el desmonte es bastante alta comparada con el mineral.

Otro punto importante a considerar es que la roca no tiene muy buena compactación (Esfuerzo Compresivo Uniaxial <1 MPa), esto es perjudicial para el tránsito de camiones, ya que no se puede proyectar el uso de equipos

demasiado grandes. Se han evidenciado problemas en el sistema de suspensión y en el desgaste de los neumáticos en una mina similar.

Como cálculo de flota para el desmonte en el método convencional se ha proyectado el uso de camiones 777G y 789D para el transporte. Para el carguío de las capas de desmonte se usarán 6 palas 6030 y 1 cargador frontal 992K, totalizando 42 equipos mineros para el desmonte. Ver tabla 31.



Figura 31: Carguío del desmonte con pala 6030

Objetivo	Equipos	Cantidad
Desmonte	Camión 777G	**22**
	Camión 789D	**13**
	Pala 6030	**6**
	Cargador Frontal 992K	**1**

Tabla 31: Lista de Equipos del Método Convencional para el Desmonte

5.3. Equipos Auxiliares

A pesar de la automatización del proceso de minado continuo en el desmonte y de la efectividad del Surface Miner para minar la roca fosfórica; es sumamente importante la presencia de equipos auxiliares en las diversas actividades de la operación.

Para el método convencional los equipos auxiliares son aún más importantes, debido a que se tienen mayor número de equipos de carguío y transporte, los cuales necesitan mayor cantidad de trabajos complementarios como son: rampas, accesos, mantenimiento de taludes, regado de vías, suministro de combustible y lubricantes, etc, es por esto que hay mayor cantidad auxiliares en el método convencional.

La cantidad de equipos auxiliares para el método continuo y convencional se muestran en las tablas 32 y 33 respectivamente.

Objetivo	Equipos	Cantidad
Auxiliares	Tractor sobre Neumáticos 834K	1
	Tractor D10T	2
	Motoniveladora 16M	2
	Excavadora 345	1
	Compactadoras 18.85 ton	1
	Oruga Muevetubos PL87	2
	Camión de Agua 5,000 gal	1
	Camión de Servicio	1
	Camión de Combustible 3,000 gal	2
	Grúa	1
	Perforadora de Ore Control (LM38)	1
	Montacarga	1
	Camionetas (4x4) Supervision	7
	Luces	5
	Bomba de Agua	2

Tabla 32: Lista de Equipos Auxiliares para el Método Continuo

Objetivo	Equipos	Cantidad
Auxiliares	Tractor sobre Neumáticos 834K	1
	Tractor D10T	5
	Motoniveladora 16M	3
	Excavadora 345	1
	Compactadoras 18.85 ton	1
	Camión de Agua 5,000 gal	2
	Camión de Servicio	2
	Camión de Combustible 3,000 gal	4
	Camión de Servicio de Neumáticos	1
	Grúa	1
	Perforadora de Ore Control (LM38)	1
	Montacarga	1
	Camionetas (4x4) Supervision	7
	Luces	10
	Bomba de Agua	2

Tabla 33: Lista de Equipos Auxiliares para el Método Convencional

6. CAPÍTULO VI – COSTOS OPERATIVOS DE LOS MÉTODOS

6.1. Consideraciones Básicas

El método convencional pala-camión se realiza generalmente en las operaciones de minas metálicas, ya sea mineral de oro, plata, cobre, etc, como también en minas de yacimientos sedimentarios tales como la caliza, arena, piedras, etc.

En este punto vamos a comparar el parámetro económico Costo Operativo de los dos métodos de minado que se podrían utilizar en este yacimiento sedimentario de roca fosfórica.

Hay que considerar que este yacimiento no necesita de perforación y voladura, por lo que es un factor que no va a ser medido económicamente.

En este trabajo se ha tratado de colocar precios y costos estimados reales, con el objetivo de dar un acertado comparativo entre los costos operativos de cada método de minado. Los precios unitarios, el staff y los targets para determinar los

costos finales, son los siguientes:

6.1.1. Precios Unitarios

Estos precios unitarios están basados en costos reales utilizados en las minas en la actualidad. Ver tabla 34.

	Costo	
Combustible – Diesel	0.75	($/litro)
Labor	15.00	($/hora)
Costo Energía	0.065	($/kWH)
Utilización Energía Instalada	67%	(%)
Horas Minado Continuo	6,000	(hora/año)

Tabla 34: Precios Unitarios

6.1.2. Categorización del Staff - Mano de Obra

La siguiente tabla muestra los salarios anuales unitarios del staff por categoría necesario en mina. Ver tabla 35.

Categoría	Costo Total ($)
Gerente	167,719
Superintendente	100,631
Jefe de Departamento	67,087
Jefe de Sección	50,316
Ingeniero Junior, Supervisor	33,544
Operador, Técnico	25,158
Ayudante	13,417

Tabla 35: Mano de Obra

6.1.3. Tonelajes Anuales

Las reservas para los 20 años de la vida de la mina son de 50 millones de toneladas secas de concentrado, es decir, 2.5 millones de toneladas al año.

Objetivos	Toneladas
Ton. Secas Concentrado / Año	2,500,000
Ton. Secas Mineral / Año	6,250,000
Ton. Húmedas Mineral / Año	7,500,000

Tabla 36: Tonelajes de Mineral y Concentrado

6.2. Método de Minado Continuo

Estos costos operativos se han dividido en 4 grupos:

- Equipos para Mineral
- Equipos para Desmonte
- Equipos Auxiliares
- Mano de Obra

6.2.1. Equipos para Mineral

La producción a alcanzar es de 7,500,000 toneladas de roca fosfórica / año, esto es un trabajo exclusivo del Surface Miner. Según la planificación este equipo puede producir aprox. 1,000 ton/hora, con esto:

Para el corte y carguío se va a necesitar 2 Surface Miner, que trabajarán 4,000 horas/año cada uno.

Para el transporte se va a necesitar 7 camiones 777G, cada uno tiene una capacidad de 91 ton. Este cálculo se realizó de manera interna por el equipo de planeamiento de Fosfatos del Pacífico, con las rutas y accesos del proyecto, en resumen:

Camiones 777G - Transporte de Mineral		
Tiempo de Ciclo	26	min
Número de Ciclos por hora	2.3	ciclos
Número de Ciclos por año	12,231	ciclos
Cantidad de Camiones 777G	7	unidades
Capacidad del Camión	91	ton.
Número de Ciclos por año por flota	85,615	ciclos
Producción por Flota al año	7,791,000	ton.

Tabla 37: Resumen del Cálculo de Camiones para Mineral

La tabla 38 muestra, en resumen, todos los equipos a utilizar en el minado de la roca fosfórica. Además, se presentan los costos operativos tomando en cuenta las consideraciones básicas para el cálculo, todo reflejado finalmente en $/ton.

Equipos	Cantidad	Overhaul		Mantenimiento											
		Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Diesel ($/h)	Lub. ($/h)	Llantas ($/h)	Partes Des. ($/h)	Sub Total ($/h)	Total ($/h)	Horas Netas /Año	ROM (ton/h)	ROM ($/ton)	Concentrado ($/ton)
777G	**7**	4.30	2.58	7.98	4.79	56.91	11.70	25.83	0.00	114.1	798.6	5,300	**1,179**	0.7	1.7
SM 2500	**2**	44.42	23.32	54.29	28.50	92.37	21.46	0.00	18.85	283.2	566.4	4,000	**1,563**	0.4	0.9
992K	**1**	9.03	4.06	16.76	7.54	68.86	14.27	54.76	1.13	176.4	176.4	3,000	**2,083**	0.1	0.2

Tabla 38: Minado Continuo – Equipos para Mineral

6.2.2. Equipos para Desmonte

Se ha dividido el minado del desmonte en 4 sistemas (A, B, C y D), en estos sistemas van a trabajar los equipos de minado continuo cuyo costo operativo se centra principalmente en la energía eléctrica.

Hay tres conceptos básicos a la hora de calcular el costo de energía de estos equipos:

- Primero, los equipos se diseñan con una Potencia Instalada desde la fábrica, pero se va a tener un uso efectivo de esta potencia instalada, que es alrededor del 67%, este nuevo valor tiene como nombre Potencia Utilizada.
- Segundo, los equipos de Minado Continuo están calculados para trabajar 6,000 horas operativas al año.
- Tercero, se considera un Costo Unitario de la energía de 0.065 $/kWH.

El costo de energía resultará de la multiplicación de esta Potencia Utilizada por las horas netas de trabajo por el Costo Unitario de la energía ($/kWH), es decir:

$$Costo(\$) = Pot.Instalada(kW) * Util.(\%) * Horas(H) * Costo\ Energía(\$/kWH)$$

a) Sistema A – Costo de Energía

Sistema A	Cantidad	Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Utilizada (kW)	Costo ($)
Rotopala - BWE I	1	2,100	2,100	1,407	548,730
Faja Puente - Bridge Conveyor	2	900	1,800	1,206	470,340
Tolva Receptora - Hopper	2	10	20	13	5,226
Repartidor Móvil - Tripper Car	1	50	50	34	13,065
Esparcidor - Spreader I	1	1,500	1,500	1,005	391,950
Fajas - Conveyor Equipment I	1	4,410	4,410	2,955	1,152,333
			9,880	6,620	2,581,644

Tabla 39: Costo de Energía del Sistema A

b) Sistema B - Costo de Energía

Sistema B	Cantidad	Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Utilizada (kW)	Costo ($)
Rotopala - BWE II	1	1,150	1,150	771	300,495
Vagón Faja - Beltwagon	1	120	120	80	31,356
Tolva Receptora - Hopper	2	10	20	13	5,226
Faja Puente - Bridge Conveyor	3	833	2,499	1,674	652,989
Fajas - Conveyor Equipment II	1	630	630	422	164,619
			4,419	2,961	1,154,685

Tabla 40: Costo de Energía del Sistema B

c) Sistema C & D - Costo de Energía

Sistema C & D	Cantidad	Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Utilizada (kW)	Costo ($)
Rotopala - BWE III-IV	2	1,150	2,300	1,541	600,990
Esparcidor - Spreader II	1	1,170	1,170	784	305,721
Esparcidor - Spreader III	1	900	900	603	235,170
			4,370	2,928	1,141,881

Tabla 41: Costo de Energía del Sistema C & D

En total se tiene 18,669 kW de Potencia Instalada y 12,508 kW de Potencia Utilizada. El costo por Sistema en $/ton es el siguiente:

Costo de Energía		
Sistema A	1.0	$/ton
Sistema B	0.5	$/ton
Sistema C & D	0.5	$/ton

Tabla 42: Costo de la Energía por Sistema

d) Mantenimiento

Basado en experiencias anteriores, el mantenimiento anual de los equipos de minado continuo, se puede calcular basados en la inversión inicial, aproximadamente es el 2% de la Inversión, es decir:

$$Mantenimiento\ (\$) = \ Inversión\ Inicial\ (\$) * \ 2\%$$

La inversión total estimada para los equipos de Minado Continuo está en aproximadamente $160,000,000, por lo tanto:

$$Mantenimiento\ (\$) = \ 160{,}000{,}000 * 2\%$$
$$Mantenimiento\ (\$) = \ 3{,}200{,}000$$

e) Lubricación, Fajas y Polines

También basados en experiencias anteriores, el costo anual de lubricación más el costo de reemplazo de las fajas y polines, representan aproximadamente el 1% de la Inversión, es decir:

$$Lubricación + Fajas + Polines\ (\$) = \ Inversión\ Inicial * 1\%$$

Por lo tanto:

$$Lubricación + Fajas + Polines\ (\$) = \ 160{,}000{,}000 * 1\%$$
$$Lubricación + Fajas + Polines\ (\$) = \ 1{,}600{,}000$$

De donde, el resultado final de la suma del costo de energía más el mantenimiento más la lubricación y el reemplazo de piezas, resulta 3.9 $/tonelada concentrado.

6.2.3. Equipos Auxiliares

Equipos	Cantidad	Overhaul		Mantenimiento											
		Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Diesel ($/h)	Lub. ($/h)	Llantas ($/h)	Partes Des. ($/h)	Sub Total ($/h)	Total ($/h)	Horas Netas /Año	ROM (ton/h)	ROM ($/ton)	Concentrado ($/ton)
Tractor sobre Neumáticos 834K	**1**	4.50	2.38	13.61	7.14	43.67	7.42	24.24	0.00	103.0	103.0	4,000	**1,563**	0.1	0.2
Tractor D10T	**2**	5.77	3.03	8.65	4.54	54.73	8.46	0.00	16.33	101.5	203.0	5,000	**1,250**	0.2	0.4
Motoniveladora 16M	**2**	5.40	2.83	10.03	5.26	27.89	5.49	1.83	1.33	60.1	120.1	4,000	**1,563**	0.1	0.2
Excavadora 345	**1**	4.48	2.35	6.72	3.53	29.03	4.49	0.00	2.78	53.4	53.4	3,500	**1,786**	0.0	0.1
Compactadoras 18.85 ton	**1**	4.21	2.21	3.44	1.81	16.78	2.10	0.00	0.00	30.5	30.5	3,000	**2,083**	0.0	0.0
Oruga Muevetubos PL87	**2**	4.81	2.53	7.21	3.79	33.75	6.21	0.00	14.15	72.4	144.9	1,000	**6,250**	0.0	0.1
Camión de Agua 5,000 gal	**1**	3.18	2.15	5.91	3.99	31.94	3.49	5.17	0.00	55.8	55.8	2,000	**3,125**	0.0	0.0
Camión de Servicio	**1**	3.18	2.15	5.91	3.99	31.94	3.49	5.17	0.00	55.8	55.8	2,000	**3,125**	0.0	0.0
Camión de Combustible 3,000 gal	**2**	1.43	0.97	2.65	1.79	14.44	3.45	4.41	0.00	29.1	58.3	2,000	**3,125**	0.0	0.0
Grúa	**1**	1.01	0.23	1.88	0.42	19.42	3.33	0.31	0.00	26.6	26.6	2,500	**2,500**	0.0	0.0
Perforadora de Ore Control (LM38)	**1**	3.93	2.53	3.21	2.07	4.40	1.03	0.00	0.00	17.2	17.2	3,000	**2,083**	0.0	0.0
Montacarga	**1**	0.58	0.26	1.08	0.48	8.02	0.62	0.71	0.00	11.8	11.8	3,000	**2,083**	0.0	0.0
Camionetas (4x4) Supervisión	**7**	0.23	0.16	0.43	0.29	10.22	1.24	0.23	0.00	12.8	89.6	3,000	**2,083**	0.0	0.1
Luces	**5**	0.08	0.05	0.16	0.08	0.92	0.11	0.02	0.00	1.4	7.1	2,500	**2,500**	0.0	0.0
Bomba de Agua	**2**	0.39	0.55	0.32	0.45	3.61	0.29	0.00	0.00	5.6	11.2	3,000	**2,083**	0.0	0.0

