

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**  
**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGIA**



**SISTEMA DE RELLENO EN PASTA EN LA MINA ARES**

**INFORME DE INGENIERIA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE**

**INGENIERO DE MINAS**

**WILLIAM FEDERICO ARENAS BUSTILLOS**

**LIMA - PERU**

**2001**

**Dedicatoria:**

**A MIS QUERIDOS PADRES  
POR SU CONSTANTE  
COMPRESION Y APOYO**

## **INTRODUCCION**

Las diferentes técnicas de operación utilizadas en los diversos métodos de explotación de minas, son el resultado de las influencias reciprocas de una serie de aspectos, de los cuales, juegan un rol preponderante las condiciones naturales de la masa rocosa del yacimiento. Debiendo entenderse en este caso, que la masa rocosa esta formada por el mineral y la roca encajonante incompetente.

El principio de utilización de un determinado método de explotación, óptimo desde el punto de vista técnico-económico, se basa en que este método de explotación debe aparejarse adecuadamente a las condiciones naturales señaladas y a las posibilidades técnicas y económicas disponibles.

Los principales factores que definen las condiciones naturales del yacimiento son: geología del mismo (tipo, mineralización, rocas encajonantes); reservas (tonelaje, distribución de leyes, duración de la explotación); morfología o geometría del cuerpo mineralizado ( potencia, extensión, buzamiento y profundidad ); condiciones geomecánicas del mineral y rocas encajonantes; y, condiciones del agua subterránea.

Específicamente, las condiciones geomecánicas del mineral y de la roca encajonante tienen directa influencia sobre: la selección del método de explotación, la ubicación y dimensionamiento de los diferentes componentes estructurales de la mina, las posibilidades de mecanización de las operaciones unitarias y la definición de los aspectos que contribuirán a la estabilidad de las excavaciones a realizarse como parte de las operaciones de minado: aberturas máximas, sostenimiento, esquemas y secuencias de avances de la explotación y el restablecimiento del equilibrio.

Los parámetros precedentes, presentan de una manera deductiva el tema que se desarrolla en este trabajo: determinar las condiciones geomecánicas del mineral, de la roca encajonante de la Mina Ares a fin de definir los aspectos que contribuirán a la estabilidad de las labores mineras, apoyando de esta manera al personal que tiene a su cargo tanto el planeamiento y diseño como la operación de la mina. Los resultados de este tipo de trabajos contribuyen a evitar situaciones de riesgo no esperados, los mismos que incrementarían los costos de operación ya sea por la adición de los sistemas de sostenimiento y mantenimiento de los mismos o por las perturbaciones en la eficiencia de la secuencia de minado.

## **ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL SISTEMA DE RELLENO EN PASTA EN LA MINA ARES**

**DEDICATORIA  
AGRADECIMIENTO  
INTRODUCCION**

### **CAPITULO I**

#### **CONSIDERACIONES GENERALES**

- 1.1 CLIMA, VEGETACIÓN Y TOPOGRAFÍA
- 1.2 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD
- 1.3 ORGANIZACIÓN Y MISIÓN DE LA EMPRESA
- 1.4 RECURSOS HUMANOS Y NATURALES.-

### **CAPITULO II**

#### **CONSIDERACIONES GEOLOGICAS**

- 2.1 ECOLOGÍA GENERAL DEL YACIMIENTO.-
- 2.2 GEOLOGIA REGIONAL
  - 2.2.1. Litología
  - 2.2.2. Estratigrafía
- 2.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL
- 2.4 GEOLOGIA LOCAL

### **CAPITULO III**

#### **CONSIDERACIONES MINERAS**

- 3.0 DESCRIPCIÓN DE LA MINA
- 3.1 DESARROLLOS
  - 3.1.1 Rampas
  - 3.1.2 Ventanas
- 3.2 PREPARACION
  - 3.2.1 Sub niveles
  - 3.2.2 Chimeneas
  - 3.2.3 Ore Pass
  - 3.2.4 Caminos
  - 3.2.5 Lozas
- 3.3 METODO DE EXPLOTACION.-
- 3.4 EXPLOTACION
- 3.5 OPERACIONES UNITARIAS
  - 3.5.1 Perforación
  - 3.5.2 Voladura
  - 3.5.3 Limpieza
  - 3.5.4 Carguio y transporte
  - 3.5.5 Sostenimiento
  - 3.5.6 Relleno
- 3.6 SEGURIDAD

### **CAPITULO IV**

#### **PLANTA CONCENTRADORA**

**DESCRIPCIÓN GENERAL DE LA PLANTA**

## **CAPITULO V**

### **ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL SISTEMA DE RELLENO EN PASTA**

#### **5.1 GENERALIDADES**

- 5.1.1 Aspectos geomorfológicos
- 5.1.2 Aspectos litológicos
- 5.1.3 Meteorización y alteraciones hidrotermales

#### **5.2 CONDICIONES HIDROGEOLOGICAS**

#### **5.3 RASGOS ESTRUCTURALES MAYORES (DISCONTINUIDADES)**

#### **5.4 CLASIFICACION GEOMECANICA DE MACIZOS ROCOSOS**

- 5.4.1 Objetivos de la Clasificación Geométrica
- 5.4.2 Clasificación de bieniawski (CSIR):
- 5.4.3 Clasificación de barton, lien y linde (NGI)
- 5.4.4 Clasificación de Hoek y Brown:

## **CAPITULO VI**

### **SISTEMA DE RELLENO EN PASTA UTILIZANDO AGREGADOS**

#### **6.1 ANTECEDENTES:**

#### **6.2 REVISIÓN ACTUALIZADA DEL AGREGADO EN PASTA EN LAS OPERACIONES DE RELLENO**

#### **6.3 DISCUSIÓN SOBRE EL CONTROL DE SUELO Y MÉTODOS MINEROS**

#### **6.4 REVISIÓN DE LOS PLANES PARA INCORPORAR RELAVES EN LAS FÓRMULAS DE RELLENO**

#### **6.5 PERFIL DE LAS PRUEBAS EN PASTA PARA SER COMPLETADAS**

#### **6.6 CARACTERÍSTICAS DE LA PASTA**

#### **6.7 PRUEBAS DE COMPRESIÓN LIBRE**

#### **6.8 PRUEBAS DE FUERZA DE FLEXIÓN**

#### **6.9 SEGURO DE CALIDAD**

#### **6.10 OBSERVACIONES RELACIONADAS CON EL DESARROLLO DEL PROCESO A LARGO PLAZO CON RESPECTO AL VACIADO DEL RELLENO O RELAVE**

## **CAPITULO VII**

### **CARACTERIZACIÓN DEL RELLENO**

#### **7.1 CONCEPTO**

##### **7.1.1 Materiales Utilizados**

###### **7.1.1.1 Agregados**

###### **7.1.1.2 Cemento**

###### **7.1.1.3 Agua**

##### **7.1.2 Proporciones De Mezcla**

###### **7.1.2.1 Según ensayos de laboratorio**

###### **7.1.2.2 Según condiciones de operación**

##### **7.1.3 Resistencia a la Compresión Uniaxial**

#### **7.2. SISTEMA DE PREPARACIÓN DE LA MEZCLA**

##### **7.2.1 Incorporación de agregado**

##### **7.2.2 Incorporación de cemento y agua**

##### **7.2.3 Mezclado**

##### **7.2.4 Descarga**

##### **7.2.5 Performance de la planta dosificadora**

##### **7.2.6 Inconvenientes de diseño**

#### **7.3 SISTEMA DE BOMBEO**

#### **7.4 SISTEMA DE TRANSPORTE DE RELLENO**

- 7.4.1 Labores utilizadas y preparadas en la mina
- 7.4.2 Tuberías de transporte
- 7.4.3 Instalación de tuberías
- 7.4.4 Desgaste de tuberías
- 7.5 OPERACIÓN DE RELLENO
  - 7.5.1 Preparación de equipos y materiales en planta de relleno
  - 7.5.2 Preparación de tajos en interior mina
  - 7.5.3 Inicio de operación
  - 7.5.4 Operación de relleno
  - 7.5.5 Inicio de operación
- 7.6 PROBLEMAS DE OPERACIÓN
  - 7.6.1 Atoros por segregación
  - 7.6.2 Atoros por fallas mecánicas de la planta o la bomba
  - 7.6.3 Rotura de tuberías por impacto
  - 7.6.4 Factores climáticos

## **CAPITULO VIII**

### **EVALUACIÓN ECONÓMICA DE COSTOS DE RELLENO**

- 8.1 ANTECEDENTES
- 8.2 UTILIZACIÓN DE ADITIVO
- 8.3 ANÁLISIS DE COSTO DE RELLENO
- 8.4 CONSIDERACIONES

## **CAPITULO IX**

### **CONCLUSIONES**

## **CAPITULO X**

### **RECOMENDACIONES**

## **BIBLIOGRAFIA**

## **ANEXOS**

## CAPITULO I CONSIDERACIONES GENERALES

### 1.1 Clima, Vegetacion y Topografia

El clima es frigido caracterizado por intensas nevadas entre los meses de Diciembre a Marzo, con un promedio de precipitación anual de 850 mm. La temperatura oscila entre +12°C a -18°C, en los meses de abril a noviembre una intensa radiacion solar con cambios bruscos de temperatura en las noches (heladas).

Los vientos predominantes son en la mañana de NE a SW, al medio día de E-W. Y en las tardes de SW-NE, y a una temperatura promedio de 4°C.

La vegetación es limitada y va de acorde a las condiciones adversas del suelo y clima, solamente se presentan especies vegetales hemcriptofítica de forma almohadillada o arrosetada acicular.

### 1.2 Ubicación y Accesibilidad

La Compañía Minera ARES esta ubicada en la altura de 4950 m.s.n.m a 20 Km en línea recta al este de la mina Arcata y a 27 Km al Noreste de la mina Orcopampa ambos yacimientos Epitermales de Oro y Plata es de fácil acceso por encontrarse a solo 5 Km. Al Norte de la carretera que une Caylloma y Arcata (plano), a 275 Km. Al NW. De la ciudad de Arequipa, en el paraje de Cajchaya, distrito de Orcopampa, provincia de Castilla.

Con una extensión de 11,000 Has, ubicada en las coordenadas UTM.

N 8336330.00

E 804481.00

Y coordenadas geográficas

Longitud Oeste 72°10'00''

Latitud Sur 15°02'00''.

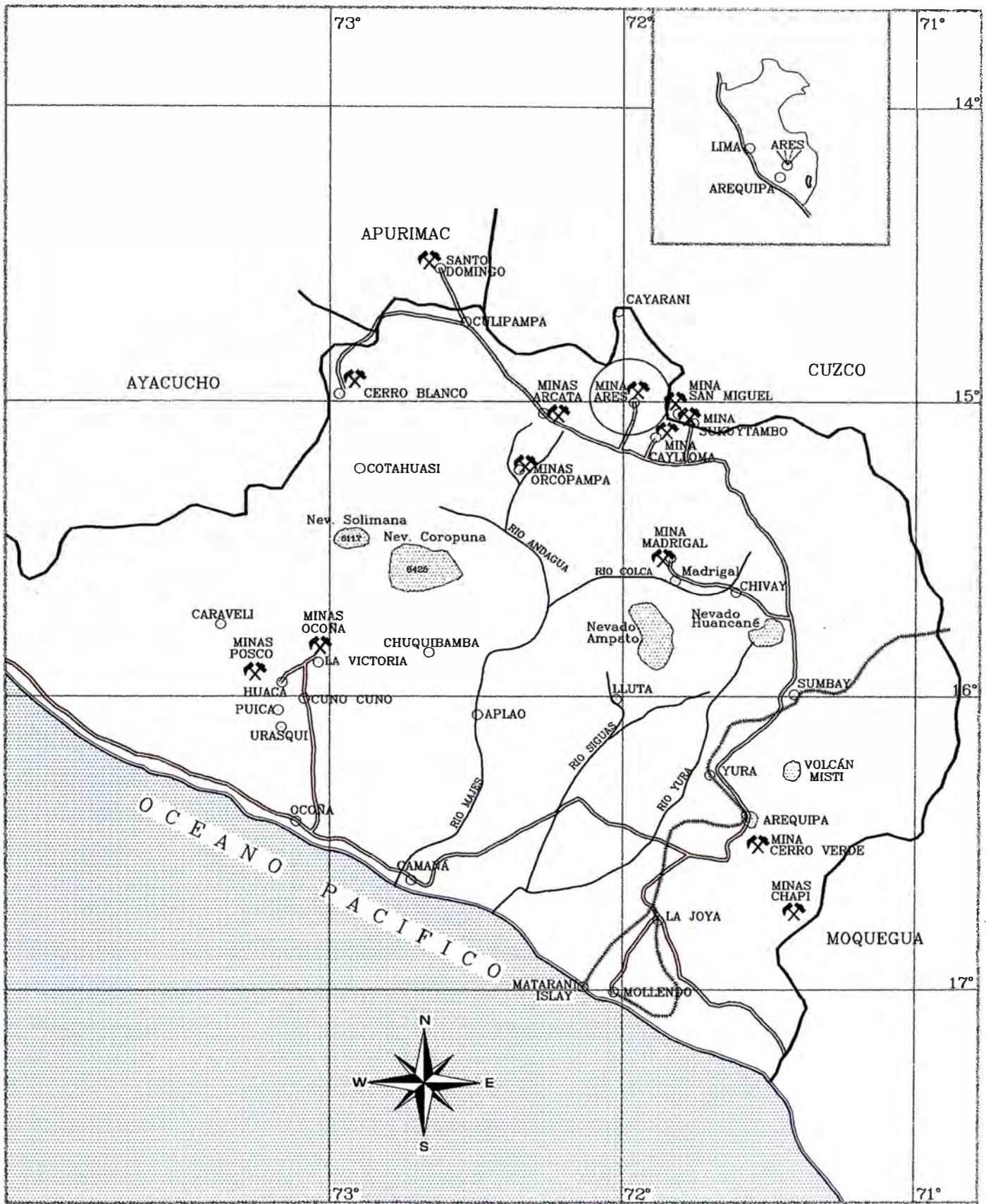
### 1.3 Organización y Misión de la Empresa

Actualmente Cia Minera Ares S.A.C. está en un proceso de transformacion Las metas corporativas del Grupo Hochschild es tener en todas sus unidades CERO ACCIDENTES ,mediante la implementacion del sistema de gestion de riesgos ISTEAC (Internacional Safety Training and Technology) . Actualmente se ha alcanzado en la ultima Auditoria Internacional, el IV NIVEL (Muy bueno).

La empresa ha desarrollado una identidad y filosofía propia de trabajo, con el objetivo de cumplir lo propuesto.

La relación que se da entre los integrantes dentro de la empresa es de tal manera que cada uno se siente identificado con el otro en los mismos objetivos y metas, el cual es hacer de la empresa una organización excelente. También importante es la relación de la empresa con el entorno.

Sin embargo para cumplir con la mision propuesta, se tiene que competir con empresas nacionales y extranjeras tanto en productividad como en rentabilidad, estar sujeto a los vaivenes de los precios internacionales, amén de otras situaciones. El éxito de la Compañía Minera Aress S.A.C. se basa en los siguientes factores: humano, técnico y económico. El factor calidad humana decide sobre los otros dos



TOPOGRAFIA: I.G.M.	<b>CÍA. MINERA ARES S.A.C.</b>  <b>PLANO DE UBICACION</b>	FECHA:
DIBUJO CAD: C. H. A.		NOVIEMBRE 2000
REVISADO: P. L. A.		PLANO N°:
APROBADO: O. R. R.		
ESCALA 1:2'000,000		



elementos. La supervisión de la empresa esta preparada para dirigir excelentemente los grupos organizados de trabajo hacia el logro de buenos resultados.

El Supervisor de Cia. Minera Ares orienta resultados: organiza su empresa, realiza planes, coordina entre todas sus partes, es responsable de la dirección y operación, desarrolla controles para mantener a su empresa camino al éxito, Los controles no son para frenar iniciativas, el "control es para asegurar resultados y no para evaluar al personal".

#### **1.4 RECURSOS HUMANOS Y NATURALES.-**

El personal capacitado y de mucha experiencia proviene de la parte sur, Uno y de sus alrededores de la misma, Arcada, Caylloma, Orcopampa, Espinar etc.

## CAPITULO II CONSIDERACIONES GEOLOGICAS

### 2.1 GEOLOGÍA GENERAL DEL YACIMIENTO.-

En el distrito minero de Ares a la fecha se tiene reconocido tres sistemas de vetas: una de rumbo EN, con buzamientos al SE y otra de rumbo NW, siendo la primera de mayor importancia en mineralización. El tercer sistema estaría conformado por el conjunto de vetas cercanas a María.

Las rocas encajonantes de los sistemas de vetas de Ares están constituidas por tobas riódacitas en la parte superior, lava y aglomerados riódacíticos en la zona intermedia y andesitas en los niveles inferiores.

- **Estructuras mineralizadas**

Las estructuras reconocidas a la fecha son las siguientes:

Sistema Victoria : vetas Victoria, Ramal Victoria, Maruja, Split Victoria, Ramal Sur y Ramal 097.

Sistema Guadalupe : vetas Guadalupe, Lula y Tania.

A continuación se describen las características más importantes de las principales vetas:

- **Veta Victoria**

Es la veta con afloramiento más conspicuo que las demás, con 1,010 m., de longitud reconocida por labores subterráneas; rumbo N 60° a 70° E y buzamiento subvertical en su sector EN; 65° a 80° al SE en el sector SW, con potenciales variables de 0.50 m. En tramos de afloramiento y hasta 10 m., en segmentos de algunas, en explotación.

La veta Victoria es una estructura de comportamiento estructural variable, con anchos de mineralización no uniformes, por lo que se la define del tipo rosario de grandes magnitudes en la zona del horizonte de metales preciosos, con ramaleos formando cimoides, tendencias generales de decaer en potencia en sus extremos, con tendencia a estrangularse hacia superficie y ramalearse en profundidad. La textura de la mineralización es de bandeamiento sucesivo y abundante de cuarzo lechoso azucarado gris en menor grado de alteración argílica. Su contenido de metales preciosos es más constante en comparación a las otras vetas.

- **Veta Ramal Victoria**

Veta que se desprende del techo de la veta Victoria hacia el EN, con rumbo N 65° E y buzamiento 70° a 80° al SE; se tiene 465 m. Reconocidos en labor subterránea, potencia desde 2.2 m. En la intercepción con veta Victoria, posee estrangulamiento gradual hacia el EN, hasta 0.30 m.; la mineralogía es de cuarzo lechoso bandeado con abundante óxido de Fe.

- **Veta Maruja**

Estructura definida en su relleno hidrotermal de fractura con anchos entre 0.30 m., a 0.90 m., con ramaleos en ciertos segmentos. La mineralogía es cuarzo lechoso con óxidos de hierro y presencia de óxidos de manganeso.

- **Veta Split Victoria**

Es una estructura que también se desprende de la veta principal Victoria, de potencia 0.30 a 0.50 m., y valores altos se estrangula al EN.

- **Veta Ramal Sur**

Es una estructura paralela a la veta principal Victoria, de potencia promedio de 1.80 m, es limitada por fallamiento al EN y al SW es reconocida en una longitud de 380 m.

- **Veta Ramal 097**

Es una estructura paralela a la veta Ramal Sur, tiene una potencia promedio de 1.00 m., y una longitud de 95 m.; se comporta como un lazo cimoide con respecto al Ramal Sur.

## 2.2 GEOLOGIA REGIONAL

### 2.2.1. Litología

La litología en la mina Ares está compuesta principalmente de rocas volcánicas, regionalmente tiene la forma de estratos volcánicos sub-horizontal. La estratigrafía volcánica de la zona está formada por las formaciones: Barroso, formación Alfabamba y la formación Tacaza.

#### a. Formación Barroso.- Coladas o Derrames Lávicos.

Compuesto principalmente por derrames lávicos de carácter riolítico. Presenta múltiples cavidades producto del escape de los gases durante su salida a la superficie, está intercalado con horizontes de arena volcánica generalmente de color negro, marrón rojizo (ladrillo), algunas veces estos horizontes están endurecidos y consolidados.

El espesor mínimo reconocido a la fecha con las perforaciones diamantinas alcanza los 77 metros que aflora en gran parte del distrito.

Los focos volcánicos se estima que estuvieron ubicados a lo largo de dos zonas de debilidad principales, una según su alineación de los volcanes Misti, Coropuna, Solimana, Sara Sara y otras.

La unidad intermedio del grupo Barroso, es la más importante por su mayor propagación dentro del área.

Las características más importantes de esta unidad son las siguientes:

Conforman acumulaciones de forma cómica, preservadas como esqueletos volcánicos, con cúspides meteorizadas que muestran tonalidades rojizas, algunas de estas estructuras han sido modificadas por efecto de erosión y destrucción diferencial, a consecuencia de la última glaciación del pleistoceno, en la actualidad se presenta a manera de anfiteatros aislados o espinas los más notables son los Cerros Antapuna, Cajchaya y Yay - Culle, Mauras Chuquihua.

#### b. Formación Alfabamba - Aglomerado, Brechas, Tufos, Dacitas y Andesitas.

Compuesto por aglomerados, brechas y tufos intercalados formando una secuencia muy distinta en la región, siendo la estratificación delgada el aspecto más saltante de la sub unidad superior (ver fig. 2).

La formación Alfabamba, generalmente está compuesto por andesita, al tope donde aflora, presenta tintas rojizas al intemperizarse como producto de la oxidación de la pirita que contiene la matriz, en las brechas los componentes líticos varía de tamaño y forma de escasos milímetros hasta 14 centímetros en algunos casos.

El grosor de la formación Alpbamba es variable estimándose un promedio de 1000 metros.

El color de la matriz es gris verdoso algunas veces ocre o violeta.

**Aglomerado:**

Compuesto por clastos sobredondeados de diferentes tamaños, el color de la matriz varía de verde a marrón, presenta arcilla color verde, además hay pirita cúbica.

**Brecha:**

Compuesto por clastos angulosos y subangulosos de varios tamaños de composición mayormente andesítico, la matriz es de color verde ligeramente marrón o chocolate en algunas partes.

**Tufo:**

La textura del tufo varía de afanítica a granular gruesa contiene bastante pirita en la matriz, que es de carácter arcilloso en partes, y de color verde claro o blanco producido por la alteración.

El tufo puede ser, andesítico, riodacítico y dacíticos, algunas veces se observan en las rocas los feldespatos y plagioclasas alteradas.

**Dacita:**

La característica principal es la presencia de cristales de cuarzo volcánicos (vidrio volcánico) de forma semicircular.

La roca presenta textura granular gruesa algo porfirítico, la matriz es de color gris claro con feldespatos, plagioclasas y cuarzo, además de pirita fina en puntos y parches.

**Andesita:**

Es una secuencia volcánica que se denomina andesita superior, presenta en partes la textura granular gruesa, con textura porfirítica, los testigos son bien competentes. Se observan las plagioclasas y feldespatos así como puntos de arcilla illita o esmectita. En algunos tramos la matriz es de color marrón rojizo a chocolate con relleno de pirita y clorita en venillas, el color es gris verdoso, en tramos se observa el color verde petróleo intenso y muy diferenciable.

**c. La Formación Tacaza.**

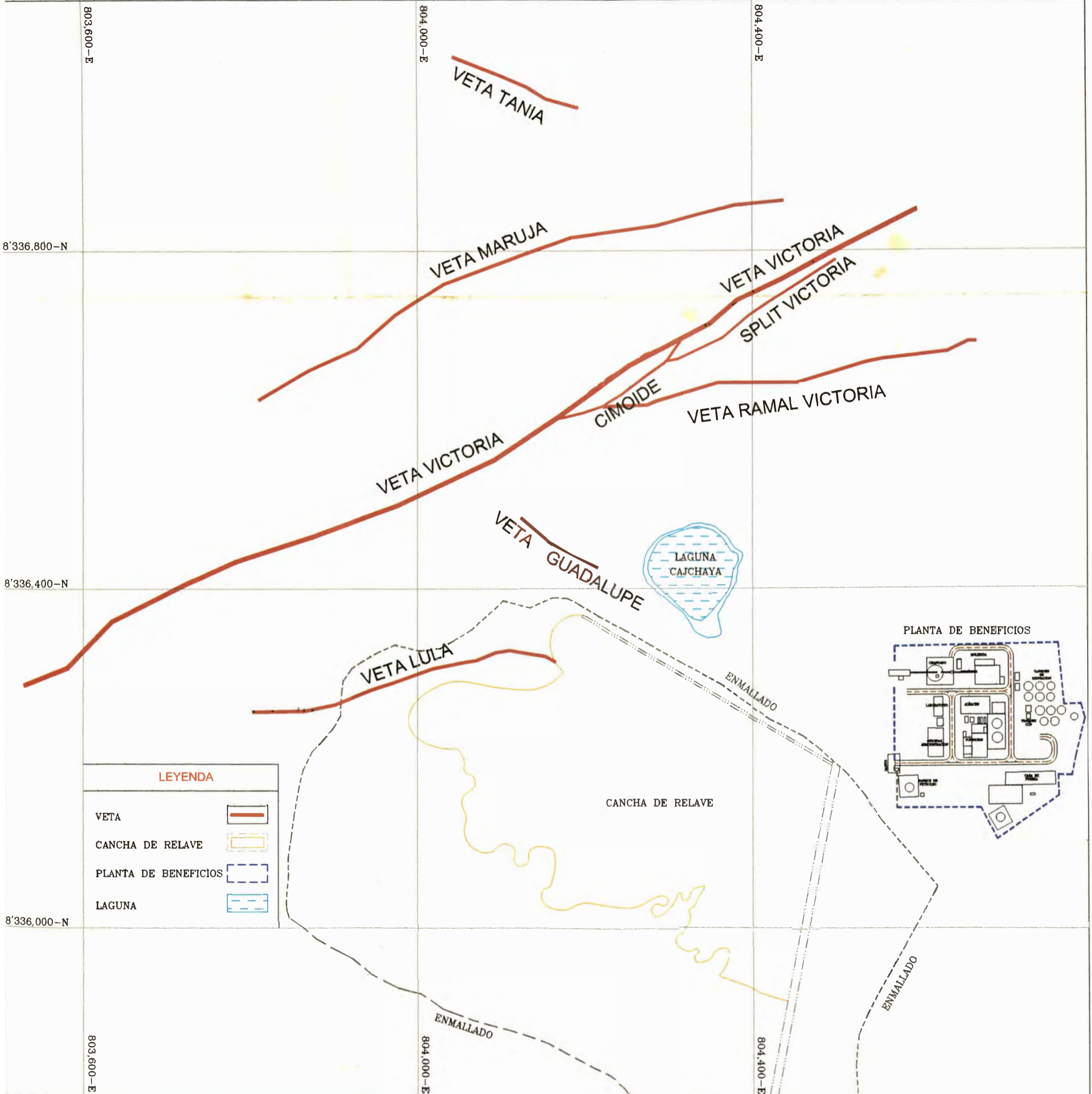
Compuesto principalmente por una secuencia de riodacitas muy característico por su contenido de cuarzo, feldespato y plagioclasa lo cual facilita para diferenciar a la roca en los testigos de la perforación.

En la base de la secuencia se presenta la andesita inferior, todos los taladros terminan en esta roca que tiene como característica principal la alteración propilítica por la presencia de clorita, pirita, horblenda y hematita que confiere cierta coloración rojiza a la andesita.

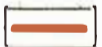


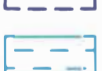
**Riodacitas:**

Una de las características principales es la presencia de diferentes estructuras primarias, así como la silificación y las cavidades rellenas son cristales de cuarzo, además de cristales grandes de plagioclasa que al descomponerse por la alteración hidrotermal dejan cavidades, es una de las características de esta roca.

En esta secuencia también se presenta en la riodacita brechada hidrotermalmente y silificado con pirita y marcasita en venillas y parches, además de venillas de cuarzo blanco hidrotermal tardío relleno de fracturas posteriores. El color de la roca varía de



**LEYENDA**

- VETA 
- CANCHA DE RELAVE 
- PLANTA DE BENEFICIOS 
- LAGUNA 

TOPOGRAFIA: S. V. N.  
 GEOLOGIA: C. R. F.  
 DIBUJO: M. I. Q.  
 REVISADO: P. L. A.  
 APROBADO: O. R. R.

COMPANIA MINERA ARES S.A.C.

**ESTRUCTURAS MINERALIZADAS  
 MINA ARES**

ESCALA 1:4.000

FECHA:  
 NOVIEMBRE 2000  
 LAMINA:

gris - claro a blanquecino. La roca es dura al fracturarse por la silificación ocurrida y el cuarzo que compone la matriz.

La siguiente estructura primaria se distingue en esta estructura volcánica.

- **Estructura del tipo de enrejado.**

Presenta venillas de pirita y cuarzo que forman un típico enrejado múltiple sin un patrón definido.

- **Estructura sub horizontal**

Formado por pequeñas fracturas múltiples y paralelas rellenos con pirita en venillas son de color oscuro a verde claro.

- **Estructura dentrítica o tabular:**

De forma muy irregular, las venillas rellenas con pirita formando dentritas de color oscuro.

#### **Andesita:**

Es una secuencia volcánica que se denomina Andesita inferior, presenta una textura granular de media a fina, con feldespatos, plagioclasas, pirita, horblenda y hematita, que al oxidarse le da cierto color rojizo a determinados tramos de esta secuencia. La roca está levemente oxidada y presenta color marrón - rojizo por la hematita que contiene la matriz. También presenta puntitos de clorita, dando lugar a una cloritización con un color verde característico de la roca.

#### **2.2.2 Estratigrafía**

Un primer intento para definir la estratigrafía de la zona de la Mina Ares, se ha realizado con la información de las perforaciones diamantinas y la correlación con la geología de superficie.

##### **Unidad 01:**

Secuencia compuesta principalmente por las coladas riolíticas.

##### **Unidad 02:**

Secuencia de rocas volcánicas formado por tufos aglomerados, brechas y la andesita superior que conforman las sub unidades, con diferentes espesores.

##### **Unidad 03:**

Compuesto principalmente por la riodacita.

##### **Unidad 04:**

Compuesto por la andesita inferior.

### **2.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

El aspecto estructural es de importancia en la mina ares, todo parece indicar que controla la ocurrencia de las estructuras mineralizadas.

En la zona existen tres sistemas principales formados por las fallas.

**Primer Sistema:** Las fallas de rumbo promedio N° 60 E como: Guadalupe, Claudia, Tania y Diana

**Segundo Sistema:** Las fallas de rumbo promedio N° 50 E como: Victoria, Maruja y Lula.

**Terce Sistema:** Las falla de rumbo promedio N-S como : la falla N-S.  
El tercer sistema desplaza al segundo sistema y el segundo desplaza al primer sistema.

Las evidencias y las informaciones del campo y mina ayudan a sustentar la premisa que el sistema más favorable a la mineralización lo constituyen las estructuras de rumbo N° 50 E a E-W, siendo los más representativos las vetas Victoria, Maruja y Lula con diferentes grados de importancia. Esta hipótesis puede ayudar en las exploraciones en la búsqueda de estructuras que tengan rumbos y características similares tal es el caso de la veta María —Apolo y Rosa — luz que necesita ser explorados con prioridad antes de los otros sistemas como la veta – falla “Tania” donde anteriormente se ha perforado con resultados desfavorables.

El continuo tectonismo a producido el marco estructural presente, en el cual la dupla de esfuerzos en la veta Victoria a generado cambios de rumbo de la veta por efecto de la competencia de las rocas encajonantes, dando origen a la formación de lazos cimoides, donde se pueden ubicar los cuerpos (ore shoots) estas estructuras resultan ser trampas favorables para el emplazamiento de soluciones hidrotermales. Al menos tres (3) lazos cimoides de diferentes tamaños se notan en el nivel 4875. Igualmente este cambio de rumbo dio lugar a la formación de ramales (splits) ejemplo el ramal veta Victoria, que es parte del sistema y forma un gran lazo cimoiide típico con la veta Victoria, igualmente la veta Maruja con la veta Victoria forman otro lazo cimoiide.

Dentro del Lazo Cimoiide Victoria existen estructuras (ramales) que son parte del sistema principal pueden dar un volumen adicional de mineral económico pero falta un reconocimiento y evaluación en su conjunto

Sea preparado un plano estructural generalizado en la mina Ares en el cual sean graficado los tres Sistemas principal que forman el marco estructural actual.

Este marco estructural es un adelanto a uno que se están haciendo actualmente con toda la información que se ha obtenido del mapeo detallado parece indicar que el aspecto estructural está controlando la ocurrencia del Gran Lazo Cimoiide Victoria, formando por las vetas Victoria, Lula y Ramal Victoria además en la Veta Victoria principal existe Sub-lazos cimoides de importancia.

## 2.4 GEOLOGIA LOCAL

En la mina Ares existen 2 tipos de estructuras bien definidas: vetas simples cuyo ancho puede variar de escasos centímetros a varios metros lazo cimoides con diferentes formas, como lazos cerrados, abiertos y lazos múltiples (fig. 4 y 5) estos tres tipos de lazos cimoides se presentan en la mina Ares, pero necesitan ser definidas y conocerlos mejor en tres dimensiones.

En labores subterráneas del NV 4825 al menos tres lazos cimoides han sido observados necesitan ser reconocidos en su verdadera magnitud y en detalle dado su importancia e interés porque pueden incrementar el volumen de reservas para una explotación a otra escala, que permitiría

## CAPITULO III CONSIDERACIONES MINERAS

### 3.0 DESCRIPCIÓN DE LA MINA

#### 3.1 DESARROLLOS

En la mina Ares se efectúan los desarrollos mediante un plan previamente establecido, dentro de ellos se tiene rampas y ventanas hacia la Veta Victoria (SW y NE).

##### 3.1.1 Rampas

Se viene desarrollando la rampa 4 SW y 4 NE hacia la Veta Victoria, tomando mayor énfasis en el control del radio de curvatura. La pendiente planificada es de 12%, su dirección es paralelo a la Veta Victoria (N 066° E y S 66° W). Las dimensiones planificadas son 14' x 13' de sección.

La perforación se realiza utilizando máquinas perforadoras tipo Jack Leg marca Toyo modelo L - 28 y barrenos integrales de 6 pies, luego de ser perforado los taladros, se efectúa el carguío utilizando dinamita Dinasol de 7/8" x 7" x 65", fulminantes N° 6 - 8 y guías de seguridad y igniter - cord para el encendido.

El proceso de limpieza se realiza utilizando scoop - volquete; los scoops son las características siguientes. EJC 130 JARVIS CLARK de 3.5 Yd<sup>3</sup> o un scoop 2.5 Yd<sup>3</sup> marca Tamrock, estos cargan el material a los volquetes volvo NL-12 Interculer, estos cargan el material a los volquetes volvo NL-12 Interculer de 20 Tn de capacidad.

Para el sostenimiento en la rampa, se trata de llevar el techo formando un domo así se auto sostengan, o aplicar la teoría del arco natural, en zonas donde se necesita sostenimiento se utiliza pernos Swellex de 7' de longitud y si el terreno lo requiere, malla electrosoldados con shotcrete, o también cimbras

Con respecto a la ventilación, en la actualidad se utiliza los 2 métodos, la ventilación natural la ventilación forzada (mecánica), inyectando aire por superficie mediante ventiladores estratégicamente instalados, no presentando mayores problemas.

##### 3.1.2 Ventanas

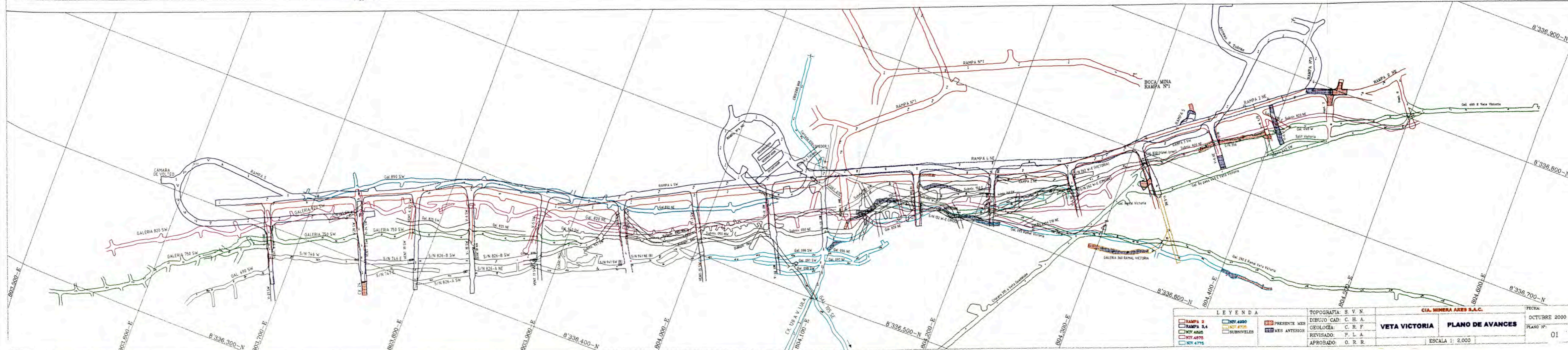
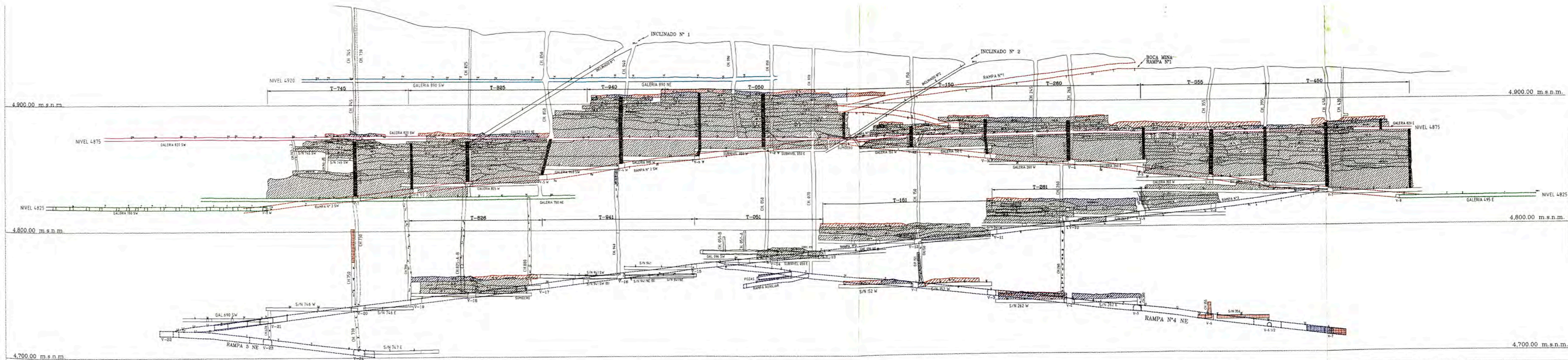
Las ventanas se desarrollan a partir de la rampa en forma perpendicular hasta interceptar a la Veta Victoria, son de pendiente positiva (+1%), sus dimensiones planificadas de las ventanas son de 14 pies x 13 pies igual que las rampas. En ellas se ubican los echaderos (ORE PASS) y caminos hacia los tajeos.

Muy similar a la rampa, el sostenimiento es con pernos swellex de 7' de longitud, cuando el terreno lo requiere esporádicamente; si es necesario se utilizarán cimbras con madera.

#### 3.2 PREPARACION

En esta etapa se prepara subniveles, chimeneas, buzones, caminos y lozas. Es importante indicar que en toda esta preparación se tiene un cuidado especial en el sostenimiento, en vista de que se realiza sobre mineral.





**LEYENDA**

- RANPA 2
- RANPA 3, 4
- SUBNIVELES
- PRESENTE MES
- MES ANTERIOR

TOPOGRAFIA: S. V. N.  
 DIBUJO CAD.: C. H. A.  
 GEOLOGIA: C. R. F.  
 REVISADO: P. L. A.  
 APROBADO: O. R. R.

**CIJA MINERA ARES S.A.C.**  
**VETA VICTORIA**  
**PLANO DE AVANCES**

FECHA: OCTUBRE 2000  
 PLANO N°: 01  
 ESCALA 1: 2,000

### 3.2.1 Sub niveles

Los sub niveles son de 7' x 8' de sección a partir de estos se inician los siguientes cortes a la explotación del mineral; en la perforación se utiliza perforadoras de percusión y rotación marca Toyo con barrenos integrales de 6 pies.

En la voladura se utiliza dinamita de 7/8" x 7" x 65% marca Dinasol, los fulminantes utilizados son el N° 8 de marca Famesa, para iniciar el disparo se utiliza fulminante N° 6 y 8 respectivamente.

Las guías de seguridad son de color blanco, en el encendido para mayor seguridad se utiliza mecha rápida con conectores.

Los sub niveles se corren por 2 métodos, el primero utilizando máquinas convencionales Jack Leg y el segundo con una máquina rozadora, en este segundo método no se utiliza explosivos.

### 3.2.2 Chimeneas

Se corre una chimenea central a partir de la ventana central del tajeo, del nivel inferior al nivel superior, con una sección de 4' x 8' por donde ingresará el aire fresco y algunos servicio hacia el tajeo de explotación y las tuberías para el relleno

### 3.2.3 Ore Pass

El echadero de mineral se construye a partir de la ventana central teniendo en consideración que el tajo tiene 120 m de longitud, o sea 60 m por lado; la que comprende un ciclo de minado.

Se construye con elementos circulares de metal y fierro corrugado y se rellena con el relleno cementado, son de 1.40 m de diámetro, con una parrilla de rieles de 0.20 m de luz.

### 3.2.4 Caminos

En la preparación de este sistema se construyen 3 caminos uno central y dos extremos, con el objeto de mantener siempre 2 caminos disponibles en cada rebanada. Por el camino central se instalan las tuberías de aire y agua para la perforación y las tuberías de drenaje del agua que filtra el tajo.

### 3.2.5 Lozas

Luego de definir las cajas a lo largo de la galería de explotación, mediante perforación controlada, se vacía la loza de concreto con las siguientes características:

- Ancho promedio	4.2 m
- Longitud	120.0 m
- Altura de loza	3.0 m
- Tipo de concreto	180.0 kg/m <sup>2</sup>

## 3.3 METODO DE EXPLOTACION

En la compañía Minera ARES S.A. se aplica el método de corte relleno ascendente (Over cut and fill), y la utilización de relleno cementado de acuerdo al comportamiento del yacimiento se utiliza el relleno cementado por tuberías.

La denominación del método de explotación no es lo sustantivo sino los criterios de aplicabilidad, que para el siguiente caso se cumple con relación a factores como: geología, reservas, morfología de la mineralización, y como complementación se tiene las condiciones geomecánicas del mineral y rocas encajonantes, lo cual significa un redimensionamiento de las labores mineras, y con mayor importancia de los tajos.

### **Geometría de los Tajos de Explotación**

La geometría de los tajos de explotación está condicionada a la forma y a las leyes de los cuerpos mineralizados, dentro de estos cuerpos tenemos caballos y brechas.

Las dimensiones de los tajos explotados en victoria varían en los siguientes rangos: en lado NE se tiene potencias entre 1.2-3.5m. y en lado SW está entre anchos de estructura de 4.5- 8.5m. con longitud de toda la estructura que comprende ambos lados 960 m. El buzamiento de la estructura es sub vertical (80°-85°) de inclinación con rumbo NE-SW y altura de estructura de 125m. de mineral probado

### **3.4 EXPLOTACION**

Luego de tener listo la preparación se da inicio al primer corte, utilizando el sistema en breasting, que se encuentra ubicado en la parte central del tajeo, de esta manera el tajeo queda dividido en 2 alas cada uno de 60 mts., la explotación de los tajeos se realiza con el método de corte y relleno ascendente con galerías de explotación, dicha galería se corre paralela a la caja piso de la veta, que a partir de ellos se iniciará la perforación, luego se rellenará ambas alas y continuar con el siguiente corte

El tajeo se realiza todo el ancho de la veta llegando a veces a 4.5 m o reduciéndose a 1.5 m. pero se toma un promedio de 3 m. de ancho por 3 m. de alto, los primeros tajeos en extraerse serán los próximos al ore pass, hasta alcanzar los límites extremos del tajeo.

El rellenado del primer corte será primero en el ala norte para luego continuar en el ala sur, la perforación se realiza con perforadoras manuales, teniendo en cada momento 2 frentes de ataque, la voladura se realiza en forma convencional, la limpieza de mineral se realiza con un scoop eléctrico de 1.5 Yd<sup>3</sup> hacia los ore pass, luego se transporta hacia la planta concentradora en volquetes volvo NL-12 INTERCOOLER.

Posteriormente estaremos detallando el ciclo de transporte materia de estudio del presente trabajo.

### **3.5 OPERACIONES UNITARIAS**

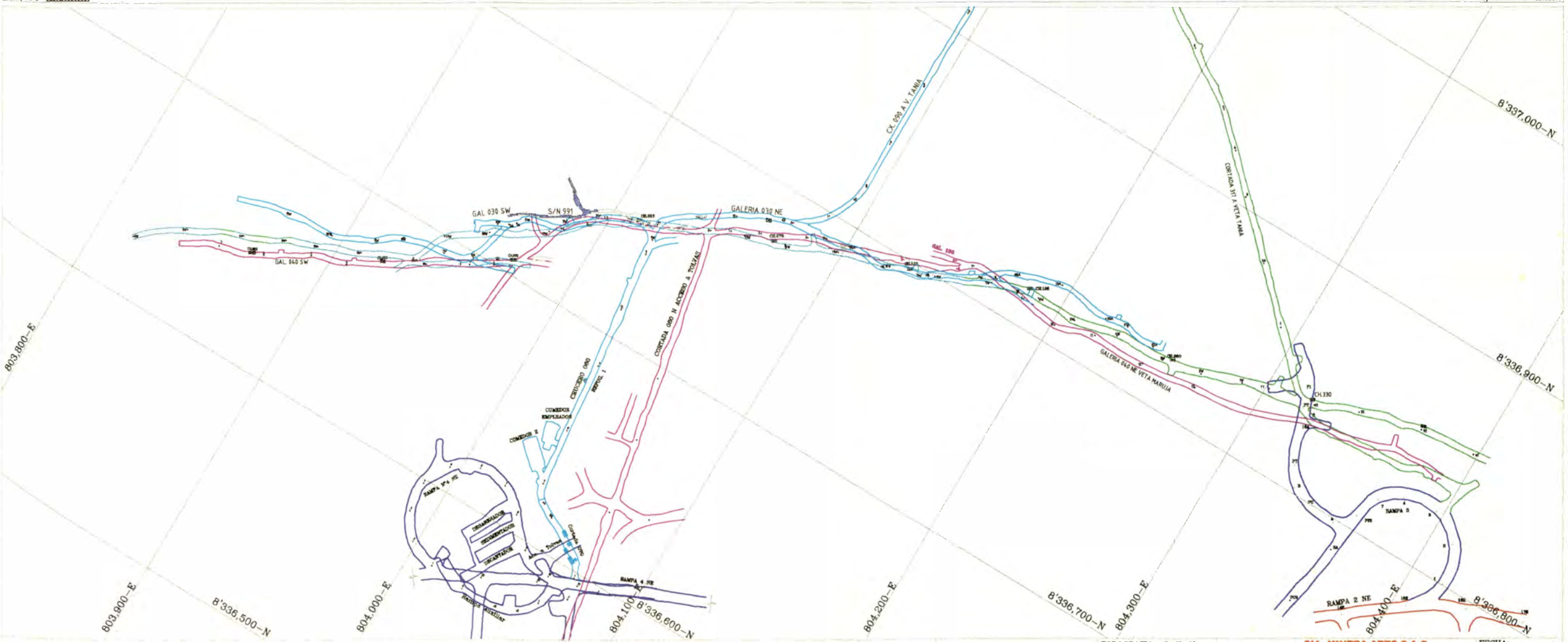
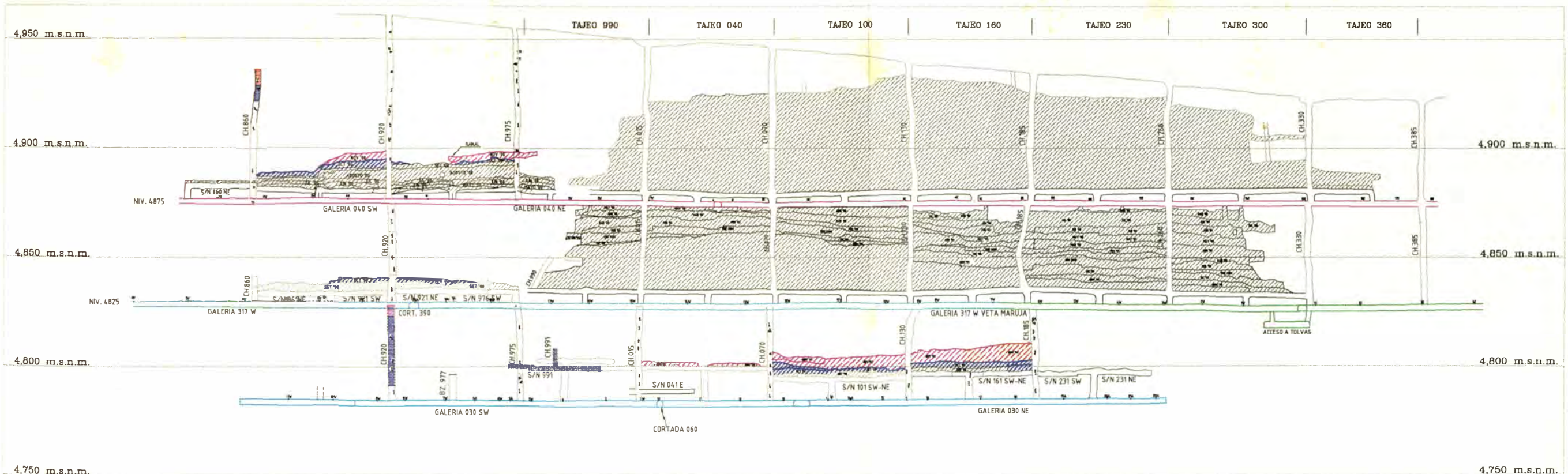
#### **3.5.1 Perforación**

La perforación en los tajeos se realiza utilizando máquinas tipo Jack Leg TOYO 280 LD, que trabajan a una presión de 65 lb/pulg<sup>2</sup>; perforación horizontal (breasting) con barrenos integrales marca Sandvik Coromant de 6 pies de longitud de 41 mm de diámetro.

Se perfora un promedio de 20 taladros de 1.65 m de longitud (6'), en cada frente, la sección del tajo es un promedio de 2.2 m de ancho x 3 m de alto.

En los inicios del tajo por el autosuporte del macizo rocoso se utilizó el minado continuo "Alper Miner" (minadores, rozadoras), pero existen varias situaciones en las cuales la dureza o abrasividad del yacimiento no permiten o restringe el uso de este sistema de excavación.

En estos casos la técnica de perforación y voladura es el único método viable en términos económicos las compañías Sandvik Rock Tools y Tamrock se aliaron para considerar este asunto lo que iniciaron con un proyecto denominado "icacutroc" cuyo objetivo es desarrollar herramientas y sistemas de corte para rozadoras capaces de excavar rocas duras de 150 – 200 Mpa. de resistencia a la compresión, y a inicios se desarrolló herramientas de corte (picas), con mejores propiedades termo-mecánicas, profundizando en el estudio de los mecanismos de desgaste por corte. Como segundo año de proyecto se diseñó el nuevo cabezal de corte y el nuevo sistema de refrigeración. Los resultados alcanzados hasta ahora indican que será posible



**LEYENDA**

<span style="border: 1px solid blue; padding: 2px;"> </span>	RAMPA 3,4
<span style="border: 1px solid red; padding: 2px;"> </span>	NIV. 4875
<span style="border: 1px solid green; padding: 2px;"> </span>	NIV. 4825
<span style="border: 1px solid blue; padding: 2px;"> </span>	NIV. 4775
<span style="border: 1px dashed red; padding: 2px;"> </span>	PRESENTE MES
<span style="border: 1px dashed blue; padding: 2px;"> </span>	MES ANTERIOR

TOPOGRAFIA: S. V. N.  
 DIBUJO CAD: C. H. A.  
 GEOLOGIA: C. R. F.  
 REVISADO: P. L. A.  
 APROBADO: O. R. R.

**CIA. MINERA ARES S.A.C.**  
**VETA MARUJA**  
**PLANO DE AVANCES**  
 ESCALA 1: 2,000  
 FECHA: NOVIEMBRE 2000  
 PLANO N° 03

alcanzar el objetivo final del proyecto mediante herramientas basadas en nuevos grados de carburo de tungsteno.

la perforación es con taladros de ayuda en el contorno voladurara controlada para evitar la sobre rotura, y más por que él macizó rocoso es bastante incompetente.

### **3.5.2 Voladura**

La voladura realizada en Ares es utilizando dinamita como explosivo. Se utiliza dinamita SEMEXA de 7/8 al 65 %, FANEL de 150 milisegundos, Pentacord 3P y 2 guías impermeable de seguridad para iniciar la voladura, en cada disparo se logra arrancar 25 TMS de mineral.

Después de 20 minutos de ventilación, se reinicia las operaciones en las diferentes labores

En los taladros de contorno controlado el carguio se realiza en forma intercalada dejando taladros vacios y los taladros cargados con semexa de 65% para el cebo y el resto de la columna con exadit 65% pero sin confinar luego como tapón se utiliza un cartón o barro. El tapón se usa con la finalidad de reducir el efecto rompedor que al no confinar se forma una cámara entre el cartucho y el taladro el cual amortigua en el momento de la detonación y/o explosión.

En las labores de avance (desarrollos y preparaciones) se utilizan técnicas de voladuras convencionales: dinamita 65%, 45% y exadit 65%, variando el factor de potencia de acuerdo al macizo rocoso (condiciones de roca).

El desate es constante por el tipo de roca que se presenta.

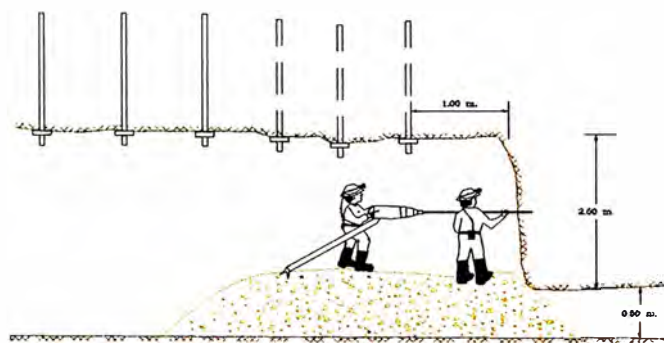
### **3.5.3 Limpieza**

La limpieza de mineral se realiza con Scoops eléctricos Tamrock de una capacidad de 1.5 Yd<sup>3</sup>, se obtiene un rendimiento promedio de 20 MTS/hora., cautivos los equipos son los que acarrean el mineral desde los frentes de disparo hasta los ore pass y son extraídos de las tolvas (neumáticas ) a los volquetes.

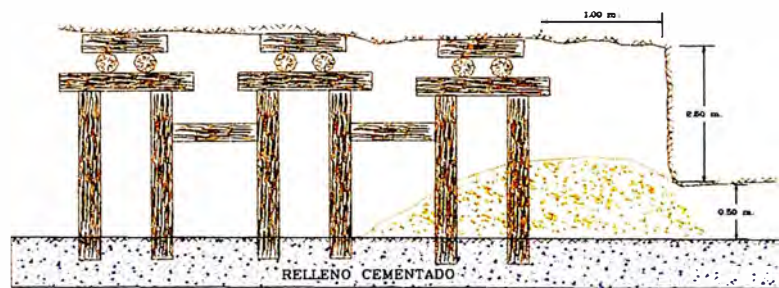
### **3.5.4 Carguio y transporte**

El transporte de mineral se inicia de las ventanas donde se ubican las tolvas de cuales transportan los volquetes una vez cargado y estas labores están directamente acezadas a la rampa principal que sirve para transportar a superficie (canchas de mineral), al iniciar las operaciones de los tajos aparte de utilizar equipos eléctricos se tiene la necesidad de hacer el carguio con scop diesel, por encontrarse en el mismo nivel de la rampa, cave recalcar que un tajo se inicia de una ventana pero paralelo a la rampa.

③ 3er. PASO Hacer el sostenimiento con pernos Swellex ó cuadro. De acuerdo a la estructura y potencia de la veta.



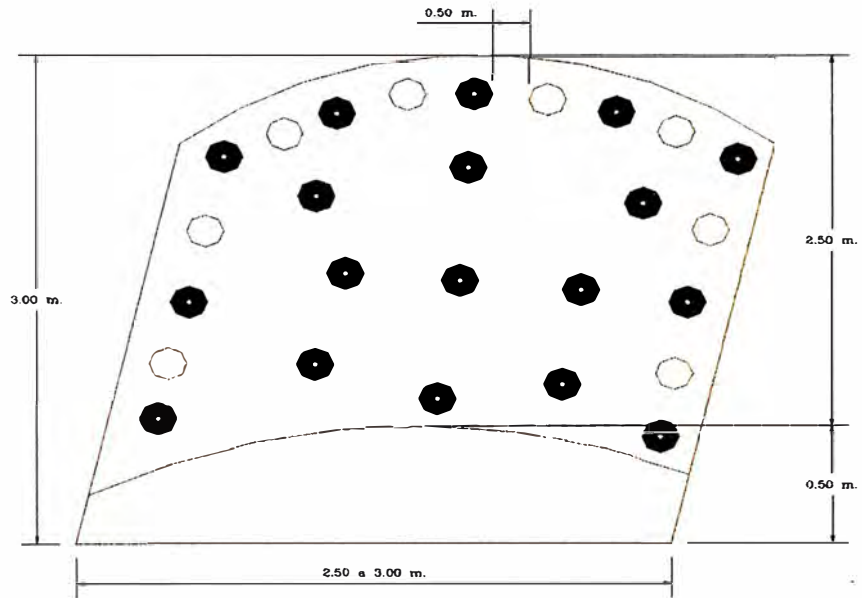
SOSTENIMIENTO PERNOS SWELLEX



SOSTENIMIENTO CON CUADROS

DISEÑO:	N. B. H.	CIA. MINERA ARES S.A.C. ESTANDAR EN LA SECUENCIA DE MINADO EN TAJEOS (CRAC) (SISTEMA BREASTING)	Código:
DIBUJO CAD:	C. H. A.		Lámina:
REVISADO:	E. M. E.		
APROBADO:	O. R. R.	FECHA: ABRIL 2000	

MALLA DE PERFORACION / FACTOR POTENCIA



	N° TALADRO	CARTUCHOS	CARTUCHO/TOTAL
ARRANQUE	1	6	6
AYUDAS	3	6	18
SOBRE AYUDAS	5	6	30
CUADRADORES	4	4	16
ALSAS (Corona)	5	5	25
ALIVIO	8		
<b>T O T A L</b>	<b>26</b>		<b>90</b>

SECCIONES
2.50 x 2.10 x 2.00
3.00 x 2.10 x 5.00
FACTOR POTENCIA
90 X 0.081 = 7.29 Kg.
2.50 x 2.10 x 3.50 x 2.55 = 47 THC
FP = 0.155

### 3.5.5 Sostenimiento

Por tener una sección amplia en el tajeo 3 m x 3m se trata de conseguir el autosostenimiento de las cajas y coronas, en caso de presentarse terrenos que necesiten sostenimiento se utilizan pernos swellex de 7 pies de longitud, en forma sistemática, en los peores casos, un sostenimiento temporal utilizando madera y pernos con malla.

Se tiene buenos resultado con perno swellex, es que proporciona un inmediato anclaje mecánico radial por fricción axial en toda la longitud del perno, en la expansión máxima el perno se contrae y comprime la arandela contra la roca con una fuerza aproximada de 20 Kg/ cm<sup>2</sup> según pruebas realizadas

#### Características Técnicas del Perno Swellex

- Refuerzo inmediato en toda la columna de la roca.
- Capacidad de sostener plenamente la roca con carácter inmediato.
- El swellex se adapta a grandes movimientos del terreno.
- Altas tolerancias a las variaciones en el diámetro del barreno.
- Es un perno insensible a las vibraciones producidas por las voladuras.
- Muy versátil, puede utilizarse en cualquier geometría de excavación.
- Longitud estándar hasta 8 metros.
- Puede instalarse con facilidad manual o mecánicamente.
- Se deforma para acomodarse a los movimientos del terreno.
- No introduce productos químicos nocivos al entorno e impacta al medio ambiente.
- El Swellex proporciona un inmediato anclaje mecánico y de fricción.

#### Procedimientos de Instalación del Swellex

Se coloca la boquilla del perno en el cabezal y el perno se inserta en el barreno. Se pone en marcha la bomba accionando el gatillo de la empuñadura de instalación y al alcanzarse la presión preseleccionado se establece un enclavamiento mecánico con la roca y la bomba se detiene automáticamente. Los pernos swellex pueden instalarse a mano o utilizando equipos semi manuales o completamente mecanizados.

Se pueden utilizar en taladros de 32 a 55 mm de diámetro.

- El perno swellex se coloca en el barreno
- Agua a alta presión dilata el tubo interiormente, causando una pequeña expansión elástica del diámetro del swellex.
- Se libera la presión del agua y la roca circundante de control, produciéndose entonces el efecto de enclavamiento del swellex.

#### Ventajas en el Uso de los Pernos Swellex

- Proporciona un refuerzo óptimo
- Su instalación es sumamente fácil sólo necesita un poco de adiestramiento para usar el equipo.
- Proporcionan un enclavamiento en toda la longitud de la roca circundante, sin necesidad de anclaje mecánico echado de cemento o dispositivo de otro tipo.
- Los pernos swellex no utilizan compuestos químicos para su instalación que pueden ser nocivas para el medio ambiente.

### 3.5.6 Relleno

El relleno en pasta utilizado no contiene excedentes de agua por lo que no existen sistemas de drenaje, cuyas características de agregado son las siguientes:

- Agregado tamizado a 3/8"
- Cemento puzolámico

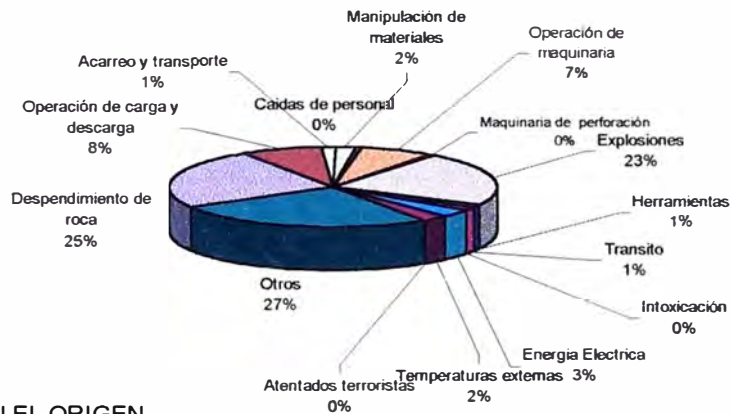


### 3.6 SEGURIDAD

#### ANALISIS DE INCIDENTES DEL MES DE NOVIEMBRE- 2000

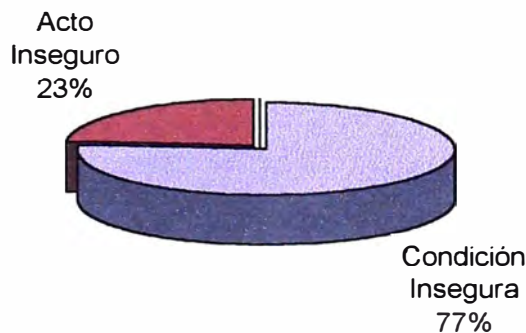
##### SEGÚN EL TIPO

CAUSAS		TOTAL	Incidencia %
D.R.	Desprendimiento de roca	52	24
O.C.D.	Operación de carga y descarga	17	8
A.T.	Acarreo y transporte	3	1
M.M.	Manipulación de materiales	4	2
C.P.	Caidas de personal	1	0
O.M.	Operación de maquinaria	16	7
P.M.	Maquinaria de perforación	1	0
E.	Explosiones	47	22
H.	Herramientas	2	1
T.	Transito	3	1
I.	Intoxicación	0	0
E.E.	Energia Electrica	7	3
T.E.	Temperaturas externas	5	2
A.T.	Atentados terroristas	0	0
O.	Otros	56	26
<b>TOTAL</b>		<b>214</b>	<b>100</b>



##### SEGÚN EL ORIGEN

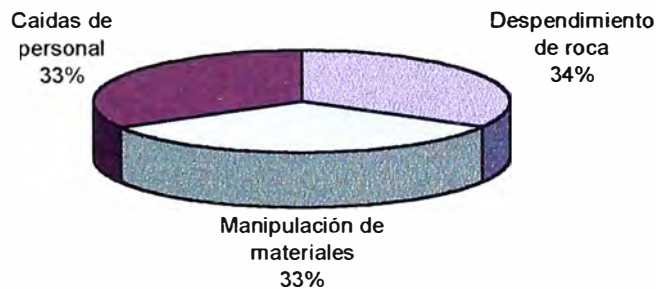
CAUSAS		TOTAL	Incidencia %
C.I.	Condición Insegura	164	77
A.I.	Acto Inseguro	50	23
A.C.I.	Acto y condición Insegura	0	0
<b>TOTAL</b>		<b>214</b>	<b>100</b>



**ANALISIS DE ACCIDENTES LEVES O TIVIALES DEL MES DE NOVIEMBRE- 2000**

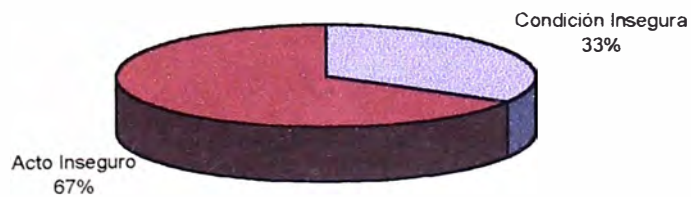
**SEGÚN EL TIPO**

CAUSAS		TOTAL	Incidencia %
D.R	Desprendimiento de roca	1	33
O.C.D.	Operación de carga y descarga	0	0
A.T.	Acarreo y transporte	0	0
M.M.	Manipulación de materiales	1	33
C.P.	Caidas de personal	1	33
O.M.	Operación de maquinaria	0	0
P.M.	Maquinaria de perforación	0	0
E.	Explosiones	0	0
H.	Herramientas	0	0
T.	Transito	0	0
I.	Intoxicación	0	0
E.E.	Energia Electrica	0	0
T.E.	Temperaturas extemas	0	0
A.T.	Atentados terroristas	0	0
O.	Otros	0	0
TOTAL		3	100

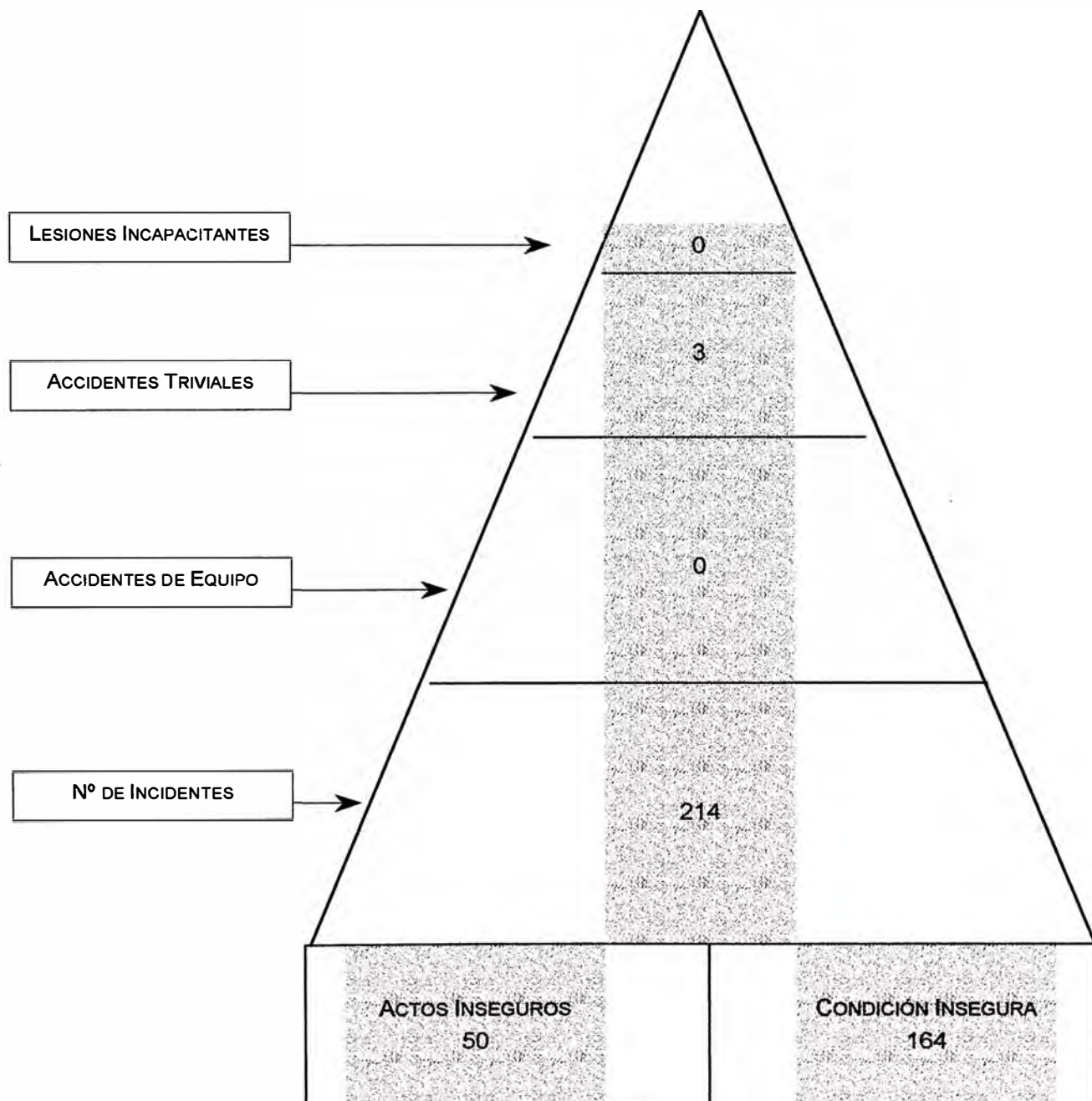


**SEGÚN EL ORIGEN**

CAUSAS		TOTAL	Incidencia %
C.I.	Condición Insegura	1	33
A.I.	Acto Inseguro	2	67
A.C.I.	Acto y condición Insegura	0	0
TOTAL		3	100



### “LA PIRÁMIDE DE FRANK BIRD PARA ARES DE NOVIEMBRE 2000”



## CAPITULO IV

### PLANTA CONCENTRADORA

#### DESCRIPCIÓN GENERAL DE LA PLANTA

##### **Chancado**

LA etapa de chancado tiene como objeto reducir la granulometría del mineral A un promedio de 10 pulgadas. para triturar el mineral se emplean una "chancadora de quijada" la secuencia de alimentación del mineral comienza en el momento en que este es depositado en la tolva de gruesos. De hay es alimentado la chancadora por medio de un "alimentador de placas" (appron feeder) el mineral triturado es transportado hasta la catcha de finos, por medio de la faja #2, donde se deposita en una ruma. La faja #1 recibe el mineral que rebalsa del alimentador de placas y lo deposita en la faja #2.

##### **Molienda**

LA etapa de molienda tiene como objeto reducir el mineral que ingresa hasta obtener una granulometría menor a 20 micros. se utilizan dos molinos: un molino semi-autógeno, también conocido como "molino sag" (semi auto gen grinding) y un molino convencional de bolas de dimensiones 9 pies de diámetro por 13 pies de largo.

El mineral de la cancha de finos es depositado en los alimentadores vibratorios #3 para realizar esta tarea se utiliza un cargador frontal. Los alimentadores vibratorios #1 y #2 depositan el mineral uniformemente en la faja #3. La faja #4 recibe el mineral transportado por la faja #3. La faja #4 también recibe mineral del alimentador vibratorio #3.

TODO el mineral depositado en la faja #4 es transportado hasta el caño alimentador o "spout feeder" por donde ingresa el molino sag. En la faja #4 se dispone de una balanza de faja, denominada

wit-2114. EL flujo del mineral determinado por esta balanza y multiplicados por determinados valores se toma como un "valor de consigna" este valor que consigna sirve como parámetro para dosificar solución barren y solución de cianuro de sodio entro del molino sag.

En el molino SAG se obtiene una pulpa. Esta pulpa son sólidos en suspensión, entre los que se encuentran partículas de oro y plata, siendo el vehículo de transporte agua en la que se encuentra disuelto el reactivo NaCN. Este reactivo se deposita en el radical CN y el ion  $Na^+$ . El radical cianuro ataca al oro y ala plata, formando las clases complejas de auro cianuro de sodio y argento cianuro de sodio. La pulpa es descargada del molino SAG junto con mineral cuya granulometría es mayor que 12 mm. Por lo que se hace necesario que pase por un proceso de selección en una zaranda vibratoria donde las partículas cuyo tamaño es mayor de 12mm es separado de la pulpa y transportado por medio de la faja # 5 hasta la faja # 6 y de esta hasta la faja # 7, que finalmente lo deposita en la faja # 4 este mineral de granulometria mayor de 12mm constituye una carga re-circulante que ingresa nuevamente al molino SAG para ser procesado.

En la faja # 5 hay un electroimán que atrae y desecha los pedazos de bolas inservibles que salen del molino ya que constituyen una carga innecesaria para el molino, además de convertirse, a medida que su tamaño disminuye, en un elemento que dificulta la clasificación en los hidrociclones, obstruye mangueras, ocasiona lecturas erróneas en instrumentos, etc.

La pulpa resultado de la selección en la zaranda vibratoria pasa al cajón de descarga del molino SAG desde donde es bombeada hasta los hidrociclones de selección. En

los hidrociclones de selección las partículas son separadas por el efecto del ciclón. El resultado es la separación de las partículas finas de gruesas. Las partículas gruesas son conocidas como el "underflow" y las partículas finas con el nombre de "overflow". El underflow ingresa a un circuito de remolienda en el molino de bolas para obtener una granulometría más fina. Este producto ingresa al cajón de descarga del molino SAG, desde donde se lleva a cabo el mismo proceso. El overflow pasa al cajón de descarga de las bombas 5x4 de donde será bombeado a la siguiente etapa del proceso para ser lixiviado.

### **La Lixiviación**

La etapa de lixiviación tiene por objeto atacar químicamente las partículas de oro y plata que se encuentran en la pulpa empleando el reactivo químico que ya hemos citado: el cianuro de sodio. Para lixiviar la pulpa se utilizan nueve tanques, de 10m de diámetro y 11 metros de altura en los que la pulpa es sometida a agitación en presencia de aire durante aproximadamente 96 hrs. La pulpa pasa de tanque a tanque por rebose. Cada línea de tanque es alimentada por la parte superior. Después del tiempo de retención citado, las partículas de oro y plata se han disuelto casi por completo, convirtiéndose en parte de dos sales complejas que se encuentran en disolución: el auro cianuro de sodio y argento cianuro de sodio. A esta solución se le conoce con el nombre de solución rica.

Los tanques están dispuestos entre columnas. La pulpa llega desde el tanque distribuidor a los tanques 1A, 1B y 1C, el rebose de estos tanques pasa a los tanques 2ª, 2B y 2C, y el rebose de estos a los tanques 3A, 3B y 3C. El rebose final de estos tanques es la pulpa lixiviada, es decir solución rica con una gran cantidad de sólidos en suspensión que se deposita en el cajón de distribución para pasar a la siguiente etapa del proceso.

LA decantación contra corriente o CCD, donde se separan los sólidos en suspensión de la solución rica que contiene los valores.

En el anterior de los tanques se encuentran los agitadores, cada agitador tiene ocho álabes dispuestos en dos niveles, cada nivel con cuatro álabes. El movimiento de la pulpa generando por los agitadores evita la sedimentación y ayuda a que las partículas de oro y plata se expongan completamente, proporcionando el medio adecuado para un mayor contacto de los valores con la solución cianurada.

En la parte inferior, aproximadamente 0.07 metro del suelo, se inyecta aire caliente (180 °c) entro de la pulpa contenida en cada uno de los tanques, a través de seis difusores o "sparjets" el aire caliente contribuye a acelerar el proceso de lixiviación.

Además de evitar también la sedimentación. Este aire es alimentado por un procesador de baja presión (22 psi) a razón de 5m<sup>3</sup>/min a cada tanque aproximadamente.

### **La Decantación Contra Corriente CCD**

El objetivo de la etapa de del CCD es esperar y desechar los sólidos en suspensión de la solución rica.

La pulpa lixiviada llega un cajón previo al calificador #1. Donde se mezcla con el rebose del calificador #2. Esta mezcla ingresa al calificador #1atravez de un pozo de alimentación o "feedwell" en el que se dosifica floculante que ayudara a precipitar los sólidos en suspensión al fondo del clarificador. La solución rica, también llamada "overflow", se separa por diferencia de densidades de los sólidos en suspensión precipitados y se ubica en la parte superior del tanque, en tanto que la solución que contiene sólidos en suspensión, también llamada "underflow" se ubica en la parte

inferior. El área de contacto formada por ambos medios se conoce con el nombre de "interfaz".

Cada clarificador tiene una rastra ubicada en la parte inferior que arrastra los sólidos en suspensión hasta el centro del tanque para evitar que se compacten y no fluyan.

El "underflow" del clarificador #1 es bombeado al cajón de mezcla del clasificador #2 donde se mezcla con el rebose del clasificador #3. Esta mezcla ingresa al "feedwell" del clasificador #2 junto con floculante para repetir el proceso de clarificación que se dio en el clarificador #1. Esto se repite hasta el clarificador #5 en que a diferencia de los anteriores el "underflow" del clarificador #4 se junta con la solución barren procedente de filtrado. Este proceso también se conoce con el nombre de "lavado" (de la pulpa) y su principio consiste en diluir la pulpa y luego decantar los sólidos para recuperar la solución rica.

Como se habrá notado la solución rica pasa por rebose del clarificador #5 hasta el clarificador #1, en tanto que el "underflow" circula en sentido inverso, es decir que irá del clarificador #1 hasta el clarificador #5. De allí el nombre de "decantación contra corriente" o CCD (del inglés Counter Current Decantation).

Finalmente, el rebose del clarificador #1 pasa al tanque preclarificador y de este pasa a la etapa de filtrado. El "underflow" del tanque #5 pasa con un tratamiento con sulfato de hierro en la planta de relaves y de allí se desecha a la cancha de relaves.

#### MERRILL CROWE

La etapa de Merrill Crowe tiene por objeto precipitar el oro y la plata a partir de la reacción de la solución rica con el polvo de zinc. Para ello es necesario filtrar y desoxigenar previamente la solución rica.

La solución que se encuentra en el tanque de preclarificación es bombeada a un tanque de solución rica de donde pasará a los filtros clasificadores, cada uno de estos cuenta con 31 filtros circulares cuyas mallas son recubiertas con diatomita. La diatomita está formada por microestructuras reticulares fósiles de sílice en suspensión que mejoran ampliamente el rendimiento del filtro. El objeto de estos filtros es reducir la turbidez de 1 ppm de sólidos en suspensión.

Luego del filtrado, la solución pasa a la Torre de Vacío donde se realiza la desoxigenación. La solución ingresa por la parte superior, donde pasa por una malla de aproximadamente media pulgada de diámetro, dándole una caída en dispersión a la solución. Es por esta caída de dispersión que el oxígeno es succionado por la bomba de Vacío, la solución obtenida pasa a la siguiente parte del proceso con un valor menor o igual a 1 ppm de oxígeno.

Para obtener la precipitación del oro y la plata se dosifica polvo de zinc a la solución rica. Esta mezcla se hace por medio de un mezclador estático o "static mixer". El zinc forma un nuevo compuesto con el NaCN liberando al oro y la plata, los que se precipitan en forma de partículas metálicas. La nueva solución junto con las partículas de oro y plata en suspensión se bombea a través de los filtros prensa. La solución filtrada se almacena en el tanque de solución barren (solución pobre) y el precipitado húmedo queda atrapado en los filtros prensa de donde se cosecha y se transporta en pequeños carros al área de fundición.

Previamente a la fundición el precipitado húmedo se procesa en las retortas de desmercurización donde se le quita el agua y el mercurio y se obtiene precipitado seco y libre de mercurio. Al precipitado seco se le añade fundentes y previa homogeneización se lleva al horno de fundición donde se obtiene "Dore", escoria y gases. El Dore tiene una proporción de 90% de plata y 10% de oro en peso.

## CAPITULO V

### ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL SISTEMA DE RELLENO EN PASTA

#### 5.1 GENERALIDADES

El presente estudio se realiza basándose en el Plano Geotécnico de la Mina Ares el cual se desarrolla de la evaluación Geométrica realizada en las diferentes labores, los mismos que están registradas en los informes de operaciones mensuales de los años 1997, 1998 y 1999, con algunos ajustes de acuerdo con las últimas evaluaciones.

Para la obtención de datos técnicos se ha realizado el inventario de las labores mineras actualizadas, cartografía geotécnica, caracterización del macizo rocoso según las normas de la International Society for Rock Mechanics (ISRM), determinación de los dominios estructurales y la clasificación del macizo rocoso del yacimiento según el criterio de Bieniawski (1989) y Barton, et al (1974) y entre otros.

La mina Ares se esta desarrollando en un ambiente geomecanico muy desfavorable, debido a la presencia de rocas de muy mala calidad, especialmente en las cajas, complicada con diferentes grados de presencia de agua subteranea. En tal situacion, la geomecanica pasa a ser una de las condiciones naturales mas importantes de la cual dependera el éxito del minado subteraneo del Yacimiento.

de tipo de roca es constante e impredecible.

##### 5.1.1 Aspectos Geomorfológicos

La morfología de la zona superficial es de una planicie con lomas suaves y en el extremo sur la presencia de un farallón rocoso producto de escombros andesíticos removidos en la época glaciárica.

En la alineación de la veta Victoria se aprecia solamente un crestón de aproximadamente 20m. Al SW, mientras que gran parte de la estructura se encuentra erosionada y cubierta por depósitos morrénicos de hasta 30m. de espesor al NE de la estructura, las Vetas Maruja y Lula de igual manera no presentan afloramiento definidos, mientras que la estructura Guadalupe si expone un relieve positivo suave.

El clima esta frígido caracterizado por intensas nevadas en los meses de diciembre a marzo con un promedio de precipitación anual de 850mm. La temperatura oscila entre +12°C a -18°C; y en los meses de abril a noviembre una intensa radiación solar con cambios bruscos de temperatura en las noches (heladas); los vientos predominantes son en las mañanas de NE a SW, al medio día de E-W y en las tardes de SW a NE, y a una temperatura promedio de 4°C.

La vegetación es limitada que va de acorde a las condiciones adversas del suelo y clima, solamente se presentan especies vegetales hemicriptofíticas de forma almodillada o arrosetada y acicular.

##### 5.1.2 Aspectos Litológicos

Litológicamente el Yacimiento de Ares se encuentra dentro de una secuencia de rocas volcánicas de composición intermedia a silícea cuyas edades fluctúan entre el Mioceno Temprano y Plioceno Tardío.

Las rocas están constituidas por tobas (tufos), domos de riolacita-riolita, derrames lávicos andesíticos. La secuencia volcánico-sedimentarias fue intruido por volcánicos riolíticos a riolacíticos que forman lacolitos y sills entre los tufos.

Sobre estas formaciones litológicas están suprayaciendo en discordancia angular los derrames de lavas andesíticas, que en algunos casos se encuentra como escombros de talud y en otros foliados, por la remoción de la actividad glaciárica.

A continuación describimos brevemente la secuencia litológica y sus características mecánicas determinadas en el yacimiento minero de Ares.

### **Depósitos cuaternarios**

Constituido básicamente por suelos inconsolidados, principalmente de morrenas, escombros rocosos, cenizas, gravillas, arenas volcánicas (piroclásticos), y depósitos fluvio glaciáricos, que cubren la mayor parte del distrito minero, con espesores variables de hasta 30m. en las zonas próximas a las vetas (Victoria, Maruja, Lula, Tania, etc.) y en las fallas geológicas.

### **Rocas Volcánicas:**

#### **Volcánicos riódacíticos-riolíticos**

Roca ígnea de origen volcánico, de color blanco grisáceo de textura generalmente afanítica, ocasionalmente porfirítica, con disseminaciones de pirita fina que presenta estructura fluidal. La roca intacta es de resistencia muy alta (mayor de 200 Mpa).

Esta roca encajonante es de una buena mineralización, que ha sufrido una intensa alteración hidrotermal que ha sido transformada en arcilla-limonítica, con variación gradual a ligera alteración hasta un ancho de 10m. En algunos casos se presenta caolinizada, principalmente en las zonas continuas a la veta, con vetillas mineralizadas, que en ocasiones aumenta ligeramente su dureza. La riódacita-riolita muy alterada y húmeda tiene una resistencia muy baja estimada entre 1 a 25 Mpa, cuyo comportamiento es de un suelo poco consistente. Esta roca está relacionado en toda la longitud de la veta Victoria, por debajo de las cotas 4890 y 4840 al piso y techo respectivamente.

#### **Tobas volcánicas (tufo brecha)**

De origen volcánico-sedimentario, de color gris verdoso a verde gnsaceo, está conformado por fragmentos angulosos y heterométricos de naturaleza volcánica tobacea (andesíticos principalmente), con un matriz limo-arenosa tobaceas de textura porfirítica, con alta disseminación de pirita fina cúbica.

La roca intacta presenta una resistencia media (50 a 100 Mpa), y en las rocas con intensa alteración propilítica y argilica la resistencia a la compresión uniaxial es de muy baja (aproximada de 1 a 25 Mpa), al estar expuestas al medio ambiente se alteran fácilmente principalmente en la zona de juntas o fracturas.

Esta roca suprayace a las riódacitas en toda la longitud de la veta, asiéndose más notorio y en potentes pseudo estratos hacia el NE de la veta Victoria.

### **Estructuras Mineralizadas**

#### **Veta Victoria**

La veta Victoria es una estructura tabular, conformado por bandeamientos de cuarzo gris, cuarzo lechoso limonitizado, cuarzo masivo de manera local y cuarzo de estructura sacaroidea y bandeada. Generalmente entre la estructura de bandeamiento se presenta relleno de arcilla (caolín e illita),



## **Veta Maruja**

Se caracteriza por presentar una textura de bandeamiento sub-paralelo simétrico de cuarzo blanco lechoso a grisáceo, con óxidos de fierro y manganeso, muy deleznable, y forman una estructura laminar ofítica.

### **5.1.3 Meteorización y Alteraciones Hidrotermales**

Los agentes de meteorización que afectaron al yacimiento, son de tipo físicos y químicos, estos atacaron a la roca de modo intenso. Los agentes físicos que actúan en el ámbito externo por los cambios bruscos de temperatura y aspectos climáticos son las que provocan la desintegración de la capa superficial del macizo rocoso, y los agentes químicos juntamente con los físicos afectaron hasta una profundidad por debajo de las labores actuales; además, la circulación de aguas ligeramente aciduladas infiltrados por los diferentes tipos de discontinuidades del macizo rocoso (riodacitas principalmente) y la estructura de la veta que presenta buena permeabilidad, permitieron la circulación de aguas para generar la alteración; por las fisuras de los tufos es mínima la filtración de aguas.

En estas condiciones aumenta el grado de alteración en el macizo rocoso, para todas las labores subterráneas y principalmente en las galerías sobre vetas, con la consiguiente disminución del grado de estabilidad de la abertura excavada.

Las aguas que se filtran limonitizan parte de los minerales ferrosos de la roca encajonante y de la veta de manera moderada a intensa. En la zonas argilizadas por el carácter hidrofílico de las arcillas comprometen al reforzamiento y/o sostenimiento instalados por presiones verticales y laterales y en los reforzamientos con pernos las partes adyacentes a las plantillas se desmoronan dejando colgado los pernos).

Las alteraciones hidrotermales son las más importantes y que han afectado en mayor grado a la roca encajonante, estas ocurrieron durante la precipitación de las soluciones mineralizantes, fácilmente reconocidos en las proximidades de las vetas. La alteración argílica es intensa en las riodacitas principalmente y moderas en las tobas volcánicas; la alteración propilítica es moderada (en rocas andesíticas tobáceas con coloración verde oscura, tufo brecha), la alteración sericitica, y cloritización es de moderada a intensa. De acuerdo a las observaciones en las ventanas de la Rampa 2, 3 y 4 la anchura de las alteraciones hidrotermales y de meteorización aumentan según profundizamos, debido también, a la proximidad al nivel friático.

## **5.2 CONDICIONES HIDROGEOLÓGICAS**

La presencia de las aguas en el área de la mina esta controlada principalmente por las precipitaciones névicas (pluviales). En superficie, las aguas de escorrentia discurre en su mayor porcentaje como escorrentía superficial y otro porcentaje se infiltran por los depósitos cuaternarios que discurren hasta el contacto con las rocas volcánicas y por las fracturas hacia cotas más inferiores.

En la zona de los volcánicos riodacíticos y las brechas hidrotermales la permeabilidad es debido al alto grado de fracturamiento y en la veta por la estructura porosa. Este porcentaje de agua que se infiltra continua el flujo hacia cotas más bajas las que se captan con las excavaciones subterráneas. En los volcánicos tobaceos la infiltración por las fisuras es mínima por la plasticidad de la roca cuando se alteran. Las aguas subterráneas tienen trampas estructurales o límites, que son los tufos y/o fallas con relleno de arcillas.

A partir del Cota 4810 se encontró el nivel friático, principalmente como relleno de fisuras, la que esta descendiendo según profundizamos las labores mineras.

La cantidad, perennidad y profundización de las aguas subterráneas es un factor importante para el incremento sustancial de la variada sensibilidad de las rocas. Esta condición de la roca es alterada en la veta y roca encajonante, las que contribuyen preponderantemente a aumentar el grado de inestabilidad del macizo rocoso.

Se observa que en las ventanas de las Rampas 3 y 4, a la altura de los tajos 355, 260, 150, 050, 940 y otros, la presencia de agua en la veta es principalmente en forma de goteo continuo a flujo de baja presión que posteriormente disminuye con el tiempo.

Las zonas de mayor incidencia por la presencia del agua en la veta y zonas próximas a la estructura mineralizada son:

TAJO	Aguas subterráneas	Observaciones
745 SW	Humedad en veta y cajas	Todo el año nivel 4825, 4875 y 4920
745 NE	Humedad en veta y cajas	Todo el año nivel 4825, 4875 y 4920
825 SW	Goteras ocasionales en veta y humedad	En época de lluvia, 4835, 4875 y 4920
825 NE	Goteras ocasionales en veta y cajas próximas	Todo el año 4835, 4875 y 4920
940 SW	Goteras ocasionales en veta	Época de lluvia 4850, 4875 y 4920
940 NE	Goteras ocasionales en veta	Época de lluvia 4850, 4875 y 4920
050 SW	Goteras ocasionales en veta, humedad cajas	Época de lluvia 4860, 4875 y 4920
050 NE	De saturado a goteras ocasionales en veta, húmedas en caja	Mayor % de goteras en época de lluvia y disminuye el resto del año
150 SW	De saturado a goteras ocasionales en veta, humedad en caja	Goteras en época de lluvia y húmedo a saturado el resto del año
150 NE	Humedad en caja de saturado a goteras ocasionales	Goteras en época de lluvia y húmedo a saturado el resto del año
260 SW	Humedad en caja y saturado en veta tramo central	Todo el año, del nivel 4850 hacia arriba, goteras ocasionales época lluvia
260 NE	Humedad en veta y caja y goteras ocasionales	Todo el año, del nivel 4850 hacia arriba goteras época de lluvia
355 SW	Saturado en caja y goteras ocasiones en veta en tramo final	Todo el año, del nivel 4825 hacia arriba
355 NE	Humedad en veta y caja	Todo el año, del nivel 4825 hacia arriba
450 SW	Humedad en veta y caja	Todo el año, del nivel 4825 hacia arriba
450 NE	Humedad en veta y caja	Todo el año, del nivel 4825 hacia arriba

Las zonas donde se presenta el mayor ingreso de agua en la época de lluvias, son principalmente las chimeneas e inclinados, sectores donde se encuentra la mayor inestabilidad que afecta además a niveles inferiores.

### 5.3 RASGOS ESTRUCTURALES MAYORES (DISCONTINUIDADES)

En la ventana Geológica de la mina Ares, se observaron tres alineamientos principales. Uno relacionado con la alineación NE-SW, que son las estructuras muy favorables para la mineralización con las cuales está relacionado las vetas Victoria y Maruja que forman un gran cimoide; otra el sistema NW-SE conformado por las vetas fallas Guadalupe-Tania y una tercera de rumbo E-W conformado por las vetas Lula y Ramal Victoria; además, se tiene otras adicionales con del sistema N-S que conforman principalmente fallas normales y de rumbo dextral.

#### Distribucion de Discontinuidades

Con la información obtenida de los tajeos y las ventanas de la veta Victoria (Lámina SP 01), se ha procesado y analizado las condiciones estructurales del macizo rocoso hallando las familias de discontinuidades (con el programa DIPS-Figuras 1ª, 1B, 2A, 2B, 3A, y 3B, adjuntos).

La veta Victoria tiene un rumbo promedio en N 60°E, con anchura de mineralización de hasta 9.00m en el lado Sur (tajo 940 Nv. 4865). En el tramo de la veta la anchura es de hasta 6.00m (tajo 450 SW). La anchura general promedio está comprendido entre 1.00 a 3.00 m.

El buzamiento empezando en el tajo 745 SW al 825 es de 70° al SE, desde aquí hasta el tajo 355 se torna cada vez más sub vertical, cambiando ligeramente y localmente de buzamiento entre los tajos 260 y 35. En el tajo 450 SW y en otros que presentan Cimoide la caja techo cambia de buzamiento hacia el NW.

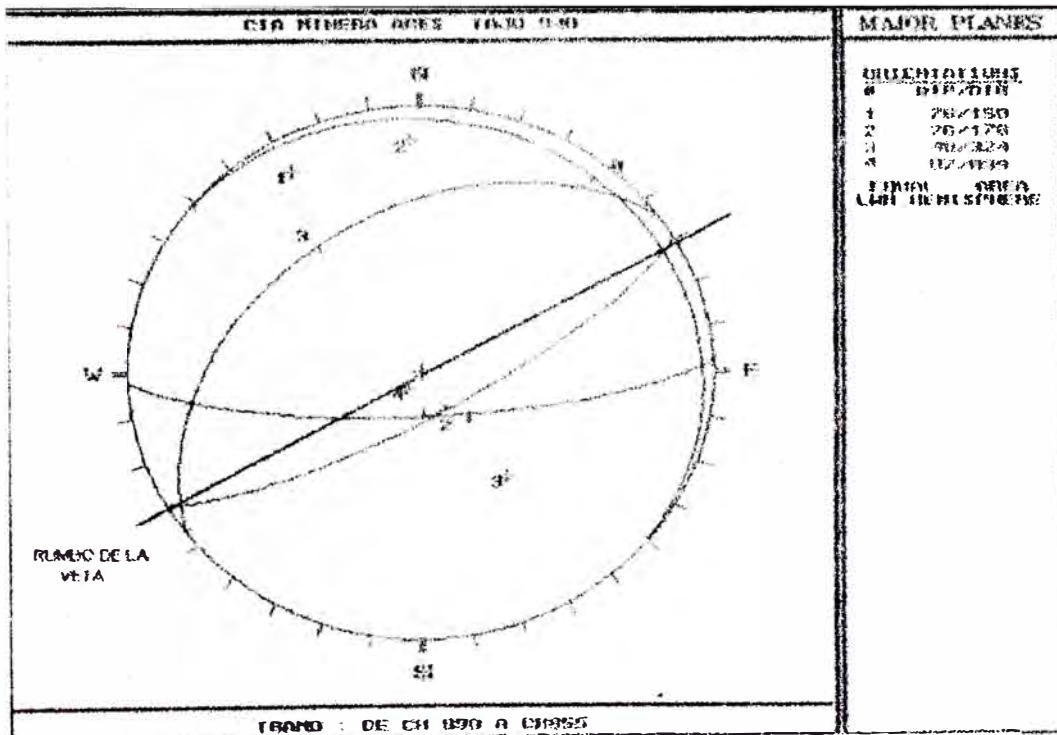
Las familias principales de discontinuidades que se observa en el análisis de las rocas, presenta un rumbo de N 60°E que coincide con el rumbo de la veta. Estas familias de discontinuidades tiene su influencia hasta más de 10m. en la roca caja. Los buzamientos son paralelos o subparalelos a la estructura de la veta.

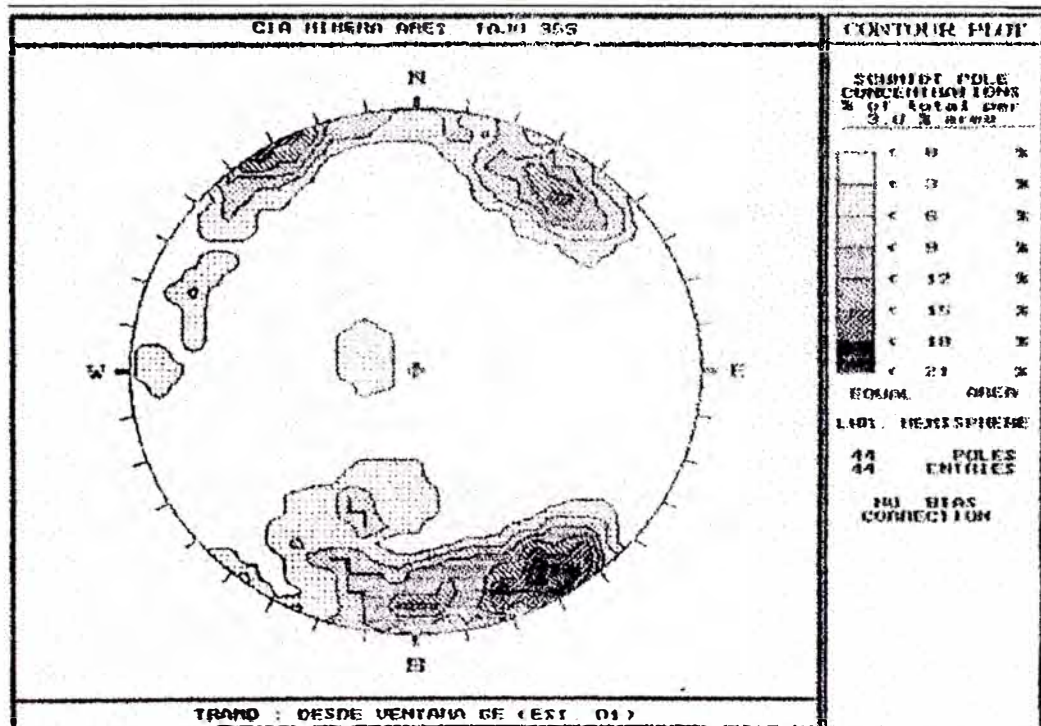
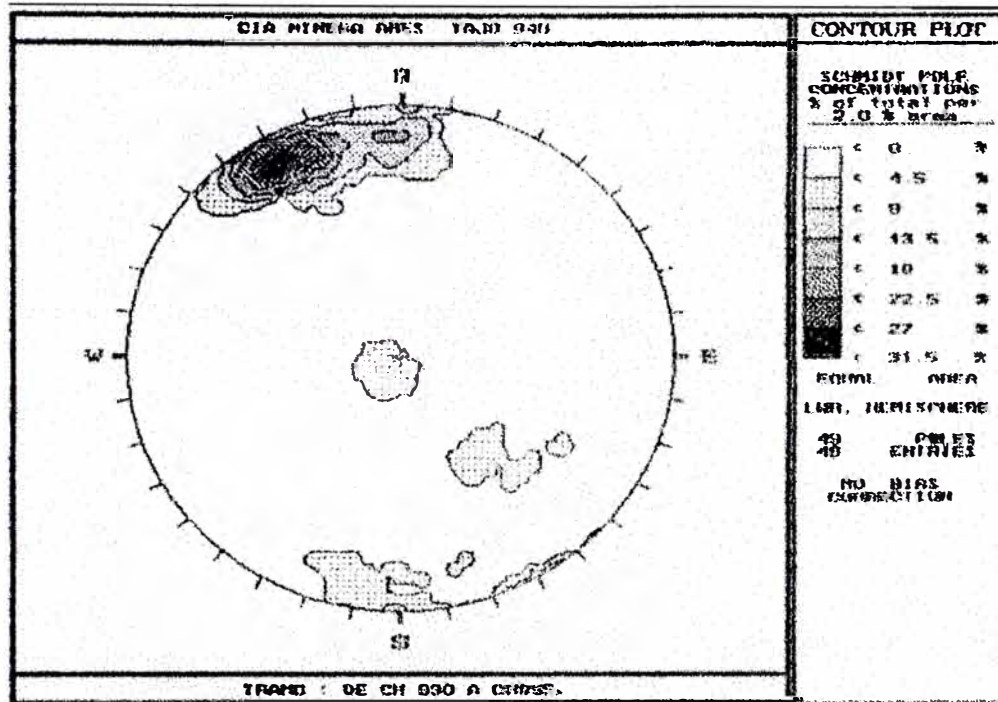
Estas discontinuidades paralelas a la veta representan principalmente a fallas y a diaclases que tienen una superficie lisa; en el cuadro N° 1 se detalla el sistema de discontinuidades con su buzamiento y dirección del buzamiento en los distintos tajeos.

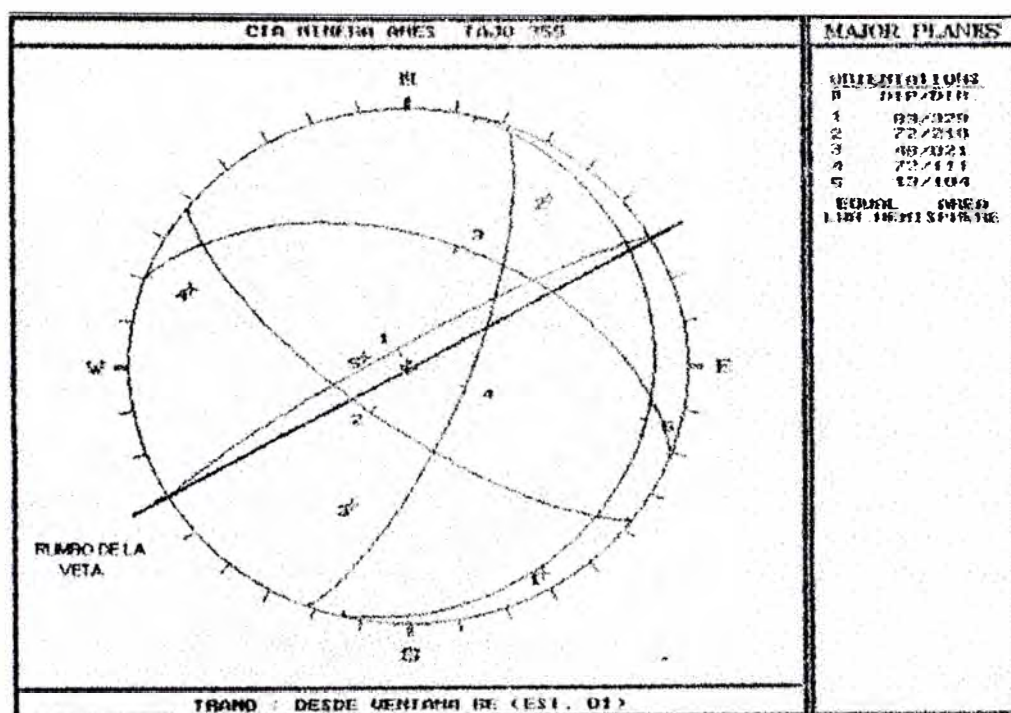
CUADRO N° 1

SISTEMA DE DISCONTINUIDADES	BUZAMIENTO (Grados)	DIRECCION DE BUZAMIENTO (Grados)
Tajo 745: J1	75	350
J2	67	154
J3	69	280
J4	35	71
Tajo 825: J1	65	150
J2	75	299
J3	41	265
Tajo 940: J1	76	150
J2	76	178
J3	40	324
J4	07	039

Tajo 050: J1	38	290
J2	40	178
J3	70	160
J4	85	180
Tajo 150: J1	70	160
J2	75	310
J3	88	290
J4	40	340
Tajo 260: J1	84	333
J2	83	093
J3	71	191
J4	10	145
Tajo 355: J1	83	329
J2	72	218
J3	48	021
J4	72	111
	13	104
Tajo 450: J1	64	346
J2	11	115
J3	65	035
J4	47	299







## 5.4 CLASIFICACION GEOMECANICA DE MACIZOS ROCOSOS

### 5.4.1 Objetivos de la Clasificación Geométrica

Para poder sistematizar, cualificar y cuantificar las características geomecánicas de los macizos rocosos donde se realiza la excavación, se evalúa las propiedades del macizo como la combinación entre las características de las rocas y las discontinuidades, para tal fin tendemos a ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas geomecánicas; además, determinar una cuantificación geomecánica que permita dilucidar el sostenimiento y el método de excavación basándose en la mas adecuada clasificación requerida.

Esencialmente, con esto se evalúa las propiedades de los macizos rocosos compuestos por la roca intacta, roca alterada y sus discontinuidades. Para que esta evaluación sea la mas verídica y de gran apoyo, en Ares se considera hasta seis clasificación geomecánicas que son de Terzaghi, de Protodiákonov, de Wickman, Tiedemann y Skinner (RSR), de Bieniawski (CSIR), de Barton (NGI), y de Hoek y Brown; a continuación realizaremos un resumen y sus parámetros fundamentales de estas clasificaciones de macizos rocosos:

### 5.4.2 Clasificación de Bieniawski (CSIR):

Esta Clasificación del CSIR (South Africa Council for Scientific and Industrial Reserch), fue propuesta por Bieniawski, y considera 5 parámetros básicos para definirla:

Resistencia de la roca intacta, esta determinada por ensayos a la compresión simple ( $R_c$ ) o en su defecto por ensayos de cargas puntuales ( $I_s$ ).

RQD de la roca (Rock Quality Designation), tal como fue definida por su autor (Deere, 1964), es el 1% de los testigos de perforación diamantina recuperados en piezas

intactas de 100mm o más con respecto a la longitud total de la perforación, también está definida por Barton como:  $RQD = 3.3 J_v$ ; donde,  $J_v$  = cantidad total de fisuras por m<sup>3</sup>.

Espaciamiento de discontinuidades, aquí, las discontinuidades es un término que abarca diaclases, fallas, planos de estratificación y otras superficies de debilidad.

Condiciones de discontinuidades, éste parámetro toma en cuenta la abertura de las discontinuidades, su continuidad, rugosidad de superficie, grado de alteración de sus paredes y la presencia de material de relleno.

Condiciones hidrogeológicas, este parámetro considera la influencia del agua subterránea en la estabilidad de las excavaciones; la clasificación se realiza a la cantidad de flujo de agua que entra en la excavación.

En las tablas N°4 adjuntas se presenta la clasificación geomecánica donde aparecen los parámetros con sus respectivos índices, los que son puntajes asignados a cada rango de valores para cada parámetro. El índice total se calcula sumando todos los índices parciales de cada parámetro.

Basándose en estas tablas se corrigen los índices debido al efecto de la orientación de las discontinuidades, como también las características representativas del macizo rocoso, además el tiempo aproximado de auto soporte, cohesión y ángulo de fricción.

### 5.4.3 Clasificación de Barton, Lien y Linde (NGI)

Esta clasificación del NGI (Norwegian Geotechnical Institute), consiste en determinar el índice (Q) de acuerdo a la siguiente relación:

$$Q = RQD/J_n * J_r/J_a * J_w/SRF, \text{ donde:}$$

RQD	= Índice propuesto por Deere, explicado anteriormente
$J_n$	= Número de familias de discontinuidades
$J_r$	= Factor de rugosidad de las discontinuidades
$J_a$	= Factor de alteración de las discontinuidades
$J_w$	= Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades.
SRF	= Factor de reducción por tensiones.

El factor  $RQD/J_n$ , representa la estructura de la masa rocosa y es una medida aproximada del tamaño de bloques o partículas.

El factor  $J_r/J_a$ , representa la rugosidad y las características de fricción de las paredes de las discontinuidades o del material de relleno.

El detalle de los parámetros de ésta clasificación así como las 38 categorías de soporte recomendadas se muestran en las siguientes tablas N°s.

Cuadros mmmmmmmmm

El factor  $J_w/SRF$ , consiste de dos parámetros de tensiones, para el SRF es una medida de pérdida de carga en el caso de excavaciones en zonas de fallas y rocas con fracturas rellenas con arcilla, o tensiones en caso de roca competente o carga que produce deformación en rocas plásticas incompetentes.

El parámetro  $J_w$  es una medida de presión de agua subterránea la cual tiene un factor afecto adverso en la resistencia al corte de las discontinuidades debido a que reducen las tensiones normales efectivas.

Para la evaluación de requerimiento de soporte de excavaciones NGI contempla un factor adicional denominado Dimensión Equivalente ( $D_e$ ); este se obtiene de la relación entre la luz de la excavación (diámetro o altura) y un factor de utilización de las mismas, denominado ESR (Excavation support ratio).

$$De = \text{Span (altura o diámetro)/ESR}$$

La relación entre Q y se determina una recta (estrictamente una familia de rectas para cada ESR) que separa excavaciones que requieren soportes de las que no requieren. Los actuales límites para excavaciones sin soportes (permanentes) pueden expresarse por la ecuación:

#### 5.4.4 Clasificación de Hoek y Brown:

Estos investigadores al desarrollar el criterio de ruptura que llevan sus mismo nombres, indirectamente dan origen a un sistema de clasificación de roca. El conjunto de propiedades o cualidades que deben observarse en un macizo rocoso para precisar una calidad de roca en resumen, serían las siguientes:

1. Resistencia a la compresión simple de la roca
2. Amplitud, rugosidad de las paredes internas y tipos de materiales de relleno que se observan en grietas, fisuras o fallas y que afectan a un macizo rocoso.
3. Presencia de agua que contribuye al ensanchamiento de grietas vía lixiviación de los materiales de relleno.
4. Dirección y orientación que ofrecen las distintas discontinuidades
5. Grados y dimensiones de las zonas de inestabilidad que generalmente se observan después de la voladura.
6. Relaciones entre las tensiones principales que actúan sobre un macizo rocoso y que generalmente dan origen al criterio de falla de roca propuesto por estos autores.

Esta clasificación relaciona el índice de la calidad de la clasificación de Bieniawski, donde los nuevos parámetros m y s son propiedades de un macizo rocoso y que deben ser obtenidos experimentalmente para cada roca de acuerdo a las propuestas antes indicadas para determinar el índice de calidad de roca de estos autores.

Las relaciones aproximadas entre la calidad del macizo rocoso y las constantes m y s se muestran en las tablas N°, siguientes así como los gráficos de aplicabilidad del criterio de ruptura, así como en los cuadros de clasificación geomecánica por tajeos adjuntas.

### 5.5 APLICACIONES

La determinación de una de estas clasificaciones para la valuación del macizo rocoso esta en función al tipo de roca y su comportamiento en el terreno.

En las valuaciones obtenidas con las distintas clasificaciones, se tiene un número, la que califica el comportamiento del macizo rocoso y a través de él se establece el diseño de sostenimiento a emplear y además las condiciones en que puede realizar una buena explotación de la veta.

La validez real de la clasificación en la mina es predecir el comportamiento del macizo rocoso y poder definir muy ajustadamente los parámetros de diseño basados en el conocimiento y experiencias anteriores.

En los cuadros 2 y 3 se observa la diferencia de valores en la calidad entre la roca caja conformada por la riodacita, tobas y la veta. Los valores más bajos están relacionados con las riodacitas muy argilizadas y las tobas (tufos), en las proximidades de la veta tal como se observa en el plano geotécnico, adjunto.

La veta en términos generales tiene mayor calificativo y por lo tanto mejor auto soporte que las cajas, salvo algunas zonas en la cual hubo un fallamiento post mineralización



y la alteración por las infiltraciones de agua, son las que disminuyen sustancialmente la calidad auto portante del macizo rocoso.

Con los diferentes valores se ha elaborado el plano geotécnico, para el cual se ha zonificado de acuerdo a condiciones de comportamiento similar y en los rangos que se ha determinado con fines de utilizar y estandarizar el soporte adecuado para una determinada evaluación.

Los datos obtenidos a partir de estas valoraciones, han sido subdivididos en grupos, y se usan por clases de rocas definidas por Bieniawski, como: muy buenas, regular, mala y muy mala.

En nuestro caso las valoraciones no alcanzan las definiciones de muy buenas, muy raras veces buenas (en la rampa), regular generalmente en la rampa y raras veces en los tajos, mala o muy mala mayormente en los tajos.

Las dos últimas valoraciones como mala y muy mal se han subdividido en 5 sub valoraciones, con fines de su utilización en el sostenimiento los que representaran los tipos de sostenimiento para un determinado macizo rocoso, Cuadros N° 2 y 3.

### Características de las masas rocosas

**CUADRO N° 2**

Clase de Roca	RMR	Comentario	Tiempo de autoestabilidad Horas
I	>50	De ligera a moderada fisuración, ligeramente alterada	>200
IIA	40-50	Demoderadan fisuración, ligera a moderada alteración, goteras en roca de alta a regular dureza	100 a 200
IIB	30-40	De moderada a intensa fisuración, moderada alteración, goteras en rocas de	2.0 a 100
IIIA	20-30	Zonas de falla, alteración argílica de moderada a intensa, limonitizada, húmedo a saturado de agua	0.5 a 2.0
IIIB	<20	Fallas o zonas de corte con relleno arcilloso, intensa alteración argílica roca con resistencia menor a 5Mpa, limonitizada y presencia de agua.	<0.5

**CUADRO N 3**

Clase de Roca	Tipo de soporte temporal	Tipo de soporte permanente	Color en el plano
I	Sin soporte (no se tiene tajos con esa valoración)	Pernos puntuales y/o shotcrete ocasional de espesor < 0.03 m	Amarillo
IIA	Sin soporte o pernos puntuales ocasionales en cuñas inestables	Pernos principalmente en la bóveda y shotcrete de 0.05m espesor	Verde claro
IIB	Pernos puntuales o sistemáticos con cuadrícula de 1.2 a 2.00m. en excavaciones grandes	Perno sistematico + shotcrete simple o con fibra de acero o fibermesh, entre 0.05 a 0.10 m Espesor o sistema Ares	Celeste

IIIA	Perno sistemático en cuadrícula de 1.00 a 1.20m	Malla + perno sistemático + shotcrete con espesores de hasta 0.10m o sistema Ares.	Naranja
IIIB	Malla con pernos sistemáticos en cuadrícula de 1.00m a 1.50 m ó cuadros o sistema Ares	Cimbras metálicas en rampas o cuadros de madera e galerías	Rojo

**Parámetros de resistencia al corte por discontinuidades**

Descripción	Angulo de fricción
1. Superficie de discontinuidades no alteradas o meteorizadas	35
2. Superficie de corte con espejos de falla o ligeramente meteorizadas, superficies de diaclasas abiertas	25
3. Superficies de falla o de corte con relleno	20

**Esfuerzos "in situ"**

El esfuerzo vertical en la roca, a profundidad, se asume que es equivalente al peso de la roca sobreyacente (carga litostática). Es esfuerzo horizontal frecuentemente varia y en profundidades medianas puede estar significativamente encima o debajo del valor de esfuerzo vertical (Hoek & Brown, 1980). Estos esfuerzos horizontales y verticales pueden ser similares en las rocas duras o de mediana dureza y con alteración argílica ligera.

En las rocas encajonantes, la alteración argílica es muy intensa o en el mejor de los casos moderada, por lo que al tener una composición arcillosa y con presencia de la humedad o algo de agua por ser estos hidrófilos, ejercen fuertes presiones que pandean y derivan al sostenimiento instalado como en el caso de los cuadros.

La estimación del Módulo de deformación de la masa rocosa, determina el análisis de esfuerzos, para el cual se utiliza la correlación establecida por Serafin y Pereira (1983) basándose en el valor RMR calculado.

**5.6 DISEÑO GEOMECANICO DE EXCAVACIONES EN ARES**

Para realizar el diseño de soporte del macizo rocoso, y la metodología de excavación en los tajeos, galerías y rampas; se describe resumidamente los siguientes aspectos a considerar:

Los métodos de análisis para evaluar la estabilidad de la bóveda y los hastiales.

Los métodos de análisis para predecir las deformaciones esperadas en el techo y los hastiales de los tajos, galerías y rampas.

El diseño de los sistemas de soporte de rocas.

Los sistemas de drenaje

Un breve resumen de los resultados de los análisis de estabilidad debido a esfuerzos y a la presencia de bloques rocosos.

En el diseño para el sostenimiento en los tajos, galerías y rampas se utiliza parámetros de entrada evaluados en cada labor, pero que puede afinarse esto en razón de que hay variaciones locales.

En el análisis se puede distinguir dos categorías de fallas:

Fallas inducidas estructuralmente

Fallas inducidas por esfuerzos

La ocurrencia de fallas controladas estructuralmente se presenta en lugares donde los bloques de rocas están limitados por discontinuidades estructurales

desfavorablemente orientados con relación al rumbo de la excavación y por lo tanto tienen mayor libertad para deslizarse o caer dentro de la excavación.

En nuestros tajos, las discontinuidades principales están orientados paralelos o subparalelos a la estructura mineralizada, por la naturaleza de la labor a explotar, esta orientación de la excavación es inevitable.

Los sistemas de fisuras listados en el cuadro N° 4, muestran tales características, además han sido utilizados para llevar a cabo los estudios paramétricos.

Los métodos disponibles para el análisis de la estabilidad y diseño de los sistemas de sostenimiento requeridos son:

En Nuevo Método Austriaco de Tunelería (NATM); los métodos de equilibrio límite y los análisis de Esfuerzos detallados usando el Método de Elementos finitos.

### **NUEVO METODO AUSTRIACO DE TUNELERIA (NATM)**

Los elementos del NATM que deben ser considerados en el diseño son:

La presencia de la resistencia inherente de la roca circundante como el principal componente del sostenimiento de la excavación.

El sostenimiento debe tener adecuadas características carga-deformación y ser colocada en el tiempo correcto.

Una capa relativamente delgada de shotcrete debe ser aplicada para prevenir el aflojamiento y excesiva deformación en labores permanentes.

La selección de un espaciamiento y tipo de anclaje adecuado para el sistema de empernado a fin de reforzar la roca circundante y formar un arco rocoso de carga portante.

### **METODO DE EQUILIBRIO LIMITE**

El sostenimiento requerido para formar un arco estable dependerá de la prevención de la fallas por cuñas cinemáticamente admisibles, formadas por la intersección de diaclasas, fallas menores y superficies de corte.

Para llevar a cabo estos análisis, se ha usado el programa UNWEDGE, desarrollado por la Universidad de Toronto. El programa no considera ninguna contribución a la estabilidad de parte de la distribución de esfuerzos alrededor de la excavación y ofrece por lo tanto sólo una solución de término inferior.

El programa está basado en un análisis estático de cuñas rígidas en las cuales las fuerzas sobre la superficie potencial de deslizamiento son resultas paralela y normal a la superficie de deslizamiento y el sostenimiento de la roca en la forma tanto de pernos o de shotcrete, o ambos, pueden ser variado para balancear estas fuerzas y obtener el factor de seguridad requerido.

### **METODOS DE ELEMENTOS FINITOS**

El método considera las deformaciones a ocurrir y permite una predicción mas precisa de la distribución de esfuerzos a lo largo de las paredes de la excavación incluyendo las concentraciones de esfuerzos no deseables.

El método también permite calcular la resistencia al corte y el factor de seguridad contra el corte en cualquier punto de la masa rocosa. El programa utilizado para el análisis es PHASES desarrollada por la Universidad de Toronto, la cual emplea dos criterios de falla de la masa rocosa:

El criterio de falla de Hoek & Brown y el criterio de falla de Mohr-Coulomb.

Para nuestros cálculos, se ha usado en el análisis el criterio de falla de Hoek & Brown. Se adjunta modelaje de algunas labores, Figuras 5ª, 5B, 6ª, 6B, y 6C.

### EVALUACION DEL CLARO LIBRE SOPORTE REFUERZO Y/O SOSTENIMIENTO

De los cuales de las Clasificaciones Geomecánicas realizadas se tiene valores para el RMR y el índice Q, con los cuales se estima lo siguiente:

Tiempo de autososten y claro de excavación

Según RMR:

Para RMR	Anchura o altura máxima de excavación (m)	Tiempo de auto sostenimiento (horas)
<20	>2.00	< 3
20 a 30	2.00 a 3.50	3 a 20
30 a 40	3.50 a 6.00	20 a 60
40 a 50	6.00 a 9.00	60 a 200
>50	9.00	>200

Según Q:

Se observa (en el cuadro siguiente) que la Dimensión equivalente (De) máxima para la excavación en tajos sin sostenimiento varia de 0.50 a 1.20. El tajo por ser una excavación provisional, tiene una relación de esfuerzo-excavación (ESR) de 3-5, para nuestro caso tomaremos 4 y por lo tanto, los claros sin soporte máximo que puede considerarse son:

Q	De máxima (m)	CLARO MAX. SIN SOPORTE
<0.02	< 0.5	<1.60
0.02 – 0.07	0.5 – 0.80	1.60 – 3.20
0.07 – 0.20	0.80 – 1.20	3.20 – 4.80
0.20 – 0.70	1.20 – 2.00	4.80 – 8.00
0.70 – 2.00	2.00 – 3.00	8.00 – 12.00
2.00 – 7.00	3.00 – 5.00	12.00 – 20.00

Las rocas cajas encajonantes en los tajos de la Veta Victoria son de baja clasificación Geomecánica, en lo que concierne principalmente el lado NE y los claros máximos sin reforzamiento que podrían ser pocos, además el tiempo de auto soporte supera para la calidad del macizo rocoso,

Estos tipos de refuerzo se está instalando en la actualidad, pero hay variaciones locales a medida que se va tajeando tanto horizontal o verticalmente, en razón de ello se realiza variaciones puntuales para optimizar en cantidad de reforzamiento y seguridad de la labor. Estas variaciones locales son debidas a la presencia de agua, variación de la anchura de la veta, variaciones locales de la calidad del macizo rocoso, presencia de cimoides con diferentes anchuras de zonas estériles, etc.

El sostenimiento en las zonas próximas a las chimeneas y las galerías en los diferentes labores es de mayor densidad en caso de pemos o cambio por cuadros. Estos soportes se deben al tiempo de la abertura de la labor con la consiguiente mayor alteración del macizo rocoso.

### TIPOS DE SOPORTE EMPLEADOS EN ARES

Para la determinación de tipo de sostenimiento que se debía aplicarse en Ares se realizaron una serie de pruebas, con muchos elementos de soporte, investigado para

esta determinación, se realizaron una serie de pruebas, con muchos elementos de soporte, investigando para esta determinación, se realizaron las siguientes pruebas:

### **ENSAYOS A LA TRACCION DE PERNOS:**

Los ensayos a la tracción de pernos se realizaron basándose en los procedimientos standard indicando en la norma ANSI/ASTM y al sugerido por la comisión de ensayo de la sociedad internacional de Mecánica de Rocas, válidos para estudios de diseño.

El objetivo principal fue verificar la capacidad de los distintos pernos instalados, corresponde a la carga de trabajo para nuestro diseño.

Para estas pruebas se empleo el equipo de tracción de pernos de tipo portátil, diseñado especialmente por el área de refuerzos en roca. La información obtenida fue gráficos carga v/s desplazamiento de los cuales se dedujo la capacidad de anclaje última (la máxima carga sustentada por el perno) y la capacidad de trabajo (carga a la cual el perno experimenta el primer desplazamiento significativo).

Principalmente los ensayos se realizaron en rocas de calidad muy mala, siendo el objetivo verificar in-situ la capacidad de trabajo de estos pernos en éste tipo de calidad de roca

Los resultados de estas pruebas estaremos detallando en la descripción de cada uno de los pernos evaluados:

### **Anclaje mecánico radial y por fricción axial (Swellex)**

#### **Características:**

- Refuerzo inmediato en todo la columna de la roca, y la capacidad de sostener plenamente a la roca con carácter de urgencia.
- El Swellex se adapta a grandes movimientos del terreno y tiene una alta tolerancia a las variaciones en el diámetro del barrenado.
- El perno se adapta a las irregularidades del taladro y sujeta a lo largo de toda su longitud, además es un perno insensible a las vibraciones producidos por las voladuras.
- Es muy versátil; puede utilizarse en cualquier geometría de excavación y en longitudes estándar de hasta 8 metros.

#### **Ventajas:**

- Soporte adecuado y rentable en la mayor parte de tipos y condiciones de roca.
- El procedimiento de instalaciones garantiza que cada perno instalado proporcione un refuerzo óptimo.
- Los pernos se colocan rápidamente y basta un pequeño adietramiento para usar el equipo de instalación.
- Los pernos proporcionan un pleno enclavamiento en toda su longitud con la roca circundante, sin necesidad de anclajes mecánicos lechadas de cemento o dispositivos de otro tipo.
- Su instalación es rápida y fácil, y la garantía que cada perno proporciona una plena capacidad de carga inmediatamente conviene al perno en el sistema más rentable para reforzar la roca.

#### **Desventajas:**

- El costo, es relativamente alto comparado con otros pernos.
- La bomba neumática para la colocación de pernos swellex, sufren continuos desperfectos por lo que se debe tener una en stand by y solicitar el quid de repuestos.

### **Aplicaciones:**

- En Ares se utiliza como elemento principal de refuerzo principalmente en los tajos por su gran versatilidad y resistencia, también lo empleamos como sostenimiento definitivo en labores permanentes.
- Los ensayos a la tracción, en rocas duras, dio una capacidad promedio de trabajo por encima de las 15 toneladas y en rocas blandas entre 5 y 11 toneladas.

### **Anclaje de Fricción o tubo partido (Split Set)**

#### **Características:**

- Al colocar el tubo se comprime y este aplica una radial contra la roca que genera una resistencia de fricción de la roca sobre el acero.
- La resistencia de fricción aumenta a medida que se oxida la superficie exterior del tubo.

#### **Ventajas:**

- Instalación sencilla y rápida, supuestamente más barata que un perno swellex o que una varilla inyectada de la misma capacidad.

#### **Desventajas:**

- No se puede tensar y por lo tanto activa el movimiento de la roca en la misma forma que una varilla inyectada.
- Su acción de soporte es baja a nula en rocas plásticas y mediana en roca dura fisurada.
- El diámetro del barreno y del taladro es preponderante y la mayoría de los fracasos que ocurren durante la perforación se deben a que los barrenos y/o taladros queden demasiado estrechos o amplios.

#### **Aplicaciones:**

- Se utiliza muy poco en trabajos de refuerzo, sobre todo en rocas de dureza moderada a más competentes, principalmente en labores provisionales

#### **Pruebas realizadas:**

- Ensayos de tracción, en rocas duras, la capacidad promedio de trabajo del perno llega hasta 6 toneladas, y en roca suave plástica no llego ni a cero toneladas

## **CAPITULO VI.**

### **SISTEMA DE RELLENO EN PASTA UTILIZANDO AGREGADOS**

#### **6.1 ANTECEDENTES:**

1. El tipo de yacimiento es en Vetas, con rumbo NE-SW y buzamiento al S. La Veta "Victoria" tiene una potencia promedio de 3 m, la Veta "Split Victoria" tiene una potencia promedio de 0.7 m. La mineralización es en cuarzo limonitizado.
2. Las rocas encajonantes: tovas volcánicas y riolíticas caolinizadas, ambas fuertemente alterados tienen una calificación que va de roca mala a muy mala. Lo que condiciona el tipo de sostenimiento, sección y longitud de las excavaciones.
3. El método de explotación es de "Corte y Relleno ascendente", con perforación Breasting, convencional y acarreo mecanizado. Cada tajo consta de dos alas denominadas NE y SW de 60 m de longitud cada una, y una zona central, donde

se ubica el ore pass, el camino central de acceso y la cámara de volteo del scoop eléctrico de 1.5 Yd<sup>3</sup>. Además cuenta con dos caminos de acceso adicionales, al extremo de ambas alas.

4. El relleno ingresa a través de tuberías instaladas por una chimenea que llega a la parte central del tajo desde superficie, prolongándose desde allí a toda la longitud del tajo.
5. El relleno es una mezcla pastosa, con una consistencia que permite su distribución en el tajo, no tiene exceso de agua, por lo que no requiere drenaje, tiene un tiempo corto de fraguado. La resistencia a la compresión que adquiere es suficiente para permitir la operación del scoop.
6. Este tipo de Relleno permite principalmente: restablecer la estabilidad del tajo con un sostenimiento pronto y hacer posible la continuidad del minado, con una interrupción mínima en la etapa de cambio de piso.

## **6.2 REVISIÓN ACTUALIZADA DEL AGREGADO EN PASTA EN LAS OPERACIONES DE RELLENO**

El agregado es producto de una cantera localizada a menos de 1 km de la mina. El material en la cantera es un depósito piroclástico. Los fragmentos de roca son vesiculares donde hay una cantidad significativa de material fino. El depósito no está consolidado. El método de extracción de canteras es apilando el material o procesándolo directamente por ventanas. Los apilamientos son luego recogidos por un cargador frontal Cat966 y zarandeado sobre un elemento fijo, inclinando la malla con el cargador en stockpiles. El material grande de la zaranda, que utiliza 3/8" de abertura, es cargada en camiones de 20 toneladas para transportarlo a la planta de almacenamiento de relleno en mina.

La operación de cantera de agregados es conducida por un contratista. Al contratista se le paga US\$. 3.5 por metro cúbico de agregado fino depositado en el stockpile de la planta de relleno. La gravedad específica de las partículas de agregado es solo 2.185 debido a la presencia de vesículas de gas. La densidad del volumen de apilamiento de agregado suelto es de 1,180Kg/m<sup>3</sup> y el compacto es 1,440 Kg/m<sup>3</sup>, ambos sobre bases secas. El agregado contiene 19% de humedad promedio con 10% de humedad dentro de las vesículas de gas, entonces solo 10% de la humedad puede ser incluida en los cálculos de las fórmulas. Un cálculo típico en las fórmulas es incluido en el apéndice.

La planta de relleno es una planta convencional de concreto suministrada por Stetter de Alemania con capacidad teórica de 30m<sup>3</sup>/hr y los rangos actuales de capacidad son de 20-30m<sup>3</sup>/hr. El agregado es almacenado en un stockpile en contra de un muro de retención que divide la sección de máquinas de planta del área de almacenamiento. El stockpile tiene varios sectores para almacenamiento de diferentes tipos de agregados, pero todos los sectores son llenados con 3/8" del mismo material. El agregado es tomado para mezclarse a través de chutes al pie del muro de retención. Chutes con compuerta alimentan el agregado dentro de una "caja de peso". Es importante que el agregado esté libre en movimiento para que la planta pueda operar perfectamente. Se reportó que en la estación de lluvia el contenido de humedad en el agregado se incrementa al punto donde el material no fluye libremente, lo cual causa interrupciones en las operaciones de planta. Para mantener suficiente material almacenado en contra del muro de retención, un cargador frontal y/o una pala de arrastre es utilizada para mover el agregado cerca del muro de retención.

La caja de peso es elevada, después de completar el peso de agregado, a la altura del eje del cucharón a punto donde el agregado es vaciado dentro de la mezcladora.

La mezcladora es abastecida por Stetter. Un medidor de peso (tolva-balanza) de cemento suspendida sobre la mezcladora es usada para revolver cemento. Un alimentador de tornillo alimenta el cemento de uno de los 2 silos de la tolva de peso de cemento. El agua es medida dentro de la mezcladora por un medidor de flujo. También, aditivos químicos pueden ser agregados a la mezcladora. El volumen de la mezcladora tiene 0.5m<sup>3</sup> de pasta mezclada.

El ciclo de la planta de seriación Stetter es controlada automáticamente. Las variables de las instrucciones pueden ser modificadas y almacenadas con el sistema de control. Las variables incluyen tiempo de mezclado, pesos y otras variables de control.

Después de completar el ciclo de mezclado, que es de aproximadamente de 1 minuto, la pasta es vaciada en la tolva de una bomba Schwing. El modelo 2000 HDRE Schwing tiene una capacidad de 60 m<sup>3</sup>/hr. El sistema hidráulico accionado por un motor eléctrico de 125 kw es manejado por una bomba. Mientras se bombea la pasta, los rasgos normales de presión hidráulica son de 50 a 80 bar con un máximo de 120 bar. Los cilindros de pasta son de un diámetro de 180 mm. La bomba es una bomba de concreto convencional con una válvula Schwing. Las partes relacionadas con la operación de la válvula parecen tener tiempos de operación normal entre fallas de rangos de 1,000 a 2,000 horas de operación.

El asentamiento de la mezcla en pasta de agregado está controlado a un rango de 7,5 a 8,5" (190 a 215 mm). Debido a que el agregado tiene poca cantidad de partículas finas, el incremento de cemento debe ser alto para proveer el contenido fino necesario. La formula normal contiene 11.5% de cemento puzolánico. En un futuro cercano se planea convertir a cemento portland regular. El pH de la pasta usada en cemento puzolánico es ligeramente alcalino. El cambio a cemento portland resultará en un incremento de pH a una alta alcalinidad de aproximadamente 11.5. Se debería prevenir a los trabajadores de que el contacto de la piel con mezclas alcalinas pueden resultar en severas quemaduras.

El sistema de distribución de pasta por tuberías es de 5" (125 mm) en tuberías de acero. Al final de las tuberías se utilizan como collares empinados y estos son conectados por abrazaderas usadas en la industria del bombeo de concreto. La mezcla de pasta de agregado se ha probado que es altamente abrasiva, por lo que se usan tuberías endurecidas internamente (660 Brinel). Mientras que la velocidad de flujo no exceda los 0.7 m/seg en una condición de flujo de tuberías llenas, el alto deterioro es anormalmente comparado al total de pastas de relave. Además los segmentos de tuberías inclinadas en lo alto de la superficie, a los niveles, pueden tener 2 frases de lujo con la caída de pasta a velocidades más altas que 0.7/seg, además de incrementar su desgaste.

Los procedimientos utilizados para limpiar las tuberías al término de una echada es como sigue:

- Incremento del asentamiento a 10.5" para reducir la pendiente de la fricción.
- Abrir tuberías cerca de la bomba e insertar bolas o tacos de limpieza.
- Instalación de conexiones principales de aire.
- Líneas de aire para limpiar usando la presión del aire.

Adicional no es usada en el proceso de limpieza:

El relleno de agregado en pasta es lo suficientemente poderoso para ser manejado en el corte y llenado minero, pero el dosaje de cemento no puede ser reducido sin tener una mezcla que no se pueda bombear, debido al acortamiento de partículas finas en el agregado.



### 6.3 DISCUSIÓN SOBRE EL CONTROL DE SUELO Y MÉTODOS MINEROS

Las condiciones de suelo en Ares pueden ser generalmente descritas como pobres. La fuerte alteración de las paredes rocosas, incluyendo las alteraciones de arcilla o barro adyacente a las vetas, han hecho incompetente las paredes rocosas.

Cuando en la minería existen condiciones de pobreza de suelo, la socavación y llenado es generalmente el método minero preferido, por las siguientes razones:

- Reducida dilución del deslizamiento de las paredes rocosas.
- Seguridad mejorada, sustituyendo un relleno maquinado de hechos incompetentes.
- Recuperación del mineral mejorado.

La socavación y llenado es preferible cuando los altos grados de extracción de mineral son obtenidos, como lo es en Ares, porque la recuperación del mineral es mejorada. La limpieza total del alto grado de material fino no es requerida en los tajos de socavación y llenado, porque el alto grado de estas finezas se recuperará en el siguiente corte. A menudo, en el manejo de los tajos de corte y llenado los esfuerzos de limpieza son escasos debido a la urgencia de empezar el relleno y el siguiente corte.

La dilución de las paredes es controlada más fácilmente con el corte y relleno, porque los bloques que son susceptibles al deslizamiento gravitacional son sostenidos desde la base por otras paredes rocosas confinadas a la veta no minada.

La socavación y llenado mecanizado es bastante competitivo con el manejo del corte y llenado dinero, siempre y cuando el sistema de relleno sea factible. El ciclo de explotación con socavación y llenado es simple porque no se requieren soportes de techo, No se requerirá limpieza de tajos.

Los métodos de desarrollo a usarse en la socavación y llenado serán diferentes a los actuales en Ares. El MSD está preparando un objetivo diferente para examinar los métodos de desarrollo para la socavación y llenado minero, que son los de recomendar los métodos de soporte de suelo y los de demostración de tajo. La diferencia más notoria entre la socavación-llenado minero y los actuales tajos de corte y llenado serán esas unidades de LHD que no se encuentran en poder en los tajos.

### 6.4 REVISIÓN DE LOS PLANES PARA INCORPORAR RELAVES EN LAS FÓRMULAS DE RELLENO

Es bastante deseable usar relave para el relleno en vez e agregado, desde un punto de vista de costo operativo. Solo relave puede ser usado en lugar de agregado, como en el caso actual, el ahorro puede ser mayor de US\$.5 por tonelada de mineral. Básicamente, el relave tiene un costo más bajo que el agregado. En realidad, los costos por relave y consumo de cianuro pueden decrecer si el relave es usado para el relleno en pasta. Se hace necesario establecer las mezclas posibles de agregado-relave o el uso sólo de relave para el relleno, completando el trabajo señalado en la siguiente sección.

El diagrama de flujo planificado para incorporar relave en las fórmulas de relleno hidráulico, incluye la centrifugación del relave, seguido por el tamizado para remover el agua. El diagrama de flujo del deseado incluirá 4" de ciclones Lynatex y un tamiz para desecado de 4x10 pies. Se planea producir relave desecado e una densidad sólida del 70% para almacenaje en uno de los sectores del stockpile de la planta de relleno Stetter. El relave entonces sería extraído del Stockpile a través de una canaleta de la misma forma que el agregado se extrae del stockpile. Además una cantidad de

agregado se arrojaría dentro de la caja de pesaje, seguido de una cantidad de relave establecida. La fórmula establecida es 65% de agregado y 35% de relave.

Se hacen los siguientes comentarios relacionados con la factibilidad técnica del diagrama de flujo planificado:

- No se ha completado ningún material de pruebas de flujo para demostrar que el relieve deseado fluiría a través de la canaleta desde los sectores del stockpile. El MSD es bastante seguro, basado en la experiencia con el manejo del aglomerado (endurecido), donde el material no fluye. Por otro lado, si se reduce a cierto nivel la densidad del relave, el material será líquido o se diluirá en un 70%. Por ejemplo, el almacenaje del aglomerado húmedo en la mina "Lucky Friday" en USA, requiere de una densidad sólida de 85-87%, pero el material aun así no se comportará como una masa sólida de alta densidad. Deberá ser extraída mecánicamente de la pila de acopio y ubicada en una banda transportadora.
- La descarga de la malla de desecamiento debería caer directamente en un depósito de compensación. Una plana e inclinada banda transportadora podría también colocarse para el manejo de la descarga de la malla al depósito de compensación, la cual debería estar empinada, tener filos plásticos a los lados con un alimentados de tornillos en la base. El alimentador de tornillo descargaría dentro de la caja de peso del sistema de mezclado por amasamiento Stetter. El alimentador de tornillo pararía e iniciaría cada amasada. También podría ser necesario tener una válvula de cuchilla instalada para el rendimiento del alimentador de tornillo, para prevenir el flujo por gravedad.
- El contenido de finezas de los 3/8 ó 1" de agregado pueden tener a una amplia variación como es común en depósitos naturales. Un método para el control o medida de la cantidad de finezas sería necesario. Por ejemplo, la cantera debería ser taladrada con muestras para determinar las variaciones constantes. Nótese que aún con una o 2 amasadas de la pasta con material fino insuficiente puede obturar las tuberías. Contrariamente, el molino es un proceso de mineral controlado con relave respecto a la distribución de un tamaño particular, las fórmulas que usan largos porcentajes de elave y poco porcentaje de agregado formarían pastas más estables.
- El MSD no ha previsto un circuito de desecado utilizado para la producción de relleno en pasta primero ciclonado y luego tamizado. Parece que Minera Ares sería el pionero con el método en un proceso de alta atención y altos riesgos. Linatex formuló a MSD que estos sistemas de desecamiento son usados en el negocio grava/arenal y la preparación del relleno hidráulico en minas auríferas en Sudáfrica. El control de los ciclones será la llave para una operación exitosa.
- La fórmula debería inclinarse hacia el mayor uso de relave y menor uso de agregado para ahorrar costos. Si el parcial o total uso de relave se utilizará sin nada de agregado, el ahorro sería mayor.
- La fórmula preijada del 65% de agregado (-3/8") y 35% descarga por tamiz, por peso seco también contiene un mínimo de 8% de cemento portland luego de pasar el criterio de la "regla del pulgar", donde una pasta debe contener 15% pasados los 20 micrones. Ver el cálculo den el apéndice.
- Las pastas que contienen grandes partículas de agregado segregarán cuando permitan la libre caída en las tuberías, causando obturación. Entonces, las condiciones de libre caída deberían ser rechazadas. El uso de -1" de agregado es probablemente no beneficioso para las propiedades de flujo, entonces -3/8" de agregado sería usado.

## 6.5 PERFIL DE LAS PRUEBAS EN PASTA PARA SER COMPLETADAS

Todas las mezclas de pastas se prepararon con cemento puzolánico, además que no fueron relevantes para el uso con relave.

Las pastas de relave deberán ser presentadas mientras se mantenga un pH alto, debido al contenido de cianuro. Las fórmulas que usan cemento portland tendrían un pH de alrededor de 11.5. Aparentemente, el cemento puzolánico no es reactivo al alto nivel de pH por lo tanto no podrá ser usado. MSD piensa que el cemento portland mejorará la fuerza compresiva no confinada si se compara con el uso del cemento puzolánico.

Entonces, todas las pruebas tienen que ser rehechas usando cemento portland, Un perfil de las pruebas recomendadas se incluye en lo siguiente.

### Fórmulas Sugeridas

Primero que nada, se recomienda que todas las fórmulas tengan contenidos ultrafinos suficientes sin el aumento de cemento. Esto es recomendable por razones prácticas, incluyendo el posible uso de fórmulas con bajo contenido de cemento y la posibilidad de producir pasta no cementada durante el refuerzo de las operaciones de planta.

Se sugiere que se prueben las siguiente fórmulas:

1. Relave completamente con cemento. La matriz de las variables deben ser:  
Asentamiento: 7 a 9 pulgadas  
Dosaje de cemento: 4%, 6% y 8%  
Periodo de curación: 3 días, 7 días y 28 días  
Replicación de la muestra: triplicado
2. Relave parcialmente clasificado. Una mezcla de relave total y una baja centrifugación debería prepararse como la de un contenido de <20 partículas de micrón está a cargo de 20-30%. La matriz de variables de mezclado serían las mismas que las anteriormente señaladas.
3. Relave principalmente clasificado con 35% de aumento de agregado. La matriz de las variables serían las mismas arriba mencionadas.
4. La fórmula prefijada con 65% de agregado (-3/8") y 35% de descarga tamizada debería ser aprobada. Nótese que solo 8% del contenido de cemento sería aprobado debido al poco material fino lo que ocurrirá si se usa menos cemento.

## 6.6 CARACTERÍSTICAS DE LA PASTA

La gravedad específica del relave y agregado son conocidas de las operaciones por lo que pruebas de gravedad específica adicionales no son necesarias.

Los análisis e tamaño particular deberían s por cada fórmula.

## 6.7 PRUEBAS DE COMPRESIÓN LIBRE

Los cilindros serían echados en moldes y rotos al final del periodo de curación específico. La curación debe ocurrir a temperaturas típicas del ambiente minero. Los cilindros, una vez moldeados, no deben ser manipulados o transportados antes de las pruebas.

El volumen de sangrado de agua debe ser medido. La cantidad del colado uniaxial.

## **6.8 PRUEBAS DE FUERZA DE FLEXIÓN**

Las vigas deberían moldearse en las fórmulas con alto contenido de cemento. Y probados en una máquina de pruebas de flexión después de la curación. La fuerza de flexión es importante para la socavación y llenado minero.

## **6.9 SEGURO DE CALIDAD**

MSD puede conducir un programa de pruebas de pastas para usarse como base para las pruebas a conducirse en Minera Ares. Si son requeridas, MSD preparará una propuesta de pruebas.

## **6.10 OBSERVACIONES RELACIONADAS CON EL DESARROLLO DEL PROCESO A LARGO PLAZO CON RESPECTO AL VACIADO DEL RELLENO O RELAVE**

El engrosamiento de la pasta se está volviendo el método para el desecado del relave para introducir pastas para el relleno ajo suelo y para el depósito de relave bajo suelo. Los costos operativos para el engrosamiento de pastas son bajas debido al bajo consumo de energía, bajo costo de trabajo y bajo costo de mantenimiento. El aumento de floculante es el mayor costo operativo.

El sistema de tamizado/centrifugación instalado es de bajo costo, pero se tiene que ver si el control puede ser lo suficientemente preciso para facilitar un sistema de relleno de pasta. El almacenaje de relave desecado no será posible, por lo que el aumento de agregado es siempre requerido para realizar una taza de llenado volumétrica de 30m<sup>3</sup>/hr. Por ejemplo, si solo la descarga por tamizado es utilizada para el relleno, la taza volumétrica sería solo de 12m<sup>3</sup>/hr. El aumento de agregado incrementa los costos operativos.

El almacenaje de pasta en el estilo engrosador Alcan (proceso de Homeado) permitirá el relleno de los tajos en Ares para ser hechos en un rango por encima de 40m<sup>3</sup>/hr. El relave será alimentado al engrosador a un rango entre 15 a 30 ton/hr, dependiendo del grado de clasificación parcial.

La baja del engrosador puede ser extraído a un rango más alto que el rango d alimentación, utilizando la capacidad de almacenamiento del espesador. Debido a que los tajos en Minera Ares son pequeños en volumen el uso de una considerable cantidad del almacenaje resultará en tasas más rápidas de relleno.

El remplazo del sistema de mezclado será más ventajoso para incrementar las tasas de relleno y proveer de simplicidad del diseño de proceso.

El engrosador de pasta puede producir pasta no cementada para los depósitos de relave, mientras se provee de un claro sobreflujo para reciclar agua de regreso al circuito de cianuración. Los beneficios se esto será el menor almacenaje de agua en los embalses de relave y los más bajos costos en el uso de cianuro.

## **CAPITULO VII CARACTERIZACIÓN DEL RELLENO**

### **7.1 CONCEPTO**

El Relleno de alta densidad, es una mezcla de Agregado tamizado a 3/8" como tamaño máximo, Cemento puzolámico y agua. Tiene el principio de Relleno en Pasta en lo que se refiere a contenido de finos que sirvan como envolvente, para hacer posible el fluido de la mezcla a través de tuberías de acero de alta presión, impulsado por una bomba de desplazamiento positivo.

El Relleno en Pasta, no tiene excedentes de agua por lo tanto no necesita sistema de drenaje, crea un piso consistente a corto tiempo para el siguiente corte, e inclusive funciona en la recuperación de derrumbes, permitiendo continuar el minado atravesando el relleno teniéndolo como techo.

### 7.1.1 Materiales Utilizados

En esta etapa inicial se utilizan agregados, cemento y agua, con los cuales se logra formar una mezcla pastosa, con los requisitos exigidos para ser una mezcla bombeable.

#### 7.1.1.1 Agregados

- El agregado que se utiliza, es un material piroclástico de origen volcánico, de bajo peso específico, procede de la Cantera "María", ubicada a 3 Km del campamento de la Mina Ares.
- La cantera cuenta con agregados de granos gruesos mayores a 2", gravillas entre 1" y 2", material fino, y material ultrafino debajo de malla 200 (74 micrones).
- Para el sistema de Relleno, se prepara el agregado por tamizado teniendo como tamaño máximo 1/2".
- La curva granulométrica exigida tiene como mínimo los siguientes parámetros referenciales (ver gráfico de análisis granulométrico por tamizado):  
 % pasante a malla 3/8" = 98%  
 % pasante a malla -200 (74 micrones) = 20 a 23 %
- Los instrumentos con que cuenta el laboratorio, permite analizar hasta esa granulometría, pero por muestras enviadas al laboratorio especializado de SENSICO se calcula lo siguiente:  
 El 20 a 23 % pasante a malla -200 equivale al rango de (5.5 - 6.5) % pasante a 20 micrones.
- Estos valores son importantes para determinar la cantidad de cemento necesario para alcanzar el 15% pasante a malla 20 micrones exigido para la granulometría de una mezcla pastosa.
- Los parámetros de diseño del agregado son los siguientes:
 

Peso Específico	2.185 gr/cc
Peso Unitario Suelto	1180 Kg/m <sup>3</sup>
Peso Unitario Compactado	1440 Kg/m <sup>3</sup>
Módulo de Fineza	2.73
Humedad Natural	12.1 % (en época de sequía)
% de Absorción	10%

#### 7.1.1.2 Cemento

- Se utiliza el Cemento tipo IPM, cuyas características principales son:
 

30 % de contenido de puzolana	
Peso Específico	: 2.86gr/cc
Peso Unitario Suelto	: 1.50 gr/cc
- Es el cemento de menor costo, pero su desventaja radica en que necesita mayor tiempo de curado para alcanzar la Resistencia de diseño.
- Este cemento llega a granel en bombonas de 30 ton de capacidad y bolsas Big Bag de 1.5 Ton transportados en camiones de 13.5 a 16 Ton de capacidad.

### 7.1.1.3 Agua

- Se utiliza el agua que se bombea de las labores de desarrollo de interior mina. Es apta para usarla en una mezcla con cemento, porque tiene un PH de básico a neutro.
- El agua es tratada en Pozas de sedimentación en superficie, en donde se las separa de su contenido sólido y totalmente líquida, el cual se deposita en un tanque para su uso en relleno.

## 7.1.2 Proporciones de Mezcla

### 7.1.2.1 Según ensayos de laboratorio

- De la revisión de la literatura disponible sobre como obtener una pasta bombeable, se usa como principio fundamental la recomendación de utilizar 25% mínimo pasante a malla 20 micrones, de la mezcla relave, agregado y cemento.
- En esta etapa no se cuenta con el relave, entonces se trata de hacer una clasificación por tamizado del agregado al corte más fino posible, que a la vez permitiera obtener una escala de producción de 400 m<sup>3</sup> diarios.
- Se empieza por hacer un corte a malla -4 (5mm) de tamaño máximo, pero era imposible producir al volumen requerido a causa principalmente de la humedad del material.
- Luego de ajustar esta variable, se encuentra que es posible obtener la cantidad requerida con un material tamizado a 98% de malla 3/8" (9mm) como tamaño máximo.
- Esto significa que el agregado aporta en promedio 5.5% pasante a malla 20 micrones, por lo tanto el faltante es cubierto por cemento.
- Para encontrar las proporciones de mezcla, se utiliza el criterio de balance de volúmenes absolutos referidos a 1 m<sup>3</sup>, siendo estos los siguientes:
 

Volumen absoluto de cemento	0.061	180 Kg/m <sup>3</sup>
Volumen absoluto de agua	0.284	284 lt/m <sup>3</sup>
Volumen absoluto de aire atrapado	0.020	
Volumen absoluto de agregados	0.635	1837 Kg/m <sup>3</sup>
	1.000	1851 Kg/m <sup>3</sup>
- Haciendo a corrección por humedad del agregado se obtiene el siguiente diseño:
 

Cemento	:	180	Kg/m <sup>3</sup>
Agregado Global:	:	1416	Kg/m <sup>3</sup>
Agua	:	255	Kg/m <sup>3</sup>
		1851	Kg/m <sup>3</sup>
Slump	:	7.5	pulgadas
Relación: agua/cemento		1.4	
Proporción: cemento/agregado		1/7.9	
- El diseño obtenido garantiza una pasta bombeable, teniendo como valor referencial en la operación el Slump, que viene a ser la medida de la consistencia de la mezcla en pulgadas obtenido con el cono de Abrahams.
- 7.5 a 8.5 pulgadas es el rango de medida, que en el tajo que hace que la pasta sea manipulable para efectos de nivelación a la altura del relleno requerido.

### 7.1.2.2 Según condiciones de operación

Las proporciones de mezcla varían según las características del agregado y las necesidades de operación, los siguientes son los casos más frecuentes:

- **Porcentaje de Humedad del Agregado:** al aumentar el valor de ese factor obliga a disminuir el agua, aumentando el peso de agregado y manteniendo el cemento, las proporciones de mezcla deben mantenerse para no afectar las proporciones de mezcla. Por ejemplo si la humedad aumenta a 12.5% el diseño es el siguiente:

Cemento	:	180	Kg/m <sup>3</sup>
Agregado	:	1421	Kg/m <sup>3</sup>
Agua	:	250	lt/m <sup>3</sup>

- **Por aumento del Slump:** ocurre al finalizar la operación de relleno en un tajo, la mezcla debe tener un Slump de 11 pulgadas para que el proceso de limpieza de la tubería tenga éxito. La variación consiste en agregar agua, lo que implica aumentar cemento y disminuir agregado, para no afectar el valor de la resistencia, siendo las proporciones las siguientes:

Cemento	:	201	Kg/m <sup>3</sup>
Agregado	:	1370	Kg/m <sup>3</sup>
Agua	:	283	lt/m <sup>3</sup>

- **Por Incremento de Resistencia:** en las zonas centrales de los tajos se requiere un menor tiempo de curado para alcanzar la resistencia adecuada, con la cual puede operar el scoop y una mayor resistencia alrededor de los sectores circulares del ore pass. Las proporciones de la mezcla son las siguientes:

Cemento	:	260	Kg/m <sup>3</sup>
Agregado	:	1328	Kg/m <sup>3</sup>
Agua	:	267	lt/m <sup>3</sup>

- **Por Incorporación de Aditivos:** se va a adicionar aditivo incorporador de aire MB Estándar, tiene el efecto de bajar la densidad de la mezcla y crear una capa plastificante que reemplaza al cemento en su papel de lubricador de la mezcla bombeable. Las proporciones son las siguientes:

Cemento	:	150	Kg/m <sup>3</sup>
Agregado	:	1483	Kg/m <sup>3</sup>
Agua	:	215	lt/m <sup>3</sup>
Aditivo	:	150	ml/m <sup>3</sup>

### 7.1.3 Resistencia a la Compresión Uniaxial

- Es la capacidad de soportar cargas y esfuerzos, su mejor comportamiento es a la Compresión y a los Esfuerzos Uniaxiales.
- Dependen principalmente de la concentración de la pasta de cemento, que se acostumbra a expresar en términos de relación: agua/cemento en peso, en el caso nuestro es de 1.4, para un Slump de 7.5 pulg.
- En el caso del relleno, se necesita diseñar la mezcla para obtener valores de resistencia a la compresión uniaxial que permitan operar a los scoops eléctricos en cada tajo.

Según los cálculos efectuados en función al peso del equipo y la carga que transporta, los valores de resistencia correspondientes al modelo de scoop es el siguiente:

<b>Tipo de Scoop</b>	<b>R'c</b>
EJC60	2.5 Kg/cm <sup>2</sup>

EJC100

4.0 Kg/cm<sup>2</sup>

- El curado es el complemento del proceso de hidratación, con el cual se llega a desarrollar completamente las características resistentes del relleno.
- El Tiempo de Curado vs. la Resistencia nos dan una curva (ver gráfico), que indica como va ascendiendo el valor de la resistencia al aumentar el tiempo de curado hasta llegar a su resistencia de diseño a los 28 días.
- En el caso de este relleno, el cemento se dosifica principalmente en función de la bombeabilidad de la pasta y la resistencia que se pueda alcanzar en un tiempo de 1 a 14 días, según lo requiera la operación.
- Las resistencias obtenidas por el relleno en función al tiempo de curado son las siguientes:

**Tiempo de Curado**

R'c			
3	días	5	Kg/cm <sup>2</sup>
7	días	11	Kg/cm <sup>2</sup>
14	días	17	Kg/cm <sup>2</sup>
28	días	21	Kg/cm <sup>2</sup>

**GRÁFICO DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAxIAL EN FUNCIÓN AL TIEMPO DE CURADO**

R'c vs Tiempo de Curado	
Edad Días	Resistencia a la Compresión Kg/cm <sup>2</sup>
0	0
3	5
7	11
14	17
28	21

- Del gráfico obtenido, se puede extrapolar y encontrar a que tiempos de curado corresponden las resistencias a la compresión, requeridos para la operación de los Scoops en los tajos:

Tipo de Scoop	Tiempo de Curado	R'c
EJC60	1.5 días	2.3 Kg/cm <sup>2</sup>
EJC100	3.0 días	4.0 Kg/cm <sup>2</sup>

- Se ha llegado a rellenar tajos en el split y ramal victoria, con valores de Slump 10 pulgadas y relación de agua/cemento: 1.5. El valor de la resistencia obtenida es menor, pero suficiente para permitir la operación de equipos pequeños y la consistencia permite hacer la mezcla autonivelante en tajos estrechos por la poca potencia de la venta.

**7.2 SISTEMA DE PREPARACIÓN DE LA MEZCLA**

Para la preparación de la mezcla, se cuenta con una planta dosificadora, Marca Stetter, modelo CP30.



### 7.2.1 Incorporación de Agregado

- La planta cuenta con una zona para acumular agregado con 4 compartimentos, denominados secuencialmente 1, 2, 3, 4; con la finalidad de depositar en cada uno diferente tipo de agregado.
- En nuestro relleno actual, usamos un solo tipo de agregado, por lo cual se usa los compartimento 1 y 2 con el fin de que el skip se encuentre nivelado luego de recibir la carga.
- