

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA  
Y METALURGICA**



**CONSTRUCCION Y VALIDACION DEL  
PROGRAMA DE PRODUCCION EN  
COLQUIJIRCA-UTILIZANDO UN MODELO DE  
PROGRAMACION LINEAL**

**TESIS**

**Para Optar el Título Profesional de:**

**INGENIERO DE MINAS**

**Presentado Por:**

**FRANZ SOTO MOLINA**

**LIMA- PERU  
2002**

## **DEDICATORIA**

*A la memoria de mi padre Dr. Juan Soto Minaya, por su innegable esfuerzo en mi educación y formación personal. Siempre estarás presente en mi corazón.*

*A mi madre Sra. René Molina Vda. de Soto, por su amor, comprensión y sacrificio, siempre acompañándome en los momentos más difíciles y a mis hermanos, gracias por todo.*

## **AGRADECIMIENTO**

*Gracias a Dios por darme la vida y hacerme conocer que el amor a los semejantes es la fuente de la paz y la felicidad. Gracias por darme una familia unida y por tenerme como hijo.*

*A mi esposa Mary y a mis hijos Gabriela y Rodrigo, fuente de inspiración y motivo para esforzarme más en mi profesión*

## **AGRADECIMIENTO**

*A mi Alma Matter, Universidad Nacional de Ingeniería y a sus catedráticos, por su formación técnica y ética profesional.*

*A la Gerencia de Sociedad Minera El Brocal S.A. por su apoyo y consejos profesionales que hicieron posible la realización de ésta Tesis.*

**CONSTRUCCION Y VALIDACION DEL PROGRAMA DE  
PRODUCCIÓN EN COLQUIJIRCA-UTILIZANDO UN MODELO  
DE PROGRAMACION LINEAL**

**INDICE**

<b>CAPITULO I .- INTRODUCCIÓN</b>	<b>Pag</b>
1.- Análisis del problema	1
2.- Objetivos y alcances	1
 <b>CAPITULO II.- FUNDAMENTO DEL MODELO A UTILIZAR</b>	
1.- Simulación	3
2.- Sistema	3
2.1 Partes de un Sistema	4
3.- Modelos	4
3.1 Tipos de Modelos	5
3.2 Tipo de Modelo Matemático	6
3.3 Uso del Modelo Matemático	6
3.4 Limitaciones del Modelo	7
4.- Programación Lineal (PL)	8
4.1 Pasos a seguir para la construcción de un Modelo de P.L.	8
4.2 Elección del Modelo de P.L.	9

## **CAPITULO III .- DATOS GENERALES DE LA MINA**

1.- Ubicación y Acceso	11
2.- Clima y Vegetación	11
3.- Drenaje	12
4.- Reseña Histórica	12
5.- Organización y Recursos Humanos	13
6.- Recursos Físicos	15

## **CAPITULO IV. - GEOLOGIA**

1 .- Geología Local	17
2.- Geología Económica	21
3.- Controles de la Mineralización	23
4.- Inventario de Reservas	24

## **CAPITULO V .- MINA**

1.- Sistema de Explotación	31
2.- Parámetros de diseño	32
3.- Perforación	38
3.1 Análisis de la Operación	38
3.2 Equipos de perforación	38
3.3 Cálculos de la producción	39
4.- Voladura	43
5.- Carguío	50

5.1 Análisis de la Operación	50
5.2 Equipos de Carguío	50
5.3 Cálculos de la producción	51
6.- Transporte	55
6.1 Análisis de la Operación	55
6.2 Equipos de Transporte	57
6.3 Cálculos de la producción	59
7.- Equipos Auxiliares	60
8.- Costos de Producción	61

## **CAPITULO V I.- PLANTA DE BENEFICIO**

1.- Ubicaci[on y Acceso	61
2.- Descripción Detallada de los Procesos Metalurgicos	63
3.- Balance Metalúrgico	67
4.- Costos de Tratamiento	68

## **CAPITULO VI I.- PLANEAMIENTO DE MINADO**

1.- Planeamiento Mina	71
2.- Períodos del Planeamiento	72
3.- Proceso de Extracción del Mineral	73
4.- Bloques de mineral Programado	74

**CAPITULO VIII.- APLICACION DEL MODELO MATEMATICO  
AL PROGRAMA DE PRODUCCION**

1.- Planteamiento del problema	78
1.1 Descripción de la Problemática	79
1.2 Descripción de los Recursos a Utilizar	80
2.- Definición de Variables	82
3.- Función Objetivo del problema	82
4.- Restricciones del Modelo	84
4.1 Restricción por capacidad de planta	84
4.2 Restricción por leyes	84
4.3 Restricción por Contenido de Cu y Fe	86
4.4 Restricción por Porcentaje de Recuperación	87
4.5 Restricción por Costos	88
4.6 Restricción por Stocks Piles y Reservas Minables	89
4.7 Restricción por Capacidad de equipos de Transportes	90
4.8 Restricción por Capacidad de perforadoras	90
4.9 Restricción por No Negatividad	91
5.- Corrida del Programa	92
6.- Validación del Programa de Minado	94
6.1 Programa de Producción por Etapas	95
6.2 Variación de Leyes por Semana	98
6.3 Variación del Stock	99

6.4 Comparación de l programa de Producción por el  
método convencional y utilizando la Programación

Lineal 100

**CAPITULO IX.- CONCLUSIONES 101**

**BIBLIOGRAFIA 103**

**APENDICE**

## **CAPITULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

#### **1. - ANALISIS DEL PROBLEMA**

La unidad de producción de Sociedad Minera “El Brocal” S.A. se encuentra ubicada en Colquijirca en el Departamento de Pasco a 4,300 m.s.n.m.. Es un depósito polimetálico de plomo-zinc y plata, que se explota por el método de Tajo Abierto. La producción diaria se obtiene de los dos tajos abiertos Chocayoc-Mercedes y Tajo Principal, de este modo se vienen operando en forma simultánea y llevándose cada uno a sus límites finales.

La producción diaria es de 2,150 toneladas de mineral y de 20,000 toneladas de desmonte. Existen diferencias mineralógicas entre uno y otro Tajo, variación de leyes, recuperación metalúrgica y productividad.

El problema existe en encontrar una relación de mezcla óptima utilizando los recursos de manera que sean considerados todos los parámetros y restricciones que tiene cada tipo de mineral a fin de establecer un plan de minado semanal con miras a alcanzar las metas del mes.

#### **2. - OBJETIVO Y ALCANCES**

En base a los conceptos de Programación Lineal se requiere elaborar el programa de producción de Mina, mediante la formulación del modelo matemático que trata de maximizar los ingresos mediante la optimización de las operaciones de minado y flotación de minerales.

Este modelo matemático analiza la utilización de los stocks piles de mineral de la Planta concentradora y los blocks de mineral de los tajos Chocayoc-Mercedes y Principal para establecer una mezcla optimizada de minerales en la cual se tiene en cuenta restricciones de explotación, leyes de mineral, condiciones de comercialización de los concentrados producidos, capacidad de tratamiento, cantidad de contaminantes y otros aspectos.

El plan de producción a elaborarse tiene un alcance de 1 mes, es decir al más corto plazo, teniendo como unidad de seguimiento y control el plan de minado semanal. El

plan de producción será elaborado entonces semanalmente a fin de cumplir el objetivo mensual. Los planes a largo plazo pueden usar el mismo criterio y análisis mostrado en la presente tesis.

El Departamento de Ingeniería y Planeamiento de Sociedad Minera El Brocal, utiliza la Programación Lineal como una herramienta importante para la toma de decisiones en los planes de minado actuales y en simulaciones para el control diario de producción ante variaciones de las leyes, precio del metal, costos operativos y niveles de recuperación metalúrgica.

## CAPITULO II

### FUNDAMENTO DEL MODELO A UTILIZAR

#### **1.- SIMULACIÓN:**

La simulación es una técnica que puede emplearse para formular y resolver una amplia gama de modelos . Esta gama es tan variada que se ha llegado a decir que : “Si todo lo demás falla, inténtese la simulación”. La simulación proporciona un modelo descriptivo de un problema de decisión. Los criterios específicos de optimización no pueden incorporarse directamente en los modelos de simulación, ya que esta solo puede usarse para predecir o describir que pasaría bajo un conjunto dado de circunstancias y no para indicar que debería hacerse con relación a criterios específicos de decisión.

La simulación es usada frecuentemente para modelos dinámicos que incluyen períodos múltiples. Los modelos dinámicos de simulación se incrementan de período en período o de evento en evento a medida que la situación se desarrolla a través del tiempo, de esa manera, se pueden evaluar los efectos de decisiones sucesivas.

La simulación debe emplearse en situaciones en que es demasiado costoso o difícil experimentar en el mundo real . En estos casos, los efectos de una decisión pueden probarse en un modelo de simulación antes de que la decisión sea llevada a la práctica.

#### **2.- SISTEMA:**

Es un conjunto formado por elementos o entidades que interactúan entre sí , de acuerdo a cierto criterio de ordenamiento, cuyo comportamiento se desea estudiar.

Para estudiar un sistema es necesario aislarlo del resto del universo, esto indica la partición del universo en dos. Una parte constituye el sistema en estudio y la otra es el mundo exterior o ambiente. Para la presente tesis el sistema en estudio es la Mina Colquijirca.

## **2.1.- Partes de un Sistema**

Los elementos de un sistema pueden ser de una variedad ilimitada, cuya interacción causa el comportamiento del sistema.

Los elementos se describen a continuación:

**2.1.1.- Entidad.-** Es la parte u objeto de interés. Ejemplo: Un camión

**2.1.2.- Atributo.-** Es la propiedad de los objetos o entidades y tienen valores cuantificables especificados. Ejemplo: La velocidad del Camión (30 Km/Hr)

**2.1.3.- Actividad.-** Es el proceso que causa cambio en una entidad u objeto. Esta se clasifica en:

a) *Endógenas* : Cuando ocurre dentro del sistema, a la cual se denomina sistemas cerrados.

b) *Exógenas*: Cuando ocurre fuera del sistema pero lo afecta. Se les denomina sistemas abiertos.

**2.1.4.- Estado.-** Descripción de los atributos de todas las entidades y actividades de un sistema en un instante dado. Ejemplo; números de camiones.

La relación que se tenga que considerar en un cierto conjunto de objetos, dependerá del problema que se estudie, por lo tanto el ingeniero que analice el sistema será quien decidirá las relaciones de importancia para el modelo a desarrollar.

## **3.- MODELOS:**

Un modelo es una representación de un sistema, es una abstracción de la realidad que reflejan partes esenciales y reales con el objetivo de ser usados. El modelo es una imagen de un sistema; y en función de las interrogantes planteadas un sistema puede tener diversos modelos.

Un modelo muestra las relaciones e interrelaciones de la acción y reacción en términos de causa y efecto. Una de las razones básicas para el desarrollo de modelos

es descubrir cuales son las variables importantes el cual está asociado con la investigación de las relaciones que hay entre las variables.

### **3.1.- Tipos de Modelos:**

Los modelos pueden clasificarse por sus dimensiones , funciones, propósitos, temas o grado de abstracción.

Los tipos básicos se describen a continuación:

**3.1.1.- Modelo Icónico:** Es una representación física de algunos objetos, ya sea en forma idealizada o en escala distinta. Los modelos icónicos pueden ser aumentados, reducidos o estar en la misma escala respecto al sistema físico. Otra característica de un modelo icónico la constituyen sus dimensiones , dos dimensiones (planos, mapas), o tres dimensiones (globos, maquetas).

**3.1.2.- Modelo Análogo:** Los sistemas análogos no son parecido al sistema real pero su comportamiento es similar. Los modelos análogos pueden representar situaciones dinámicas y se usan más que los icónicos porque pueden mostrar las características del acontecimiento que se estudia. Un ejemplo de modelo análogo puede representarse por un diagrama de flujo el cual es muy sencillo y eficaz.

**3.1.3.- Modelo Matemático:** Es la representación simbólica de un sistema real, es un modelo funcional, lógico, el más apropiado para resolver problemas de producción. Un tipo de modelo simbólico o matemático que se usa comúnmente en la investigación de operaciones , es una ecuación. Una ecuación es concisa y fácil de comprender, además de estos atributos los modelos simbólicos se prestan a las manipulaciones de las computadoras.

### **3.2.- Tipos de Modelos Matemático:**

**3.2.1.- Determinístico:** Basado en sucesos preestablecidos, se asume que las características de las operaciones son exactas y posibles de cuantificar, un ejemplo es La Programación Lineal.

**3.2.2.- Estocástico:** Tiene una cierta aleatoriedad, son valores determinados por una función de probabilidades, hay una base de experiencia pasada para calcular la probabilidad de que existan las condiciones pertinentes presentes y futuras en la toma de decisiones con incertidumbre.

**3.2.3.- Competitivo:** No optimiza ningún objetivo, más bien compara soluciones y minimiza la ventaja del oponente.

### **3.3.- Usos del modelo Matemático:**

Se usa para resolver problemas de la vida real. El sistema analizado y modelado es posible analizarlo de acuerdo a diferentes tipos. La formulación del modelo es una parte crucial. Algunos modelos que son usados frecuentemente en Ingeniería son descritos a continuación:

**3.3.1.- PERT-CPM.-** Es usado en la programación de proyectos.

**3.3.2.- Programación Lineal.-** Aplicado en problemas relacionados con optimización de mezclas, mantenimiento de inventarios, Programación de proyectos, manufacturación de productos.

**3.3.3.- Programación Dinámica.-** Se usa para la programación en etapas múltiples, se extiende a cierto número de períodos o eventos.

**3.3.4.- Colas de Espera.-** Se usa cuando un bien es producido en cierto conjunto de lugares, y los consumidores están en otro conjunto de lugares.

**3.3.5.- Modelos de Simulación.-** Son usados cuando se tiene dificultad para establecer relaciones analíticas aceptables, desde el punto de vista computacional, o cuando el problema es inherente estocástico (probabilístico).

### **3.4.- Limitaciones en la Aplicación del Modelo:**

Las pautas para alcanzar el éxito en la investigación de operaciones han ayudado indudablemente a muchas empresas para comprender y completar muchos proyectos difíciles. Del mismo modo a pesar del éxito del empleo de estas pautas existe una desaprobación cuando se obtienen proyectos discontinuados y no florecientes. La exageración en la aplicación del método trae consigo ingresar a rutas engorrosas a fin de obtener resultados exitosos. A continuación se detallarán algunas limitaciones a la cual no debemos incurrir:

- 1) Cuando se hace mal uso de las computadoras, tratando de convencer a todo el mundo de que la necesitan, resolviendo problemas complejos, en vez de un sólido análisis y evitar hacer muchas corridas en problemas sin importancia ocasionando costos excesivos.
- 2) Cuando se trata de aplicar modelos conocidos a “problemas insignificantes”, tan solo por que hay una técnica conocida y una computadora disponible. Otras veces los problemas se han torcido en razón de ajustarlo a un modelo disponible. Muchas veces un modelo menos complicado dará por resultado mejores logros a un costo mucho menor.
- 3) Los modelos pueden tener una orientación equivocada, al no hacer que el personal de la compañía participe desde un principio en el programa, puede obviarse aspectos técnicos de las operaciones o puede definir objetivos que no son reales.
- 4) Algunos puntos que pueden ser causa de resistencia para la aceptación de un modelo, son los siguientes:
  - Los administradores no comprenden el modelo
  - Prejuicios contra las técnicas cuantitativas en general
  - Renuencia a cambiar viejos paradigmas
- 5) Debe compararse los antiguos con los nuevos resultados del sistema aplicado, vigilando y evaluando los resultados del modelo cuando comenzó a funcionar por vía de prueba. Es necesario el establecimiento de controles que permitan las revisiones periódicas de los proyectos.

#### 4.- PROGRAMACIÓN LINEAL:

La programación Lineal es un modelo determinístico, que enfoca sistemática y matemáticamente un problema con el objetivo de determinar una óptima solución. Consiste en la maximización o minimización de una función lineal, llamada función objetivo sujeta a restricciones también lineales. Usualmente estos problemas están relacionados a la distribución de recursos limitados entre actividades competitivas.

Tanto el objetivo como las restricciones deben ser expresados en términos de las variables controlables.

$$M A X = \sum_{j=1}^n C_j X_j$$

R e s t r i c c i o n e s :

$$\sum_{j=1}^m a_{ij} \cdot x_j \begin{matrix} \geq \\ \leq \end{matrix} b_i \quad ; \quad \begin{matrix} i = 1 \dots m \\ j = 1 \dots n \end{matrix}$$

R e c o r d a r :

$$\begin{cases} x_j \geq 0 \\ a_{ij}, c_j, b_i, \text{ ctes} \\ x_j = \text{variables} \end{cases}$$

El programa de minado se puede formular como un modelo de Programación Lineal debido a que lo que deseamos obtener es una tonelada de mezcla óptima.

#### 4.1.- Pasos a seguir para la construcción de un modelo de Programación Lineal

- 1.- Formulación del problema, se realiza un análisis detallado del proceso en estudio, se muestran fortalezas y debilidades del impacto de su variación ante el sistema.
- 2.- Determinación de las variables estructurales, es decir lo que se busca determinar del modelo o las incógnitas del modelo en función al análisis obtenido en la formulación del problema.
- 3.- La Función Objetivo, es la meta que necesita alcanzar para determinar la solución óptima de entre todos los valores factibles de las variables. La Función objetivo es igual a la suma de las contribuciones paralelas de cada una de las variables de decisión, es decir es una combinación lineal .

4.- Las restricciones deben imponerse a las variables a fin de satisfacer las limitaciones del sistema representado por el modelo.

#### **4.2.- Elección del Modelo de Programación Lineal:**

Existe una interrelación estrecha entre los modelos y su aplicación a la realidad; ordinariamente, los nuevos modelos surgen como una respuesta a problemas planteados, es decir son posteriores a la necesidad.

Existen algunas guías a fin de elegir el modelo apropiado a ciertos tipos de problemas:

Aproximadamente estacionario : planeamiento a corto plazo

Utilidad , rapidez y facilidad de interpretación : control diario de producción

En la tabla 2.1 se muestra una comparación del tipo de técnicas de Investigación Operativa (I.O.) usadas en USA el cual nos puede dar una idea del mayor uso de la programación lineal y con mejores resultados en comparación a otras técnicas.

**TABLA N° 2.1**

PROGRAMACIÓN →	LINEAL		NO-LINEAL		DINÁMICA	
RESULTADOS	Número	%	Número	%	Número	%
BUENOS	102	76	38	57	27	53
TOTAL	133	100	67	100	51	100

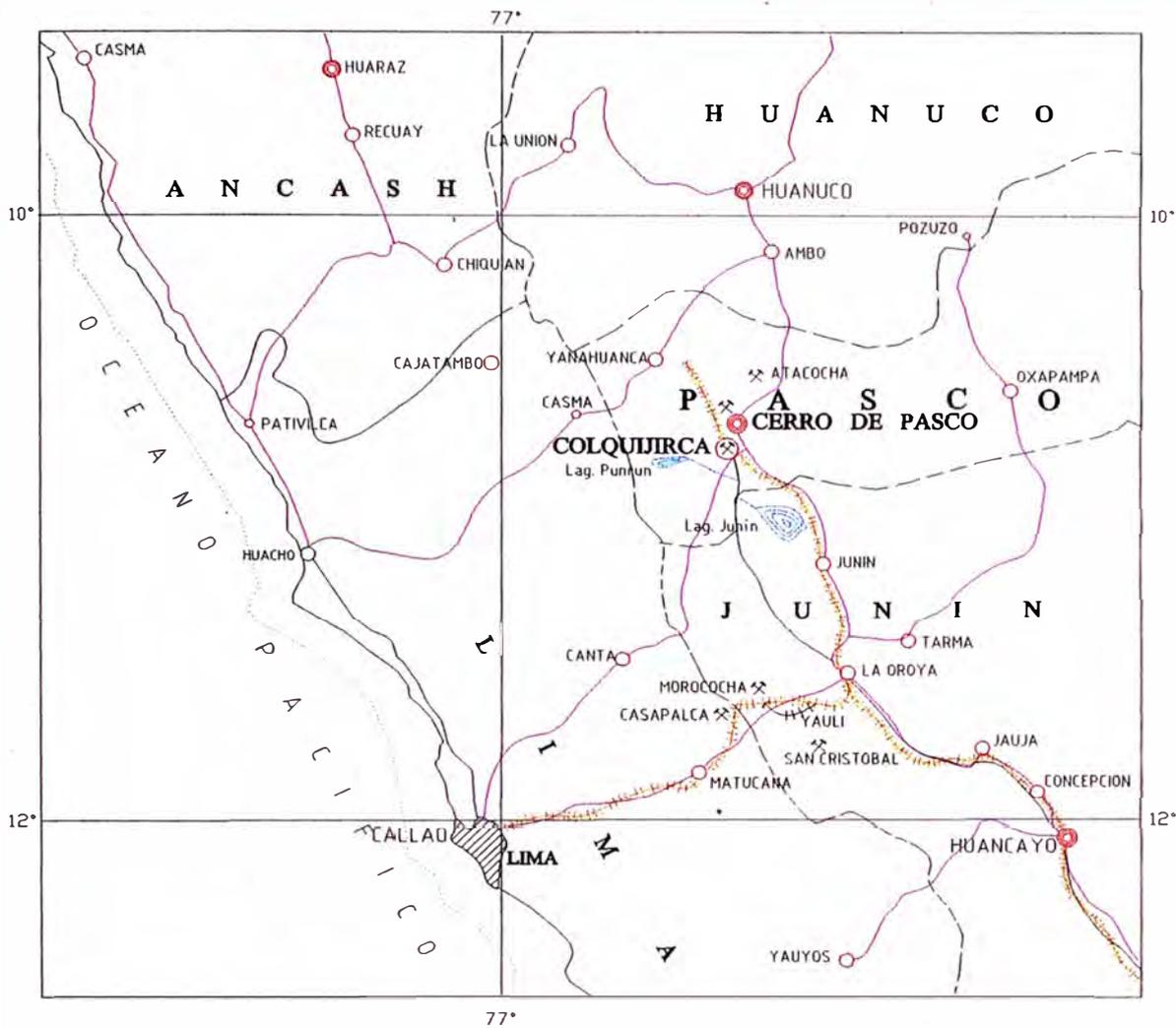
Referencia: Aplicación de técnicas de I.O. (USA-1976)

Las aplicaciones más comunes son:

a. – **Prog. Lineal** : Mezcla de productos → Reducción de stocks y costos →

Blending → Planeamiento multiperíodo → Transporte y distribución.

b.– **Prog. Matemática** : Programación Dinámica → Programación No-Lineal



**LEYENDA**

-  CAPITAL DE REPUBLICA
-  CAPITAL DE DEPARTAMENTO
-  CAPITAL DE PROVINCIA
-  CAPITAL DE DISTRITO
-  LIMITE DEPARTAMENTAL
-  YACIMIENTOS MINEROS
-  CARRETERA
-  FERROCARRIL



SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A. Unidad Colquijirca		
<b>PLANO DE UBICACION MINA COLQUIJIRCA</b>		
DISERD : Ing° F. Soto M.	DIBUJO : Dpto Ingenieria DE INGENIERIA	DEPARTAMENTO DE INGENIERIA N° P1
ESCALA : S / E	FECHA : Marzo del 2.000	

Para la presente tesis, el problema a ser resuelto corresponde al planeamiento de la producción utilizando un blending óptimo (mezcla de productos), por lo tanto la Programación Lineal será usada como el modelo para resolver el problema.

## CAPITULO III

### DATOS GENERALES DE LA MINA

#### 1.- UBICACIÓN Y ACCESO:

El centro minero de Colquijirca se encuentra ubicada en la Región Andrés Avelino Cáceres, en el departamento de cerro de Pasco, Provincia de Pasco y distrito de Tinyahuarco a una altura promedio de 4,250 m.s.n.m.

Sus coordenadas geográficas son:

76 16' 24" Longitud Oeste

10 46' 24" Latitud Sur

Es accesible desde Lima por carretera siguiendo la ruta:

Lima-Oroya (Carretera Central Asfaltada) 180 Km.

Oroya-Colquijirca (Carretera Central Asfaltada) 111 Km.

Total: 291 Km.

También es accesible por ferrocarril siguiendo la misma ruta hasta el campamento SMELTER, ubicado a 2 Km al Sur Oeste de la mina (ver plano P1).

#### 2.- CLIMA Y VEGETACIÓN:

El clima de Colquijirca presenta dos estaciones bien definidas:

2.1. La estación de invierno que comienza en Noviembre y termina en Abril con abundantes precipitaciones pluviales granizo y nevada.

2.1. El Verano comienza en Abril y se prolonga hasta Noviembre y se caracteriza por ser seco en el día, donde además se registran temperaturas entre 10° - 15° C en el día y en las noches llega a 10°C bajo cero, siendo muy frecuente las heladas durante esta parte del año.

La vegetación es escasa, típica de la zona Puna predominando el ichu, shampa, pallagua, entre otros y la totora en las zonas pantanosas.

### **3.- DRENAJE:**

El drenaje de la zona es típicamente detrítico, cuyo canal principal es el río San Juan, al que desembocan pequeños cursos de agua tributarios. El río San Juan discurre cerca de la Planta concentradora de Huaraucaca y por el Sur de la mina, en la zona denominada San Gregorio. Dicho río vierte sus aguas en la laguna de Junín, que es principal vaso colector regional a 12 Km al Sur de Colquijirca.

### **4.- RESEÑA HISTORICA:**

Colquijirca etimológicamente proviene de dos vocablos quechua-aimara (Colgue=plata y jirca=Cerro) que traducido al castellano significa "Cerro de Plata".

La actividad minera se desarrolló desde la época preinca, pues los Tinyahuarcos asentados en Marcapunta (PuntaMarca) ya extraían plata del cerro contiguo.

El 12 de Marzo de 1,533 los españoles sorprenden a los Tinyahuarcos conduciendo 400 arrobas de plata fina y ciento cincuenta arrobas de oro para pagar el rescate del inca Atahualpa.

En la última parte del siglo pasado la mina fué trabajado por con labores subterráneas por la familia Clotet, extrayéndose mineral de alto contenido de plata. En 1884, Eulogio Fernandini recibe las propiedades al casarse con Isolina Clotet Valdizán.

Para el año 1,904, los herederos de don Eulogio Fernandini formaron la empresa "Negociación Minera Fernandini Clotet Hnos."

y siguieron trabajando la mina hasta 1,956 con una concentradora de 300 T.P.D. de capacidad.

En 1,956 se formó la sociedad minera "El Brocal" S.A. , siguiéndose el mismo programa de los anteriores propietarios pero experimentando una gradual baja de las leyes de cabeza.

En 1,978/79, con el aumento de capital y socios, "El Brocal" efectuó un aumento de la capacidad de la Planta Concentradora a 1,000 T.P.D. para procesar mineral de Zinc/Plomo/Plata de Colquijirca.

El Tajo Abierto de Colquijirca inició sus operaciones de desbroce en el año 1,974, trabajos que fueron abandonados hasta 1,977. En 1,978 se logró producir hasta 300 T.P.D. de mineral del Tajo; las labores inicialmente fueron efectuadas por equipo de

contrata, trabajando con una cargador frontal Cat. 950 y volquetes de 10 toneladas. En 1,980 "El Brocal" inició la compra d equipos de mayor capacidad, tales como cargador frontal Cat 988-B y volquetes de 35 toneladas de capacidad.

En la actualidad la empresa es manejada por Inversiones Colquijirca que tiene como socios a Cía de Minas Buenaventura, el grupo Fernandini y la empresa Canadiense COMINCO.

En 1,998 se inicia la explotación del proyecto Tajo Norte que consiste en la unión de los Tajos Principal y Chocayoc-Mercedes en un solo tajo abierto. La extracción de desmonte es razón de 30,000 TPD y la realiza la contrata GyM con una Pala O&K de 10 m3 de capacidad y volquetes de 50 TM. La producción de mineral es de 2,500 TPD y su extracción la realiza El Brocal. Se estima una vida de 14 años a este ritmo de producción.

#### **5.- ORGANIZACIÓN Y RECURSOS HUMANOS:**

La estructura orgánica que tiene a su cargo las operaciones mineras de la mina Colquijirca, está constituida por una organización en línea, que tiene un Superintendente General como máxima autoridad, quien ejerce sus funciones técnicas Administrativas secundado por los jefes de departamento correspondiente a mina, Planta Concentradora, Mantenimiento, Geología , Ingeniería y Seguridad (ver Organigrama-P2). La mina cuenta con viviendas tanto para obreros como para empleados, escuela, hospital y facilidades para bienestar del personal trabajador, aparte de estar ubicado muy cerca de la ciudad de Cerro donde se dispone de todas las facilidades que ofrece una ciudad. La cantidad de personal involucrado se muestra en la tabla 3.1

# ORGANIGRAMA

## SOCIEDAD MINERA " EL BROCAL " S.A.

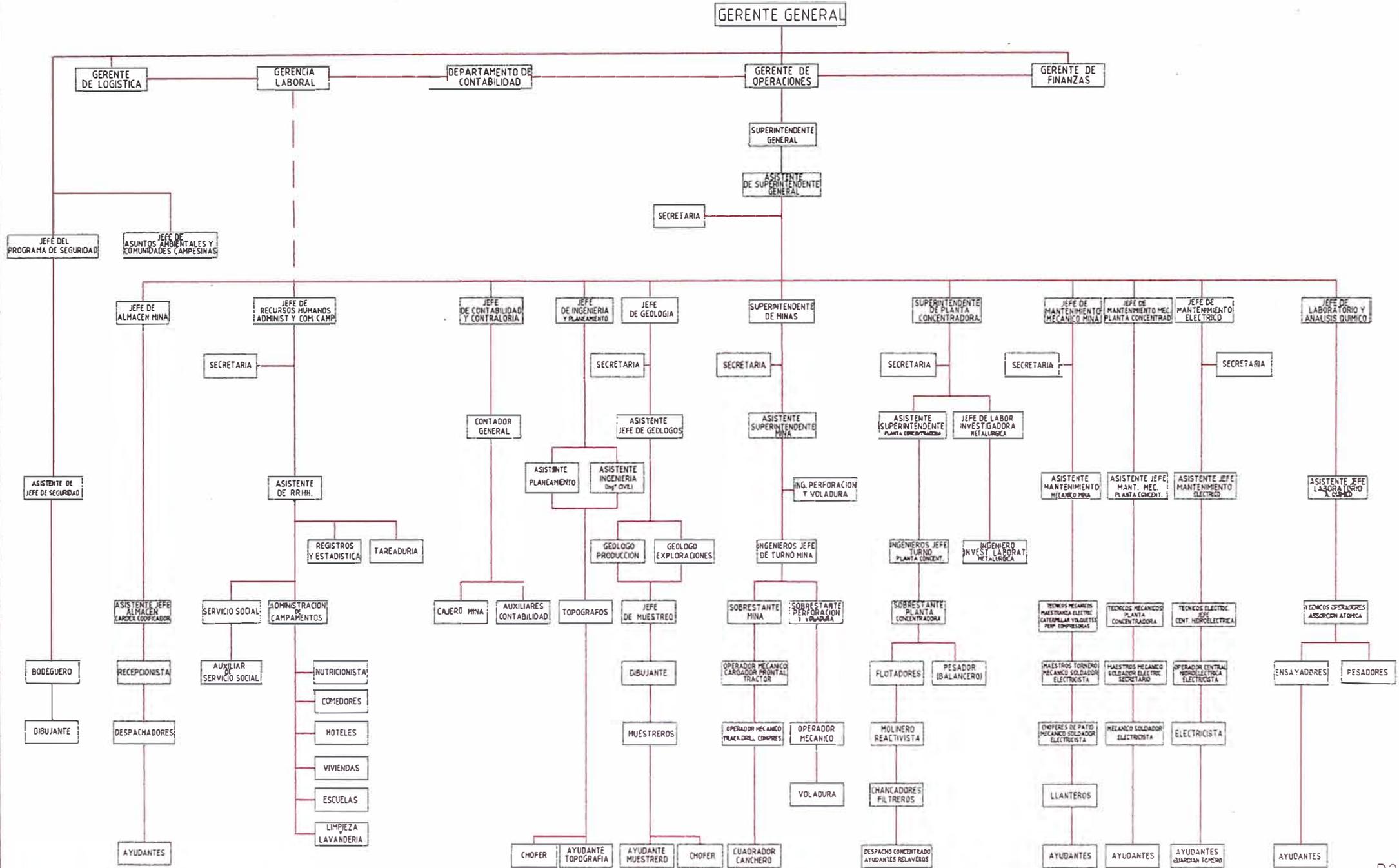


TABLA N° 3.1

## CUADRO DEL PERSONAL TOTAL DE LA EMPRESA

SECCIONES	EJECUTIVOS	TÉCNICOS	EMPLEADOS	OBREROS	EVENTUAL	PROFESOR	TOTAL
SUPERINTENDENCIA	2		2	1			5
MINA	8		7	36	79		130
GEOLOGÍA	8		6	7	14		35
PLANTA	9		7	42	3		61
SEGURIDAD	2		1	2			5
LABORATORIO	2	1	5	6			14
MTTO. COLQUIJRCA	2	10	4	54	5		75
MTTO.HUARAUCACA	2	1	1	10			14
TALLER ELECTRICO	2	5	2	22	9		40
RECURSOS HUMANOS	1	1	2	9			13
INGENIERIA	2	1	2	1	7		13
CONTABILIDAD	2	1	2		1		6
CAJA		1					1
ALMACEN	1	1	10	2	4		18
SERVICIO SOCIAL	1		1				2
CENTROS EDUCATIVOS						16	16
SUB TOTAL MINA	44	22	52	190	122	16	446
OFICINA LIMA	7		31	3			41
TOTAL EMPRESA	51	22	83	193	122	16	487

## 6.- RECURSOS FISICOS:

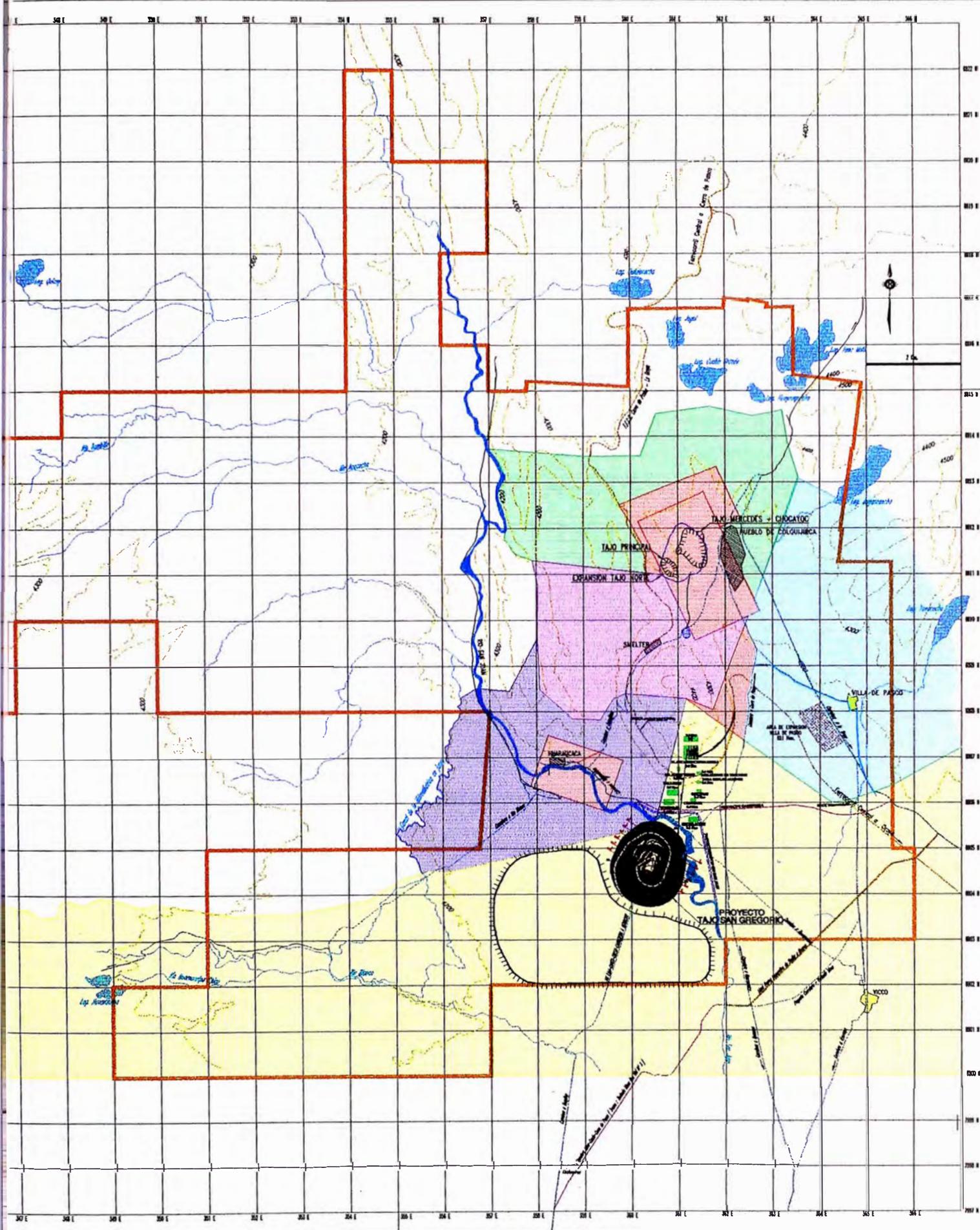
La generación de Energía está constituido por 2 fuentes de abastecimiento. La Primera por generación de la Empresa mediante las centrales hidroeléctricas de Jupayrragra y Río Blanco; y una Central Térmica. La segunda fuente es por ELECTROCENTRO que cubre el 55 % de lo requerido. En las Tablas 3.2 y 3.3 se muestra el consumo en KWH para un mes de consumo.

**TABLA N° 3.2**  
**GENERACIÓN ENERGIA**

<b>LUGAR DE PRODUCCIÓN</b>	<b>ENERGIA PRODUCIDA KWH</b>
Jupayrragra	631,014
Río Blanco	505,142
Central Térmica	-
<b>TOTAL CENTRALES</b>	<b>1,136,156</b>
ELECTROCENTRO (Planta)	1,186,662
ELECTROCENTRO (Campamento)	230,400
<b>T O T A L</b>	<b>2,553,218</b>

**TABLA N° 3.3**  
**DISTRIBUCION Y CONSUMO DE ENERGIA**

<b>LUGAR DE CONSUMO</b>	<b>BROCAL KWH</b>	<b>ELECTROCENTRO KWH</b>	<b>TOTAL KWH</b>
Planta Concentradora	871,438	1173,642	2,045,080
Serv. Aux. de Planta	90,378	-	90,378
Open Pit	-	39,010	39,010
Alumbrado- Calefacción	90,280	138,890	229,170
Alumbrado_Talleres_ofic.	16,310	28,680	44,490
Consumo Propio Centrales	12,800	-	12,800
Pérdidas L. Alta Tensión	54,950	36,840	91,790
<b>T O T A L</b>	<b>1,136,156</b>	<b>1,417,062</b>	<b>2,553,218</b>



**LEGENDO**

PERIMETRO DE LOS DERECHOS MINEROS DE SOC. MINERA EL BROCAL  
 RESERVA MINERA DE COLOMBIA Y HUANALCACA  
 O DE LA COMANDANCIA CAMPESINA DE VICO  
 O DE LA COMANDANCIA MINERA DE HUANALCACA  
 O DE LA COMANDANCIA CAMPESINA DE SHELTER  
 O DE LA COMANDANCIA CAMPESINA SANTA ROSA DE COLOMBIA  
 O DE LA COMANDANCIA CAMPESINA DE VILLA DE PASCO  
 RELACIONADA A LA COMANDANCIA CAMPESINA DE VICO PARA SERVIDUMBRE DE SOCIEDAD MINERA EL BROCAL

- Pueblo
- Laguna
- Rio
- Carretera Principal
- Carretera Secundaria Colopirico
- Carretera Secundaria
- Contorno Topografico
- Ferrocarril

- DEPOSITO DE SAN GREGORIO
- DEPOSITO MARGA PUNTA
- DESARROLLOS FUTUROS

**SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A.**  
 Unidad Colopirico

**MAPA DE DESARROLLO**

DISEÑO : Dpto Ingeniería ESCALA : 1 / 110,000	DIBUJO : Dpto Ingeniería FECHA : Marzo del 2,000	 Autorización de explotación N° P3
--	---	--

Sociedad Minera El Brocal tiene dos grandes proyectos que le permitirán en el futuro ampliar sus operaciones mineras. El proyecto inmediato y más importante es el de San Gregorio. Este yacimiento de Zinc, es uno de los mayores del mundo y después de Cerro de Pasco-Paragsha, es el depósito más grande de este metal en el Perú (ver Mapa de desarrollo-Plano P3). Las reservas se muestran en las tablas 3.4 y 3.5.

**TABLA N° 3.4**  
**RECURSOS MINERALES DEL PROYECTO SAN GREGORIO**

<b>Recursos Minerales</b>	<b>T.M.S.</b>	<b>Ag (Oz/TM)</b>	<b>Pb (%)</b>	<b>Cu (%)</b>	<b>Zn (%)</b>	<b>Fe (%)</b>
<b>Cuerpo Superior</b>	56,578,500	0.47	2.30	0.01	8.24	6.00
<b>Cuerpo Basal</b>	12,308,500	0.28	2.06	0.01	7.24	7.47
<b>TOTAL</b>	<b>68,887,000</b>	<b>0.44</b>	<b>2.26</b>	<b>0.01</b>	<b>8.06</b>	<b>6.26</b>

El segundo proyecto es el de cobre denominado Marcapunta. No se realizaron trabajos de perforación diamantina que permitiera modificar los recursos desde agosto de 1996, tal como se muestra en la tabla 3.5.

**TABLA N° 3.5**  
**RECURSOS MINERALES DEL PROYECTO MARCAPUNTA**

<b>Recursos Minerales</b>	<b>T.M.S.</b>	<b>GrAu/TM</b>	<b>Ag (Oz/TM)</b>	<b>Pb (%)</b>	<b>Cu (%)</b>	<b>Zn (%)</b>	<b>Fe (%)</b>
<b>Manto Mineralizado</b>	18,895,000	0.40	0.57	0.10	1.81	0.11	14.64
<b>Brecha Mineralizada</b>	30,359,000	0.31	0.86	0.09	1.94	0.21	16.92
<b>TOTAL</b>	<b>49,254,000</b>	<b>0.34</b>	<b>0.75</b>	<b>0.09</b>	<b>1.89</b>	<b>0.17</b>	<b>16.05</b>

## CAPITULO IV

### GEOLOGIA

#### 1.- GEOLOGIA LOCAL

El área de Tajo Abierto Chocayoc-Mercedes está enclavada dentro del anticlinal asimétrico Chocayoc Mercedes, en donde aflora la Formación Calera del Terciario Inferior (Tinf-Ca), constituida por una secuencia volcano-sedimentaria consistente de intercalaciones de caliza, dolomía, caliza silificada con nódulos de chert, margas, toba volcánica y arcillas tobáceas con potencias variadas, limonita, limolita tobácea y limoarcilita desde laminares hasta muy gruesas (ver gráfico P4).

#### 1.1.- Estratigrafía y Litología:

El miembro Calera, la cual alberga la mineralización de Colquijirca, ha sido estudiada por el Dr. Carlos Angeles (1992), quien la divide en tres unidades:

- a). - Calera Superior (Ti-Ca-MS).
- b). - Calera Medio o Colquijirca (Ti-Ca-MC).
- c). - Calera Inferior (Ti-Ca-MI).

- Ti = Terciario Inferior.
- Ca = Calera
- MS, MC, MI = Miembro Superior, Miembro Calera y Miembro Inferior.

##### ***1.1.1. - Calera Superior.-***

Comprende 44 m de espesor, medidos en el Tajo Principal, con intercalaciones delgadas de arcilitas, limolitas, areniscas, dolomías margosas, dolomías, chert y mantos de óxidos (Angeles 1,993). Consiste principalmente de carbonatos varvados con intercalaciones de sedimentos detríticos, donde predominan las primeras, observándose esencialmente calizas, margas y dolomías. Los horizontes detríticos lo componen arcilitas, limoarcilitas y muy ocasionalmente delgados niveles tobáceos (Departamento de Geología).

Los horizontes carbonatados varvados están constituidos por calizas y dolomías masivas y finamente estratificados con milimétricos niveles de arcillas bituminosas de color negro. Estas calizas y dolomías son de colores beige, grises y pardas claras, de texturas “wackestone” y “mudstone”. En ciertos tramos se pueden apreciar en las calizas inclusiones detríticas, variedades bioclásticas y litoclásticas. Sólo se ha localizado un nivel bioclástico, que puede seguirse estratigráficamente en los tres flancos (Principal, Mercedes y Chocayoc); en el cual se han hallado fósiles fragmentados de corales, bivalvos, gasterópodos, cuya identificación no ha sido siempre muy fácil. Otra característica de estas calizas es la presencia de estructuras de presión.

Los niveles margosos, son también masivos, de colores gris verdoso a pardo y amarillo ocre; y comúnmente se hallan intercalados con los niveles calcáreos.

Los horizontes detríticos finos (arcilitas, limolitas y limoarcilitas), son generalmente más delgados que los horizontes carbonatados y presentan colores grises de tonalidades claras y beige-amarillentos a marrones. Son deleznable y se presentan intercalados con las calizas, margas y dolomías, aunque con estas últimas, se presentan en niveles milimétricos.

### ***1.1.2. - Calera Medio o Colquijirca.-***

Tiene un espesor de 106 m, medidos en el Tajo Principal y 55 m en la Calera (4 Km al norte del Tajo Principal) que es donde mejor se observan los dos primeros tercios del total de la columna. Es este miembro el que alberga la mineralización de Colquijirca en sus tres horizontes: Horizonte Superior, Horizonte Medio y Horizonte Inferior. Se compone esencialmente de rocas carbonatadas (dolomías y en menor proporción calizas y margas), y rocas silíceas (chert). En menor proporción presentan intercalaciones de delgados estratos limoarciliticos y tobáceos.

Las dolomías que predominan en los horizontes Superior e Inferior, derivan fundamentalmente, de procesos diagenéticos, aunque también pueden deberse a las soluciones hidrotermales que mineralizaron este miembro. Se presentan en estratos gruesos y son de colores cremas, pardos claro y beige.

Ocasionalmente se intercalan con delgados niveles de chert, así como también nódulos de chert.

Las rocas silíceas están representados por chert, que es bastante notable en el Horizonte Medio, el cual se presenta en estratos gruesos masivos y como nódulos en niveles dolomíticos. En este horizonte, es común la presencia de una silicificación moderada a intensa. Y tanto estos niveles silicificados, como los estratos de chert, presentan mineralización, emplazada en cavidades, fracturas y como reemplazamientos.

En los horizontes Superior e Inferior, se percibe en los tramos mineralizados, un avanzado proceso de descarbonatación, a tal extremo que las rocas carbonatadas han derivado a “arcillas”. Dicha alteración, apreciable también en el Horizonte Medio, deriva del proceso de circulación de fluidos mineralizantes altamente ácidos.

### ***1.1.3. - Calera Inferior.-***

Tiene un espesor aproximado de 80 m en el tajo Principal y de 64 m en la Calera. Su composición es muy similar al Miembro Superior; por lo mismo, se observan secuencias carbonatadas y detríticas intercaladas, pero a diferencia del anterior, las calizas son más abundantes y la proporción de limoarcilitas y arcilitas es mayor. Muy ocasionalmente se han detectado en sondajes diamantinos delgados niveles tobáceos.

Los horizontes calcáreos son masivos, de colores grises y pardos; de texturas, “wackestone” y “mudstone”. Los horizontes margosos y limoarcilíticos son de colores grises de diversas tonalidades, y se intercalan en estratos delgados. En toda la secuencia calcárea se observa estructuras de presión (estilolitos). Los escasos niveles dolomíticos hallados en este miembro son de colores de gris-pardo claro y beige y presentan estructuras varvadas.

Los horizontes detríticos finos (arcilitas y limoarcilitas), son generalmente delgados y presentan colores grises de tonalidades claras y oscuras. Son deleznales y se presentan intercalados con las calizas y margas. Es notable también, que estos niveles

detríticos finos, sean más abundantes y de mayores espesores, conforme nos acercamos a la base de este miembro.

La edad atribuida al Calera es del *Eoceno Superior*, esto sobre la base de una datación realizada por D. Noble (1993) quien obtuvo una edad de K/Ar de  $36.5 \pm 1$  Ma, a partir de unas biotitas de un nivel tobáceo cerca de la base del Miembro Inferior.

## **1.2.- Geología Estructural:**

Las estructuras que afectan a los estratos terciarios en el área de Colquijirca son consecuencia de varios períodos de plegamiento y fallamiento relacionado con las diferentes fases de la orogenia andina.

Los esfuerzos de compresión han producido estructuras tales como el anticlinal Chocayoc-Mercedes, que se orientan sub paralelamente al eje del Tajo del mismo nombre; el sinclinal asimétrico Mercedes-Principal, unificado al Oeste del anticlinal; algunas fallas inversas de menor trascendencia. Por otra parte, los esfuerzos tensionales han estado activas durante el Terciario Medio-Superior, produciendo fallamiento normales y de rumbo como los emplazados en el Nor-Oeste del Tajo.

### **1.2.1.- Estructuras Mayores**

Las estructuras geológicas mayores, determinadas en el área del Tajo son las siguientes:

#### **a) Pliegues**

Los principales pliegues que se observa en el área del tajo y el sector Nor-Oeste son:

##### **a.1.- Anticlinal Asimétrico Chocayoc-Mercedes**

Este anticlinal tiene un eje ondulante, cuyo rumbo es N 20 W/60 SW en la zona Sur-Este del Tajo para luego orientarse el Nor-Oeste, con dirección N 05 W/70 SW. Presenta un buzamiento fuerte hacia el Flanco Este (Flanco Chocayoc) y moderada hacia el Oeste (Flanco Mercedes). El plunge del anticlinal es de 30 N-W.

### *a.2.- Sinclinal Asimétrico Mercedes-Principal*

Ubicado al Oeste del anticlinal anteriormente descrito, tiene un eje de rumbo promedio NW. Esta estructura tiene una gran importancia desde el punto de vista de la estabilidad de taludes por cuanto se orienta el buzamiento de los estratos del Flanco Principal hacia el interior del Tajo Abierto.

### *a.3.- Anticlinal Cilindrico Local (Pliegue Secundario)*

Ubicado entre el Anticlinal Mercedes-Chocayoc y el Sinclinal Mercedes-Principal en la zona Nor-Oeste del Tajo, tiene un eje de rumbo N 50 W. Esta estructura local sólo afecta a los estratos calcodolomíticos (caliza y dolomía) de la unidad de Miembro Medio.

### **1.2.2.- Fallas:**

El sistema de plegamiento mencionado anteriormente ha sido afectado por un sistema de fallamiento Sinextral-Normal con mayores desplazamientos horizontales que verticales.

#### *a) Falla 1*

Es una falla de rumbo; con pequeño desplazamiento horizontal cuyo rumbo N 30 W y buzamiento 52 - 72 NE, que afecta al anticlinal cilíndrico local y el sinclinal local (Pliegue Secundario).

#### *b) Falla 2 (Falla Nor-Oeste)*

Es una falla sinistral-normal de rumbo y buzamiento variables (N 41 - 55 W/65 NE), cuyo ángulo de Pith es de 15 NW, con desplazamiento horizontal aproximado de 30 mt., y desplazamiento vertical de 5mts., afecta a la zona central y Nor-Oeste del Tajo Abierto.

## **2.- GEOLOGIA ECONOMICA:**

La mineralización de Colquijirca enmarcada en el área del Tajo Norte, se emplaza específicamente dentro de la secuencia sedimentaria plegada y fracturada correspondiente a la Formación Calera, Miembro Colquijirca; la cual ha sido favorable a la mineralización epitermal de alta sulfurización. Dicha mineralización, se ha emplazado en los flancos: Principal, Mercedes, Chocayoc, La Llave y La Pampa.

La extensión reconocida de ésta mineralización, abarca desde Condorcayán hasta Marcapunta, cubriendo un área de 4 kilómetros de longitud, por 700 metros de anchura, con potencias que varían desde aproximadamente 5 metros hasta más de 50 metros, en tramos discontinuos, respectivamente.

Luego de diversos estudios realizados en los últimos dos años, con isótopos de azufre y plomo, tanto de muestras del complejo volcánico de Marcapunta, de las sulfosales cupríferas de Marcapunta y de los sulfuros polimetálicos de los flancos Principal, Mercedes y Chocayoc; se ha establecido la relación genética que existe entre todos ellos, por lo cual estaría ya determinado, que el núcleo mineralizador del Tajo Norte y de Marcapunta, es el propio complejo volcánico de Marcapunta. Por otro lado, la edad de la mineralización de Colquijirca con relación a la tectónica, no sería mayor a la fase Aymara del Oligoceno Superior (26 a 28 M.a) o Quechua I del Mioceno Inferior (15 a 17 M.a), es decir, no sería mayor a la fase de mayor deformación del distrito.

De acuerdo con diversos estudios mineragráficos, se ha postulado la siguiente paragénesis de la mineralización para Colquijirca (área del Tajo Norte): Una actividad magmática inicial (fases dómicas de volcanismo e intrusión), posteriores a las cuales, se iniciaron las fases epitermales de mineralización, que habría comenzado probablemente con una silicificación, seguida secuencialmente por la formación de carbonatos (dolomita, siderita y calcita); argilización (con la formación de minerales del grupo de la caolinita, alunita); formación de barita, hematita y piritita (principalmente masiva y a veces coloforme). Posteriormente, se depositaron minerales de Cobre (enargita, luzonita y calcopirita) seguido por tennantita, esfalerita I, galena, esfalerita II, tetraedrita, polibasita.

Los minerales de Cobre, asociados a intensa silicificación, argilización y piritización están circunscritos predominantemente en la vecindad del intrusivo Marcapunta, pero también se los tiene presentes en el Tajo Principal, especialmente en los horizontes Medio e Inferior.

Los minerales de Plata, Plomo y Zinc, están asociados a caolinización, silicificación, dolomitización y están circunscritos entre la zona Smelter y los Tajos Principal y Mercedes-Chocayoc; habiéndose hallado esta mineralización incluso, en los flancos La

Llave y la Pampa, aunque con un contenido metálico marginal. El contenido de la Plata se incrementa hacia el Norte, en tanto que el Cobre disminuye en la misma dirección.

### **3.- CONTROLES DE LA MINERALIZACION**

Las alteraciones hidrotermales de los mantos juegan un rol muy importante en el control de la mineralización, así como la estratigrafía, la litología y las estructuras (ver gráfico P5).

#### **3.1.- Alteraciones Hidrotermales:**

Es notable la relación entre mineralización y las alteraciones hidrotermales, así por ejemplo, en Marcapunta la silisificación asociado a la piritización ha sido favorable a la mineralización de Cobre.

En la zona Norte, las alteraciones favorables son caolinización, silisificación, la sideritización y dolomitización.

#### **3.2.- Estratigrafía:**

La mineralización se presenta a lo largo de los estratos de calizas y margas del Miembro Colquijirca. No se observan otros canales de alimentación, llámese fracturas.

#### **3.3.- Litología:**

Dentro del miembro Colquijirca los estratos calcáreos son favorables a la mineralización, más no las lutitas ni los tufos arcillosos interestratificados. Determinados estratos de lutitas y tufos, constituyen límites de los mantos como el caso de los tufos que limitan al manto P8 y el tufo que separa los mantos Pb5 y Pb4 (ver gráfico P5).

#### **3.4.- Estructuras:**

Es evidente que el fracturamiento y brechamiento premineral han dado mayor permeabilidad a las rocas, asociados a la permeabilidad y porosidad propia de los estratos mineralizados.

# COLUMNA LITOESTRATIGRAFICA GENERALIZADA DEL DISTRITO MINERO DE COLQUIJIRCA

ERA	PERIODO	SERIE	GRUPO	LITOLOGIA GRAFICA	DESCRIPCION		
CENOZOICO	CUATERNARIO		MATERIAL FLUVIO GLACIAR			Material fluvio-glaciario, aluvial.	
	TERCIARIO	MEDIO A SUPERIOR	CENTRO VOLCANICO	VOLCANICO MARCAPUNTA			Domos y lavas dacíticas a cuarzolítica.
				TUFO UNISH			Brechas piroclásticas y lavas
				SUPERIOR			Dolomías margosas, dolomías interc. arcillitas, limolitas, areniscas, chert y mantos de óxidos.
				MEDIO (MANTOS MINERALIZADOS)			Al tope arcillitas, margas y calizas margosas con abundante chert A la base calizas con rizomorfos y arcillitas verdes.
		INFERIOR	FORMACION POCOBAMBA	MIEMBRO CALERA			Intercalaciones arcillitas y calizas margosas, nódulos micríficos, ostracoides, bioclastos y rizomorfos En la base caliza mudstone margosa, sedimentos volcánoclasticos y piroclásticos (tobas riolíticas).
				CONGLOMERADO SHUCO			Brecha sedimentaria de clastos calcáreos sub redondeados a sub angulosos del chambara. Escasos niveles de areniscas, areniscas limosas.
				MIEMBRO CACUAN			Arcillitas limosas, limolita roja, areniscas y brechas conglomerádicas clastos subangulares a subredondeados cemento calcáreo.
				GRUPO PUCARA			Pucara Occidental.- Dolomías beige, brechas intraformacionales y dolomías secundarias.
	MESOZOICO	CRETACICO		MIEMBRO CACUAN			
JURASICO		INFERIOR	GRUPO PUCARA	PUCARA OCCIDENTAL	FM. CHAMBARA		Formación Chambara.- Calizas mudstone nodulares, intercalaciones de calcarenitas bioclasticas.
TRIASICO		SUPERIOR					
PALEOZOICO	PERMICO SUPERIOR		GRUPO MITU	ARENISCA MITU			Areniscas rojas con lentes de conglomerados.
	DEVONICO			GRUPO EXCELSIOR			Pizarras, filitas y cuarzitas.

SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A.  
Unidad Colquijirca

## COLUMNA LITOESTRATIGRAFICA DISTRITO DE COLQUIJIRCA



DISEÑO : Dpto Geología

DIBUJO : Dpto Geología

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA

ESCALA : 1 / 100

FECHA : Marzo del 2.000

Nº P4

# CROQUIS ESTRATIGRAFICO DE LOS MANTOS COLQUIJIRCA

HORIZ.	MANTO	CAPA	ZONA			POT.PROMD. METROS	LITOLOGIA
			NORTE	SURSMELTER	MARCAPUNTA		
S U P E R I O R	ALTO	a4				2.0	CALIZA MARGOSA
						0.3	MARGA
		a3				1.7	MARGA-DOLOMIA
						0.3	ARCILITA
		a2	x			2.4	CALIZA CON SIDERITA
						0.3	ARCILITA
	PRIMERO	a1	x			2.0	CALIZA
						0.7	ARCILITA
		u2	x			3.5	CALIZA DOLOMITIZADA
	SEGUNDO					0.6	MARGA
		u1	x			2.0	CALIZA DOLOMITIZADA
						0.3	ARCILITA
		s2	x			3.5	CALIZA
					0.3	MARGA	
M E D I O	(TECHO)					0.3	TOBA
		p8	x			3.0	CALIZA SILICIFICADA Y CHERT
						0.5	TOBA
		p7	x			2.5	CALIZA SILICIFICADA Y CHERT
	PIRITAS					0.3	ARCILITA TOBACEA
		p6	x			2.5	CALIZA Y CHERT
						0.3	ARCILITA TOBACEA
		p5	x	x		2.0	CALIZA
						1.0	ARCILITA
		p4		x		0.4	CALIZA SILICIFICADA Y CHERT
	(PISO)					0.4	ARCILITA TOBACEA
		p3		x		0.6	CALIZA SILICIFICADA Y CHERT
						0.3	ARCILITA TOBACEA
p2			x	x	2.5	CALIZA SILICIFICADA Y CHERT	
					0.3	ARCILITA TOBACEA	
I N F E R I O R	DE PLOMO	p1		x	x	1.0	CALIZA SILICIFICADA Y CHERT
						3.0	ARCILITA TOBACEA
		b5		x	x	4.0	CALIZA SILICIFICADA
						0.5	TOBA
		b4		x	x	3.0	CALIZA SILICIFICADA
						1.3	ARCILITA TOBACEA
		b3		x	x	2.0	CALIZA SILICIFICADA
						0.1	ARCILITA TOBACEA
b2		x	x	1.5	CALIZA SILICIFICADA		
				0.1	TOBA		
b1		x		1.0	CALIZA SILICIFICADA		

x - Capa Mineralizada

Ag-Pb-Zn

Ag-Pb-Zn-Cu

Cu-Ag

SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A.  
Unidad Colquijirca

CROQUIS ESTRATIGRAFICO  
MANTOS COLQUIJIRCA



DISEÑO : Dpto Geología

DIBUJO : Dpto Geología

SI  
REGISTRO

ESCALA: 6/E

FECHA: Marzo del 2000

Nº P5

## 4. INVENTARIO DE RESERVAS

### 4.1.- Conceptos de Cubicación Para los Tajos Mercedes-Chocayoc y Principal:

#### 4.1.1.- *Ley Mínima Explotable*

Para efectuar el cálculo de reservas, se ha determinado el Cut-off correspondiente, considerando los precios unitarios de los metales proporcionados por la Gerencia de la Empresa.

Zinc : 24.5503 US \$ / 5.80 %	=	4.2328 \$/1%
Plomo: 4.5323 US \$ / 2.70 %	=	1.6786 \$/1%
Plata: 5.7936 US \$ / 3.50 %	=	1.6553 \$/oz/TM

#### 4.1.2.- *Clases de Mineral:*

##### a) *Según su Composición*

En Colquijirca se tiene en cuenta 4 tipos de mineral según su composición:

- Mineral de Cobre.
- Mineral de Plata-Cobre
- Mineral de Plata-Plomo-Zinc-Cobre.
- Mineral de Plata Plomo Zinc

##### b) *Según su Certeza*

###### *b.1.- Probado.-*

Es el mineral cuyo tonelaje y leyes resultan de un detallado muestreo de afloramiento, trincheras, canales sistemáticos de muestreo, labores subterráneas, sondajes diamantinos y muestreo de los taladros para voladura.

El muestreo y su espaciado está bien definido y ligado a las características geológicas del depósito como: tamaño, forma, buzamiento y contenido mineralógico.

El grado de certeza varía de 95 % a 100 %.

*b.2.- Probable.-*

Es el mineral que proviene de la interpolación y extrapolación de áreas probadas. La correlación y continuidad geológica se asumen.

El grado de certeza varía entre 75 % a 95 %. Los minerales probados y probables constituyen reservas cuando son económicamente explotables.

*b.3.- Prospectivo.-*

Es el mineral cuyo tonelaje y leyes estimadas se basan mayormente, en el conocimiento geológico del yacimiento, debiéndose tener algunas muestras y mediciones para su dimensionamiento. La estimación se basa en la continuidad asumida o en la repetición de evidencias geológicas tales como:

- Diagramas de curvas e izo valores y/o cocientes metálicos.
- Evidencias parciales de mineral primario en superficie.
- Algunos sondajes diamantinos.
- Cateos trincheras o labores con muestras aislados e incompletos.
- Área de influencia de los bloques probables.

El coeficiente de certeza aplicable al tonelaje varía entre 50 % a 75 %.

Este mineral no constituye reserva, pero a ello se orientan prioritariamente las exploraciones para incrementar reservas minerales.

*c) Según su Accesibilidad*

*c.1.- Accesible*

Son aquellos constituidos por bloques, con infra-estructura disponible y expeditos para entrar a la etapa de explotación.

En el Tajo Abierto Chocayoc-Mercedes se considera accesible, hasta el Banco 238 y en el tajo principal hasta el banco 310.

*c.2.- Eventualmente Accesible*

No están expeditos para su inmediata explotación y está constituidos por bloques no accesibles-explotables, se necesitan labores de desarrollo o de rehabilitación para hacerlos accesibles.

### *c.3.- Inaccesibles*

Son aquellos cuya posición espacial es similar a los eventualmente accesibles, y cuyo costo de desbroce en desmonte es más alto que el valor del mineral dimensionado.

### *d) Según su Valor*

#### *d.1.- Mineral Mena*

Es el mineral económicamente explotable, que generan utilidades y cuyo valor excede todos los costos directos e indirectos, incluyendo íntegramente la depreciación anual de maquinaria, equipo e instalaciones, amortizaciones, gastos financieros y otros.

En consecuencia son reservas minerales los bloques de mineral probados y probables, accesibles y eventualmente accesibles, económicamente explotables.

#### *d.2.- Mineral Marginal*

Es aquel que cubre los gastos directos y parte de los indirectos, pero no así las amortizaciones, depreciaciones y gastos financieros.

Su operación no da utilidad, pero ayuda a disminuir las pérdidas provocadas por los gastos fijos e indirectos, que no se evitarían con la paralización o disminución de la escala operacional.

Este mineral con mejoras en los parámetros económicos (reducción del costo de operación o aumento de precio de los metales), puede convertirse en reservas minerales.

#### *d.3.- Mineral Submarginal*

Es aquel que no cubre los gastos directos bajo condiciones existentes y que aún bajo mejores condiciones no alcanzarían a cubrir los gastos directos.

Se requeriría condiciones más allá de lo previsible actualmente en los parámetros económicos para transformarse en reservas.

En Colquijirca se considerarán reservas minerales explotables: los bloques de mineral probado y probables (tanto mena como marginal), accesible por minado actual en Open Pit y Marcapunta (mineral subterráneo).

#### **4.2.- Criterio de Cubicación (Tajo Chocayoc- Mercedes y Principal) :**

El procedimiento para el cálculo de Reservas por bancos en el Tajo Chocayoc- Mercedes y Principal se realizó de acuerdo a los siguientes criterios:

##### ***4.2.1.- Cálculo de Leyes:***

Se delimitaron las áreas dentro de los mantos cuyas leyes de muestreo están por encima del Cut-off, incluyendo muestreos intermedios más pobres, de tal modo, que el promedio de las capas mineralizadas del conjunto de mantos se mantengan por encima de estos límites; así mismo se separaron las muestras marginales y submarginales.

Dentro de las áreas que están por encima de Cut-off, se delinearon áreas que se correlacionan geológicamente con otros niveles superiores e inferiores.

##### ***4.2.2.- Dimensionamiento de Bloques:***

El bloqueo se hizo por bancos en base al Cut-off, una vez que se estableció la correspondencia de áreas en superficie (Tajo Abierto) y de una labor minera, se calculan las leyes para los bloques.

Los límites laterales del conjunto de mantos y las secciones transversales cada 25.00 mts., desde el N S. 00 hasta el N S. 58 dan lugar a la formación de áreas menores que corresponden a los bloques. Por otro lado teniendo en cuenta estos límites laterales, en cada sección transversal se delinearon también los límites correspondientes a la caja techo y la caja piso del conjunto de mantos hasta los niveles inferiores de acuerdo al buzamiento del manto mineralizado.

En consecuencia cada bloque estará limitado por dos secciones transversales, que se encuentran a 25.00 mts., una de otra, por la caja techo y piso del conjunto de mantos y por 8.00 mts. altura de banco.

##### ***4.2.3.- Cálculo de Leyes para los Bloques:***

La ley promedio de cada block es el promedio ponderado de leyes de sondajes diamantinos, leyes de muestreo subterráneo, canales de muestreo (bancos) y leyes de taladros de voladura, cuyos pesos son variables de acuerdo al área de influencia.

El cálculo de leyes está de acuerdo a la razón inversa de la distancia con respecto al bloque del banco cuya ley se está calculando.

#### ***4.2.4.- Cálculo del Tonelaje***

El tonelaje de cada block se determinó en base a las áreas calculadas de las secciones transversales que lo limitan, siendo el bloque de 25.00 mts., de longitud, el p.e. de la zona mineralizada es de 3.0 TM/mt<sup>3</sup> y del desmonte es 2.5 TM/mt<sup>3</sup>.

#### ***4.2.5.- Factores de Corrección en Leyes Geológicas***

Para obtener el factor de corrección de leyes para los Tajos Chocayoc-Mercedes y Principal, se considera la estadística de errores que resulta de la comparación de leyes de Planta Vs. leyes de producción.

De éste modo los factores de corrección para la cubicación actual consideró los siguientes factores:

Ag: 0.9680      Pb: 0.8470      Zn: 0.91212

#### ***4.2.6.- Nomenclatura de los Bloques de Mineral***

Para el Tajo Chocayoc-Mercedes se consideró el Nro. de banco, las letras "C" o "M" según corresponda al Flanco Chocayoc o Mercedes, el Nro de bloque delimitado entre dos secciones. Para el Tajo principal de la misma forma se considera la letra "P" seguido del horizonte (Superior "S", Medio "M" o Inferior "I").

Para aclarar lo anterior, se describe la siguiente nomenclatura:

326-PS-719

Descripción:

- 326..... Banco 326
- P..... Flanco Principal
- S ..... Horizonte Superior
- 719..... Nro. de Block delimitado entre las secciones 718 y 720

### 4.3.- Inventario de Reservas

El inventario de reservas al 31 de Diciembre de 1,998, se muestra en la siguiente tabla:

**TABLA 4.1  
INVENTARIO DE RESERVAS**

	<b>TMS</b>	<b>OzAg/TM</b>	<b>% Pb</b>	<b>% Zn</b>
<b>Chocayoc-Mercedes</b>	3'707,300	4.28	2.48	5.66
<b>Principal</b>	9'077,696	3.58	2.70	6.65
<b>T O T A L</b>	<b>12'784,996</b>	<b>3.78</b>	<b>2.63</b>	<b>6.36</b>

### **ACTUALIZACION DE LA INFORMACIÓN**

*Actualmente el Cálculo de Reservas se realiza con el software Medsystem adquirido en Enero de 1,998. Los modelos Geológicos contienen 101 secciones transversales E - W espaciadas 12.50 m entre sí y 50 planos de bancos de 6 m de altura. Para efectos de cálculo de reservas solamente se toman en cuenta 28 bancos minables comprendidos dentro del limite final; los bancos no considerados son 15 ubicados debajo del limite final y 8 bancos que contienen mineral oxidado. El estudio de los testigos de perforación diamantina juntamente con las observaciones diarias de las operaciones de minado en el Tajo Principal y Mercedes – Chocayoc, permiten delimitar las zonas de oxidación, tanto lateral como verticalmente, especialmente en el Tajo Principal y en la zona de Mercedes Norte ayudados con vistas del modelo en 3Dimensiones.*

*Para el Cálculo de Valores Unitarios se está considerando los precios de los metales a largo plazo, que para El Proyecto Tajo Norte son los siguientes:*

*Zn \$ 1, 200/TM Fina, Pb \$ 500/TM Fina, Ag \$ 5.00/Oz Troy.*

*Para el cálculo de la ley en los bloques, se ha usado el método de “Inverso al cuadrado de la Distancia”. Este proceso usa la celda de una elipse orientada según la correlación del mineral, con su eje mayor de 100 m, el eje intermedio de 70 m y*

*el eje menor de 40 m. Los valores de la ley del compósito que se obtienen, son interpolados desde el archivo de compósitos para cada bloque del modelo. En este modelo de bloques se usa solamente sondajes diamantinos, y la dilución se le aplica para calcular la ley diluida en cada bloque cuando se corre PITRES (archivos de reservas del Medsystem).*

*Las reservas se obtienen cuando se corre el módulo PITRES; para lo cual se ha usado la topografía al 31 de diciembre y el límite final del Tajo, los valores unitarios, la ley de corte actual, han sido calculados con una dilución de 20 % y recuperación de 85%. Así, los bloques para el 31 de diciembre de 1999 generados en el modelo a largo plazo, tienen las siguientes dimensiones: 12.50 m. en la coordenada Y (norte – sur), 8 m. en la coordenada X (este – oeste) y 6 m. en la coordenada Z (elevación).*

*Para poder efectuar todos los cálculos, se utiliza toda la información de análisis químicos de los muestreos de testigos de perforación diamantina, ingresados al Medsystem a fin de elaborar el modelo Geológico. Luego de ello, se efectuaron los cálculos correspondientes y la selección de los bloques de mineral, tanto por su valor económico, como por su categoría.*

*Actualmente la cubicación de reservas puede ser corrida 2 veces por año o ante simulaciones con modificación de los límites finales ante las variaciones de los precios de los metales.*

## CAPITULO V

### MINA

#### 1. SISTEMA DE EXPLOTACION

El sistema de explotación empleado en la Unidad Minera de Colquijirca es el método de Tajo Abierto (Open Pit). Hasta la actualidad se vienen operando 2 Tajos, llamados Chocayoc-Mercedes y Principal los que se encuentran distantes a 1.5 Km. por carretera. La producción está en el nivel de 2,150 TMS/día de mineral, provenientes de ambos Tajos, cuya mezcla de leyes deben cumplir lo proyectado. El tonelaje promedio de desmonte extraído es de 600,000 TMS al mes con un radio de Desmonte : Mineral de 9.5 : 1.

El Tajo Principal tiene 475 mts. de ancho por 500 mts. de largo y una profundidad de 106 mts., su diseño envuelve el Flanco mineralizado Principal con buzamiento hacia el Este (ver plano P8) . A su vez éste flanco se ha subdividido en tres horizontes: Superior, Medio e Inferior. Cada horizonte mineralizado posee características diferentes como mineralogía, calidad de leyes, recuperaciones metalúrgicas y otros, los que deberán ser tratados en forma independiente para el blending óptimo a calcular.

El Tajo Chocayoc-Mercedes tiene 600 mts. de ancho por 900 mts. de largo y una profundidad de 120 mts., el largo del Tajo tiene la dirección del eje del Anticlinal NS, su diseño envuelve los flancos mineralizados Chocayoc y el flanco Mercedes (ver plano P9).

Los principales parámetros que se tienen en la operación actual son:

Configuración del Tajo	Elipsoidal
Talud Operacional del Tajo	30°
Talud Final	45°
Gradiente de Rampas	8%
Ancho de Rampas	8 mts.
Altura de Banco	8 mts.
Ancho de Banco	10 mts.

Talud de Banco	80°
Berma de operación	14 mts.
Peso Específico mineral in situ	3.0
Peso Específico suelto	2.1
Peso Específico desmonte in situ	2.5
Peso Específico desmonte suelto	1.75
Nro de Guardias por día (8hr c/u)	3
Descanso por Guardia	1/2 hora
Nro de días de operación / semana	6 días

## **2.- PARAMETROS DE DISEÑO**

### **2.1.- Altura de Bancos (h)**

La altura de Banco es de 8 metros, que se ha determinado en función del alcance de la cuchara del cargador Frontal Caterpillar 988B considerando que el desatado de la roca suelta en el Talud del banco se debe realizar con ésta máquina. Además de que las perforadoras Atlas Copco (Tipo D.H.D) con martillo en el fondo pueden efectuar taladros de la profundidad requerida sin ningún problema. La potencia de los mantos es un factor que también influye en la altura de los bancos, en este caso los 8 metros permite una dilución controlable de mineral.

### **2.2.- Proyección Horizontal Talud (Z)**

En roca competente se considera un ángulo de Talud de 80°

$$Z_r = \frac{8}{\tan 80^\circ} = 1.4 \text{ mts.}$$

En roca suelta se considera un ángulo de Talud de 70°

$$Z_s = \frac{8}{\tan 70^\circ} = 3.0 \text{ mts.}$$

### 2.3.- Berma de Seguridad (B.S.)

Se ha determinado en función de la distancia que podría recorrer en el banco un trozo de roca al caer por el talud del banco que se estima en 4 mts. , más una berma de seguridad que se haría con 2 mts. de ancho.

BSr = 4 + 2 = 6 mts. para zona de mineral y roca dura

BSs = 5 + 2 = 7 mts. para roca suelta

### 2.4.- Berma de Operación

El ancho efectivo mínimo de un banco en operación se ha determinado a base del radio de giro de los equipos, el espacio necesario para maniobrar fácilmente, el espacio necesario para perforación, el espacio necesario para que dos vehículos puedan cruzarse sin reducción de velocidad, y zonas de seguridad. El ancho mínimo se ha determinado en 17.5 mts. en base a la siguiente información:

#### Cargador 988B:

Ancho	3.65 mt (Cuchara)
Largo	10.73 mt
Radio de Giro exterior	8.61 mt
Punto de Articulación	
Al parachoque trasero	4.30 mt
Al punto de cuchara	6.40 mt
Entre llantas	1.90 mt

A continuación se muestra las dimensiones para los diferentes tipos de volquetes.

**TABLA N° 5.1**

#### **DIMENSION DE VOLQUETES**

	<u>Randon 425:</u>	<u>Randon 435:</u>	<u>Volvo N° 12:</u>
Ancho	3.20 m	3.44 m	2.45 m
Largo	6.54 m	7.53 m	7.74 m
Radio Giro	7.80 m	9.10 m	10.15 m

Exterior

$$Am \geq D + O + Lf + C + Bs$$

donde:

Am : Ancho mínimo de carguío en Banco

F : Ancho del Cargador (3.65 mt)

C : Anch

o del camión (3.20 mt)

D : Distancia Adicional (derrame del talud) (1 mt)

Bs : Berma de Seguridad (distancia a la cresta del banco) (1 mt)

Lf : Largo del cargador (10.70 mt)

O : Olgura para maniobras del cargador ( $F/2 = 1.80$  mt)

F : Ancho del cargador (3.65)

Reemplazando

$$Am = 1 + 1.80 + 10.70 + 3.20 + 1 = 17.5 \text{ mts.}$$

El ancho efectivo utilizable por el sistema ( $D=0$  y  $Bs=1$ ) y radio de giro de 8.6 para el cargador se tiene 14 mts de ancho, debido a que la articulación reduce el espacio en 3 mts.

### **2.5.- Angulo de Talud entre Rampas ( $\tau$ )**

Tomando en cuenta la información disponible de mecánica de rocas , se estimó que para una altura de 4 bancos (32 mts.) se puede considerar un talud de  $51^\circ$  en roca competente.

En las zonas de roca suelta y material cuaternario se considera un ángulo de talud de  $45^\circ$ .

### **2.6.- Banco de Acceso**

Por razones de limpieza y una eventual necesidad de ampliar más el Tajo se ha considerado un banco de acceso cada 4 bancos en roca competente con un ancho de 10 mts.

### 2.7.- Banco Intermedio (B.I.)

Considerando que entre rampa y rampa se tendrán 4 bancos se tiene 32 mts. de altura y el ángulo de Talud es de  $51^\circ$ , la longitud horizontal para ésta altura es:

$$\text{Longitud Horizontal} = \frac{32}{\tan 51^\circ} = 25.91$$

$$\tan 51^\circ$$

$$25.91 = (4 \times Z) + BS + (2 \times B.I.) + BS$$

$$25.91 = (4 \times 1.4) + 6 + (2 \times B.I.) + 6$$

$$2 \text{ BI} = 8.31$$

➤ BI = 4.16 ó 4.20 mts.

### 2.8.- Rampa de Acceso

Las carreteras se han dividido teniendo en cuenta la ubicación de la mina en : exteriores e interiores :

#### 2.8.1.- *Carreteras Exteriores:*

- A la Planta concentradora
- Al botadero

2.8.2.- *Carreteras Interiores.*- se encuentran ubicadas dentro del Pit. El ancho es igual a 4 veces el ancho del camión, esto es 13 mts. con una pendiente máxima de 8 %.

Para el caso de accesos en avance de bancos se tiene:

$$\text{Ancho} = 2.5 \times C + 2 \times N + D + Bs$$

Donde :

C : Ancho del camión (3.20 mt)

N : Holgura en el borde del neumático (0 mts)

D : Berma interior derrame (0.5 mt)

Bs: Berma de seguridad (1 mt)

El ancho determinado según el cálculo anterior es de 10 mts. y el ancho de huella ( $D=0$  y  $B_s=0$ ) es de 8 mts.

### **2.9.- Angulo del talud de Diseño (L)**

- N° de bancos entre banco de fondo y  
rampa de acceso (8mts. c/u) = 4
- N° de bancos de seguridad (6mts.) = 1
- N° de bancos intermedios (4.2 mts.) = 2
- N° de proyecciones de talud (1.40) = 4
- Bancos de Acceso (10.0 mts.) = 1
- Distancia horizontal para 32 mts. de

altura:

- $6 + (2 \times 4.2) + (4 \times 1.4) + 10 = 30 \text{ mts.}$
- $L_r = \text{Arc}(\text{Tan}(32/30)) = 47^\circ$
- $L_s$  (por similitud al anterior) =  $45^\circ$

Estos ángulos son consistentes con los análisis y datos disponibles en mecánica de roca para lograr la estabilidad de los taludes del Tajo Abierto.

Para el tajo Chocayoc-Mercedes éstos parámetros han sido controlados y llevados a los límites finales tal como se indica anteriormente. Para el caso del Tajo Principal la pared Oeste es paralela al buzamiento de los estratos ( $28^\circ$ ), para el lado Este el talud del Tajo es de  $45^\circ$  debido a que está en contra del buzamiento.

## **ACTUALIZACION DE LA INFORMACION**

*A partir de Enero de 1,998 se inicia el proyecto Tajo Norte, que consiste en la unión de los Tajos Principal y Mercedes Chocayoc a fin de extraer todo el mineral comprendido entre estos dos (ver plano P6-P7).*

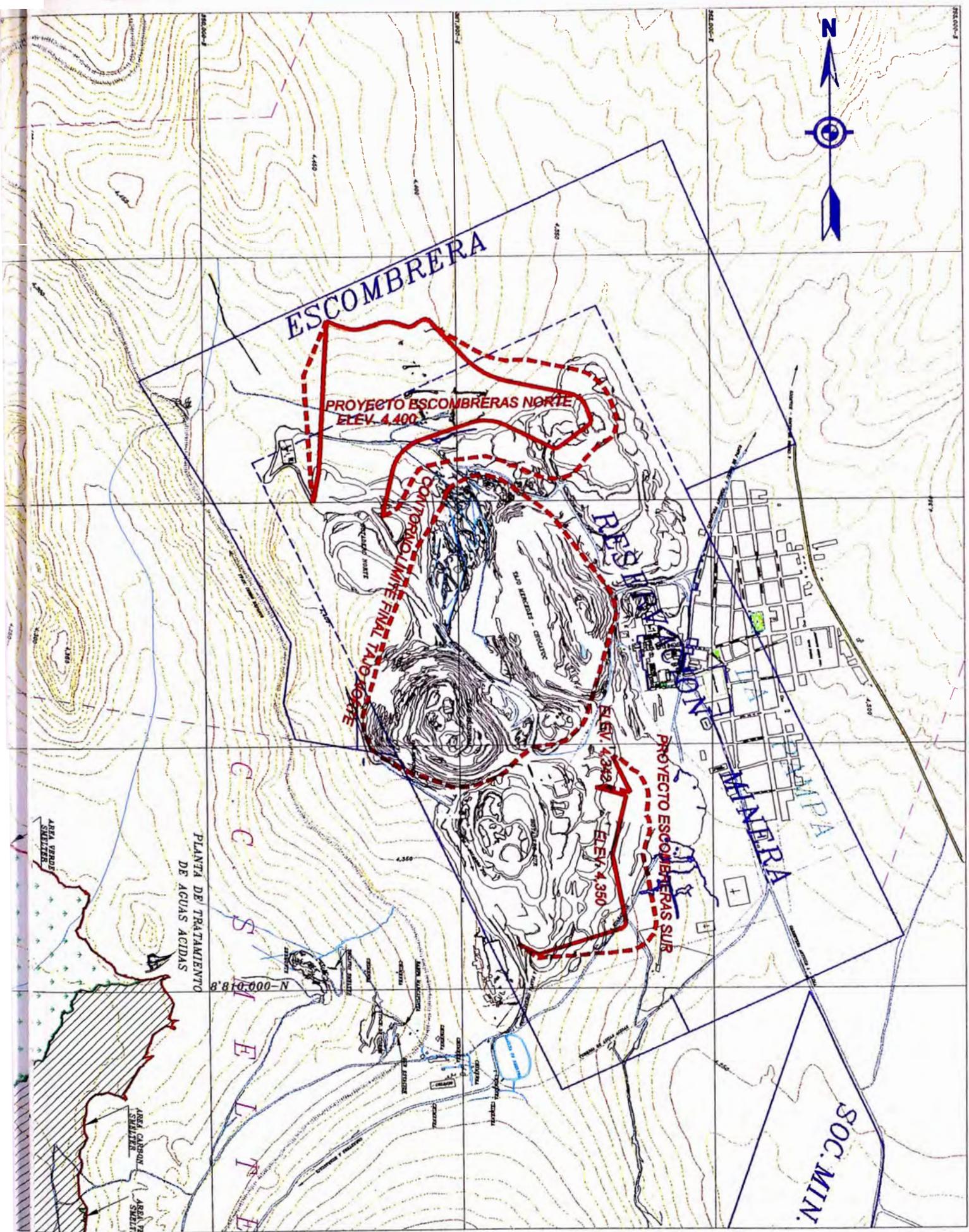
*La configuración del diseño del Tajo cambia debido a la inclusión de nuevos parámetros tales como : requerimiento del incremento de producción, equipos de mayor dimensión , cambio en la altura del banco, consideraciones geotécnicas especiales en paredes finales.*

*Para cumplir con los requerimientos que el proyecto Tajo Norte exige se firma el contrato con Graña y Montero con la Modalidad de “Alianza Estratégica” para que se encargue del movimiento de desmonte a un promedio de 9 Millones de TM por año. De esta forma Sociedad Minera El Brocal incrementa su volumen de producción de desmonte de 600,000 a 850,000 TM por mes y para el mineral de 2,150 a 3,000 TMS por día.*

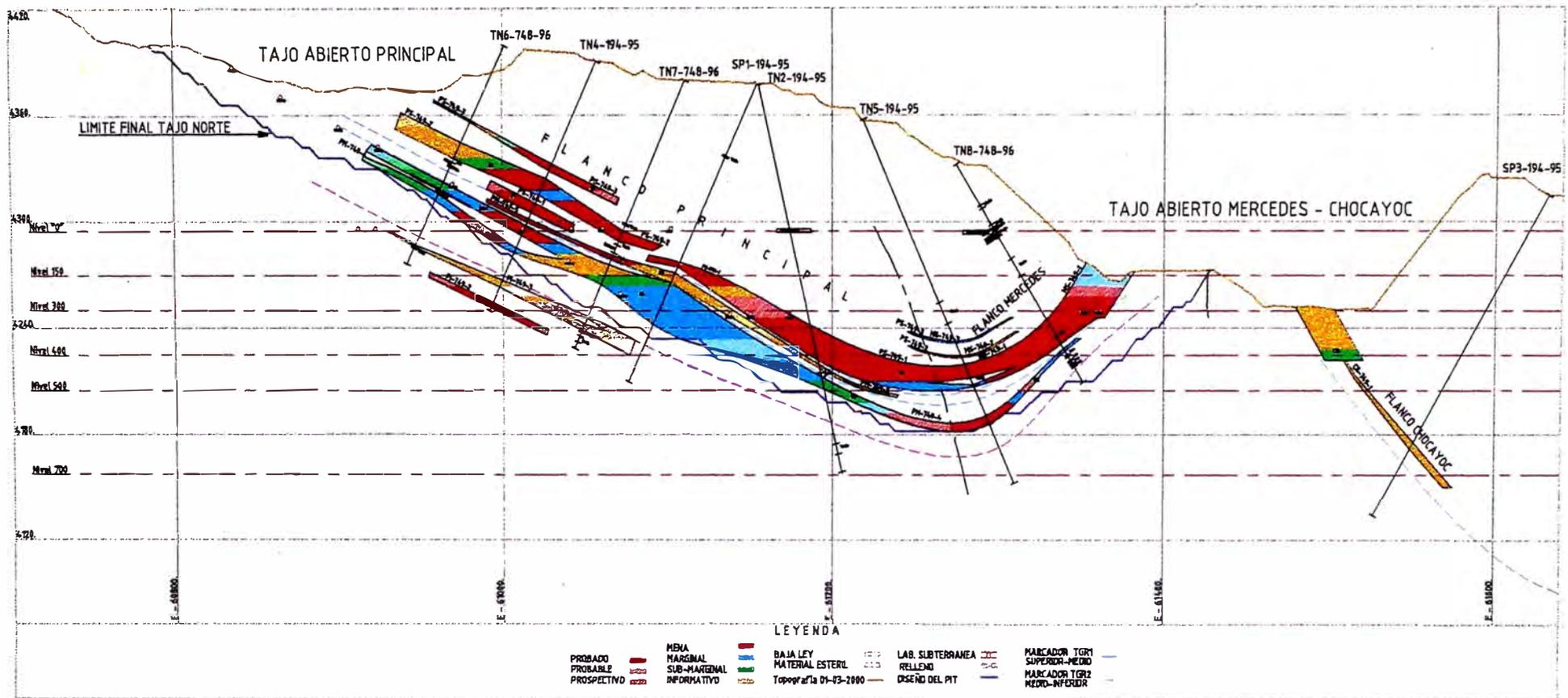
### **Nuevos Parámetros de Diseño:**

*El departamento de Ingeniería elaboró el diseño del Tajo Mercedes Norte a bancos de 6mts (para el minado en mineral) y 12 mts (para el minado en desmonte) con los siguientes parámetros de diseño:*

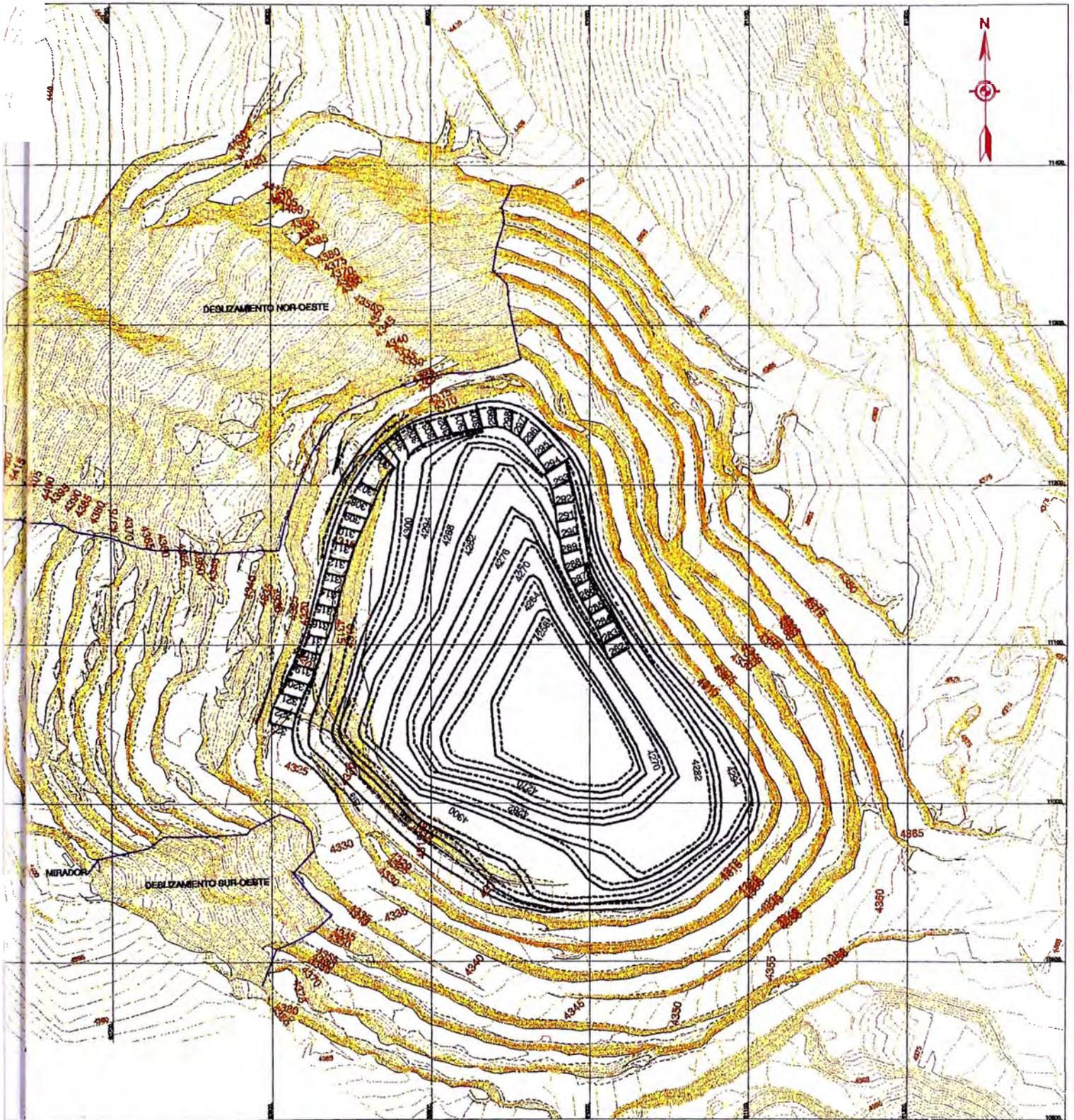
<i>Altura de banco</i>	<i>: 6 mts.</i>
<i>Angulo de banco</i>	<i>: 58°</i>
<i>Angulo Interrampa(talud Sur, Este)</i>	<i>: 37°</i>
<i>Angulo Interrampa(talud Oeste)</i>	<i>: Según el buzamiento</i>
<i>Ancho de Bermas</i>	<i>: 8 mts.</i>
<i>Ancho de Rampa</i>	<i>: 18 mts</i>
<i>Gradiente de Rampa</i>	<i>: 8%</i>
<i>N° de Bancos/Berma</i>	<i>: 2 (12 mts)</i>
<i>Distancia Horizontal de Banco (12mts)</i>	<i>: 7.5 mts</i>



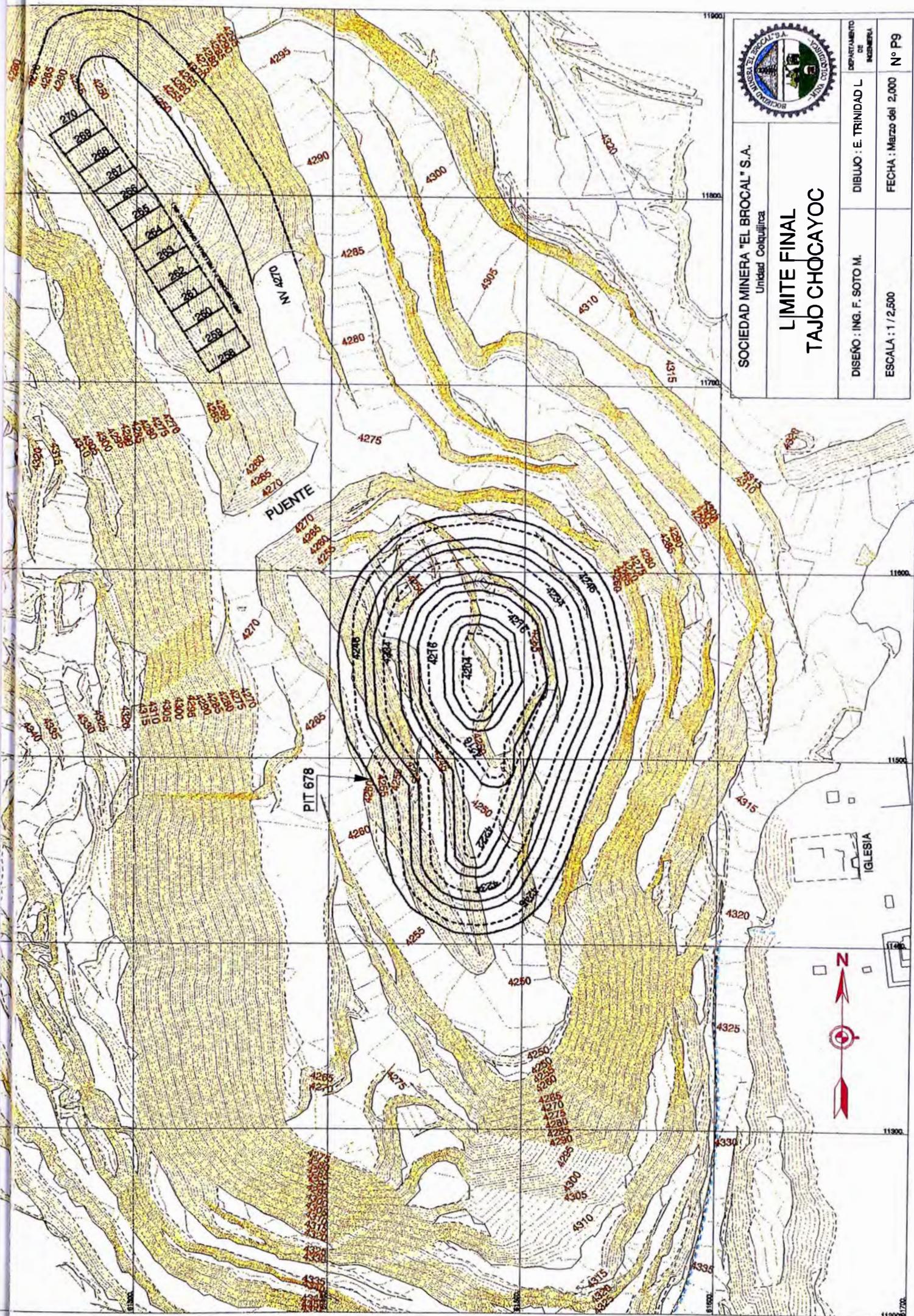
SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A. Unidad Colquijirca		
PLANO TOPOGRAFICO LIMITE BOTADEROS		
DISEÑO : ING. F. SOTO M.	DIBUJO : E. TRINIDAD L.	DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
ESCALA : 1 / 20,000	FECHA : Marzo del 2,000	N° P6



SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A. Unidad Colquijirca		
<b>TAJO NORTE</b> SECCION TRANSVERSAL N° 748 (COORD.N 8°01'13.62.5) CON VISTA AL NORTE		
DISEÑO : ING. F. SOTO M.	DIBUJO : DPTO DE ING.	DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
ESCALA : 1/4000	FECHA : Marzo del 2,000	N° P7



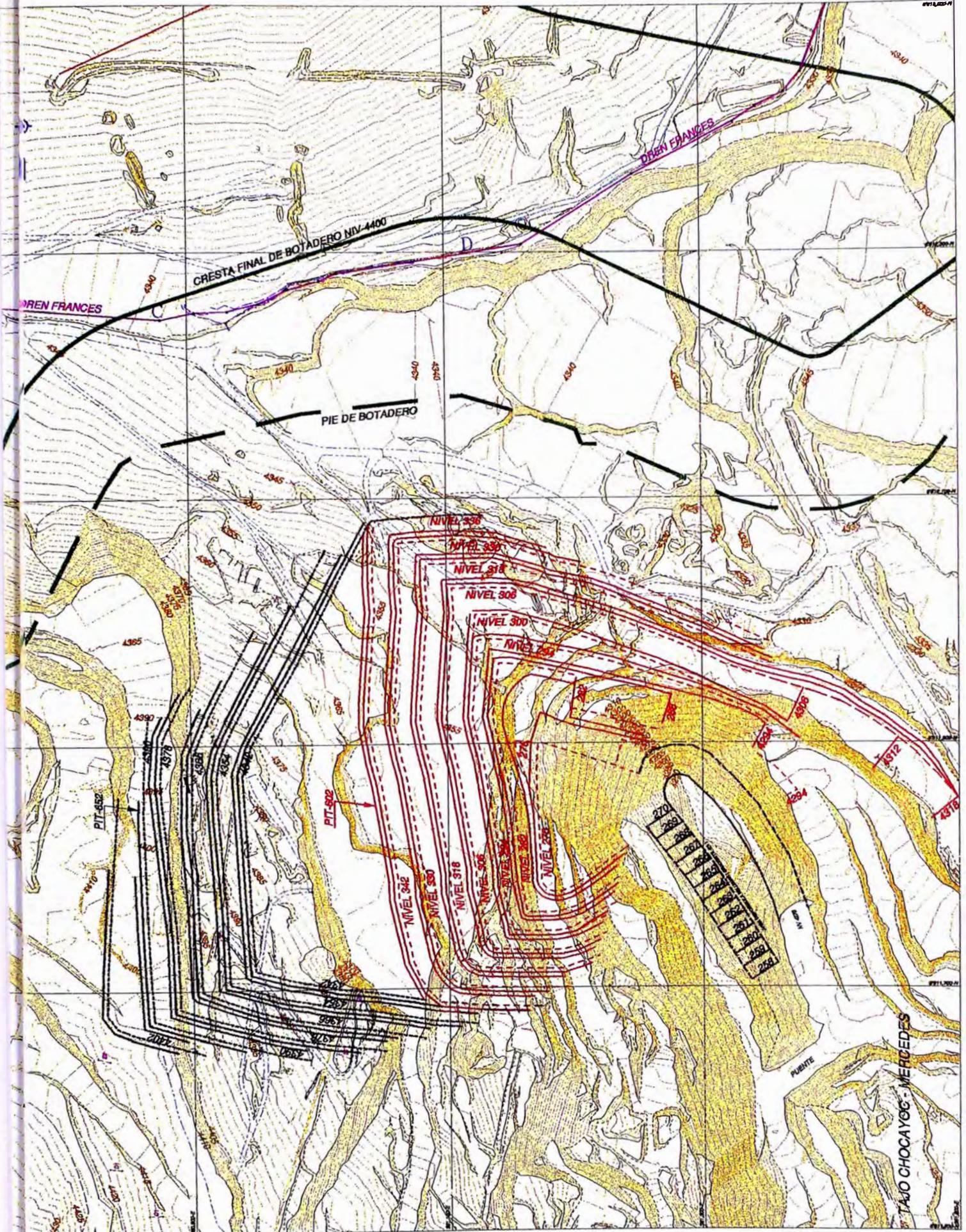
SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A. Unidad Colquijirca		
<b>LIMITE FINAL TAJO PRINCIPAL</b>		
DISEÑO : ING. F. SOTO M.	DIBUJO : E. TRINIDAD L.	DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
ESCALA : 1 / 3,500	FECHA : Marzo del 2,000	Nº P8



 <p>SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A. Unidad Colquijica</p>	<p>DISEÑO : ING. F. SOTO M.</p>	<p>DEPARTAMENTO DE INGENIERIA</p>	<p>Nº P9</p>
	<p>ESCALA : 1/2,500</p>	<p>DIBUJO : E. TRINIDAD L</p>	<p>FECHA : Marzo del 2,000</p>

# LIMITE FINAL TAJO CHOCAYOC





SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A.  
Unidad Colquijirca

**LIMITE FINAL  
TAJO MERCEDES NORTE**



DISEÑO : ING. F. SOTO M.

DIBUJO : E. TRINIDAD L.

DEPARTAMENTO  
DE  
INGENIERIA

ESCALA : 1/4,000

FECHA : Marzo del 2,000

Nº P10

### 3.- PERFORACIÓN

Esta operación se realiza con Dow the Hole Hammer Drilling (DHD) , que consiste en máquinas perforadoras sobre orugas, accionadas con aire comprimido, con martillo en el fondo.

#### 3.1.- Análisis de la Operación para diferentes Materiales:

Las observaciones se han realizado en diferentes zonas donde los tipos de rocas varían y son similares a las que se minarán durante el período del planeamiento. La clasificación de acuerdo al tipo de roca es como sigue:

- 1) Zona de Óxidos : promedio de metros perforados por guardia es de 50 mts.
- 2) Zona de Piritas : promedio de metros perforados por guardia es de 55 mts.
- 3) Zona de Chert : promedio de metros perforados por guardia es de 65 mts.
- 4) Zona de Calizas : promedio de metros perforados por guardia es de 75 mts.

#### 3.2.- Equipos de Perforación:

La Compañía dispone de los siguientes equipos de perforación:

**TABLA N° 5.2**  
**EQUIPOS DE PERFORACION**

<b>EQUIPO</b>	<b>AÑO</b>	<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>ESTADO ACTUAL</b>
<i><u>Perforadora</u></i>			
- ROC 460 (1)	1,996	4.5 " diámetro	Operativo
- ROC 604	1,989		Operativo
- ROC 460 (2)	1,996		Operativo
<i><u>Compresora</u></i>			
- Sullair # 1	1,985	900 pcm	Fuera de Servicio
- Sullair H-900 # 2	1,990		Operativo
- A. Copco XAMS 445	1,994		Operativo
	1,995		Operativo
- Ingersoll Rand			

La perforadora Atlas Copco (ROC 604) se caracteriza por su alto rendimiento y trabaja con alta presión de aire (9.5 bar), mayormente perfora en desmonte , perfora hasta 44 pies de profundidad con una inclinación de 80°.

**TABLA N° 5.3**  
**PARÁMETROS DE PERFORACION**

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	PARAMETRO
Altura de Banco	mts.	8.00
Ancho de banco Operacional	mts.	20.00
Angulo de Talud del banco	Grados	75°
Diámetro del Taladro	pulg	4.5
Profundidad del Taladro	mts.	9.50
Angulo de inclinación (tal)	Grados	80°
Malla:		
Mineral		
- Burden	mts.	3.00
- Espaciamiento	mts.	5.00
Estéril		
- Burden	mts.	3.00
- Espaciamiento	mts.	7.00

### **3.3.- Cálculos de la Producción :**

Para el cálculo de la producción es necesario determinar la malla empleada para cada una de las zonas en las que se ha dividido el estudio. De ésta forma se determinan los siguientes cuadros :

**TABLA N° 5.4**  
**MALLA DE PERFORACIÓN PARA DIFERENTES TIPOS DE MATERIAL**

<b>ZONAS</b>	<b>BURDEN (mts)</b>	<b>ESPACIAMIENTO (mts)</b>	<b>TMS POR TALADRO</b>
MINERAL	3	5	360.00
ESTERIL			
- Oxidos	3	5	300.00
- Piritas	3	5	300.00
- Chert	3	6	360.00
- Calizas	3	7	420.00

**TABLA N° 5.5**  
**RENDIMIENTO DE LA PERFORADORA**

<b>PARAMETROS</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>VALORES</b>
Veloc.Perf.	Mts/Hr	11.60
Horas Program.	Hpr	7.5
Disp. Mecánica	Fdm	0.82
Disp. Hr. Trab.	Fdht	0.95
Disp. Hr. Efect.	Fdhef	0.95
Rend. por Guardia	Mts/gdia	64.12
Turnos Programados	Nro	3
Días Programados	Días	26
Rendimiento/ mes	Mts/mes	5,002

**Tipo de Material Estimado para el mes**

De acuerdo al tipo de material, se ha elaborado el siguiente cuadro con los porcentajes de roca fija (R.FIJA), entendiéndose así al material que requiere de voladura para ser minado y de roca suelta (R.SUEL), para el material que requiere de remoción únicamente.

**TABLA N° 5.6**  
**TIPO DE MATERIAL ESTIMADO PARA EL MES**

	PRINCIPAL			CHOCAYOC-MERCEDES		
	R. FIJA	R. SUEL.	REND TM/mt	R. FIJA	R. SUEL.	REND TM/mt
MINERAL DESMONTE	60 %	40 %	40.98	60 %	40 %	22.66
	80 %	20 %	41.69	20 %	80 %	36.62

REND: Es el rendimiento de perforación expresado en TM/mt perforado. Se ha promediado los rendimientos de cada zona de acuerdo al tipo de roca para uniformizar los estándares así también se clasificó de acuerdo a la clase de material como el rendimiento por tajos.

**TABLA N° 5.7**  
**METROS DE PERFORACIÓN REQUERIDOS PARA EL MES**

	PRINCIPAL			CHOCAYOC-MERCEDES		
	R. FIJA TM	REND TM/mt	Mts. Requerido	R. FIJA TM	REND TM/mt	Mts. Requerido
MINERAL	37,265	40.98	909	5,580	22.66	246
DESMONTE	466,229	41.69	11,183	52,271	36.62	1,427

Según los cálculos se requiere perforar **13,765 mts.** en ambos tajos durante el mes en evaluación, para cumplir con el material roto en desmonte y mineral. En tal forma la distribución de los equipos de perforación en base a los metros requeridos son:

**TABLA N° 5.8**  
**DISTRIBUCIÓN DE PERFORADORAS PARA CADA TAJO**

Máquina	Mineral-mts		Desmonte-mts		Total Mts.
	Choc-Mer	Principal	Choc-Mer	Principal	
<b>Roc 604</b>	246	909		3,835	4,990
<b>Roc 460 (1)</b>			1,427	3,573	5,000
<b>Roc 460 (2)</b>				3,775	3,775
<b>Sub Total:</b>	<b>246</b>	<b>909</b>	<b>1,427</b>	<b>11,183</b>	<b>13,765</b>

Según estos cálculos se tiene un margen de seguridad de 8 % es decir 1,235 mts. Adicionales que puede perforarse de acuerdo a la disponibilidad mecánica presentada para el mes del planeamiento.

**ACTUALIZACION DE LA INFORMACION:**

*En la actualidad Sociedad Minera El Brocal ,utiliza perforadoras DHD para la perforación en mineral sobre bancos de 6 mts de altura. Para El Brocal le resulta más económico continuar con estas perforadoras sobre mineral debido a la selectividad con que debe ser perforado y volado los mantos de desmorte y mineral comprendidos en un banco. La perforación en desmorte lo hace la contratista Graña y Montero con una perforadora Svedala SKS de 9 7/8” de diámetro para bancos de 12 mts de altura.*

## 4.- VOLADURA

### 4.1.- Determinación del factor de Carga

Para la voladura primaria se usa el ANFO, el cual es un agente de voladura de nitrocarbonitrato, compuesta de una mezcla de bolillas (prilled) porosas de nitrato de amonio y de petróleo Diesel N 2. Para conseguir el balance óptimo debe buscarse la proporción de 94.5% de nitrato y 5.5% de petróleo, en peso, de tal manera que la energía liberada durante la explosión realice su máximo efecto rompedor, además evita la formación de gases tóxicos como el monóxido de carbono y gases nitrosos por exceso de petróleo o nitrato respectivamente.

Composición : Nitrato de Amonio + Petróleo N° 2

Calor de Explosión Kcal/Kg : 920

Indice de Equivalencia : 1.13

Velocidad de Detonación : 3,000 m/seg

Capacidad de Trabajo CM3 : 320-330

La fórmula para encontrar el factor de carga es:

$$q = ( q_a \times K_e \times K_f \times K_p \times K_{cl} ) \times 1/1,000 \quad (1)$$

En donde:

$q$  = Factor de carga en Kg/M3

$q_a$  = Gasto de explosivo de acuerdo a la capacidad de rotura del macizo rocoso.

$K_e$  = Indice de equivalencia del explosivo

$K_f$  = Indice para la fragmentación requerida

$K_p$  = Indice de concentración de carga en relación al diámetro de la perforación

$K_{cl}$  = Indice para el número de caras libres.

Para rocas que por su capacidad de rotura se consideran medianamente competentes y por el grado de fisuramiento son rocas de segunda categoría, se establece que:

$$q_a = 200 \text{ g/M}^3 \quad (2)$$

En Colquijirca el diámetro máximo de roca que puede recibir la tolva de la chancadora es de 10" (0.254 M).

$$K_f = \frac{0.5}{d_p} = \frac{0.5}{0.254} = 2 \quad (3)$$

$$K_p = 1.25 \quad (4)$$

$$K_{cl} = 2 \text{ caras libres} = 1 \quad (5)$$

Sustituyendo ecuaciones 2,3,4,5 en la ecuación 1, se tiene:

$$q = (200 \times 1.13 \times 2 \times 1.25 \times 1) \times 1/1,000$$

Si se considera que en el desmonte se puede aceptar bancos de 1.0 mt, y teniendo en consideración la fragmentación en desmonte, el promedio de fragmentos a obtener será de 0.50 mts, luego el índice  $K_f$  se convierte en:

$$K_f = \frac{0.5}{0.5} = 1.0 \quad (6)$$

Sustituyendo este valor para lo anterior en la ecuación (3) se tiene:

$$q = (200 \times 1.13 \times 1.0 \times 1.25 \times 1) \times 1/1,000$$

$$q = 0.2825 \text{ Kg/MB}^3 \text{ en desmonte}$$

Peso Específico = 2.5 TM/MB<sup>3</sup>

$$q = 0.2825/2.5 = 0.11 \text{ Kg/TM}$$

#### **4.2.- Determinación de la malla de Perforación**

Los factores principales que limita la malla de perforación son: el requerimiento mínimo de taco en el taladro, la resistencia máxima en el pie del talud, el diámetro del taladro y las características propias de la roca. En Colquijirca se utiliza brocas de 4 1/2" en las perforadoras Atlas Copco.

A base de experiencia en Colquijirca se asume los siguientes parámetros para principiar los cálculos para taladros de 4.5" de diámetro:

Malla de perforación para el Mineral : burden = 2.9 mts , Espaciamiento = 3.4 mts

Malla de perforación para el Desmante : burden = 3.6 mts , Espaciamiento = 4.2 mts

### a) Límite permisible de resistencia:

El límite permisible de resistencia es dado por la fórmula:

$$W_{max} = 53 K_r \times dt \frac{A \times K_e}{S \times n}$$

En donde:

$K_r$  = Capacidad de rotura de las rocas, medianamente competentes = 1.1  
poco competentes = 1.2

$dt$  = Diámetro del taladro, M

$A$  = Densidad de carga del explosivo; para ANFO = 840 Kg/M<sup>3</sup>

$K_e$  = Índice de equivalencia del explosivo

$S$  = Densidad de la roca mineral = 3.0 ; desmante = 2.5

$n$  =  $a/W$

$a$  = Espaciamiento de taladros

$W$  = Límite de resistencia

Reemplazando valores se tiene:

$$W_{maxMineral} = 53 \times 1.1 \times 0.114 \frac{840 \times 1.13}{3,000 \times 0.9} = 4.2 \text{ M}$$

$$W_{maxDesmante} = 53 \times 1.2 \times 0.114 \frac{840 \times 1.13}{2,500 \times 0.9} = 4.7 \text{ M}$$

**b) La cantidad de carga por taladro es dado por:**

$$Q = q \times V_r$$

Donde:

$q$  = Factor de carga, Kg/M<sup>3</sup>

$V_r$  = Volumen de roca movida por taladro, M<sup>3</sup>

$$V_r = a \times W \times h$$

En donde:

$a$  = Espaciamiento de taladros

$W$  = Límite permisible de resistencia en el pie del talud, M

$h$  = Altura del Banco = 8 mts.

Reemplazando valores se tiene:

$$Q_{\text{mineral}} = 0.49 \times (3.4 \times 4.2 \times 8) = 55.98 \text{ Kg.}$$

$$Q_{\text{desmonte}} = 0.24 \times (4.2 \times 4.7 \times 8) = 37.90 \text{ Kg.}$$

**c) El largo del taco en el taladro está dado por:**

$$L_t = (K_t) \times d_t$$

En donde:

$K_t$  = Factor entre 20 y 35 dependiendo de la calidad del material en el taco. Para la arcilla de Colquijirca se asume :  $K_t = 22$

$d_t$  = Diámetro del taladro en mts.

Por lo tanto :

$$L_t = 22 \times 0.116 = 2.5 \text{ M}$$

**d) El largo de carga en el taladro está dado por:**

$$L_c = \frac{Q}{\pi \times r^2 \times A} = \frac{Q}{\pi \times 0.003 \times 840}$$

$$Lc \text{ Mineral} = \frac{55.98}{8.80} = 6.36 \text{ M}$$

$$Lc \text{ Desmante} = \frac{37.90}{8.80} = 4.31 \text{ M}$$

**e) A base de la carga el largo del taladro debe ser:**

$$\text{En mineral} = 2.5 + 6.60 = 8.86 \text{ M}$$

$$\text{En desmante} = 2.5 + 4.31 = 6.81 \text{ M}$$

Como se requiere un mínimo de 15% de sobre-perforación para romper bien el pie del talud y mantener un piso nivelado.

$$\text{El largo mínimo del taladro} = 8 \times 1.15 = 9.2 \text{ M}$$

Por lo tanto, la sobre-perforación controla el largo del taladro, permitiéndose experimentar con mallas más anchas, especialmente en el desmante donde no se necesita perforación secundaria.

**f) Ubicación de la primera fila de taladros**

Se ha establecido la resistencia máxima permisible en

$$W_{\max} \text{ mineral} = 4.2 \text{ M}$$

$$W_{\max} \text{ desmante} = 4.7 \text{ M}$$

Las características de los bancos son:

Mineral : Altura de Banco = 8 mts. , Talud de Banco = 80°

Desmante : Altura de Banco = 8 mts. , Talud de Banco = 70°

La distancia máxima de la cresta de la primera fila de taladros está dado por:

$$D = W_{\max} - (8 \text{ CTA})$$

Por lo tanto:

$$D \text{ mineral} = 4.2 - (8 \times \text{CTAN}(80^\circ)) = 2.79 \text{ M}$$

$$D \text{ desmante} = 4.7 - (8 \times \text{CTAN}(70^\circ)) = 1.79 \text{ M}$$

### **4.3.- Cálculos de la Producción**

Gran porcentaje de la perforación y voladura es en desbroce de desmonte, y la longitud de carga de explosivo en ellas varía entre 60 a 65%, resultando con ellas una fragmentación uniforme y menuda, pudiéndose reducir la cantidad de carga o la ampliación de malla en ciertas zonas del Tajo, a fin de reducir costos. A continuación se muestran los datos reales de campo a fin de comparar con los calculados teóricamente.

#### **DATOS DE CAMPO:**

Labor	: Nivel 390-Linea 730-732- Desmonte
Longitud Promedio de Taladro	: 9.50 mts
Diámetro de Taladro	: 4.5 pulgadas
Nro de Taladros	: 12
Malla de Perforación	: Burden = 3 mt. Espaciamiento = 5 mt.
Sobre perforación	: 15% de la Longitud del Taladro (1.50mt)
Taco	: -3.80 mt., 40% de la longitud del taladro sin carga de Fondo-4.80 mt., 50% de la longitud el taladro con carga de fondo
Cebo	: Booster de 1/3 de libra.
Carga de Fondo	: Emulsión de 5 Kgs. En 4 taladros, marca Nitromix; fabricante, Seminco
Densidad de Emulsión	: 1.28
Densidad de carga	: 8.20 Kg/mt
Densidad de Roca	: 2.50, calza alterada con capas de arcilla
Longitud de Carga de Anfo	: Con carga de Fondo = 4.30 mt. Sin carga de fondo = 5.70 mt.
Cantidad de Anfo/Taladro	: Con carga de fondo = 35.50 Kg. Sin carga de fondo = 46.70 Kg.

#### **EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS:**

Agente de Voladura	: Nitrato de Amonio
Agente combustible	: Petróleo Diesel #2
Cantidad de Anfo	: Con C.F. = 142.00 Kg.

	<p style="text-align: center;">Sin C.F. = <u>374.00 Kg.</u></p> <p>Total : 516.00Kg.</p>
Cantidad de Emulsión	: 20 Kg.
Cantidad de booster	: 16 = 2.41 Kg.
Cantidad Cordón Detonante	: En troncal 53 mt. En fondo <u>114 mt.</u> Total 167 mt.
Cantidad de retardos	: 1 de 50 Ms(2 retardos gemelos de 25 Ms.) 1 de 75 Ms. 1 de 100 Ms (2 retardos gemelos de 50 Ms.)
Iniciación	: Guía de Seguridad de 5 pies con su respectivo fulminante N 6, adherida al Cordón Detonante de la 1ra fila.

### RESULTADOS:

Volumen movido	: $3.00 \times 9.50 \times 12 = 1.710 \text{ m}$ Tonelaje: $1,710 \text{ m} \times 2.50 \text{ ton/m} = 4,275 \text{ ton}$
Factor de potencia	: $(516+20+2.41)\text{Kg}/4.275 \text{ ton} = 0.12 \text{ Kg/ton}$
Avance	: No hubo tiros cortados
Dispersión	: Por su adecuada cantidad de carga por taladro, no hubo dispersión de fragmentos volantes, habiéndose acumulado el material adecuadamente para su limpieza y carguío.
Fragmentación	: Aproximadamente 20% mayores de 12 pulg. 80% menores de 12 pulg. Bastante satisfactorio para las operaciones de limpieza y carguío
Sobre rotura	: Se nota ligeras fracturas en las paredes posteriores.

## **5.- CARGUIO**

### **5.1.- Análisis de la Operación**

La operación de carguío se realizan con el cargador frontal 950-F (3.0 Yd3) para mineral y con 2 cargadores 988-B (7.0 Yd3) para desmonte, tanto para el tajo Chocayoc-Mercedes como para el Tajo Principal. Para el levantamiento de mineral de los stocks de Huaraucaca hacia la chancadora se dispone de un cargador 966-C (3.0 Yd3) y dos volquetes en forma permanente .

El factor de utilización de los equipos para un programa de minado, obedecen al producto de varios factores como disponibilidad mecánica que sin duda alguna es el principal. La posibilidad que este factor se haga cero en cualquier punto de la ejecución del programa de producción arriesgaría el cumplimiento del mismo, para éstos casos se tiene la alternativa de alquilar un cargador en forma inmediata de tal manera que cubra la producción desatendida por el equipo parado.

Para determinar los rendimientos y su proyección, se han analizado cada una de las etapas del ciclo de carguío las cuales se detallan a continuación

Entrada para el cuchareo

Cuchareo

Retirada con la cuchara levantada

Desplazamiento hacia el volquete para descargar

Descarga

Desplazamiento para adquirir la posición inicial

### **5.2.- Equipos de Carguío**

Los equipos de Carguío propios con los que cuenta la empresa se detallan en la siguiente tabla :

TABLA N° 5.9

## EQUIPOS DE CARGUIO

EQUIPO	AÑO	DESCRIPCION	DESTINO	ESTADO
988-B (1)	1,980	7.0 Yd3	Desmante	Fuera de Servicio
988-B (2)	1,985	7.0 Yd3	Desmante	Operativo
966-C (3)	1,993	3.5 Yd3	Planta	Operativo
966-C (4)	1,993	3.5 Yd3	Desmante	Fuera de servicio
950-F	1,994	3.5 Yd3	Mineral	Operativo

Del cuadro mostrado se observa que solo se dispone de 3 cargadores en operación de los cuales dos son destinados para la producción de la mina(988-B(2) y 966-C(3)). El déficit de Cargadores es cubierto por equipo alquilado que no significa un problema conseguirlos sobre todo por la demanda que ha ido en aumento por particulares o comunidades contratistas cercanas a la zona.

Los cargadores contratados a terceros que son más comerciales son los Volvos L120-B de 5 Yd3 de capacidad.

### 5.3.- Cálculo de la Producción

Para el cálculo de la producción se considera parámetros estándares y Disponibilidad Mecánica proyectada por el departamento de Ingeniería y Mantenimiento respectivamente. El rendimiento técnico se calcula sin considerar demoras operativas durante 1 hora, la cual se determina con la siguiente expresión:

$$Q_t = \frac{3,600 \cdot C_c \cdot F_{ue}}{F_{esp} \cdot T_c} ; M3/hora \quad (1)$$

Donde:

$T_c$  : Tiempo de duración del ciclo de carguío, que ha sido determinado en el estudio de tiempo para los casos concretos (en segundos)

$C_c$  : Capacidad de la cuchara, se asume de acuerdo a las especificaciones técnicas (metros cúbicos).

Fue : Factor de utilización de cuchara durante el carguío.

Fesp: Factor de esponjamiento del material removido.

Los factores Fue y Fesp han sido determinados de acuerdo al tipo de material rocoso, fragmentación y remoción; así como la utilización efectiva del llenado de la cuchara durante el carguío.

### 5.3.1.- Datos Iniciales

TABLA N° 5.10

ITEMS	C A R G A D O R E S			
	988-B Desmonte	950-F Mineral	966-C Huaraucaca	Ctta Desmonte
Disp.Mecánica	0.60	0.90	0.70	0.90
Disp.H. Trabajada	0.95	0.95	0.95	0.90
Disp.H. Efectivas	0.90	0.90	0.90	0.90
Disp. Total	0.51	0.77	0.60	0.73
Ciclo Carguío(sg)	39.05	39.94	33.63	33.63
Capacidad (mt3)	5.40	2.90	3.10	3.10
Factor de Llenado	0.95	0.95	3.95	0.95
Demora Operativa	3.00	4.00	3.20	3.19

### 5.3.2 Cálculo de los Rendimientos de Cargadores

#### a) En Desmonte

#### Cargador Frontal 988-B

$$3,600 \times 5.4 \times 0.95 \times 0.66 \times 2.50$$

$$\text{Rendim. Hora} = \frac{\text{-----}}{39.05} = 780.4$$

$$39.05$$

$$\begin{aligned}
 &= 780 \times 0.51 &= 400.4 \text{ TM/Hr} \\
 \text{Ton. Guardia} &= 400 \times 7.5 &= 3,003 \text{ TMS/Guardia} \\
 \text{Rendi.Mensual} &= 3,003 \times 3 \times 26 &= 234,213 \text{ TMS/Mes}
 \end{aligned}$$

### ***Cargador Frontal 966-C***

$$\begin{aligned}
 &3,600 \times 3.1 \times 0.95 \times 0.66 \times 2.50 \\
 \text{Rendim. Hora} &= \frac{\text{-----}}{33.63} = 520.2 \\
 &= 520 \times 0.60 &= 311 \text{ TM/Hr} \\
 \text{Ton. Guardia} &= 311 \times 7.5 &= 2,335 \text{ TMS/Guardia} \\
 \text{Rendi.Mensual} &= 2,335 \times 3 \times 26 &= 182,123 \text{ TMS/Mes}
 \end{aligned}$$

### ***Cargador Frontal de Contrata***

$$\begin{aligned}
 &3,600 \times 3.1 \times 0.95 \times 0.66 \times 2.50 \\
 \text{Rendim. Hora} &= \frac{\text{-----}}{33.63} = 520.2 \\
 &= 520 \times 0.73 &= 379.2 \text{ TM/Hr} \\
 \text{Ton. Guardia} &= 379 \times 7.5 &= 2,844 \text{ TMS/Guardia} \\
 \text{Rendi.Mensual} &= 2,844 \times 3 \times 26 &= 221,834 \text{ TMS/Mes}
 \end{aligned}$$

### ***b) En Mineral***

### ***Cargador Frontal 950-F***

$$\begin{aligned}
 &3,600 \times 2.9 \times 0.95 \times 0.60 \times 3.00 \\
 \text{Rendim. Hora} &= \frac{\text{-----}}{39.94} = 447.0 \\
 &= 447 \times 7.50 &= 342.9 \text{ TM/Hr} \\
 \text{Ton. Guardia} &= 343 \times 7.5 &= 2,572 \text{ TMS/Guardia} \\
 \text{Rendi.Mensual} &= 2,572 \times 2 \times 26 &= 133,734 \text{ TMS/Mes}
 \end{aligned}$$

### 5.3.3.- Capacidad Operativa de cargadores

#### a) En desmonte:

988-B (3G) = 234,213 TM/mes

Ctta (6G) = 443,668 TM/mes

-----

677,881 TM/mes

#### b) En Mineral:

950-F = 133,734 TM/mes

Para una disponibilidad de 7 volquetes en forma permanente es posible cumplir con el tonelaje programado (70,980 TM).

### **ACTUALIZACION DE LA INFORMACIÓN**

*Actualmente El Brocal trabaja con un cargador 988B para el carguío de mineral, con el cual cubre la producción de 3,600 TM por día. Para el carguío de desmonte la contrata Graña y Montero cuenta con una Pala O&K de 10 mt3 de cuchara y un cargador 988F con lo que puede cargar y transportar 33,000 TM por día. Para los trabajos de carguío en el stock de Huaraucaca se tiene el cargador 950-F.*

## 6.- TRANSPORTE

El material extraído es cargado a los vehículos de transporte los que son de dos tipos Randon 425 - Randon 435 y Volvos NL12. La operación de acarreo se realiza para diferentes fines: Transporte de mineral de la mina a la Planta Concentradora de Huaraucaca, desmonte desde la mina hacia los botaderos y mineral del stock de Huaraucaca hasta la chancadora, por lo que se puede apreciar que existen diversidad de condiciones de los accesos y carreteras por donde deberán desplazarse.

**TABLA N° 5.11**  
**DISTANCIA DE ACARREO**

<b>TAJOS</b>	<b>DESTINO</b>	<b>DISTANCIA(mts)</b>	<b>GRADIENTE (%)</b>
<b>Principal</b>	Planta Conc.	7,000	5%
	Escombrera	1,250	6%
<b>Chocayoc- Mercedes</b>	Planta Conc.	8,500	5.5%
	Escombrera	1,420	7%

### 6.1.- Análisis de la Operación

El camión para ser cargado de material, se ubica en posición a un lado del cargador en retroceso, es cargado con 2 y con 4 cucharas como promedio para el caso del cargador 988b y 966c respectivamente, una vez llena la tolva es avisado mediante un toque de bocina para que proceda a retirarse, desplazándose hacia su destino de acuerdo a la clase de material que transporta para luego descargar y retornar al cargador con el cual completa su ciclo.

Los estudios de tiempos están basados en el ciclo de transporte que está constituido por las siguientes etapas:

$$T_t = T_h + T_r + T_1 + T_2 + T_v$$

Donde:

$T_h$  : Tiempo de acarreo a la escombrera , tiempo fijo

$T_r$  : Tiempo de retorno al cargador, tiempo fijo

T1 : Tiempo de cuadrarse y descarga en la escombrera

T2 : Tiempo de cuadrarse en el Cargador

Tv : Tiempo variable (Zona de carguío )

Luego de un análisis y seguimiento de los volquetes se obtiene el cuadro N° 8 correspondiente a tiempos promedios para cada tipo de volquete, lo que será utilizado para la distribución de volquetes a cada nivel de operación según el programa de minado del mes.

**TABLA N° 5.12**

**CUADRO DE TIEMPOS FIJOS DE VOLQUETES (Seg)**

<b>TIEMPOS</b>	<b>Random-425</b>	<b>Random-435</b>	<b>Volvo-410</b>
<b>Th</b>	185	166	171
<b>Tr</b>	154	154	130
<b>T1</b>	56	56	97
<b>T2</b>	30	30	42
<b>TOTAL:</b>	425	406	440

Los tiempos fijos de acarreo para los random 425 son más altos que los volvos, mientras los tiempos de cuadrarse así como de vaciado llevan ventaja sobre los volvos, por su fácil maniobrabilidad en terrenos difíciles.

**TABLA N° 5.13**

**CUADRO DE TIEMPOS VARIABLES DE VOLQUETES**

<b>TRAMO</b>	<b>TIEMPO (seg)</b>
Nv 366-S	56
Nv 358-S	56
Nv 350-S	97

**TABLA N° 5.14**  
**CICLO TOTAL DE TRANSPORTE**

ORIGEN	Random-425	Random-435	Volvo-410
Nv 366 – S	9'31"	9'12"	9'46"
Nv 358 - S	9'51"	9'32"	10'06"
Nv 350 – S	10'05"	9'46"	10'02"

Distribución de volquetes por cargador:

Tiempo de Transporte (seg)

Volquetes requeridos: -----

# pases x ciclo por pase (seg)

**Cargador 988-B :**

ciclo por pase: 42.05 seg

# pases por volquete - (Random 425 o Volvos) : 2

- Random 435 : 3

Volquetes requeridos = 3 Random modelo 435 y 2 Random modelo 425 ó  
7 Volvos 410

**Cargador 966 C :**

ciclo por pase: 39.94 seg

# pases por volquete (Random 425 o Volvos) : 4

Volquetes requeridos = 4 Random modelo 425 ó

4 Volvos 410

En lo posible los ingenieros de guardia tratan de mantener esta distribución de equipos de acuerdo a los cálculos establecidos para el programa de mes.

**6.2.- Equipos de Transporte**

Los camiones de transporte con los que cuenta la empresa se detallan en la tabla 12:

**TABLA N° 5.15**  
**EQUIPOS DE TRANSPORTE**

<b>EQUIPO</b>	<b>AÑO</b>	<b>CAPACIDAD</b>	<b>ESTADO ACTUAL</b>
<b>Random 425:</b>			
R-107	1,985	23 TM	Operativo
R-108	1,985		
R-109	1,985		
R-110	1,985		
R-114	1,985		
<b>Random 435:</b>			
R-111	1,985	30 TM	Operativo Fuera de Servicio
R-112	1,985		
R-113	1,985		
<b>Volvo N12:</b>			
V-8	1,989	12 MT3	Operativo
V-9	1,989		
V-10	1,994		
V-11	1,994		
V-12	1,994		
V-13	1,994		
V-14	1,994		
V-15	1,994		
V-16	1,994		
V-17	1,994		
V-18	1,995		
V-19	1,995		
V-20	1,995		
V-21	1,995		

### **6.3.- Cálculo de la Producción**

Es necesario que la flota para cada Cargador sea la adecuada, es decir la cantidad requerida, de tal forma que se evite la formación de colas en espera de ser cargados.

Es importante que las vías de acarreo se mantengan en buenas condiciones así como los anchos mínimos de transporte para los accesos y gradientes apropiadas para las rampas.

Para determinar la cantidad de desmonte evacuado de los tajos, se ha calculado el tonelaje para cada volquete teniendo en cuenta la capacidad de la tolva, el factor de esponjamiento del material, el peso específico así como el factor de llenado. En caso del mineral el tonelaje exacto es medido por una balanza ubicada en la planta concentradora.

Los tonelajes para cada tipo de volquete se detallan a continuación:

Peso específico en el banco	: 2.5 TM/mt <sup>3</sup>
Factor de esponjamiento	: 0.60
Peso específico suelto	: 1.5 TM /mt <sup>3</sup>
Factor de Llenado	: 0.90
TMS para el volquete	Randon 425 = 17.8
	Randon 435 = 28.0
	Volvo 410 = 18.23

#### ***ACTUALIZACION DE LA INFORMACION***

*Actualmente El Brocal cuenta con 10 volquetes volvo NL12 de 18.23 TN de capacidad para el transporte de mineral. Para el transporte de desmonte la contrata Graña y Montero cuenta con 7 volquetes CAT 777D de 50 TN de capacidad. Los 7 volquetes CAT de la contrata han reemplazado a 24 volquetes con lo cual se ha reducido el tráfico y reducido los costos de acarreo.*

## 7.- EQUIPOS AUXILIARES

### 7.1.- Remoción:

Se cuenta con 2 tractores Cat modelo D8L para lo cual se calcula su producción:

Se establece la producción máxima y los factores de corrección

$Mt^3 s = \text{máxima producción} \times \text{Factor de Corrección}$

D8L cuchillo 8S

Corte para una carretera: (dist= 45 mts.)

Producción máxima para la cuchilla 8S = 615 mt<sup>3</sup>/Y/hr

a) Operador promedio : 0.60

b) Factor de corrección por peso de material:  $\frac{1.5 \text{ TM/mt}^3}{1.53 \text{ TM/mt}^3} = 0.98$

c) Tipo de material : difícil de cortar : 0.80

d) Tipo de corte : Abierto : 1

e) Visibilidad : Difícil : 0.80

f) Transmisión : Automático : 1

g) Eficiencia promedio: 45 min/hr : 0.75

h) Gradiente : 20% = 1.2

Factor de Corrección = Producto de factores = 0.33

**Producción del tractor= 615 x 0.33 = 202 mt<sup>3</sup>/hr**

### 7.2.- Motoniveladora

Se cuenta con una motoniveladora Komatsu .

Algunas variables importantes como : Operador, tipo de material que se trabaja son necesarios de conocer. Es necesario calcular el tiempo empleado para un determinado tipo de trabajo, para lo cual es necesario conocer la velocidad promedio y número de pases. Los ingenieros de guardia calculan en la operación el tiempo para un trabajo específico y en la mayoría de veces el operador conoce sus funciones dentro de las horas de trabajo.

## 8.- COSTOS DE PRODUCCION

En la siguiente tabla se muestra los costos unitarios para cada Tajo

**TABLA N° 5.16**

### DISTRIBUCIÓN DE COSTOS UNITARIOS PARA CADA TAJO

U.S. \$/TM

CATEGORÍA UNITARIA	TAJO CHOCAYOC- MERCEDES			TAJO PRINCIPAL			TOTAL AMBOS TAJOS		
	MINERAL	DESMONTE	SUB-TOTAL	MINERAL	DESMONTE	SUB-TOTAL	MINERAL	DESMONTE	SUB-TOTAL
<b>PERFORACION</b>									
Perforación	0,14546	0,03114	0,06943	0,13531	0,04001	0,04718	0,13915	0,03922	0,04986
Equipos Auxiliares Mina	0,00513	0,00105	0,00242	0,0046	0,0013	0,00155	0,0048	0,00128	0,00165
Manten. y Reparac.Mina	0,01958	0,00379	0,00908	0,01256	0,00373	0,0044	0,01522	0,00374	0,00496
Gravale.Rep y Mant	0,13145	0,0375	0,06896	0,12156	0,03107	0,03788	0,1253	0,03164	0,04161
<b>Sub Total</b>	<b>0,30162</b>	<b>0,07348</b>	<b>0,14989</b>	<b>0,27403</b>	<b>0,07611</b>	<b>0,09101</b>	<b>0,28447</b>	<b>0,07588</b>	<b>0,09808</b>
<b>EXTRADURA</b>									
Perforación	0,07694	0,04258	0,05408	0,07916	0,05157	0,05365	0,07832	0,05077	0,0537
<b>Sub Total</b>	<b>0,07694</b>	<b>0,04258</b>	<b>0,05408</b>	<b>0,07916</b>	<b>0,05157</b>	<b>0,05365</b>	<b>0,07832</b>	<b>0,05077</b>	<b>0,0537</b>
<b>EMOCION</b>									
Perforación	0,48621	0,19734	0,29407	0,34272	0,08121	0,10088	0,39701	0,09161	0,12412
Manten. y Reparac.Mina	0,00083	0,00029	0,00047	0,00087	0,00012	0,00017	0,00086	0,00013	0,00021
Gravale.Rep y Mant	0,309	0,121	0,18395	0,18867	0,04097	0,05208	0,23419	0,04814	0,06795
<b>Sub Total</b>	<b>0,79604</b>	<b>0,31863</b>	<b>0,47849</b>	<b>0,53226</b>	<b>0,1223</b>	<b>0,15313</b>	<b>0,63206</b>	<b>0,13988</b>	<b>0,19228</b>
<b>MARGUINO</b>									
Perforación	0,1094	0,05037	0,07013	0,10026	0,05856	0,0617	0,10372	0,05782	0,06271
Manten. y Reparac.Mina	0,00081	0,00208	0,00165	0,00102	0,00073	0,00075	0,00094	0,00085	0,00086
Gravale.Rep y Mant	0,04334	0,01611	0,02523	0,07493	0,09639	0,09477	0,06298	0,0892	0,08641
<b>Sub Total</b>	<b>0,15355</b>	<b>0,06856</b>	<b>0,09701</b>	<b>0,17621</b>	<b>0,15568</b>	<b>0,15722</b>	<b>0,16764</b>	<b>0,14787</b>	<b>0,14998</b>
<b>TRANSPORTE</b>									
Perforación	0,19808	0,08249	0,1212	0,15985	0,10104	0,10547	0,17432	0,09938	0,10736
Manten. y Repac.Mina	0,00288	0,00154	0,00198	0,00068	0,00157	0,0015	0,00151	0,00156	0,00156
Gravale.Rep y Mant	0,06434	0,10031	0,08827	0,14	0,16061	0,15906	0,11137	0,15521	0,15054
<b>Sub Total</b>	<b>0,2653</b>	<b>0,18434</b>	<b>0,21145</b>	<b>0,30053</b>	<b>0,26322</b>	<b>0,26603</b>	<b>0,2872</b>	<b>0,25615</b>	<b>0,25946</b>
<b>SERV.AUXILIARES MINA</b>									
Costo c. Auxil.Oper.Mina	0,45202	0,22758	0,30274	0,30129	0,02451	0,04534	0,35832	0,0427	0,0763
Costo c.Mant.rep. y Mina	0,08557	0,04308	0,05731	0,05747	0,00468	0,00865	0,0681	0,00811	0,0145
Depreciación	0,04087	0,02058	0,02737	0,02985	0,00243	0,00449	0,03402	0,00405	0,00724
<b>Sub Total</b>	<b>0,57846</b>	<b>0,29124</b>	<b>0,38742</b>	<b>0,38861</b>	<b>0,03162</b>	<b>0,05848</b>	<b>0,46044</b>	<b>0,05486</b>	<b>0,09804</b>
<b>SERV.EXPLO.DESA.SUBTE.</b>									
Perforación	0,00139	0,0007	0,00093	0,00085	0,00007	0,00013	0,00105	0,00013	0,00022
Perforación	0,00024	0,00012	0,00016	0,00014	0,00001	0,00002	0,00018	0,00002	0,00004
Desarrollo	0,00005	0,00003	0,00003	0,00003	0	0	0,00004		0,00001
Perforación	0,01067	0,00537	0,00715	0,00649	0,00053	0,00098	0,00807	0,00096	0,00172
Perforación Subterránea	0								
<b>Sub Total</b>	<b>0,01235</b>	<b>0,00622</b>	<b>0,00827</b>	<b>0,00751</b>	<b>0,00061</b>	<b>0,00113</b>	<b>0,00934</b>	<b>0,00111</b>	<b>0,00199</b>
<b>SERV.GENERALES</b>									
Costo c.Administrat.Mina	0,79036	0,39792	0,52934	0,59244	0,0482	0,08915	0,66733	0,07952	0,1421
Ingeniería	0,37163	0,1871	0,2489	0,25653	0,02087	0,0386	0,30008	0,03576	0,0639
Calles	0,27774	0,13983	0,18601	0,21503	0,01749	0,03236	0,23875	0,02845	0,05084
Seg. y Bienestar social	0,25078	0,12626	0,16796	0,18635	0,01516	0,02804	0,21073	0,02511	0,04487
Seguridad y Capacitación	0,04476	0,02254	0,02998	0,03521	0,00286	0,0053	0,03883	0,00463	0,00827
Mantenimiento y Reparación	0,22634	0,11396	0,15159	0,15514	0,01262	0,02335	0,18208	0,0217	0,03877
Depreciación	0,0951	0,04788	0,06369	0,07452	0,00606	0,01121	0,08231	0,00981	0,01753
<b>Sub Total</b>	<b>2,05671</b>	<b>1,03549</b>	<b>1,37747</b>	<b>1,51522</b>	<b>0,12326</b>	<b>0,22801</b>	<b>1,72011</b>	<b>0,20498</b>	<b>0,36628</b>
<b>DEPRECIACION</b>	0,81653	0,4111	0,54687	0,59376	0,04831	0,08935	0,67805	0,0808	0,14439
<b>TOTAL</b>	<b>5,0575</b>	<b>2,43164</b>	<b>3,31095</b>	<b>3,86729</b>	<b>0,87268</b>	<b>1,09801</b>	<b>4,31763</b>	<b>1,0123</b>	<b>1,3642</b>

## CAPITULO VI

### PLANTA DE BENEFICIO

#### **1.- UBICACIÓN Y ACCESO DE LA PLANTA CONCENTRADORA**

La Planta de Beneficio de Huaraucaca de la mina Colquijirca, de propiedad de la Sociedad Minera El Brocal S.A. se encuentra ubicado en la parte central del Perú, en la localidad de Huaraucaca, Distrito de Tinyahuarco. Provincia de Cerro de Pasco y Departamento de Pasco.

Tiene las siguientes coordenadas aproximadas

Latitud sur : 10° 40' 40"

Longitud oeste : 76° 10' 42"

Se encuentra a 7.5 Km de los Tajos Principal y Chocayoc Mercedes

#### **1.1.- Procedencia del Mineral**

El mineral beneficiado en la Planta Concentradora de Huaraucaca procede en su totalidad de los tajos Abiertos de Colquijirca (Chocayoc-Mercedes y Principal) ahora denominados Tajo Norte y es un mineral polimetálico de Plomo - Zinc - Plata con las siguientes leyes promedio

Plomo : 3.0 %

Plata : 3.5 Oz/TM

Zinc : 5.1 %

Cobre : 0.09 %

#### **1.2.- Sistema de Tratamiento**

El tratamiento de los minerales de Plomo, Zinc y Plata provenientes del tajo abierto de Colquijirca es beneficiado en la Planta Concentradora de Huaraucaca mediante el método de flotación selectiva obteniéndose concentrados de Plomo - Plata y concentrado de Zinc

### **1.3.- Capacidad de la Planta**

Tratamiento o Capacidad Instalada.- La capacidad instalada teórica de la Concentradora de Huaraucaca es de 2,500 toneladas métricas secas por día.

Efectiva.- La capacidad efectiva de la Planta Concentradora es de 2,500 toneladas métricas secas por día.

Producción.- La capacidad de Producción de la Planta Concentradora es de 2,500 toneladas métricas secas por día, obteniéndose 70 toneladas métricas secas de concentrado de Plomo y 260 TM de concentrado de Zinc al día.

## **2.- DESCRIPCIÓN DETALLADA DE LOS PROCESOS METALURGICOS**

### **2.1.- Sección Chancado-Lavado:**

El mineral extraído de los Tajos Principal y Chocayoc es trasladado a la planta, para formar mediante capas, el stock pile de mineral el cual es ubicado en una área disponible de 20,000 mt<sup>2</sup>. Este mineral es alimentado a la tolva de gruesos cuya capacidad es de 300 TM.

El mineral de la tolva de gruesos ingresa a una chancadora primaria Loro Parisini (28"x32") por un alimentador de placas (48"x15") iniciando así la etapa de chancado. El producto de la chancadora se alimenta al tambor lavador (7'Ø x14") a través de la faja transportadora No 1. Las partículas (-1/4") se alimentan a dos clasificadores helicoidales (72"x34') marca Comesa dispuestos en serie (arenas del clasificador No1 es alimentado del clasificador No2) y las arenas de este se alimenta a un molino de bolas 6'Ø x6' marca Comesa. Los reboses de ambos clasificadores mas la descarga del molino se bombea al tanque de lamas (40'Ø x10'), las partículas +1/4" descargadas por trommel del tambor lavador hacia la faja No2, se trasladan hacia la zaranda vibratoria 5'x10' marca Kue Ken Seco. Los rechazos de la zaranda se alimentan a la chancadora secundaria Symons standard 4 1/4', el producto de ésta más los pasantes de la zaranda se transportan mediante la faja No3 hacia la faja No4, ésta a la vez alimenta a la zaranda vibratoria 4'x12'. Los rechazos pasan a la chancadora terciaria Symons standard de 3', cuyo producto se juntan con los pasantes de la zaranda en la faja No7 que alimenta a la tolva de finos cuya capacidad es de 2,000 TM.

## **2.2.- Sección Molienda-Clasificación:**

El mineral almacenado en la tolva de finos se alimenta a los molinos de barras primarios de 7'Ø x12' y 5'Ø x10' respectivamente. La descarga del molino 7' Øx12' más el under flow de los ciclones Mozley se distribuyen en forma proporcional a los molinos de bolas secundarios 8'Øx10'-I y 8'Øx10'-II que operan en circuito cerrado con nidos de 4 ciclones D-10 respectivamente. La descarga del molino 5'Øx10' se alimenta al molino 8'Ø x8' que opera en circuito cerrado con una batería de 4 ciclones D-10.

El nido de ciclones Mozley se alimenta con la descarga del tanque de lamas, la relación de alimento a la etapa de molienda clasificación (mineral lavado respecto a lamas es 65% a 35% aproximadamente). Los reboses de los tres nidos de ciclones es el alimento del circuito de flotación.

Los depresores (bisulfito de sodio, cianuro de sodio y sulfato de zinc) se alimentan al molino de barras 7'Ø x12' y cajón de descarga de la bomba del Holding Tank.

## **2.3.- Sección Flotación:**

### ***2.3.1.- Circuito de Plomo.-***

La pulpa proveniente de los reboses de los clasificadores (78% -200 mallas), se acondiciona con los reactivos Z-11 y espumante en dos acondicionadores de 10'x10' ubicados en serie, el rebose de los mismos se alimenta al circuito de flotación de plomo que consta de dos bancos de 3 celdas de flotación rougher I y II de 300 pies cúbicos cada uno, un banco de 4 celdas scavenger OK-8 y una celda OK-10 circular.

Los concentrados Ro I y Ro II más el concentrado de la celda OK-10 circular es el alimento de la primera limpieza, y el concentrado de esta es el alimento de la segunda limpieza cuyo producto es el concentrado final de plomo el cual es bombeado al espesador 40'Ø x10'.

Remolienda del Circuito de Plomo.- El concentrado scv-ok-8, es el alimento al circuito de remolienda que opera un molino 5'Ø x5' en circuito cerrado con un ciclón D-6, cuyo rebose es el alimento a la celda circular ok-10 Tc.

### **2.3.2.- Circuito de Zinc.-**

El relave del banco de 4 celdas OK-8, ingresa a tres acondicionadores de 10'Ø x10' con reactivos (CuSO<sub>4</sub>) y reguladores (Cal), seguidamente se alimenta al circuito de flotación de zinc que consta de dos bancos de flotación rougher de 4 celdas DR-300 cada una, dos bancos de flotación scavenger OK-8, cuatro etapas de limpieza, dos bancos scv cleaner I, II y un banco scv cleaner IV.

La primera etapa de limpieza consta de un banco de 4 celdas DR-300, la segunda limpieza consta de 6 celdas Agitair de 100 ft<sup>3</sup>, la tercera limpieza consta de 8 celdas Agitair de 50 ft<sup>3</sup> y la cuarta limpieza consta de 6 celdas Denver Sub-A24.

El concentrado de la 1ra rougher de zinc más el concentrado de la primera etapa y el relave de la tercera limpieza forman el alimento a la 2da etapa de limpieza, el concentrado de la 2da limpieza mas el relave del banco scv-cleaner es el alimento de la tercera etapa de limpieza. El concentrado de la tercera limpieza más el concentrado de la segunda parte del banco scv-cleaner IV sirve de alimento a la cuarta etapa de limpieza, el concentrado de la cuarta limpieza más el concentrado de la primera parte del banco scv-cleaner IV forman el concentrado final de zinc el cual es bombeado al espesador 60'Ø x10' de altura.

El relave del banco scv I +II (OK-8) más el realve del banco scv cleaner II forman el relave final que es evacuado a la cancha de relaves No 4.

Remolienda del Zinc.- El relave de la segunda etapa de limpieza más los concentrados rougher II, scv I y scv II, forman el alimento al circuito de remolienda clasificación que opera en circuito cerrado con un nido de ciclones D-6, cuyo rebose alimenta a la primera etapa de limpieza. El relave de este circuito constituye el relave del banco "B" de Zinc.

### **2.4.- Sección Filtros y Horno Secador:**

Del espesador de Zinc se alimenta a los dos filtros Comesa y Magensa de 6'Ø x 10 discos cada uno, de los cuales se obtiene un keke con 16.5% de humedad. Este es el alimento al horno secador de 5'Ø x30' obteniendo finalmente un concentrado con aproximadamente 11.3% de humedad.

Del espesador de plomo se alimenta al filtro 6'Ø x 6 discos obteniendo un keke con 15% de humedad. El concentrado se deposita en la cancha o área destinado para concentrado y luego es despachado a Lima mediante camiones o ferrocarril

### **2.5.- Planta de Cal**

También se cuenta con una planta de cal ubicada en la parte alta de la planta concentradora que consta de un molino de bolas 5'Ø x5' que opera en circuito cerrado con dos ciclones D-6 cuyo rebose se alimenta al Holding Tank 30'Ø x10'.

### **2.6.- Cancha de Relaves No4:**

La disposición de relaves se hace mediante el sistema de bombas hacia la cancha No 4, a través de una tubería de 12" Ø. El agua clarificada en la misma se recircula a la planta mediante un bombeo a fin de que esta ingrese juntamente con el agua fresca, de esta manera la descarga al río es cero.

### **2.7.- Productos Finales Obtenidos:**

El producto final que se obtiene es un concentrado Bulk cuyas leyes promedio son Ag. = 25.93 oz./TM, Pb = 20.63 %, Zn = 32.13 % y Cu = 0.44 %.

### **2.8.- Diagrama de Flujo:**

Ver Diagrama P11

### **2.9.- Abastecimiento y Consumo de agua Industrial y Potable:**

El agua que se va utilizar en el área industrial y potable, se capta del agua turbinada en Jupayragra mediante la utilización de dos bombas Hidrostal de 90 HP c/u . La distancia de bombeo es de 150 mts. en forma horizontal. Las dos tuberías de 6" de diámetro vierten el agua a un canal abierto de 1 mt. De profundidad, 1.5 mt. De ancho para llegar a la Planta Concentradora hace un recorrido de 2 Km. El caudal que se lleva es de 1 m<sup>3</sup>/seg. El canal desemboca en un pequeño reservorio de 24 m<sup>3</sup> donde están instaladas dos bombas Hidrostal de 90 HP c/u, estas bombas llevan al flujo por una tubería de 8" de diámetro a un reservorio de 2,000 m<sup>3</sup> de dicho depósito se

efectúa la distribución del agua para la Planta Concentradora . adyacente al reservorio principal existe otro reservorio de 160 m3, en este lugar se realiza la clorinación del agua para la distribución del agua hacia los campamentos de obreros, empleados e ingenieros.

### 3. BALANCE METALURGICO

El balance metalúrgico proyectado para el mes del planeamiento y los porcentaje de recuperación esperado para los minerales, se muestran a continuación en el cuadro de tratamiento programado:

**TABLA N° 6.1**

**TABLA DE TRATAMIENTO PROYECTADO PARA EL MES**

<b>ITEMS</b>	<b>TMS</b>	<b>PLATA (Oz/TM)</b>	<b>PLOMO (%)</b>	<b>ZINC (%)</b>	<b>RATIO CONC</b>
<b>Cabeza</b>	64,500	3.36	2. 81	5.04	
<b>ConcBulk</b>	7,280	22.11	18.36	6.64	8.86
<b>Recuper.</b>		74.27	73.75	82.05	
<b>Relave</b>	57,220	1.28	1.15	1.00	

## 4.- COSTOS DE TRATAMIENTO

**TABLA N° 6.2**  
**COSTOS UNITARIOS - PLANTA CONCENTRADORA**  
**U.S. \$/TM TRATADA**

	OPERACION UNITARIA	U.S. \$/TM
<b>1.- CHANACADO</b>		<b>1,08</b>
	Acarreo de Mineral Stock Pile	0,22
	Recepción y Chanacado	0,18
	Equipo de Mina	0,21
	Recepción y Chanacado	0,08
	Tolvas	0,01
	Mntto. y Reparación	0,20
	Energía	0,18
<b>2.- MOLIENDA Y CLASIFICACION</b>		<b>1,86</b>
	Molienda y Clasificación	0,66
	Molienda y Clasificación	0,13
	Mntto. y Reparación	0,33
	Energía	0,74
<b>3.- FLOTACION Y CONCENTRACION</b>		<b>2,58</b>
	Flotación y Concentración	1,39
	Ventilación Planta y limpieza	0,01
	Abastecimiento de Agua	0,01
	Investigaciones Metalúrgicas	0,03
	Flotación	0,14
	Canales y tuberías	0,02
	Recuperación Secundaria	0,00
	Mntto. y Reparación	0,26
	Energía	0,72
<b>4.- DISPOSICION DE RELAVES</b>		<b>0,27</b>
	Disposición de Relaves	0,05
	Disposición de Relaves	0,02
	Recuperación Secundaria	0,00
	Mntto. y Reparación	0,11
	Energía	0,09
<b>5.- ESPESADO Y FILTRADO</b>		<b>0,24</b>
	Espesado y filtrado	0,08
	Espesado y filtrado	0,02
	Mntto. y Reparación	0,07
	Energía	0,07
<b>6.- DESPACHO</b>		<b>0,06</b>
	Despachos	0,05
	Carguío y despachos	0,01

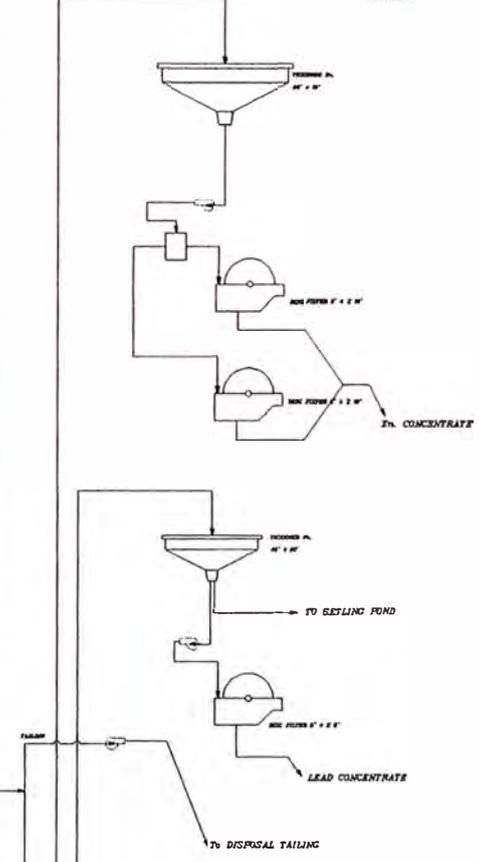
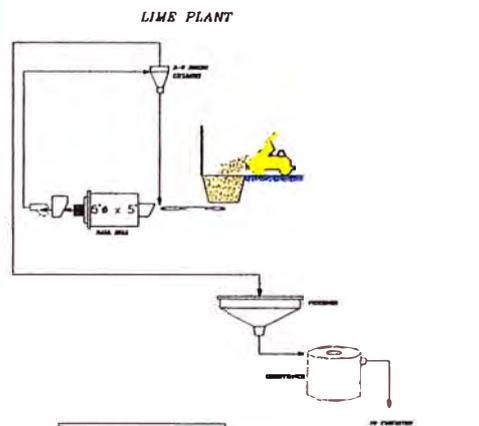
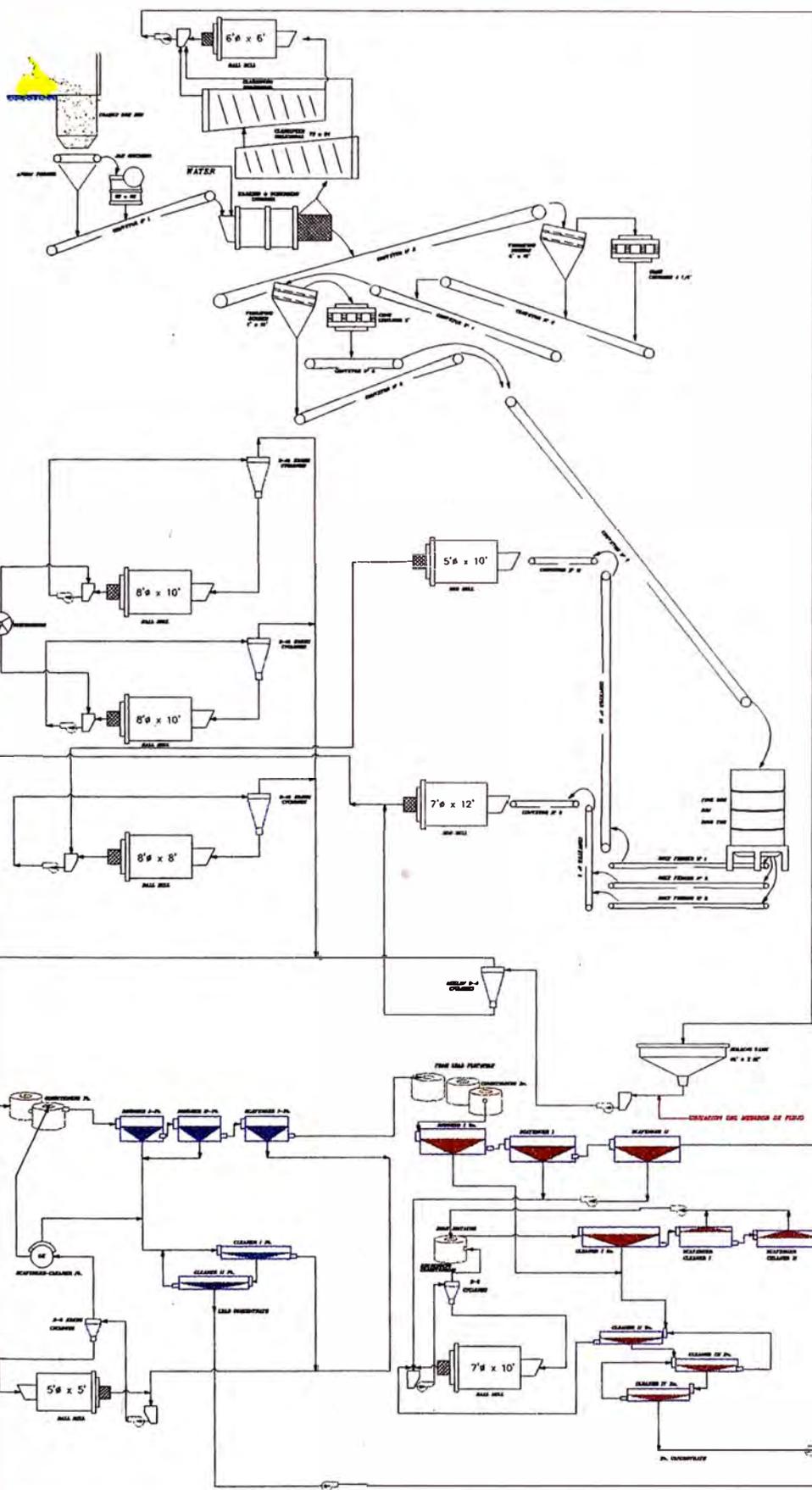
<b>7.- SERVICIOS AUXILIARES OPERC.PLANTA</b>	<b>0,78</b>
Seguridad	0,02
Talleres Planta Concentradora	0,14
Supervisión Planta Concentradora	0,18
Oficina Planta concentradora	0,05
Almacén Planta Concentradora	0,04
Asesoría externa	0,00
Modificaciones	0,00
Varios	0,15
Comedores Planta Concentradora	0,00
Laboratorio	0,12
Energía	0,08
<b>8.- SERVICIOS GENERALES</b>	<b>2,78</b>
Comedores	0,00
Edificios	0,00
Varios	0,30
Servicios Administrativos	2,39
Energía	0,09
<b>9.- DEPRECIACION PLANTA CONCENTRADORA</b>	<b>0,60</b>
Depreciación Planta Fuerza Distrib.Energ.	0,23
Sub-Total Depreciación	<b>0,83</b>
<b>TOTAL</b>	<b>10,48</b>

## **ACTUALIZACION DE LA INFORMACIÓN**

*Actualmente la planta concentradora de Huaraucaca procesa 3,000 TM diarias de minerales de plata, plomo, zinc y eventualmente cobre, produciendo concentrados de plata-plomo con 77 onzas de plata, 67% de plomo y 51% de zinc.*

*El proceso se inicia en la cancha de Stock de Huaraucaca, donde se mezclan con los minerales que vienen de los Tajos Chocayoc Mercedes y Principal, con el propósito de homogenizar las leyes de los minerales que servirán para alimentar la tolva de gruesos. En ella se inicia el proceso de chancado, que abarca tres etapas: primaria, secundaria y terciaria. Luego el mineral es entregado a los circuitos de flotación. En el caso del plomo y el zinc, el circuito es cerrado, mientras que el de cobre es abierto. Diariamente se beneficia 3,000 TM llegándose a beneficiar mensualmente 90,000 TM.*

*Además de las restricciones en la cantidad de Cu y Fe que deben tener el mineral que será beneficiado y que son restricciones utilizadas en el modelo de Programación Lineal en la presente tesis, se suman otros factores negativos como: el alto contenido de arcilla(entre 15 a 20% en peso), presencia de sales solubles de zinc y fierro (concentraciones de 2,000 miligramos por litro de solución) y un tercer problema es la presencia de óxidos (50% para el plomo y 12% para el zinc). Todos estos factores provocan que el tratamiento de este mineral sea complejo. Estos tres últimos factores que influyen en la recuperación no han sido considerados en el modelo de Programación Lineal debido a que aún no ha sido cuantificado en el modelo Geológico, de manera aún no es posible ubicarlos en el depósito y plantear estrategias en el planeamiento de minado y producción.*



SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S.A. División Codelco			
<b>FLOW SHEET GENERAL</b> <b>CONCENTRADORA HUARAUCACA</b> <b>2500 TMSD</b>			
DISEÑO : PLANTA CONCENTRADORA	DISEÑO : E. TRINIDAD L.	REVISADO POR :	DIVISION
ESCALA : 5 / 8	FECHA : Marzo del 2.000	Nº P11	

## **CAPITULO VII**

### **PLANEAMIENTO DE MINADO**

#### **1.- PLANEAMIENTO MINA**

El planeamiento de minado consiste en buscar la mejor forma de explotar un yacimiento para maximizar las utilidades. Tanto el comportamiento geológico y metalúrgico son informaciones necesarias para diseñar y planear las operaciones del día. Estos nos limitan o dan posibilidad de plantear estrategias mediante el planeamiento de minado.

En Colquijirca el departamento de Ingeniería y Planeamiento tiene a su cargo la elaboración de los planes de minado a todo nivel. Son los encargados de preparar los programas a corto, mediano y largo plazo para lo cual las coordinaciones se realizan del siguiente modo:

1.- El departamento de Geología proporciona información actualizada de los bancos mineralizados en base a muestreos sistemáticos, sondajes diamantinos, muestreos de labores subterráneas, Track drill , indicando en reportes y planos los tonelajes y leyes de cada block , así como el flanco y horizonte al que corresponden.

2.- El departamento de Mina proporciona estándares de producción en perforación, voladura, rendimiento de equipos, estudios de tiempos y el material movido de cada tajo (Principal y Chocayoc-Mercedes), por cada mes que finaliza, los promedios acumulados del año, así como el personal disponibles para el siguiente mes. Esta información es procesada por el Dpto. de Ingeniería para la elaboración del plan.

3.- Planta Concentradora, prepara un cuadro de tratamiento proyectado para el mes del planeamiento, a su vez el laboratorio metalúrgico remite informes enfatizando las bondades o problemas en la recuperación de los metales en ciertos mantos o zonas del tajo.

4.- El Departamento de Mantenimiento, en base a su programa de mantenimiento preventivo, elabora un cuadro de disponibilidad mecánica para el año y el mes del planeamiento, con lo cual se calcula la producción proyectada de cada .

5.- El Departamento de seguridad y Medio Ambiente, es importante las coordinaciones con este departamento debido a que existen zonas a las que el Departamento de Seguridad, los declara inaccesibles por el peligro o las implicancias a un riesgo.

6.- El Departamento de Ingeniería y Planeamiento elabora el plan mensual en base a la información proporcionada haciendo uso del software de planeamiento (Med System) y del resto del año. Elabora los tonelajes leyes y distribución de los equipos de Mina Durante el mes remitiendo dicha información a la Gerencia, Superintendencia y demás áreas.

## **2. PERIODOS DEL PLANEAMIENTO**

### **2.1.- Planeamiento a Largo Plazo; (Período de 5 a más años)**

Define el tamaño y forma final del tajo y el final de su vida; define también el diseño final económico o el límite final óptimo del tajo. Este plan ayuda a visualizar el potencial del depósito delimitando el cuerpo mineralizado económico y es una guía para el planeamiento a mediano plazo.

### **2.1.2.- Planeamiento a Mediano Plazo; (Período de 1 a 5 años)**

Es una secuencia de programas que conducen de la condición inicial del depósito al límite del tajo, se diseña los límites para el final de ese período y provee la información necesaria.

### **2.2.2.- Planeamiento a Corto Plazo; ( Período de meses, menor a 1 año)**

Es la guía para la operación de minado y para alcanzar los objetivos del plan presente, así como el plan a mediano plazo bajo las restricciones existentes. Cada planeamiento varía usualmente al año con etapas de meses, semanas, días.

El estudio de ésta tesis se enmarca para el planeamiento a corto plazo, donde los programas mensuales son ejecutados por etapas (correspondiente a 4 semanas). El estudio indica los procedimientos de minado para cada etapa y las zonas de extracción de mineral de acuerdo al resultado del modelo matemático de Programación Lineal que optimizará la producción semanal de acuerdo a su calidad y sujeto a restricciones que se describen en el capítulo VIII.

### **3.- PROCESO DE EXTRACCIÓN DEL MINERAL**

El minado a Cielo Abierto en Colquijirca es especial en su género. A diferencia de los otros Tajos abiertos que se operan en el Perú, el de Colquijirca es un minado muy selectivo por la distribución espacial de los mantos mineralizados. Estos mantos mineralizados con potencia variables entre 1 a 6 mts e intercalados con estratos de desmonte y con buzamiento de 30° al Sur-Este, están presentes en todos los bancos y deben ser recuperados evitando al máximo la dilución del mineral.

Para hacer posible un coordinado proceso de extracción el plan de minado debe considerar criterios establecidos en los procedimientos de las operaciones de El Brocal para sus yacimientos, mediante el desbroce en sentido opuesto al buzamiento de los mantos hasta alcanzar el contacto con el mineral. Luego de esto los Ingenieros de control de Calidad (Geólogos), se encargan de la separación de las capas de desmonte para dejar expuesto por completo el mineral (ver gráfico P12).

Los planes de minado en el corto plazo, deben tener en cuenta estos criterios para calcular el tiempo de exposición de los frentes mineralizados y presentar alternativas de desbroce de otros bancos a fin de exponer al mismo tiempo más mineral que permita efectuar el blending requerido para la alimentación a la planta concentradora

#### 4.- BLOQUES DE MINERAL PROGRAMADO

A continuación en las tablas 7.1 y 7.2 se muestran la relación de bloques de mineral que serán extraídos para el mes del planeamiento en los Tajos Principal y Chocayoc-Mercedes. Se muestran los Tajos, Horizontes, bancos y bloques que serán minados así como los tonelajes y leyes.

**TABLA N° 7.1**

#### **BLOQUES DE MINERAL A EXTRAER DEL TAJO PRINCIPAL**

##### *a) Horizonte Inferior*

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
334	I-725-1	1.720	0,80	1,50	5,10		
	I-727-1	775	2,80	1,70	5,20	0,07	5,50
	I-729-1	580	5,40	3,90	5,70	0,10	10,40
SUB TOTAL		3.075	2,17	2,00	5,24	0,04	3,35

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
342	I-725-1	1.930	1,50	1,80	5,40		
	I-725-2	1.250	1,60	1,80	6,10		
	I-727-1	2.340	4,16	2,16	5,03		
	I-729-1	2.740	6,00	3,60	5,40		
SUB TOTAL		8.260	3,76	2,50	5,40	0,00	0,00

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
350	I-721-2	2.700	1,00	2,20	5,80		10,70
	I-723-2	3.760	1,30	1,90	6,50		15,40
	I-725-1	1.620	1,50	1,80	4,50	0,17	13,50
	I-727-1	2.880	4,10	2,10	5,00	0,08	6,70
	I-729-1	1.465	6,00	3,60	5,40	0,08	9,50
SUB TOTAL		12.425	2,46	2,20	5,73	0,05	11,42

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
358	I-721-2	1.745	1,00	2,20	5,80		16,70
	I-723-2	1.810	2,30	1,80	6,10		15,20
	I-725-1	2.040	1,40	1,80	5,50		
	I-727-1	885	4,10	2,10	5,00	0,08	6,70
	I-729-1	65	4,30	4,90	5,60	0,15	15,60
SUB TOTAL		6.545	1,94	1,98	5,68	0,01	9,72

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
366	I-721-2	150	1,00	2,20	5,80		17,60
	I-723-2	60	1,20	1,80	5,80		14,80
	I-725-1	260	1,37	1,76	5,35	0,16	10,00
	I-727-1	265	3,70	4,60	5,50		
	I-729-1	55	3,70	4,80	5,50	0,15	14,00
SUB TOTAL		790	2,23	3,01	5,53	0,06	8,73

### 2.- Horizonte Medio

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
334	M-725-5	285	18,00	0,80	2,70	0,12	18,00
SUB TOTAL		285	18,00	0,80	2,70	0,12	18,00

### 3.- Horizonte Superior

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
326	S-719-1	2.885	3,00	4,10	6,60	0,02	13,00
	S-719-2	1.475	8,30	4,00	5,60	0,33	19,00
	S-719-3	970	4,80	4,10	6,30	0,09	12,40
	S-721-1	15	2,40	2,70	5,50	0,02	15,70
	S-721-2	1.740	4,50	3,00	5,90	0,10	14,00
	S-721-3	55	2,90	4,10	5,30	0,03	11,30
	S-723-1	40	2,40	2,70	5,50	0,02	15,70
	S-723-2	2.350	2,26	2,45	6,20	0,01	12,50
	S-723-3	55	0,28	2,77	7,30		
	S-725-2	125	1,00	1,50	6,10		18,90
	SUB TOTAL		9.710	4,03	3,44	6,18	0,09

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
334	S-719-1	5.865	2,50	3,50	6,70	0,01	13,90
	S-719-2	110	8,60	4,10	5,60	0,34	20,00
	S-719-3	2.040	5,00	4,30	6,60	0,11	12,50
	S-721-1	1.595	2,40	2,70	5,50	0,02	15,70
	S-721-3	515	3,10	4,60	6,60	0,03	11,30
	S-723-1	295	2,40	2,70	5,50	0,02	15,70
	S-723-3	430	0,28	2,77	7,30	0,00	
	S-725-2	930	1,04	1,52	6,10		
SUB TOTAL		11.780	2,80	3,38	6,45	0,03	12,28

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
342	S-719-2	195	2,20	3,50	7,20		
	S-719-1	150	1,00	1,60	5,53	0,01	19,00
SUB TOTAL		345	1,68	2,67	6,47	0,00	8,26

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
350	S-719-1	20	1,00	1,60	5,50		
SUB TOTAL		20	1,00	1,60	5,50	0,00	0,00

**TABLA N° 7.2**  
**BLOQUES DE MINERAL A EXTRAER DEL TAJO CHOCAYOC**

BANCO	BLOQUE	TMS	AgOz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
238 Minado en la 1ra semana	C-761	220	3,11	3,33	4,47		
	C-763	370	4,25	3,37	4,92		
	C-765	230	2,85	2,75	4,71	0,03	11,50
	C-769	2,180	2,20	2,96	4,92	0,05	8,20
Sub-Total		3,000	2.57	3.02	4.87	0.04	6.84
	C-771	2,440	12,10	4,46	2,76		
	C-773	640	2,70	4,33	3,77	0,38	3,90
	C-775	970	2,35	3,19	4,51	0,15	8,60
	C-777	1,980	1,52	2,18	5,16	0,11	14,30
	C-779	270	2,36	2,77	5,80		
TOTAL		9,300	4,83	3,32	4,29	0,08	6,42

De acuerdo a la accesibilidad solo se podrá minar en la primera semana 3,000 TMS correspondientes a los primeros bloques.

#### **ACTUALIZACION:**

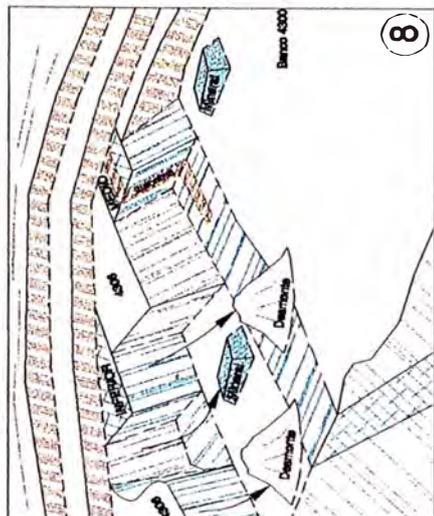
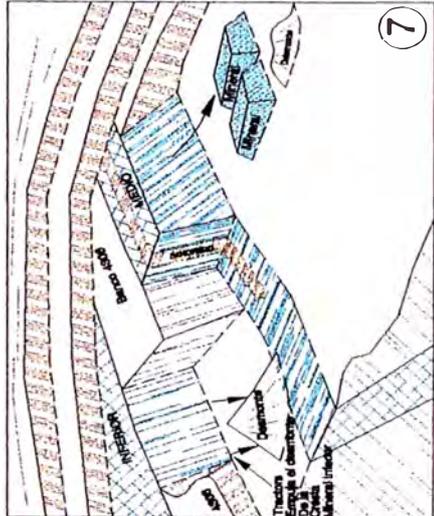
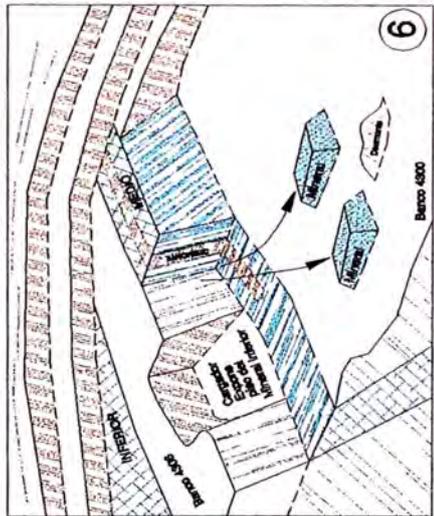
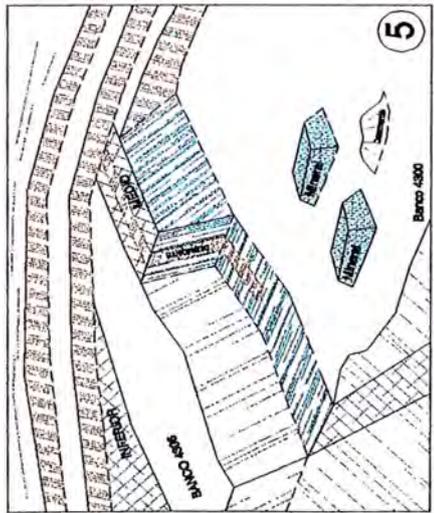
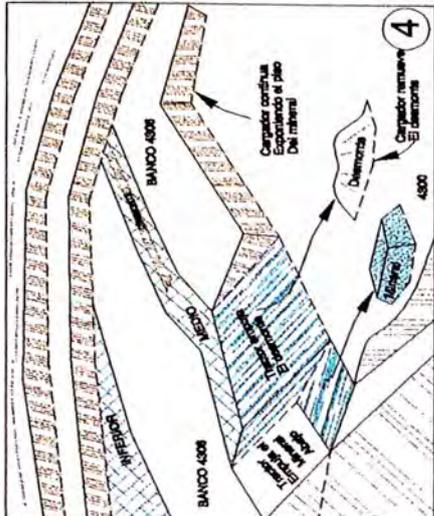
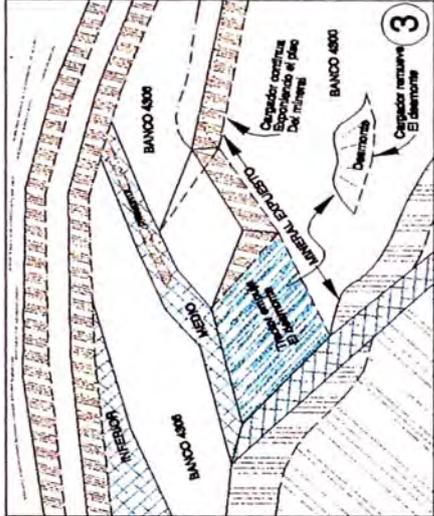
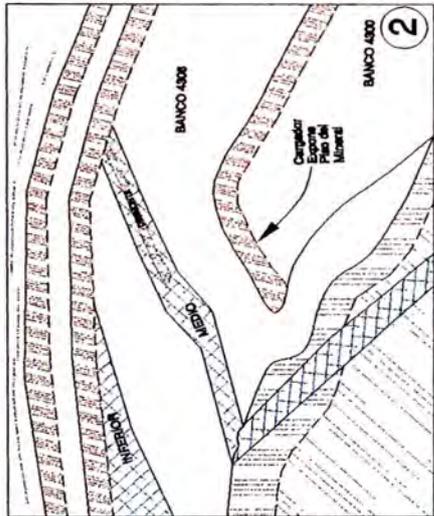
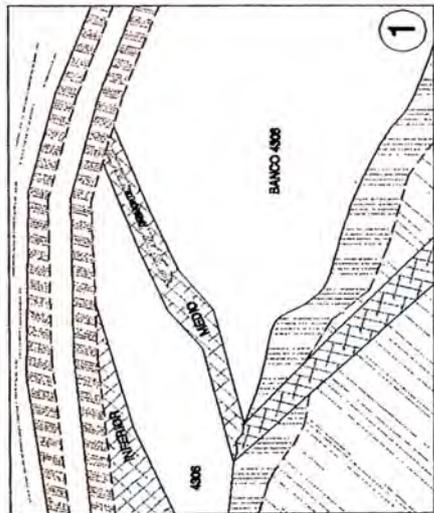
*El Departamento de Ingeniería y Planeamiento de Sociedad Minera El Brocal, adquirió el MEDSYSTEM en enero de 1,998, con el cual elabora los planes de corto, mediano y largo Plazo. La facilidad con que se maneja mediante este software la información Geológica, permite realizar simulaciones constantes con los diseños de los límites finales a diferentes precios del zinc.*

*Para el año vigente se tiene un plan de minado anual, este plan es dividido mensualmente. Cada mes se ajusta el plan de los próximos tres meses y cada tres meses se ajusta nuevamente el plan anual. Cada 6 meses se revisa el plan a largo plazo (vida de la Mina), donde se usa el algoritmo Lerchs-Grossman cuyo proceso optimizador permite determinar los contornos óptimos hasta donde deberá ser minado cada banco.*

*El Lerchs-Grossman determina el valor neto de cada block en el modelo Geológico, el cual es calculado basado en los precios de los metales, costos de operación,*

*recuperación metalúrgica y solo incluye aquellos blocks de mineral que puedan soportar sus gastos de desmonte necesarios de remover para accederlos. Este procedimiento es aplicado también ante la variación de costos a largo plazo y precios de metales a fin de observar la sensibilidad del proyecto y posibles modificaciones en el diseño.*

*La facilidad que otorga el MEDSYSTEM en la elaboración de los planes de minado, a ubicado al departamento de Ingeniería como líder en la región minera del centro en cuanto a tecnología de punta, sin embargo aún es necesario utilizar herramientas adicionales para hacer un seguimiento en el cumplimiento del plan de minado con los resultados satisfactorios en la planta de tratamiento, asistiendo las complejidades del mineral. En este aspecto la presente tesis muestra a la Programación Lineal como la técnica necesaria a aplicar para optimizar el plan de minado mensual mediante la programación multiperíodo es decir planes mensuales dividido en 4 semanas. Cada semana es programada mediante el modelo de P.L. considerando mayores detalles y restricciones de manera que el programa de producción sea real y óptimo para la planta concentradora.*



**PROCESO DE EXTRACCION DE MINERAL**

DISEÑO : ING. F. SOTO M.	DIBUJO : E. TRINIDAD L	DEPARTAMENTO DE MINERIA
ESCALA : S / E	FECHA : Marzo del 2.000	Nº P12

## CAPITULO VIII

### APLICACION DEL MODELO MATEMATICO AL PROGRAMA DE PRODUCCION

La mejor forma para iniciar la construcción de un modelo consiste en detallar todos los componentes que contribuirán a la efectividad de la operación del sistema. Podemos construir una sola ecuación o una serie de ellas para expresar la eficacia del proceso o sistema. La fórmula resultante es un modelo simbólico o matemático de los elementos que se estudian, lo que nos permite valorar los resultados variando ciertos elementos dentro de las restricciones. El modelo final es una modificación de muchos modelos anteriores, que posee un mayor refinamiento de los datos y puede dar el resultado deseado. Indudablemente ese proceso puede extenderse aún más hasta obtener un modelo revisado que refleje correctamente la realidad.

La construcción del modelo matemático implica, primero identificar las variables y luego expresar el objetivo y las restricciones como funciones matemáticas de las variables. En este sentido dos componentes básicos son necesarios para construir un modelo:

- 1.- El objetivo del sistema
- 2.- Las restricciones impuestas sobre el sistema.

#### **1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

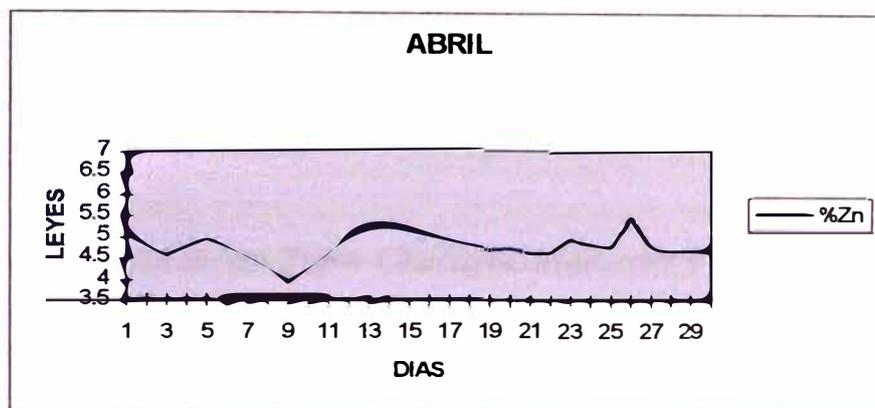
El problema consiste en la formulación de un modelo matemático de Programación Lineal que sea aplicable en el "Programa de Producción" con miras a obtener una mezcla continua de alimentación a la planta, haciendo el mejor uso del mineral de los tajos Chocayoc-Mercedes y Principal y de los stocks de la planta de Concentradora que nos de la mayor utilidad y que tenga las siguientes consideraciones:

- ◆ A fin de cumplir el plan mensual, desarrollar estrategias de minado y mezclas llevados a plan semanal.
- ◆ Cumplir con las metas de la Empresa en calidad de mineral. Obtener un mineral limpio de Cu y Fe los cuales representan castigos en el proceso de venta
- ◆ Las leyes de Ag, Pb y Zn, deben tener el menor grado de variación y dentro de los límites máximos y mínimos requeridos
- ◆ Los contenidos de la mezcla en Cu y Fe deben estar dentro de los límites requeridos por la planta de tratamiento.
- ◆ Respetar las limitaciones metalúrgicas en cuanto a recuperación.
- ◆ Existe limitaciones en producción por disponibilidad de equipos y velocidad de minado. Esto está referido a que el plan de minado deberá ser realista, considerando el tiempo que se requiere exponer el mineral de los tres flacos (Superior, Medio e Inferior) considerando el proceso de extracción (ver Cap VII).
- ◆ Aprovechar el mineral de alta ley a fin de mezclarlos con mineral de menor valorización de los Tajos o Stocks de Planta.
- ◆ Existe mineral de baja ley en los stocks que no son utilizados pudiéndose mezclar con leyes altas de mineral. Es también un requerimiento que los stocks sean parte de la evaluación constante para su utilización y sea considerado en el plan.
- ◆ También es necesario planificar la cantidad de mineral que irá al stock de la planta y las leyes promedios de los mismos.

### **1.1 Descripción de la Problemática**

Los planes de minado elaborados con el Medsystem permiten efectuar los cortes de extracción en forma rápida, sin embargo requiere de algunos criterios adicionales que permitan orientar dichos cortes pensando en la utilización de todos los recursos disponibles. Normalmente la alimentación a la planta se hacía directamente desde la mina y en otras ocasiones mediante cálculos se obtenía la cantidad de mineral que se usaría de los stocks tratando de mantener una ley homogénea. Estos cálculos eran realizados en el día a día trayendo como resultado una ley muy variable y en consecuencia dificultad en el proceso de recuperación metalúrgica reflejándose

esto en pérdidas económicas para la empresa. A continuación se observa la variación de la ley de Zinc en el mes de Abril antes de implementar la PL al plan de producción.



En el mes de Abril se observa la variación de la ley del Zinc. Estas fluctuaciones de ley de cabeza afectan el tratamiento metalúrgico.

## 1.2 Descripción de los Recursos a Utilizar

### a) Stocks Piles - Planta Concentradora:

Los tonelajes de stocks piles disponibles en la planta concentradora, son controlados mediante la carga y descarga de los camiones cuya contabilidad es llevada desde el control de balanza registrando también el origen del material del cual es conocido, el horizonte al que corresponde y las leyes. En la tabla 8.1 se muestran los stocks disponibles a inicios del mes del planeamiento.

**TABLA N° 8.1**

### **STOCKS DE MINERAL EN LA PLANTA CONCENTRADORA**

VARIABLES	PROCEDENCIA	TM	Ag opt	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
<b>X1</b>	<b>CHOC-MERC.</b>						
	- Mineral de Zinc	1,119	3.20	2.90	5.40	0.16	16.11
<b>X2</b>	- Mineral de Plata	12,725	4.80	2.90	3.79	0.10	10.13
<b>X3</b>	<b>TAJO PRINCIPAL</b>						
	- Mineral de Zinc	620	3.40	2.60	5.80	0.08	17.6
<b>X4</b>	- Mineral de Plata	23,142	3.80	2.90	3.79	0.22	15.20
<b>X5</b>	- Mineral- "Cancha 5"	1,200	3.70	2.40	3.50	0.13	7.10

**Equipo Utilizado:**

Para realizar el Blending en Huaraucaca se dispone de:

1 Payloader Cat 966-C de 2.4 mt<sup>3</sup> de cuchara

2 volquetes Volvos de 12 mt<sup>3</sup> de tolva.

**Tratamiento diario:**

La planta debe tratar 2,150 TM por día

**b) Mineral de los Tajos Chocayoc-Mercedes y Principal:**

Se consideran los bancos mineralizados para el programa de minado del mes en estudio, tanto del tajo Chocayoc-Mercedes y Principal de acuerdo a los bloques de mineral programado presentado en el capítulo VII

**TABLA N° 8.2**

**MINERAL PROGRAMADO PARA EXTRACCION**

<b>Variables</b>	<b>NIVEL</b>	<b>H ZTE</b>	<b>TM</b>	<b>Ag (Oz/TM)</b>	<b>Pb (%)</b>	<b>Zn (%)</b>	<b>Cu (%)</b>	<b>Fe (%)</b>
<b>X6</b>	<b>334</b>	Inferior	3,075	2.17	2.00	5.24	0.04	3.35
<b>X7</b>	<b>342</b>	“	8,260	3.76	2.50	5.40		
<b>X8</b>	<b>350</b>	“	12,425	2.46	2.20	5.73	0.05	11.42
<b>X9</b>	<b>358</b>	“	6,545	1.94	1.98	5.68	0.01	9.72
<b>X10</b>	<b>366</b>	“	790	2.23	3.01	5.53	0.06	8.73
<b>X11</b>	<b>334</b>	Medio	285	18	0.80	2.70	0.12	18.00
<b>X12</b>	<b>326</b>	Superior	9,710	4.03	3.44	6.19	0.09	13.92
<b>X13</b>	<b>334</b>	“	11,780	2.80	3.38	6.45	0.03	12.28
<b>X14</b>	<b>342</b>	“	345	1.68	267	6.47		8.26
<b>X15</b>	<b>350</b>	“	20	1	1.60	5.50		
	<b>SUB-TOTAL</b>		<b>53,235</b>	<b>3.02</b>	<b>2.70</b>	<b>5.28</b>	<b>0.03</b>	<b>10.75</b>
<b>X16</b>	<b>238-1</b>	Chocayoc	3,000	2.57	3.02	4.87	0.04	6.84
	<b>238-2</b>	Chocayos	6,300	4.83	3.32	4.29	0.08	6.42
	<b>TOTAL</b>		<b>62,535</b>	<b>3.29</b>	<b>2.79</b>	<b>5.14</b>	<b>0.03</b>	<b>10.10</b>

Para el Tajo Principal se cuentan con 10 bancos mineralizados y para el tajo Chocayoc con 1 (de acuerdo al plan del mes). En el nivel 238 correspondiente a Chocayoc, se ha dividido en 2 partes (238-1 y 238-2) debido a que será el orden del minado. Después de haber minado 238-1 recién podrá programarse 238-2.

## 2. DEFINICION DE VARIABLES

Lo que se quiere determinar es el tonelaje de Mineral de cada uno de los recursos disponibles para obtener una mezcla óptima, las variables del modelo pueden ser definidas como:

X1 : TM del stock de Zn procedente de Chocayoc-Mercedes

X2 : TM del stock de Ag procedente del Chocayoc-Mercedes

X3 : TM del stock de Zn procedente del Tajo Principal

X4 : TM del stock de Ag procedente del Tajo Principal

X5 : TM del stock de Cancha 5.

X6 : TM del Nivel 334 del Horizonte Inferior

X7 : TM del Nivel 342 del Horizonte Inferior

X8 : TM del Nivel 350 del Horizonte Inferior

X9 : TM del Nivel 358 del Horizonte Inferior

X10 : TM del Nivel 366 del Horizonte Inferior

X11: TM del Nivel 334 del Horizonte Medio

X12: TM del Nivel 326 del Horizonte Superior

X13: TM del Nivel 334 del Horizonte Superior

X14: TM del Nivel 342 del Horizonte Superior

X15: TM del Nivel 350 del Horizonte Superior

X16: TM del Nivel 238 del Tajo Chocayoc. Para este caso incluye los 4 primeros blocks mineralizados que se calcula posibles de ser minados en una semana

## 3. FUNCION OBJETIVO DEL PROBLEMA

La función objetivo es Maximizar la utilidad del mineral obtenido de la mezcla de los minerales producidos de los Tajos Chocayoc-Mercedes y Principal y los stocks de Planta Concentradora que sea el óptimo. El modelo determinará el tonelaje óptimo cada zona mineralizada y los stock Pile, para obtener una mezcla homogénea y de más alta utilidad.

Las utilidades para cada Banco y stock se obtendrán restando al valor del mineral, el costo de producción (ver tabla N° 8.3). El valor de una TM de mineral en cada stock o Mina, se calcula mediante el producto de la ley por su valor unitario en Ag, Pb y Zn. Los valores unitarios se muestran a continuación:

1 % Zn = 4.2328

1 Oz Ag = 1.6553

1 % Pb = 1.6786

**TABLA N° 8. 3**

<b>VARIABLES</b>	<b>VALOR DEL MINERAL</b>	<b>COSTO TOTAL</b>	<b>UTILIDAD</b>
<b>X(i)</b>	<b>U.S. \$/TM</b>	<b>U.S. \$/TM</b>	<b>U.S. \$/TM</b>
<b>X1</b>	33.02	31.25	1.77
<b>X2</b>	28.86	31.25	-2.39
<b>X3</b>	34.54	31.25	3.29
<b>X4</b>	27.20	31.25	-4.05
<b>X5</b>	24.97	31.25	-6.28
<b>X6</b>	29.13	31.25	-2.12
<b>X7</b>	33.28	31.25	2.03
<b>X8</b>	32.01	31.25	0.76
<b>X9</b>	30.56	31.25	-0.69
<b>X10</b>	32.16	31.25	0.91
<b>X11</b>	42.57	31.25	11.32
<b>X12</b>	38.63	31.25	7.38
<b>X13</b>	37.62	31.25	6.37
<b>X14</b>	34.67	31.25	3.42
<b>X15</b>	27.62	31.25	-3.63
<b>X16</b>	29.94	31.25	-1.30

La estructura total del modelo se puede presentar como:

Maximizar la utilidad total:

$$\text{MAX}(Z) = \sum_{i=1}^n U_i \cdot X_i$$

donde:

U<sub>i</sub> : Utilidad por TM de mineral de cada banco o stocks

: Valorización (\$/TM) - Costo de producción

$X_i$  : Variable asignada a cada banco mineralizado o stocks

Así la función objetivo es:

$$\begin{aligned} \text{MAX} = & 1.77X_1 - 2.39X_2 + 3.29X_3 - 4.05X_4 - 6.28X_5 - 2.12X_6 + 2.03X_7 + \\ & 0.76X_8 - 0.69X_9 + 0.91X_{10} + 11.32X_{11} + 7.38X_{12} + 6.37X_{13} + \\ & 3.42X_{14} - 3.63X_{15} - 1.30X_{16} \end{aligned}$$

#### 4. RESTRICCIONES DEL MODELO

##### 4.1 Restricciones por Capacidad de Planta:

Los stocks Piles de mineral en Planta han sido tomados del inventario mensual, y el de mina según el programa de minado (Dpto. de Ingeniería). La sumatoria del tonelaje extraído de mina y el tomado de los stocks de Planta concentradora para el blending, no debe ser menor a 2,150 TM que es el tratamiento diario de la Planta. Para el programa de producción planteado para este trabajo, se está considerando el tratamiento de una semana ( 16,125 TM). La formulación es la siguiente:

$$\sum_{i=1}^n X_i \leq \text{TM\_Tratadas}$$

$$X_1 + X_2 + X_3 + X_4 + X_5 + X_6 + X_7 + X_8 + X_9 + X_{10} + X_{11} + X_{12} + X_{13} + X_{14} + X_{15} + X_{16} = 16,125$$

##### 4.2 Restricciones por leyes:

Tanto la ley máxima y la ley mínima pueden variar de acuerdo a índices de precios, así como a la capacidad de recuperación.

**TABLA N° 8.4**

<b>MINERAL</b>	<b>LEY MINIMA</b>	<b>LEY MAXIMA</b>
<b>Ag</b>	3.50	5.00
<b>Pb</b>	2.60	3.00
<b>Zn</b>	4.80	5.20

La restricción está dada por la siguientes funciones:

$$\text{Ley\_Mín} \leq \frac{\sum_{i=1}^n X_i \cdot \text{Ley}_i}{\sum_{i=1}^n X_i} \leq \text{Ley\_Max}$$

donde:

Ley Min : Ley mínima de tratamiento en planta

Ley Max : Ley máxima de tratamiento en planta

Ley (i) : Ley en los stocks o bancos (ley de cabeza)

**- Restricción por ley mínima**

$$\begin{aligned} \text{Ag} : & 3.20X_1 + 4.80X_2 + 3.40X_3 + 3.80X_4 + 3.70X_5 + 2.17X_6 + 3.76X_7 + 2.46X_8 + \\ & 1.94X_9 + 2.23X_{10} + 18X_{11} + 4.03X_{12} + 2.80X_{13} + 1.68X_{14} + 1.00X_{15} + 2.57X_{16} \\ & \hline & \geq 3.50 \\ & X_1 + X_2 + X_3 + X_4 + X_5 + X_6 + X_7 + X_8 + X_9 + X_{10} + X_{11} + X_{12} + X_{13} + X_{14} + X_{15} + X_{16} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Pb} : & 2.90X_1 + 2.90X_2 + 2.60X_3 + 2.90X_4 + 2.40X_5 + 2.0X_6 + 2.50X_7 + 2.20X_8 + \\ & 1.98X_9 + 3.01X_{10} + 0.80X_{11} + 3.44X_{12} + 3.38X_{13} + 2.67X_{14} + 1.60X_{15} + 3.02X_{16} \\ & \hline & \geq 2.60 \\ & X_1 + X_2 + X_3 + X_4 + X_5 + X_6 + X_7 + X_8 + X_9 + X_{10} + X_{11} + X_{12} + X_{13} + X_{14} + X_{15} + X_{16} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Zn} : & 5.40X_1 + 3.79X_2 + 5.80X_3 + 3.79X_4 + 3.50X_5 + 5.24X_6 + 5.40X_7 + 5.73X_8 + \\ & 5.68X_9 + 5.53X_{10} + 2.70X_{11} + 6.19X_{12} + 6.45X_{13} + 6.47X_{14} + 5.50X_{15} + 4.87X_{16} \\ & \hline & \geq 4.80 \\ & X_1 + X_2 + X_3 + X_4 + X_5 + X_6 + X_7 + X_8 + X_9 + X_{10} + X_{11} + X_{12} + X_{13} + X_{14} + X_{15} + X_{16} \end{aligned}$$

**- Restricción por ley máxima**

$$\begin{aligned} \text{Ag} : & 3.20X_1 + 4.80X_2 + 3.40X_3 + 3.80X_4 + 3.70X_5 + 2.17X_6 + 3.76X_7 + 2.46X_8 + \\ & 1.94X_9 + 2.23X_{10} + 18X_{11} + 4.03X_{12} + 2.80X_{13} + 1.68X_{14} + 1X_{15} + 2.57X_{16} \\ & \hline & \leq 5.00 \\ & X_1 + X_2 + X_3 + X_4 + X_5 + X_6 + X_7 + X_8 + X_9 + X_{10} + X_{11} + X_{12} + X_{13} + X_{14} + X_{15} + X_{16} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Pb: } & 2.90X_1 + 2.90X_2 + 2.60X_3 + 2.90X_4 + 2.40X_5 + 2.0X_6 + 2.50X_7 + 2.20X_8 + \\ & 1.98X_9 + 3.01X_{10} + 0.80X_{11} + 3.44X_{12} + 3.38X_{13} + 2.67X_{14} + 1.60X_{15} + 3.02X_{16} \\ & \hline & \leq 3.00 \\ & X_1 + X_2 + X_3 + X_4 + X_5 + X_6 + X_7 + X_8 + X_9 + X_{10} + X_{11} + X_{12} + X_{13} + X_{14} + X_{15} + X_{16} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Zn: } & 5.40X_1 + 3.79X_2 + 5.80X_3 + 3.79X_4 + 3.50X_5 + 5.24X_6 + 5.40X_7 + 5.73X_8 + \\ & 5.68X_9 + 5.53X_{10} + 2.70X_{11} + 6.19X_{12} + 6.45X_{13} + 6.47X_{14} + 5.50X_{15} + 4.87X_{16} \\ & \hline & \leq 5.20 \\ & X_1 + X_2 + X_3 + X_4 + X_5 + X_6 + X_7 + X_8 + X_9 + X_{10} + X_{11} + X_{12} + X_{13} + X_{14} + X_{15} + X_{16} \end{aligned}$$

Los coeficientes de la variable 16 corresponden a la ley promedio de los primeros blocks que serán minados por accesibilidad. (Ver Capitulo VII)

#### **4.3. Restricción por Contenido de Cobre y Fierro:**

$$\begin{aligned} \sum_{i=1}^n \text{Cu}_i \cdot X_i & \leq \text{Cu\_max} \\ \sum_{i=1}^n \text{Fe}_i \cdot X_i & \leq \text{Fe\_max} \end{aligned}$$

Los contenidos de Cu\_Max y Fe\_Max se muestran a continuación:

Contenido Máximo de Cu = 0.15 %

Contenido Máximo de Fe = 15 %

La función está dada por:

$$\begin{aligned} \text{Cu: } & 0.16X_1 + 0.10X_2 + 0.08X_3 + 0.22X_4 + 0.13X_5 + 0.04X_6 + 0X_7 + 0.05X_8 + \\ & 0.01X_9 + 0.06X_{10} + 0.12X_{11} + 0.09X_{12} + 0.03X_{13} + 0X_{14} + X_{15} + 0.03X_{16} \\ & \leq 2,418.755.20 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Fe: } & 16.11X_1 + 10.13X_2 + 17.6X_3 + 15.2X_4 + 7.1X_5 + 3.35X_6 + 0X_7 + 11.42X_8 + \\ & 9.72X_9 + 8.73X_{10} + 18X_{11} + 13.92X_{12} + 12.28X_{13} + 8.26X_{14} + 0X_{15} + \\ & 6.84X_{16} \leq 241,875 \end{aligned}$$

Los coeficientes de la variable 16 corresponden a la ley promedio de los primeros blocks que serán minados por accesibilidad. (Ver Capitulo VII)

#### 4.4. Restricción por porcentaje de Recuperación:

El balance metalúrgico proyectado para el mes y los porcentajes de recuperación esperado para los minerales, se muestran a continuación en el cuadro de tratamiento programado:

**TABLA N° 8.5**

ITEMS	TMS	PLATA (Oz/TM)	PLOMO (%)	ZINC (%)	RATIO CONC
<b>Cabeza</b>	64,500	3.36	2.81	5.04	
<b>ConcBulk</b>	7,280	22.11	18.36	36.64	8.86
<b>Recuper.</b>		74.27	73.75	82.05	
<b>Relave</b>	57,220	1.28	1.15	1.00	

Las restricciones está dada por la siguiente función:

$$\sum_{i=1}^n Ley_i \cdot X_i \cdot \% Rec \geq TM\_Finas$$

donde:

X(i) : Tonelaje de cada stock Pile

Ley(i) : Ley de cabeza en el stock "i"

%Rec : Porcentaje de Recuperación

TM Fino : tonelaje total de finos proyectado para el período del planeamiento.

TM Finos = Ley Concentrado x TM concentrado:

$$\text{Oz Finos ( Ag )} = 16,125 \times 3.36 \times 0.7427 = 40,239.486$$

$$\text{TM Finos ( Pb )} = 16,125 \times 2.81 \times 0.7375 / 100 = 334.17$$

$$\text{TM Finos ( Zn )} = 16,125 \times 5.04 \times 0.8205 / 100 = 666.82$$

Luego tenemos:

$$\text{Ag} : 2.38X_1 + 3.56X_2 + 2.53X_3 + 2.82X_4 + 2.75X_5 + 1.61X_6 + 2.79X_7 + 1.83X_8 + 1.44X_9 + 1.66X_{10} + 13.37X_{11} + 2.99X_{12} + 2.08X_{13} + 1.25X_{14} + 0.74X_{15} + 1.91X_{16} \geq 40,239$$

$$\text{Pb} : 2.14X_1 + 2.14X_2 + 1.92X_3 + 2.14X_4 + 1.77X_5 + 1.48X_6 + 1.84X_7 + 1.62X_8 + 1.46X_9 + 2.22X_{10} + 0.59X_{11} + 2.54X_{12} + 2.49X_{13} + 1.97X_{14} + 1.18X_{15} + 2.23X_{16} \geq 33,417$$

$$\text{Zn} : 4.43X_1 + 3.11X_2 + 4.76X_3 + 3.11X_4 + 2.87X_5 + 4.30X_6 + 4.43X_7 + 4.70X_8 + 4.66X_9 + 4.54X_{10} + 2.22X_{11} + 5.08X_{12} + 5.29X_{13} + 5.31X_{14} + 4.51X_{15} + 4.00X_{16} \geq 66,682$$

#### **4.5 Restricción por Costos:**

$$\sum_{i=1}^n \text{CosUnit}_i \cdot X_i \leq \text{Cos\_Tot}$$

donde:

$\text{CosUnit}(i)$  : Costo unitario (\$/TM) para el stock (i)

$\text{Cos\_Tot}$  : Costo total (Cost mina + Cost tratamiento).

El costo total por tonelada está distribuido de la sgte. manera:

**TABLA N° 8. 6**  
**COSTO UNITARIO DE PRODUCCION**

ITEMS	U.S. \$/TM
Costo de Minado	6.30
Costo de Tratamiento	6.90
Otros	3.70
<b>- Sub Total:</b>	<b>16.90</b>
Depreciación	1.75
Provisiones	0.15
<b>- Sub Total:</b>	<b>1.90</b>
Gastos de Venta	8.50
Gastos Administrativos	2.15
Gastos Financieros	1.80
<b>- Sub Total:</b>	<b>12.45</b>
<b>COSTO TOTAL MINA:</b>	<b>31.25</b>

Luego la función es:

$$6.90X_1 + 6.90X_2 + 6.90X_3 + 6.90X_4 + 16.90X_5 + 16.90X_6 + 16.90X_7 + 16.90X_8 + 16.90X_9 + 16.90X_{10} + 16.90X_{11} + 16.90X_{12} + 16.90X_{13} + 16.90X_{14} + 16.90X_{15} + 16.90X_{16} \leq 272,512$$

#### **4.6 Restricción por stocks Pile y Reservas Minables:**

Los stocks de mineral de Huaraucaca han sido tomados del inventario mensual según se muestra en la tabla No 1 y de las reservas minables del programa mensual del Dpto. de Ingeniería, de tal forma las funciones son:

$$\begin{array}{l} P_m \leq \sum_{i=1}^n X_i \leq \text{Reservas} \\ 0 \leq \sum_{i=1}^n X_i \leq \text{Stocks} \end{array}$$

**Pm : Producción mínima para el Tajo**

$$\begin{array}{llll}
 X1 \leq 1,119 & X5 \leq 1,200 & X9 \leq 6,545 & X13 \leq 11,780 \\
 X2 \leq 12,725 & X6 \leq 3,075 & X10 \leq 790 & X14 \leq 345 \\
 X3 \leq 620 & X7 \leq 8,260 & X11 \leq 285 & X15 \leq 20 \\
 X4 \leq 23,142 & X8 \leq 12,425 & X12 \leq 9,710 & X16 \leq 3,000
 \end{array}$$

#### **4.7 Restricción por Capacidad de Equipo de transporte:**

Se considera para el equipo de transporte, los rendimientos del cargador 950-F y de 8 volquetes en forma continua para el transporte de mineral en dos guardias diarias.

Solo las variables que representan a los blocks de los tajos se consideran:

$$\sum_{i=1}^n X_i \cdot DsCar \leq NsCar$$

donde:

DsCar : Disponibilidad del cargador frontal.

NsCar : No de Cargadores disponibles.

Capacidad máxima de transporte por semana: 15,634 TM

$$X6 + X7 + X8 + X9 + X10 + X11 + X12 + X13 + X14 + X15 + X16 \leq 15,634$$

#### **4.8 Restricción por Capacidad de perforadoras:**

Se considera que la perforación como primera operación unitaria será el factor que controle la cantidad de material roto disponible y en consecuencia la velocidad de minado. En este sentido se consideran los rendimientos de las máquinas perforadoras para cada tipo de roca, así como la capacidad de rotura para cada tipo de material por cada Tajo. Así también se incluye como parámetro operacional el desbroce

respectivo para cada banco mineralizado el cual deberá ser evacuado para acceder al mineral.

$$\sum_{i=1}^n X_i \cdot \text{StPer} \leq \text{MtPer}$$

donde:

StPer : Estándar de Perforación, donde se involucra el estándar de Voladura (1/TM rotas por metro perforado)

MtPer : Capacidad de metros perforados por el período del planeamiento

$$0.10X_{13} + 2X_{14} + 2,604 + 0.07X_{16} \leq 3,456$$

#### **4.9 Restricción por no negatividad:**

Esta es una restricción implícita que evita que las variables tomen valores negativos, la cual se escribe como sigue:

$$X_i \geq 0$$

$$i = 1,2,3,4,5$$

## 5. CORRIDA DEL MODELO MEDIANTE EL LINDO/PC

Los modelos de Programación Lineal son resueltos por el método SIMPLEX , siendo la parte más difícil el planteamiento matemático del problema. Este método consiste en un procedimiento algebraico que progresivamente se acerca a la solución óptima a través de un proceso iterativo bien definido en que nuevos factores se agregan mientras que otros se eliminan y se hacen evaluaciones en cada paso hasta alcanzar finalmente la respuesta óptima.

Los cálculos son efectuados por computadora para resolver problemas con un gran número de variables y restricciones.

El HARDWARE del sistema está constituido por una microcomputadora AT 486 de 400 MG de capacidad de disco duro. El SOFTWARE del sistema está constituido por el LINDO/PC (LINEAR, INTERACTIVE, DISCRETE OPTIMIZER) utilizado en la resolución de problemas de Programación lineal. La alimentación de la información es posible realizarlo directamente, ingresando las ecuaciones lo que es tedioso y lento. Para nuestro caso se preparó un programa editor de texto el cual recibe información básica y entendible mediante menús que permiten actualizar las leyes, parámetros de operación en mina y planta, actualización en precios de metales y costos de operación, la cual tiene como función elaborar la matriz que será alimentada al LINDO.

Este software permite visualizar la solución de los problemas de optimización, los rangos del análisis de sensibilidad, el tablero óptimo y otros tipos de información importantes, éste puede resolver sistemas de hasta 490 variables y 250 restricciones. Actualmente puede usarse el EXCEL para la resolución de estos problemas mediante el Solver.

En la tabla Nro 8.7, se registra la DATA ingresada y los reportes con la solución del modelo se presentan a continuación, para el análisis respectivo.

TABLA N° 8.7

## MATRIZ DE RESTRICCIONES

Nro.	X1	X2	X3	X4	X5	X6	X7	X8	X9	X10	X11	X12	X13	X14	X15	X16	DI R	CTES
Y1	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	=	16.125
Y2	3,20	4,80	3,40	3,80	3,70	2,17	3,76	2,46	1,94	2,23	18,00	4,03	2,80	1,68	1,00	4,83	≥	56.438
Y3	2,90	2,90	2,60	2,90	2,40	2,00	2,50	2,20	1,98	3,01	0,80	3,44	3,38	2,67	1,60	3,32	≥	41.925
Y4	5,40	3,79	5,80	3,79	3,50	5,24	5,40	5,73	5,68	5,53	2,70	6,19	6,45	6,47	5,50	4,29	≥	77.400
Y5	3,20	4,80	3,40	3,80	3,70	2,17	3,76	2,46	1,94	2,23	18,00	4,03	2,80	1,68	1,00	4,83	≤	80.625
Y6	2,90	2,90	2,60	2,90	2,40	2,00	2,50	2,20	1,98	3,01	0,80	3,44	3,38	2,67	1,60	3,32	≤	48.375
Y7	5,40	3,79	5,80	3,79	3,50	5,24	5,40	5,73	5,68	5,53	2,70	6,19	6,45	6,47	5,50	4,29	≤	83.850
Y8	0,16	0,10	0,08	0,22	0,13	0,04		0,05	0,01	0,06	0,12	0,09	0,03			0,08	≤	2.419
Y9	16,11	10,13	17,60	15,20	7,10	3,35		11,42	9,72	8,73	18,00	13,92	12,28	8,26		6,42	≤	241.875
Y10	2,38	3,56	2,53	2,82	2,75	1,61	2,79	1,83	1,44	1,66	13,37	2,99	2,08	1,25	0,74	1,91	≥	40.239
Y11	2,14	2,14	1,92	2,14	1,77	1,48	1,84	1,62	1,46	2,22	0,59	2,54	2,49	1,97	1,18	2,23	≥	33.417
Y12	4,43	3,11	4,76	3,11	2,87	4,30	4,43	4,70	4,66	4,54	2,22	5,08	5,29	5,31	4,51	4,00	≥	66.682
Y13	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	16,90	16,90	16,90	16,90	16,90	16,90	16,90	16,90	16,90	16,90	16,90	≤	272.512
Y14						1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	≤	15.634
Y15													0,10	2,00		0,07	≤	852
Y16	1																≤	1.119
Y17		1															≤	12.725
Y18			1														≤	620
Y19				1													≤	23.142
Y20					1												≤	1.200
Y21						1											≤	3.075
Y22							1										≤	8.260
Y23								1									≤	12.425
Y24									1								≤	6.545
Y25										1							≤	790
Y26											1						≤	285
Y27												1					≤	9.710
Y28													1				≤	11.780
Y29														1			≤	345
Y30															1		≤	20
Y31																1	≤	9.300

## OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 16639.7000

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
X1	1119.000000	.000000
X2	1319.435000	.000000
X3	620.000000	.000000
X4	3000.000000	.000000
X5	1200.000000	.000000
X6	.000000	.000000
X7	.000000	.000000
X8	.000000	.000000
X9	.000000	.000000
X10	.000000	.000000
X11	285.000000	.000000
X12	1127.903000	.000000
X13	4329.118000	.000000
X14	104.544100	.000000
X15	20.000000	.000000
X16	3000.000000	.000000

ROW	SLACK OR SURPLUS	DUAL PRICES
2)	1127.201000	.000000
3)	6450.000000	.000000
4)	3879.687000	.000000
5)	23060.300000	.000000
6)	.000000	24.058970
7)	2570.313000	.000000
8)	886.581700	.000000
9)	50074.520000	.000000
10)	2508.487000	.000000
11)	2259.338000	.000000
12)	.000000	-1.625302
13)	.000000	-67.106340
14)	.000000	6.305405
15)	11405.560000	.000000
16)	.000000	15.579450
17)	.000000	-1.659996
18)	.000000	7.749416
19)	.000000	23.857190
20)	.000000	16.189000
21)	.000000	22.585510
22)	.000000	26.373480
23)	.000000	2.967697
24)	.000000	62.787330
25)	8582.098000	.000000
26)	7450.882000	.000000
27)	240.455900	.000000
28)	.000000	32.316560
29)	.000000	-.888720
30)	1119.000000	.000000
31)	1319.435000	.000000
32)	620.000000	.000000
33)	3000.000000	.000000
34)	1200.000000	.000000
35)	.000000	.000000
36)	.000000	.000000
37)	.000000	.000000
38)	.000000	.000000
39)	.000000	.000000

40)	285.000000	.000000
41)	1127.903000	.000000
42)	4329.118000	.000000
43)	104.544100	.000000
44)	20.000000	.000000
45)	3000.000000	.000000
46)	.000000	7.448508

NO. ITERATIONS= 9

## OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 20193.0900

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
X1	7651.669000	.000000
X2	.000000	1.660004
X3	.000000	.000000
X4	.000000	.000000
X5	.000000	.000000
X6	1500.000000	.000000
X7	790.000000	.000000
X8	.000000	.053749
X9	5843.331000	.000000
X10	240.000000	.000000
X11	100.000000	.000000

ROW	SLACK OR SURPLUS	DUAL PRICES
2)	2936.741000	.000000
3)	6450.000000	.000000
4)	4006.807000	.000000
5)	21250.760000	.000000
6)	.000000	18.229170
7)	2443.193000	.000000
8)	1415.883000	.000000
9)	69148.390000	.000000
10)	3824.990000	.000000
11)	2253.016000	.000000
12)	102.869800	.000000
13)	.000000	-55.254580
14)	3754.330000	.000000
15)	20142.000000	.000000
16)	.000000	16.676250
17)	.000000	11.711670
18)	.000000	15.920410
19)	.000000	18.490830
20)	.000000	1.284790
21)	8582.000000	.000000
22)	1607.670000	.000000
23)	.000000	9.982708
24)	.000000	-18.097500
25)	7651.669000	.000000
26)	.000000	.000000
27)	.000000	.000000
28)	.000000	.000000
29)	.000000	.000000
30)	1500.000000	.000000
31)	790.000000	.000000
32)	.000000	.000000
33)	5843.331000	.000000
34)	240.000000	.000000
35)	100.000000	.000000

NO. ITERATIONS= 12

## OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 50637.9300

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
X1	2960.355000	.000000
X2	.000000	1.660000
X3	.000000	.000000
X4	.000000	.000000
X5	.000000	.000000
X6	5045.000000	.000000
X7	6287.007000	.000000
X8	.000000	1.138859
X9	1832.638000	.000000
X10	.000000	2.200058

ROW	SLACK OR SURPLUS	DUAL PRICES
2)	15071.060000	.000000
3)	6450.000000	.000000
4)	6450.000000	.000000
5)	9116.436000	.000000
6)	.000000	8.115832
7)	.000000	2.253104
8)	1506.434000	.000000
9)	75334.060000	.000000
10)	12837.750000	.000000
11)	2282.186000	.000000
12)	2114.122000	.000000
13)	.000000	-34.465180
14)	793.645300	.000000
15)	20142.000000	.000000
16)	.000000	4.307247
17)	.000000	4.038836
18)	.000000	4.470060
19)	.000000	4.928200
20)	2294.993000	.000000
21)	1608.000000	.000000
22)	507.362100	.000000
23)	3860.000000	.000000
24)	2960.355000	.000000
25)	.000000	.000000
26)	.000000	.000000
27)	.000000	.000000
28)	.000000	.000000
29)	5045.000000	.000000
30)	6287.007000	.000000
31)	.000000	.000000
32)	1832.638000	.000000
33)	.000000	.000000

NO. ITERATIONS= 10

## OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 13637.4300

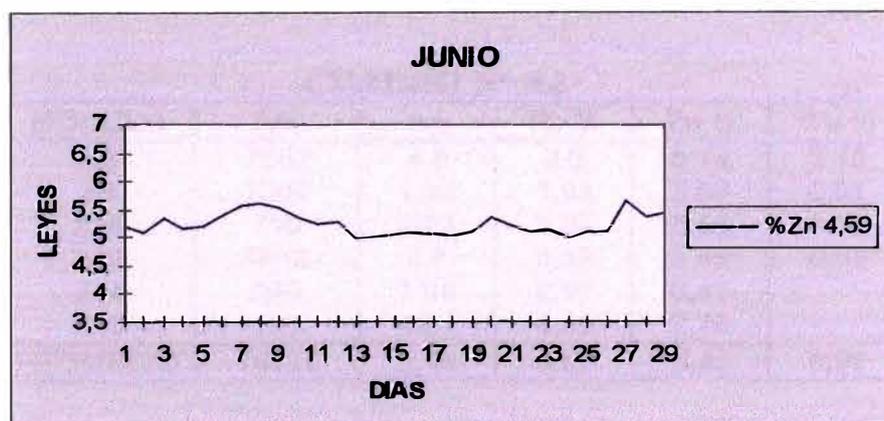
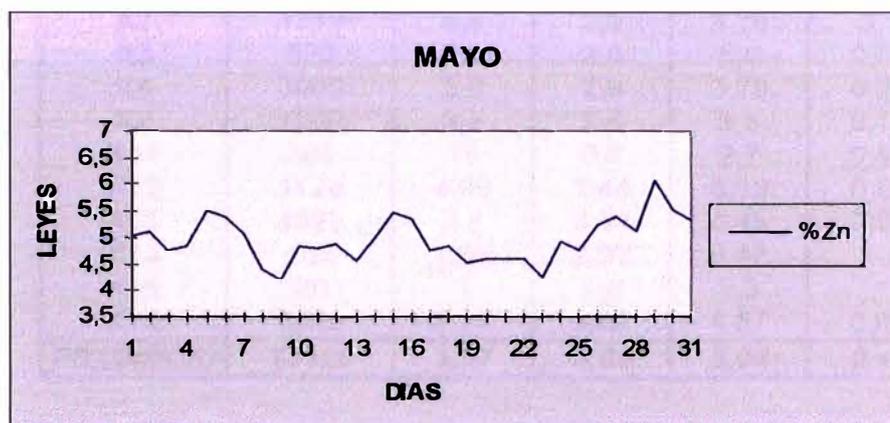
VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
X1	.000000	4.420000
X2	3000.000000	.000000
X3	.000000	4.150000
X4	5650.000000	.000000
X5	.000000	1.260000
X6	.000000	.000000
X7	1500.000000	.000000
X8	1608.000000	.000000
X9	507.000000	.000000
X10	3860.000000	.000000

ROW	SLACK OR SURPLUS	DUAL PRICES
2)	531.400300	.000000
3)	4680.060000	.000000
4)	4102.520000	.000000
5)	23656.100000	.000000
6)	1769.940000	.000000
7)	2347.480000	.000000
8)	996.509900	.000000
9)	116508.400000	.000000
10)	2045.789000	.000000
11)	948.299300	.000000
12)	196.599700	.000000
13)	.000000	2.030000
14)	794.000000	.000000
15)	.000000	-6.080000
16)	3075.000000	.000000
17)	2610.000000	.000000
18)	12425.000000	.000000
19)	.000000	-2.700000
20)	.000000	5.370000
21)	.000000	4.330000
22)	.000000	5.920000
23)	.000000	-4.890000
24)	.000000	.000000
25)	3000.000000	.000000
26)	.000000	.000000
27)	5650.000000	.000000
28)	.000000	.000000
29)	.000000	.000000
30)	1500.000000	.000000
31)	1608.000000	.000000
32)	507.000000	.000000
33)	3860.000000	.000000

NO. ITERATIONS= 3

## 6. VALIDACION DEL PROGRAMA DE MINADO

Para validar el programa propuesto por el modelo de P.L. , se presenta dos gráficos correspondiente a la variación de leyes de Zinc del mes de Mayo y el mes de Junio, este último siguiendo los resultados propuestos aplicando el modelo.



En el mes de Junio se inicia la programación por etapas, sincronizando la programación de minado por semana, observándose para este mes , bajas fluctuaciones

## 6.1 Programa de Producción por Etapas

### 1. Programa de producción para la Primera Semana

**CUADRO N° 8.1**

MODULO	TM	Ag	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %
X1	1119	3,2	2,9	5,4	0,16	16,11
X2	1319	4,8	2,9	3,79	0,1	10,13
X3	620	3,4	2,6	5,8	0,08	17,6
X4	3000	3,8	2,9	3,79	0,22	15,2
X5	1200	3,7	2,4	3,5	0,13	7,1
X11	285	18	0,8	2,7	0,12	18
X12	1128	4,03	3,44	6,19	0,09	13,92
X13	4329	2,8	3,38	6,45	0,03	12,28
X14	105	1,68	2,67	6,47		8,26
X15	20	1	1,6	5,5		
X16	3000	2,57	3,02	4,87	0,03	6,84
<b>PROMEDIO</b>	<b>16125</b>	<b>3,57</b>	<b>3,00</b>	<b>5,04</b>	<b>0,10</b>	<b>11,89</b>

### 2. Programa de producción para la Segunda Semana

**CUADRO N° 8.2**

MODULO	TM	Ag	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %
X2	7652	4,8	2,9	3,79	0,10	10,13
X9	1500	1,94	1,98	5,68	0,01	9,72
X10	790	2,23	3,01	5,53	0,06	8,73
X13	5843	2,8	3,38	6,45	0,03	12,28
X14	240	1,68	2,67	6,47		8,26
X16	100	12,1	4,46	2,76		
<b>PROMEDIO</b>	<b>16125</b>	<b>3,68</b>	<b>3,00</b>	<b>5,05</b>	<b>0,06</b>	<b>10,71</b>

### 3. Programa de producción para la Tercera Semana

**CUADRO N° 8.3**

MODULO	TM	Ag	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %
X2	2960	4,8	2,9	3,79	0,1	10,13
X9	5045	1,94	1,98	5,68	0,01	9,72
X12	6287	4,03	3,44	6,19	0,09	13,92
X16'	1833	12,1	4,46	2,76		
<b>PROMEDIO</b>	<b>16125</b>	<b>4,43</b>	<b>3,00</b>	<b>5,20</b>	<b>0,06</b>	<b>10,33</b>

#### 4. Programa de producción para la Cuarta Semana

**CUADRO N° 8.4**

<b>MODULO</b>	<b>TM</b>	<b>Ag</b>	<b>Pb %</b>	<b>Zn %</b>	<b>Cu %</b>	<b>Fe %</b>
<b>X4</b>	3000	3,8	2,9	3,79	0,22	15,2
<b>X7</b>	5650	3,76	2,5	5,4		
<b>X12</b>	1500	4,03	3,44	6,19	0,09	13,92
<b>X13</b>	1608	2,8	3,38	6,45	0,03	12,28
<b>X16'</b>	507	12,1	4,46	2,76		
<b>X16"</b>	3860	1,98	2,83	4,81	0,15	10,14
<b>PROMEDIO</b>	<b>16125</b>	<b>3,53</b>	<b>2,89</b>	<b>5,05</b>	<b>0,09</b>	<b>7,77</b>

a) El tonelaje movido para cada stocks o bancos, se muestran en el Cuadro N° 8.5 .Se observa que para la primera semana, la mayor utilización de los recursos pertenecen a los stocks de Planta y los bancos mineralizados corresponden al Horizonte Superior cuyo desbroce es mínimo.

b) A partir de la segunda semana, es posible acceder a dos niveles del Horizonte Inferior (358-Inf y 366-Inf) los que fueron desbrozados en la primera semana. Nótese que del Bco 358 se utiliza solo el 23% de las reservas, debido a la accesibilidad la cual está en función a la velocidad del desbroce.

c) El mineral correspondiente al banco 238 del Tajo Chocayoc es extraído en forma progresiva de acuerdo al avance de explotación, el cual es parametrizado por la restricción “capacidad de perforadoras” . No considera blocks mineralizados inaccesibles.

CUADRO N° 8.5

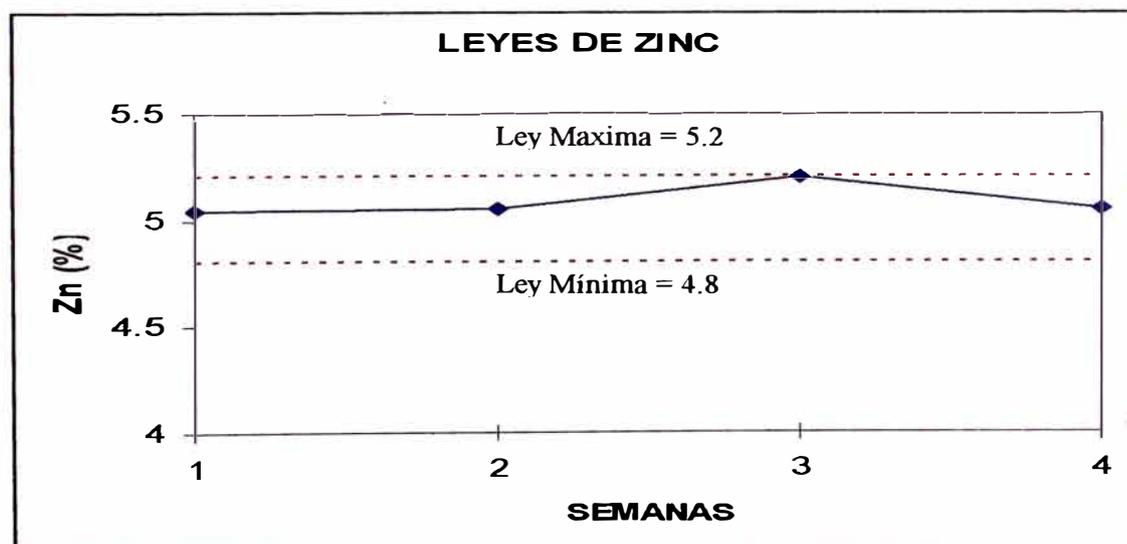
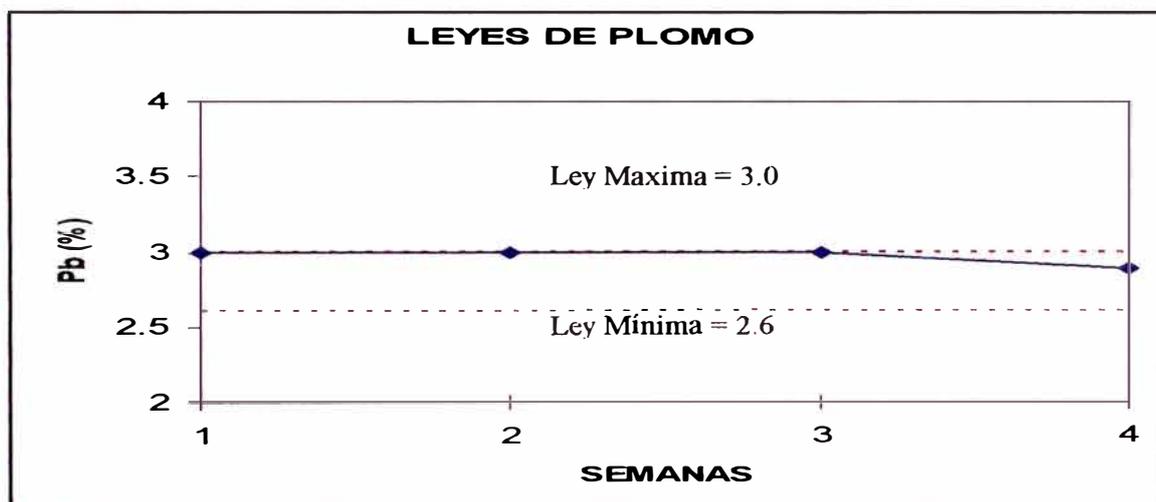
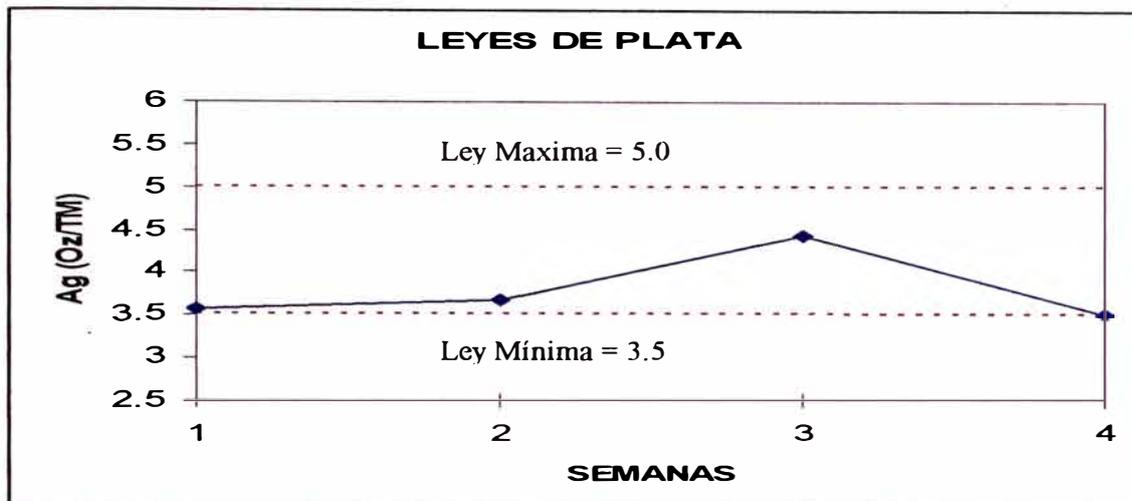
MODULO	SEM_1	SEM_2	SEM_3	SEM_4
Stock_1	1,119			
Stock_2	1,319	7,652	2,960	
Stock_3	620			
Stock_4	3,000			3,000
Stock_5	1,200			
334-Inf				
342-Inf				5,650
350-Inf				
358-Inf		1,500	5,045	
366-Inf		790		
334-Med	285			
326-Sup	1,128		6,287	1,500
334-Sup	4,329	5,843		1,608
342-Sup	105	240		
350-Sup	20			
238-Choc	3,000	100	1,833	4,367
<b>TOTAL</b>	<b>16,125</b>	<b>16,125</b>	<b>16,125</b>	<b>16,125</b>

d) En el Cuadro No 8.6 se observa que los promedios por cada semana en Ag, Pb y Zn como los contenidos de Cu y Fe, se encuentran dentro de los límites establecidos por las restricciones, de la misma forma los contenidos finos de acuerdo a las recuperaciones metalúrgicas.

CUADRO N° 8.6

SEMANA	Ag	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %
<b>1 ra</b>	3,57	3,00	5,04	0,10	11,89
<b>2 da</b>	3,68	3,00	5,05	0,06	10,71
<b>3 ra</b>	4,43	3,00	5,20	0,06	10,33
<b>4 ta</b>	3,53	2,89	5,05	0,09	7,77
<b>Promedio</b>	<b>3.80</b>	<b>2.97</b>	<b>5.08</b>	<b>0.07</b>	<b>10.17</b>

## 6.2 Variación de Leyes por Semana



En los gráficos se observan que las leyes de Plata , Plomo y Zinc para cada semana del mes del planeamiento , se encuentran dentro de los rangos máximos y mínimos permitidos, de acuerdo a las restricciones expuestas en el modelo matemático.

### 6.3 Variación del Stock

Después de determinar el mineral que ingresará a tratamiento, es fácil calcular que parte de ese mineral formará parte del Stock para el programa del siguiente mes.

En el Cuadro N° 8.7, se registra el tonelaje y leyes de mineral de los Tajos que no ingresará a tratamiento para el mes del planeamiento y en el Cuadro N° 8.8 se resalta la variación que habrá en el Stock de acuerdo al avance de cada semana.

**CUADRO N° 8.7**  
**STOCK FINAL DEL MES**

MODULO	TM	Ag	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %
X2	794	4,8	2,9	3,79	0,1	10,13
X4	17142	3,8	2,9	3,79	0,22	15,2
X6	3075	2,17	2	5,24	0,04	3,35
X7	2610	3,76	2,5	5,4		
X8	12425	2,46	2,2	5,73	0,05	11,42
X12	795	4,03	3,44	6,19	0,09	13,92
<b>PROMEDIO</b>	<b>36841</b>	<b>3,24</b>	<b>2,57</b>	<b>4,73</b>	<b>0,13</b>	<b>11,72</b>

**CUADRO N° 8.8**  
**VARIACION DEL STOCK POR SEMANA**

STOCK	INICIAL	SEMANA_1	SEMANA_2	SEMANA_3	SEMANA_4
TM	38.806	38.315	37.824	37.264	36.841
Ag	4,1	4,13	3,72	3,34	3,24
Pb	2,88	2,90	2,95	2,72	2,57
Zn	3,72	4,21	4,63	4,70	4,73
<b>VALOR(\$/TM)</b>	<b>27,36</b>	<b>29,67</b>	<b>30,70</b>	<b>29,98</b>	<b>29,69</b>

**CUADRO N° 8.9**

STOCKS	TM	Ag	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	VAL_\$/TM
<i>Inicial</i>	38,806	4.10	2.88	3.72	0.17	13.35	27.36
<i>Final</i>	36,841	3,24	2,57	4,73	0,13	11,72	29.69

Las restricciones del modelo, “forzaron” la utilización de las zonas de menor valorización, reservando las zonas “ricas” como stocks para el planeamiento del siguiente mes. Se observa en el Cuadro N° 8.9, la diferencia existente entre las leyes así como en la valorización de los stocks inicial y final, mejorando esta última.

#### **6.4 Comparación del Método Convencional y la Programación Lineal**

La modelización de los problemas de producción puede quedar completamente válida si demostramos que es el óptimo para los intereses de la empresa. En el cuadro N° 8.10 se compara los programas de producción por un método convencional y el método de programación lineal para las mismas condiciones y reservas. Se observa claramente que la utilidad es mayor si se utiliza los resultados obtenidos de la PL. Se observa también mayor uso de los stocks que el método convencional.

**CUADRO N° 8.10**

METODO UTILIZADO	UTILIZACION DE LOS RECURSOS	LEYES			UTILIDAD U.S. \$
		Ag	Pb	Zn	
<b>PROGRAMACION LINEAL</b>	T.Princ = 53% T.Choc = 14% Stocks = 33%	3.80	2.97	5.08	98,040
<b>CONVENCIONAL</b>	T.Princ = 69% T.Choc = 29% Stocks = 2%	3.75	2.49	5.08	40,635

## **CAPITULO IX**

### **CONCLUSIONES**

1. La programación Lineal es una Técnica de optimización cuya construcción del modelo utiliza criterios y conceptos matemáticos sencillos de estructuras firmes y de amplia interpretación.
2. Permite un fácil acceso al inmenso campo de las simulaciones para el uso del programa de producción.
3. Las soluciones obtenidas del modelo matemático, satisfacen todos los requerimientos propuestos como objetivo de la empresa, las limitaciones estructurales y de la operación en sí, que permitan maximizar las utilidades.
4. Permite al Ingeniero, evaluar alternativas ante imprevistos de un programa determinado para la toma de decisiones, y predecir el comportamiento del mismo.
5. Simplifica la construcción de un plan de minado: luego de haber determinado la metodología.
6. Aplicable para el planeamiento a cualquier nivel de implementación: programas anual, trimestral, mensual, semanal, diario.
7. Utiliza un Software bastante sencillo en su aplicación para la resolución del sistema. En cuanto a la alimentación de información y obtención de resultados es bastante rápido. Actualmente es posible el uso del Solver , herramienta con que cuenta el Excel, de manera que sus uso es amplio y sin restricción.

8. Las leyes promedio para el mes del planeamiento son Ag=3.8 Oz/TM, Pb= 2.97% y Zn= 5.08%, con un valor económico de 32.77 U.S. \$/TM, mientras que la elaboración del planeamiento por un método convencional las leyes promedio serían Ag=3.75 Pb=2.49%, Zn= 5.08% y un valor económico de 31.89 U.S. \$/TM.
9. Los contenidos de Cobre y Fierro fueron controlados en la mezcla obtenida, los promedios fueron Cu= 0.07% y Fe= 10.17%.
10. Según los resultados , se recomienda acumular un stock de 36,841 TMS con leyes de Ag= 3.24, Pb= 2.57 y Zn= 4.73
11. Existe ventaja en calcular al inicio del mes, no solo el mineral tratado, si no también el stock que quedará para el siguiente mes, obteniendo un stock final de mejor calidad que el presente. La valorización del Stock Inicial y Final son:  
Stock Inicial = 27.36 Us/ \$/TM  
Stock Final = 29.69 U.S. \$/TM
12. Se maximizó la utilidad, debido a una mejor planificación. La diferencia de utilidades para el mes del planeamiento utilizando la Programación lineal es 98,040 U.S. \$ y utilizando un método convencional es de 40,635 U.S. \$/TM
13. El modelo matemático acepta la restricción por velocidad de minado en forma real, excluyendo bancos de mineral cuya extracción se hace imposible debido a su desbroce respectivo.
14. Conclusiones y Análisis para la primera semana:
  - 14.1. El programa de minado para la primera semana considera el tratamiento del 45% de los stocks, 35% del tajo Principal y el 20% del tajo Chocayoc -Mercedes.

14.2. Las estrategias de minado, que se interpretan de la solución del modelo, orientan que para la primera semana no se puede explotar el mineral del Tajo principal del Horizonte Inferior 334, 342, 350, 358, y 366. Debido a que soportan un desbroce de 250,000 TMS (Restricción por Capacidad de Perforadoras).

14.3. Las operaciones de minado para esta primera semana deben centralizarse en dichos bancos, debido a que es necesario, desbrozar 77,408 TMS a fin de ir exponiendo los bancos superiores (366 y 358), los que sí figuran en la solución del modelo para el programa de la Segunda semana.

14.4. La distribución y utilización de los equipos por parte de los ingenieros de minas será de la siguiente manera:

14.4.1. 2 Máquinas perforadoras, que aseguran perforar 390 mts./día, es decir 15,600 TM/día, en dos frentes de operación, (2 niveles consecutivos 374 y 366 en cortes modulares y un traslape de disparo de 30 mts.)

14.4.2. 2 Cargadores frontales, uno 988-B y uno 966-C distribuidos para cada nivel, los que conjuntamente pueden evacuar 16,014 TM. Según se muestra:

988B = 3003 TMS/guardia.....	9009 TMD
966C= 2,335 TMS/guardia.....	<u>7 005 TMD</u>
Total	16,014 TMD

Si se requiere desbrozar 77,408 TMS en una semana, entonces se necesita mover en dicha zona 12,900 TMD, para lo cual es posible cumplir con dicha producción.

**BIBLIOGRAFIA**

1.- ALVAREZ Jorge; “Investigacion de Operaciones - Uso del super Lindo” , 1ra Edicion

2.- ARAUCANO, Eugenio; ‘Programacion Lineal Aplicado al Programa de Producción-Mina San Rafael’, Tesis de grado

3.- HILLIER, F.S., LIEBERMAN, G.J.: "Introducción a la Investigación de Operaciones". V Edición. MCMXC by McGraw-Hill,Inc.,U.S.A. Tercera edición en español. México 1991.

4.- HOULDING, Simon W.: "Benefits and misconceptions of mining computing". International Mining. October 1986.

5.- JOHNSON AND RONALD J.; “Operations Research in the Mineral Industry,

6.- LANE, Kenneth F.: "The Economic Definition of Ore. Cut-Off Grades in Theory and Practice". Mining Journal Books Ltd., London, England. 1988.

7.- MUTMANSKY, Jan M.: "Computing and Operations Research Techniques for Production Scheduling". Computer Methods for the 80's in the Mineral Industry. Alfred Weiss. SME-AIME. New York. 1979.

8.- PEERSSON - HOLMBERG-LEE; "Rock Blasting and Explosives Engineering",

9.- PRESSMAN, Roger S.: "Software Engineering". A Practitioner's Approach. 3ra.Ed. McGraw-Hill, Inc. New York 1992.

10.- SCHRAGE, Linus: "Linear, Integer and Quadratic Programming with LINDO". Second Edition. University of Chicago. The Scientific Press. Chicago, Nov.1983.

11.- SHURTZ, Robert F., STEPHENS, G.A.: "Optimal Mine Exploitation by Geometric Analysis". Engineering and Mining Journal. September 1993.