Tabla 43: Minado Continuo – Equipos Auxiliares

Los equipos auxiliares al ser equipos de soporte no trabajan la misma cantidad de horas que los equipos principales de producción. Dependiendo de los trabajos que realicen pueden variar entre 1,000 y 5,000 horas al año.

6.2.4. Mano de Obra

a) Administrativos

La mano de obra administrativa es el personal "empleado", en esta mano de obra se encuentran los superintendentes, jefes, ingenieros y supervisores.

La cantidad de esta mano de obra asciende a 42 empleados y totaliza un costo anual de US$ 1,994,175.

Administrativos	Cantidad	Puestos/Turno	Total Personal	Salario Parcial ($)	Salario Total ($)
Gerente de Mina			1	167,719	167,719
Superintendente de Geología	1	1	1	100,631	100,631
Asistente del Superintendente	1	1	1	67,087	67,087
Modelador Senior	1	1	1	50,316	50,316
Modelador Junior	1	1	1	33,544	33,544
Ore Control Senior	1	1	1	50,316	50,316
Ore Control Supervisor	1	1	1	50,316	50,316
Muestreros	2	2	4	25,158	100,631
Ayudante de Topografía	2	2	4	13,417	53,670
Ayudante de Perforación	1	2	2	13,417	26,835
Superintendente de Mina	1	1	1	100,631	100,631
Jefe de Mina	1	1	1	67,087	67,087
Jefe de Guardia	1	3	3	50,316	150,947
Jefe de Fosfato	1	2	2	50,316	100,631
Supervisor	1	3	3	33,544	110,694
Superintendente de Mantenimiento	1	1	1	100,631	100,631
Asistente del Superintendente	1	1	1	67,087	67,087
Supervisor	1	2	2	33,544	67,087
Superintendente de Planeamiento	1	1	1	100,631	100,631
Jefe de Planeamiento	1	1	1	67,087	67,087
Ingeniero Senior QA/QC y Estadística	1	1	1	50,316	50,316
Ingeniero Junior QA/QC y Estadística	1	1	1	33,544	33,544
Ingeniero Senior de Corto Plazo	1	1	1	50,316	50,316

Ingeniero de Corto Plazo	1	1	1	33,544	33,544
Ingeniero Senior de Largo Plazo	1	1	1	50,316	50,316
Ingeniero de Largo Plazo	1	1	1	33,544	33,544
Ingeniero Senior de Geotecnia	1	1	1	50,316	50,316
Ingeniero de Geotecnia	1	1	1	33,544	33,544
Operadores de Geotecnia	1	1	1	25,158	25,158

Tabla 44: Minado Continuo – Costos Mano de Obra Administrativos

b) Operadores I - II

En este rubro se encuentra el personal "obrero". La cantidad de la mano de obra de los Operadores I, asciende a 121 obreros y totaliza un costo anual de US$ 3,041,578.

Operadores I	Cantidad	Personal/eq.	Total Personal	Salario Parcial ($)	Salario Total ($)
Mecanicos / Electricistas	15	3.3	50	25,158	1,245,311
Operador 777G	7	3.3	23	25,158	581,145
Operador SM 2500	2	3.3	7	25,158	166,041
Operador 988K	1	3.3	3	25,158	83,021
Operador 834H	1	1	1	25,158	25,158
Operador D10T	2	3.3	7	25,158	166,041
Operador 16M	2	2.2	4	25,158	110,694
Operador 345	1	1	1	25,158	25,158
Operador Compactador 18.85 tn	1	1	1	25,158	25,158
Operador Pipelayer PL87	2	1	2	25,158	50,316
Operador Camión de Agua	1	1	1	25,158	25,158
Operador Camión de Servicio	1	1	1	25,158	25,158
Operador Camión de Combustible	2	1	2	25,158	50,316
Operador Grúa	1	1	1	25,158	25,158
Operador Perforadora de Ore Control (LM38)	1	1	1	25,158	25,158
Operador Elevador	1	1	1	25,158	25,158
Chofer de Camioneta (4x4)	7	2.2	15	25,158	387,430

Tabla 45: Minado Continuo – Costos Mano de Obra Operadores I

La cantidad de la mano de obra de los Operadores II, asciende a 55 obreros y totaliza un costo anual de US$ 1,577,394.

Operadores II – Minado Continuo	Cantidad	Personal/eq.	Total Personal	Salario Parcial ($)	Salario Total ($)
Operador BWE	4	3.3	13	33,544	442,777
Ayudante Operador BWE	2	3.3	7	25,158	166,041
Operador Spreader	3	3.3	10	33,544	332,083
Soldador / Electricista / Vulcanizador	10	2.2	22	25,158	553,472
Centro de Control	1	3.3	3	25,158	83,021

Tabla 46: Minado Continuo – Costos Mano de Obra Operadores II

La cantidad de personal asciende a 218 hombres, con costo anual de $ 6,613,147. El objetivo es obtener 2,500,000 tonelada de concentrado, con esto nos resulta un costo operativo por mano de obra de 2.6 $/tonelada concentrado, el resumen se ve en le tabla 47.

Costo de Mano de Obra		
M.O. Administrativos	0.8	$/ton
M.O. Operadores I	1.2	$/ton
M.O. Operadores II	0.6	$/ton

Tabla 47: Costo de la Mano de Obra

6.3. Método de Minado Convencional

Al igual que el método de minado continuo, los costos operativos se han dividido en 4 grupos:

- Equipos para Mineral
- Equipos para Desmonte
- Equipos Auxiliares
- Mano de Obra

6.3.1. Equipos para Mineral

Como se indicó en el capítulo 5.1.2 Método Convencional, se está suprimiendo el uso de la unión pala – camión en el minado de la roca fosfórica. En su lugar se va a usar la unión Surface Miner – Camión.

Camiones 777G - Transporte de Mineral		
Tiempo de Ciclo	26	min
Número de Ciclos por hora	2.3	ciclos
Número de Ciclos por año	12,231	ciclos
Cantidad de Camiones 777G	7	unidades
Capacidad del Camión	91	ton.
Número de Ciclos por año por flota	85,615	ciclos
Producción por Flota al año	7,791,000	ton.

Tabla 48: Resumen del Cálculo de Camiones para Mineral

Al igual que el método continuo, se tendrá la misma cantidad de equipos. La tabla 49 muestra en resumen todos los equipos a utilizar en el minado convencional de la roca fosfórica.

Equipos	Cantidad	Overhaul		Mantenimiento											
		Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Diesel ($/h)	Lub. ($/h)	Llantas ($/h)	Partes Des. ($/h)	Sub Total ($/h)	Total ($/h)	Horas Netas /Año	ROM (ton/h)	ROM ($/ton)	Concentrado ($/ton)
777G	**7**	4.30	2.58	7.98	4.79	56.91	11.70	25.83	0.00	114.1	798.6	5,300	**1,179**	0.7	1.7
SM 2500	**2**	44.42	23.32	54.29	28.50	92.37	21.46	0.00	18.85	283.2	566.4	4,000	**1,563**	0.4	0.9
992K	**1**	9.03	4.06	16.76	7.54	68.86	14.27	54.76	1.13	176.4	176.4	3,000	**2,083**	0.1	0.2

Tabla 49: Minado Convencional – Equipos para Mineral

6.3.2. Equipos para Desmonte

El movimiento de desmonte al año es de aproximadamente 40,000,000 toneladas, para esto se ha dividido la flota en dos tamaños de camiones 777G y 789D. Por un tema de pesos los camiones 789D (181 ton.) transitarán por la primera capa de desmonte que es la arena eólica, mientras que los 777G (91 ton.), transitarán por las capas inferiores de diatomita, que no soportan tanto peso como la arena eólica. La tabla 50 muestra el resumen del cálculo de camiones.

El carguío se realizará con palas 6030 (30 ton.) en todas las capas de desmonte. Se planifica una producción de 1,500 ton/hora por cada pala.

Camiones 789D - Transporte de Desmonte		
Tiempo de Ciclo	36	min
Número de Ciclos por hora	1.7	ciclos
Número de Ciclos por año	8,833	ciclos
Cantidad de Camiones 777G	13	unidades
Capacidad del Camión	181	ton.
Número de Ciclos por año por flota	114,833	ciclos
Producción por Flota al año	20,784,833	ton.
Camiones 777G - Transporte de Desmonte		
Tiempo de Ciclo	30	min
Número de Ciclos por hora	2.0	ciclos
Número de Ciclos por año	10,600	ciclos
Cantidad de Camiones 777G	22	unidades
Capacidad del Camión	91	ton.
Número de Ciclos por año por flota	233,200	ciclos
Producción por Flota al año	21,221,200	ton.

Tabla 50: Resumen del Cálculo de Camiones para Desmonte

La tabla 51 muestra, en resumen, todos los equipos a utilizar en el minado del desmonte. Además, se presentan los costos operativos tomando en cuenta las consideraciones básicas para el cálculo, todo reflejado finalmente en $/ton.

Equipos	Cantidad	Overhaul		Mantenimiento											
		Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Diesel ($/h)	Lub. ($/h)	Llantas ($/h)	Partes Des. ($/h)	Sub Total ($/h)	Total ($/h)	Horas Netas /Año	ROM (ton/h)	ROM ($/ton)	Concentrado ($/ton)
777G	**22**	4.30	2.58	7.98	4.79	56.91	11.70	25.83	0.00	114.1	2,510	5,300	**1,179**	2.1	5.3
789D	**13**	9.39	4.23	17.44	7.85	108.40	24.47	47.66	0	219.4	2,853	5,300	**1,179**	2.4	6.0
6030	**6**	41.39	18.63	62.09	27.94	160.18	27.28	0	9.17	346.7	2,080	5,000	**1,250**	1.7	4.2
992K	**1**	9.03	4.06	16.76	7.54	68.86	14.27	54.76	1.13	176.4	176	3,000	**2,083**	0.1	0.2

Tabla 51: Minado Convencional – Equipos para Desmonte

6.3.3. Equipos Auxiliares

Equipos	Cantidad	Overhaul		Mantenimiento											
		Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Partes ($/h)	Mano de Obra ($/h)	Diesel ($/h)	Lub. ($/h)	Llantas ($/h)	Partes Des. ($/h)	Sub Total ($/h)	Total ($/h)	Horas Netas /Año	ROM (ton/h)	ROM ($/ton)	Concentrado ($/ton)
Tractor sobre Neumáticos 834K	**1**	4.50	2.38	13.61	7.14	43.67	7.42	24.24	0.00	103.0	103.0	4,000	**1,563**	0.1	0.2
Tractor D10T	**5**	5.77	3.03	8.65	4.54	54.73	8.46	0.00	16.33	101.5	507.5	5,000	**1,250**	0.4	1.0
Motoniveladora 16M	**3**	5.40	2.83	10.03	5.26	27.89	5.49	1.83	1.33	60.1	180.2	4,000	**1,563**	0.1	0.3
Excavadora 345	**1**	4.48	2.35	6.72	3.53	29.03	4.49	0.00	2.78	53.4	53.4	4,000	**1,563**	0.0	0.1
Compactadoras 18.85 ton	**1**	4.21	2.21	3.44	1.81	16.78	2.10	0.00	0.00	30.5	30.5	4,000	**1,563**	0.0	0.0
Camión de Agua 5,000 gal	**2**	3.18	2.15	5.91	3.99	31.94	3.49	5.17	0.00	55.8	111.6	3,000	**2,083**	0.1	0.1
Camión de Servicio	**2**	3.18	2.15	5.91	3.99	31.94	3.49	5.17	0.00	55.8	111.6	3,000	**2,083**	0.1	0.1
Camión de Combustible 3,000 gal	**4**	1.43	0.97	2.65	1.79	14.44	3.45	4.41	0.00	29.1	116.5	2,000	**3,125**	0.0	0.1
Camión de Servicio de Neumáticos	**1**	0.49	0.26	0.91	0.48	7.21	0.71	0.54	0.00	10.6	10.6	3,500	**1,786**	0.0	0.0
Grúa	**1**	1.01	0.23	1.88	0.42	19.42	3.33	0.31	0.00	26.6	26.6	3,500	**1,786**	0.0	0.0
Perforadora de Ore Control (LM38)	**1**	3.93	2.53	3.21	2.07	4.40	1.03	0.00	0.00	17.2	17.2	3,000	**2,083**	0.0	0.0
Montacarga	**1**	0.58	0.26	1.08	0.48	8.02	0.62	0.71	0.00	11.8	11.8	3,500	**1,786**	0.0	0.0
Camionetas (4x4) Supervisión	**7**	0.23	0.16	0.43	0.29	10.22	1.24	0.23	0.00	12.8	89.6	3,000	**2,083**	0.0	0.1
Luces	**10**	0.08	0.05	0.16	0.08	0.92	0.11	0.02	0.00	1.4	14.2	2,500	**2,500**	0.0	0.0
Bomba de Agua	**2**	0.39	0.55	0.32	0.45	3.61	0.29	0.00	0.00	5.6	11.2	3,000	**2,083**	0.0	0.0

Tabla 52: Minado Convencional – Equipos Auxiliares

La cantidad de equipos auxiliares para el método convencional es mayor que el método continuo. Dependiendo de los trabajos que realicen los equipos pueden operar entre 1,000 y 5,000 horas/año.

6.3.4. Mano de Obra

a) Administrativos

La mano de obra administrativa es el personal "empleado", en esta mano de obra se encuentran los superintendentes, jefes, ingenieros y supervisores.

Al igual que el método continuo, la cantidad de personal asciende a 42 empleados y totaliza un costo de US$ 1,994,175.

Administrativos	Cantidad	Puestos/Turno	Total Personal	Salario Parcial ($)	Salario Total ($)
Gerente de Mina			1	167,719	167,719
Superintendente de Geología	1	1	1	100,631	100,631
Asistente del Superintendente	1	1	1	67,087	67,087
Modelador Senior	1	1	1	50,316	50,316
Modelador Junior	1	1	1	33,544	33,544
Ore Control Senior	1	1	1	50,316	50,316
Ore Control Supervisor	1	1	1	50,316	50,316
Muestreros	2	2	4	25,158	100,631
Ayudante de Topografía	2	2	4	13,417	53,670
Ayudante de Perforación	1	2	2	13,417	26,835
Superintendente de Mina	1	1	1	100,631	100,631
Jefe de Mina	1	1	1	67,087	67,087
Jefe de Guardia	1	3	3	50,316	150,947
Jefe de Fosfato	1	2	2	50,316	100,631
Supervisor	1	3	3	33,544	110,694
Superintendente de Mantenimiento	1	1	1	100,631	100,631
Asistente del Superintendente	1	1	1	67,087	67,087
Supervisor	1	2	2	33,544	67,087
Superintendente de Planeamiento	1	1	1	100,631	100,631
Jefe de Planeamiento	1	1	1	67,087	67,087
Ingeniero Senior QA/QC y Estadística	1	1	1	50,316	50,316
Ingeniero Junior QA/QC y Estadística	1	1	1	33,544	33,544

Ingeniero Senior de Corto Plazo	1	1	1	50,316	50,316
Ingeniero de Corto Plazo	1	1	1	33,544	33,544
Ingeniero Senior de Largo Plazo	1	1	1	50,316	50,316
Ingeniero de Largo Plazo	1	1	1	33,544	33,544
Ingeniero Senior de Geotecnia	1	1	1	50,316	50,316
Ingeniero de Geotecnia	1	1	1	33,544	33,544
Operadores de Geotecnia	1	1	1	25,158	25,158

Tabla 53: Minado Convencional – Costos Mano de Obra Administrativos

b) Operadores

La cantidad de la mano de obra de los Operadores asciende a 363 obreros y totaliza un costo anual de US$ 9,134,797.

Operadores	Cantidad	Puestos/Turno	Total Personal	Salario Parcial ($)	Salario Total ($)
Mecanicos/Electricistas	40	3.3	132	25,158	3,320,830
Operador 777G	29	3.3	96	25,158	2,407,601
Operador 789D	13	3.3	43	25,158	1,079,270
Operador 6030	6	3.3	20	25,158	498,124
Operador SM 2500	2	3.3	7	25,158	166,041
Operador 992K	2	3.3	7	25,158	166,041
Operador 834H	1	2.2	2	25,158	55,347
Operador D10T	5	3.3	17	25,158	415,104
Operador 16M	3	2.2	7	25,158	166,041
Operador 345	1	2.2	2	25,158	55,347
Operador Compactador 18.85 tn	1	2.2	2	25,158	55,347
Operador Camión de Agua	2	2.2	4	25,158	110,694
Operador Camión de Servicio	2	1	2	25,158	50,316
Operador Camión de Combustible	4	1	4	25,158	100,631
Operador Camión Servicio de Llantas	1	1	1	25,158	25,158
Operador Grúa	1	1	1	25,158	25,158
Operador Perforadora de Ore Control (LM38)	1	1	1	25,158	25,158
Operador Elevador	1	1	1	25,158	25,158
Chofer de Camioneta (4x4)	7	2.2	15	25,158	387,430

Tabla 54: Minado Convencional – Costos Mano de Obra Operadores

La cantidad de personal asciende a 405 hombres, casi un 100% más con respecto al personal que se requiere en método continuo. El costo anual asciende a $ 11,128,972.

Llevando este costo a concentrado (2,500,000 tonelada), nos resulta un costo operativo por mano de obra de 4.5 $/tonelada concentrado, el resumen se ve en le tabla 55.

Costo de Mano de Obra		
M.O. Administrativos	0.8	$/ton
M.O. Operadores	3.7	$/ton

Tabla 55: Costo de la Mano de Obra

6.4. Comparativo de los Costos Operativos

En el presente capítulo se va a comparar los costos operativos de cada método de minado en toneladas secas de concentrado. El comparativo se va a realizar en cada uno de los puntos detallados anteriormente:

- Equipos para Mineral
- Equipos para Desmonte
- Equipos Auxiliares
- Mano de Obra

6.4.1. Equipos para Mineral

Tanto en el método continuo como en el método convencional se ha considerado la misma forma de minar, es decir, la unión Surface Miner – Camión con carguío directo mediante la faja del Surface Miner. Por lo tanto, ambos métodos tienen un costo de 2.8 $/tonelada de concentrado, con una flota de 10 equipos.

	M. Convencional	M. Continuo
	$/Ton Concentrado	$/Ton Concentrado
Equipos para Mineral	2.8	2.8

Tabla 56: Comparativo de Costos para Mineral

6.4.2. Equipos para Desmonte

Para el caso del método continuo se va tener sistemas de fajas y equipos de minado continuo que utilizan energía eléctrica principalmente. Este costo totaliza 3.9 $/tonelada de concentrado.

En el método convencional se va a requerir 42 equipos en total, esto impactado por los costos de diesel, neumáticos y mantenimiento llegará a un total de 15.7 $/tonelada de concentrado. El comparativo se ve en la tabla 57.

	M. Convencional	M. Continuo
	$/Ton Concentrado	$/Ton Concentrado
Equipos para Desmonte	15.7	3.9

Tabla 57: Comparativo de Costos para Desmonte

6.4.3. Equipos Auxiliares

La cantidad de equipos auxiliares varía en cada método. Mientras que en el método continuo se utilizarán 30 equipos, en el método convencional se tendrán 42 equipos, esto se debe a que básicamente en el método continuo se va a necesitar menos trabajos auxiliares en mantenimiento de vías, preparación de frentes, abastecimiento de combustible, entre otros. Desencadenando en un menor costo operativo del método continuo

respecto al método convencional, tal como se aprecia en la tabla 58.

	M. Convencional	M. Continuo
	$/Ton Concentrado	$/Ton Concentrado
Equipos Auxiliares	2.2	1.3

Tabla 58: Comparativo de Costos de Equipos Auxiliares

6.4.4. Mano de Obra

La cantidad de Mano de Obra es directamente proporcional a la cantidad de equipos. El Método Convencional al tener una mayor cantidad de equipos para el minado del desmonte y de equipos auxiliares, tendrá por consiguiente una mayor cantidad de personal.

Tanto en el Método Continuo como en el Convencional se ha proyectado la misma cantidad de empleados, que incluye a los superintendentes, jefes, ingenieros y supervisores.

Como costo por Mano de Obra se tiene para el Método Continuo 2.6 $/tonelada de concentrado versus 4.5 $/tonelada de concentrado del Método Convencional.

	M. Convencional	M. Continuo
	$/Ton Concentrado	$/Ton Concentrado
Mano de Obra	4.5	2.6

Tabla 59: Comparativo de Costos por Mano de Obra

6.4.5. Comparativo Total

Como comparativo total se puede decir:

- En ambos métodos, el minado de la roca fosfórica se efectuará con el surface miner en un carguío directo a los camiones.
- Para el caso del método continuo, el desmonte se extraerá con un sistema de fajas transportadoras y equipos de minado continuo que utilizan principalmente energía eléctrica. Mientras que para la extracción del desmonte con el método convencional se analizará la unión pala – camión clásico.
- La cantidad de equipos auxiliares del método continuo es menor debido a que hay menos tránsito de equipos, esto va a repercutir en una reducción del soporte en regadío de vías, preparación de frentes, mantenimiento de vías, abastecimiento de combustible, entre otros.
- El método continuo al tener menos equipos principales y auxiliares, tendrá menos cantidad de mano de obra.

Todos estos puntos mencionados se ven reflejados finalmente en un costo de 10.6 $/tonelada de concentrado del método continuo, versus un costo de 25.2 $/tonelada de concentrado del método convencional. Ver tabla 60.

MÉTODO CONVENCIONAL ($/ton concentrado)	MÉTODO CONTINUO ($/ton concentrado)
25.2	**10.6**

Tabla 60: Comparativo Total

Se concluye que lo mejor para nuestro yacimiento de roca fosfórica es usar el método continuo, ya que la diferencia del costo operativo con respecto al método convencional es casi 2.5 veces.

7. CAPÍTULO VII – SELECCIÓN DEL MÉTODO

Del comparativo del costo operativo, se decidió que lo mejor para el proyecto es utilizar el método continuo. En la sección representativa (ver figura 32) se aprecia la configuración del tajo y como irían distribuidos los equipos de minado.

7.1. Sección Típica del Método Continuo

En la sección representativa se puede apreciar los equipos de minado continuo como son las rotopalas, los esparcidores, las fajas transportadoras y sus conexiones, en los diferentes bancos de minado, además, de los Surface Miner y los camiones que van a ser los encargados de extraer el mineral con la mejor fragmentación posible.

El desmonte es echado dentro del tajo abierto, formado dos zonas, el "Low Cast" que es la zona inferior dentro del tajo y el "High Cast" que es el material que va a ser acumulado 20 metros por encima de la superficie. La totalidad del desmonte va a ser acumulado por los 3 esparcidores (Spreaders) dentro del tajo. El desmonte va a ser depositado formando un ángulo final pseudo-estático de 17°, el cual da un factor de seguridad mayor a 1.

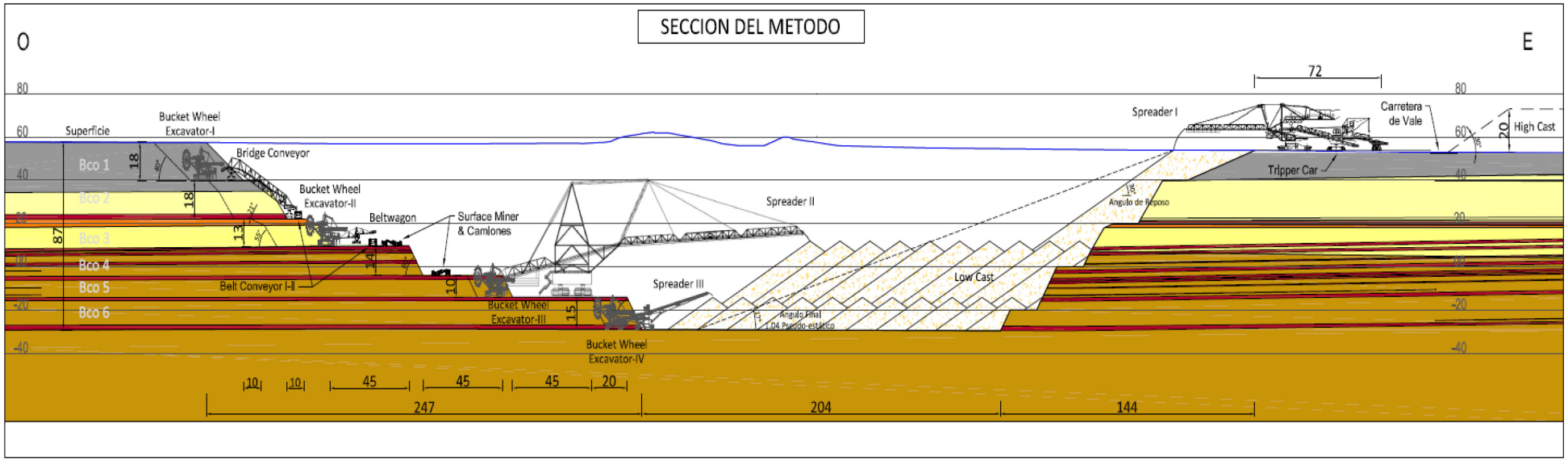


Figura 32: Sección Típica del Método de Minado

7.2. Sistemas del Método

Se trató de dividir el método de minado en cuatro sistemas:

- Sistema A
- Sistema B
- Sistema C
- Sistema D

7.2.1. Sistema A

El sistema A es la parte más superficial del yacimiento, también conocido como “overburden”. Para poder minar los 20 metros de potencia de la arena eólica más los 16 metros de diatomita, total 36 metros de overburden, se planteó la realización de dos bancos de 18 metros cada uno. La rotopala diseñada para este sistema tiene una capacidad aproximada de 3,600 m3/hora.

Esta rotopala tiene que evacuar el desmonte a la faja transportadora ubicada en el banco 1, para realizar esto se usará la “Faja Puente”, que le ayudará a ganar la altura necesaria para minar el banco 1, luego la Rotopala desciende al banco 2 donde también minará ese desmonte. La figura 33 muestra cómo sería la unión, rotopala - faja puente - faja transportadora.



Figura 33: Rotopala con Faja Puente y Faja Transportadora

Una vez que el material llega a la faja transportadora, es conducido hasta el esparcidor, el cual descarga el material dentro del tajo, pero al lado opuesto del frente de minado a un flujo máximo de 5,600 m3/hora.

7.2.2. Sistema B

El sistema B es la parte inferior al sistema A, en esta zona se va a minar el desmonte con una potencia aproximada de 13 metros, debido a esto, la rotopala que se utilizará será más pequeña que la anterior, con una capacidad aproximada de 1,600 m3/hora.

A diferencia del sistema A, en este sistema no se necesita de la faja puente para enlazar la rotopala con la faja transportadora, sino un "Vagón Faja", el cual no gana la misma altura que la faja puente, pero si es más utilizado como una conexión al mismo nivel.

Cuando el desmonte llega a la faja transportadora, tiene que conectarse con otra faja transportadora, la cual está a 31 metros por encima, esta unión se va a realizar con tres fajas puentes, para que posteriormente sea descargado dentro del tajo por el mismo esparcidor del sistema A de 5,600 m3/hora.

La figura 34 muestra la unión entre la rotopala – vagón faja – faja transportadora.



Figura 34: Rotopala con Vagón Faja y Faja Transportadora

7.2.3. Sistema C

El sistema C se encuentra en la zona intermedia del tajo, posee el Esparcidor más grande todos, el cual es el "Cross Pit Spreader" (CPS) que va unido directamente a una Rotopala mediana con una capacidad promedio de 2,100 m3/hora.

Este CPS descarga el desmonte directamente dentro del tajo, debido a su gran longitud de descarga de aproximadamente 127 metros, es capaz de evacuar el desmonte al lado opuesto del frente de minado.

La figura 35 muestra como es la unión entre la rotopala y el CPS.



Figura 35: Rotopala con Cross Pit Spreader

7.2.4. Sistema D

El sistema D se encuentra en la parte más profunda del tajo, al igual que el sistema C también posee dos equipos, una Rotopala de 1,800 m3/hora de capacidad y un "Hopper Spreader" (HS), el cual es el esparcidor más pequeño (en cuanto a longitud) de todos los sistemas, tiene una longitud de descarga de 49 metros y crea pilas de desmonte de aproximadamente 16 metros de altura.

La figura 36 muestra al HS descargando el material



Figura 36: Rotopala con Hopper Spreader

CONCLUSIONES

- Se logrará reducir el costo operativo en un 60%, ya que con el método continuo el costo total llega a 10.6 $/tonelada concentrado, mientras que el costo del método convencional era de 25.2 $/tonelada concentrado. Con este nuevo costo operativo el proyecto de roca fosfórica logra ser viable.

- Teniendo en consideración los parámetros geotécnicos, geológicos y económicos, se ha decidido tener unas reservas para 20 años de vida de mina, esto es, 128 millones de toneladas de roca fosfórica y 808 millones de toneladas de desmonte.

- Para analizar la rentabilidad del proyecto de roca fosfórica, se han determinado como límites de minado, el preminado, el año 1, el año 5, el año 10 y el año 20. El tonelaje de mineral y desmonte a minar es:

	Mill. Toneladas Mineral Acumuladas	Mill. Toneladas Desmonte Acumuladas
PREMINADO	1.5	29.0
AÑO 1	6.5	51.4
AÑO 5	32.9	228.5
AÑO 10	65.0	414.8
AÑO 20	128.5	808.1

- Para entregar la roca fosfórica conforme a lo requerido por Planta de Beneficio (<0.2 m.), se utilizará el Surface Miner, el cual puede entregar entre un 95% a 100% el material menor a 10 centímetros (<0.1 m.) Tanto para el método convencional como el continuo, el costo operativo será de 2.8 $/tonelada de concentrado, debido a que se analizaron usando la misma flota de equipos para extraer el mineral, tal como se ve:

Objetivo	Equipos	Cantidad
Mineral	Camión 777G	**7**
	Surface Miner 2500	**2**
	Cargador Frontal 992K	**1**

- Para el minado del desmonte en el método convencional se va a requerir 42 equipos en total, esto impactado por los costos de diésel, neumáticos y mantenimiento llegará a un total de 15.7 $/tonelada de concentrado. Mientras que el Método Continuo al tener equipos 100% de uso de energía eléctrica tendrá un costo operativo de 3.9 $/tonelada de concentrado, esto es una diferencia del 400% entre un método y otro. La cantidad y consumo de energía eléctrica de los equipos continuos para el minado del desmonte se aprecia a continuación:

Sistema A	Cantidad	Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Utilizada (kW)
Rotopala - BWE I	1	2,100	2,100	**1,407**
Faja Puente - Bridge Conveyor	2	900	1,800	**1,206**
Tolva Receptora - Hopper	2	10	20	**13**
Repartidor Móvil - Tripper Car	1	50	50	**34**
Esparcidor - Spreader I	1	1,500	1,500	**1,005**
Fajas - Conveyor Equipment I	1	4,410	4,410	**2,955**

Sistema B	Cantidad	Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Utilizada (kW)
Rotopala - BWE II	1	1,150	1,150	**771**
Vagón Faja - Beltwagon	1	120	120	**80**
Tolva Receptora - Hopper	2	10	20	**13**
Faja Puente - Bridge Conveyor	3	833	2,499	**1,674**
Fajas - Conveyor Equipment II	1	630	630	**422**

Sistema C & D	Cantidad	Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Instalada (kW)	Sub Total Potencia Utilizada (kW)
Rotopala - BWE III-IV	2	1,150	2,300	**1,541**
Esparcidor - Spreader II	1	1,170	1,170	**784**
Esparcidor - Spreader III	1	900	900	**603**

- La cantidad de mano de obra del método continuo es de 218 personas, entre empleados y obreros, mientras que en el método convencional la cantidad es de 405 personas, esto es casi un 50% en la reducción de la mano de obra. Llevado a costos operativos es 4.5 $/tonelada de concentrado del método convencional versus 2.6 $/tonelada de concentrado del método continuo, el resumen del costo se ve a continuación:

Costo de Mano de Obra - M. Convencional		
M.O. Administrativos	0.8	$/ton
M.O. Operadores	3.7	$/ton
Total	**4.5**	**$/ton**

Costo de Mano de Obra - M. Continuo		
M.O. Administrativos	0.8	$/ton
M.O. Operadores I	1.2	$/ton
M.O. Operadores II	0.6	$/ton
Total	**2.6**	**$/ton**

- Para el comparativo total de los costos operativos entre el método convencional y el método continuo, se ha considerado lo siguiente:
  - ✓ En ambos métodos, el minado de la roca fosfórica se efectuará con el surface miner cargando directamente a los camiones.
  - ✓ Para el caso del método continuo, el desmonte se extraerá con un sistema de fajas transportadoras y equipos de minado continuo que utilizan energía eléctrica. Mientras que para la extracción del desmonte con el método convencional se analizará la unión pala – camión clásico.
  - ✓ La cantidad de equipos auxiliares del método continuo es menor debido a que hay menos tránsito de equipos, esto va a repercutir en una reducción del soporte en regadío de vías, preparación de frentes, mantenimiento de vías, abastecimiento de combustible, entre otros.
  - ✓ El método continuo al tener menos equipos principales y auxiliares, tendrá menos cantidad de mano de obra.

Todos estos puntos mencionados se ven reflejados finalmente en un costo total de 10.6 $/tonelada de concentrado del método continuo, versus un costo de 25.2 $/tonelada de concentrado del método convencional, como se muestra:

	M. Convencional	M. Continuo
	$/Ton Concentrado	$/Ton Concentrado
Equipos para Mineral	2.8	2.8
Equipos para Desmonte	15.7	3.9
Equipos Auxiliares	2.2	1.3
Mano de Obra	4.5	2.6
	25.2	**10.6**

- Una vez seleccionado el método continuo para el proyecto de roca fosfórica, se empezará a plantear la forma de minarlo a detalle, esto será subdividiendo la mina en cuatro sistemas, utilizando los siguientes equipos de minado continuo:

  - ✓ Sistema A: Se encuentra el overburden (desmonte superficial) del yacimiento, tiene un total de 36 metros de potencia entre arena eólica y diatomita, se planteó la realización de dos bancos de 18 metros cada uno. La rotopala diseñada para minar estos dos bancos tiene una capacidad aproximada de 3,600 m3/hora.

  - ✓ Sistema B: Está en la parte inferior al sistema A, en esta zona se va a minar el desmonte (diatomita en su totalidad) con una potencia aproximada de 13 metros, debido a esto, la rotopala que se utilizará será más pequeña que la del Sistema A, con una capacidad aproximada de 1,600 m3/hora.

  - ✓ Sistema C: Se encuentra en la zona intermedia del tajo, posee el Esparcidor más grande todos, el cual es el “Cross Pit Spreader” (CPS) que va unido directamente a una rotopala mediana con una capacidad promedio de 2,100 m3/hora.

- ✓ Sistema D: Este sistema se encuentra en la parte más profunda del tajo y al igual que el Sistema C también posee dos equipos, una rotopala de 1,800 m3/hora de capacidad y un "Hopper Spreader" (HS), el cual es el esparcidor más pequeño (en cuanto a longitud) de todos los sistemas, tiene una longitud de descarga de 49 metros.

Las características principales de las rotopalas en cada uno de los sistemas se ven a continuación:

Rotopala - Sistema A	
Capacidad	**3,600 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**1,407 kW**
Diametro de Rueda	**11.8 m.**
Peso del Equipo	**1,200 ton**

Rotopala - Sistema B	
Capacidad	**1,600 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**771 kW**
Diametro de Rueda	**8 m.**
Peso del Equipo	**440 ton**

Rotopala - Sistema C	
Capacidad	**2,100 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**771 kW**
Diametro de Rueda	**8 m.**
Peso del Equipo	**440 ton**

Rotopala - Sistema D	
Capacidad	**1,800 m3/hora**
Horas de Trabajo al Año	**6,000 horas**
Potencia de Motor	**771 kW**
Diametro de Rueda	**8 m.**
Peso del Equipo	**440 ton**

RECOMENDACIONES

- Para lograr sostener el costo operativo en 10.6 $/tonelada concentrado del método continuo, es necesario llevar un control adecuado de factores importantes de la operación, tales como son:

    - Mantenimiento de vías: La roca fosfórica y las diatomitas al ser materiales frágiles y deleznables, se necesitará de un mantenimiento permanente de las vías.
    - Disponibilidad mecánica: Se necesita de una disponibilidad mecánica mayor al 85%, con esto se asegura que los equipos lleguen a las 5,000 horas/año.
    - Mano de obra calificada: Se buscará en las zonas aledañas personal altamente calificado y/o se entrenará a este personal buscando la excelencia operativa, tratando de disminuir así los sobrecostos en temas de carguío, transporte, chancado, etc.

- Otro factor importante en la operación, pero está fuera de nuestro control, es el precio de la energía:

    - Diésel: Se usa básicamente para el minado de la roca fosfórica, el precio internacional del diésel no puede ser controlado, pero sí el consumo, al tener mejores vías (gradiente <=10%, ancho de vía, rodamiento, lastrado, etc), el camión puede llegar a tener una reducción del consumo de diésel.
    - Energía eléctrica: El precio de la energía eléctrica, ya está preestablecido con un contrato de uso, la línea de alta tensión llegará desde la subestación eléctrica La Niña.

- La reducción de equipos en mina no sólo significa un menor costo operativo, sino también aumenta la seguridad en las minas ya que implica una menor probabilidad de accidentes en mina. Actualmente los accidentes por tránsito de equipos en minas a tajo abierto representan alrededor del 30% del total de accidentes.

BIBLIOGRAFIA

- INFOMINE USA, Inc.: “Mine and Mill Equipment Costs”. USA. 2012
- CATERPILLAR Inc.: “Manual de Rendimiento Caterpillar”. USA. 2012
- WIRTGEN GROUP: “Applications and Planning Guide – Wirtgen Surface Mining Manual”. Alemania. 2010
- FAM: “Experiencias en Bucket Wheel Excavator y Bucket Wheel Reclaimer”. Chile. 2013
- KOMATSU: “Specifications & Application Handbook - Edition 30”. Japan. 2009
- MARTISON PHOSPHATE PROJECT: “Preliminary Feasibiity Study – N.I. 43-101 Technical Report”. Canada. 2008
- INSTITUTO TECNOLÓGICO GEO MINERO: “Manual de Arranque Carga y Transporte en Minería a Cielo Abierto”. España. 1995
- FAO: “Utilización de las Rocas Fosfóricas para una Agricultura Sostenible”. Italia. 2007
- U.S. GEOLOGICAL SURVEY: “Report Phosphate Rock”. USA. 2014
- http://www.bancomundial.org
- https://www.gob.pe/mtpe
- http://www.fam.de
- http://www.thyssenkrupprobins.com
- http://www.fao.org/home/es/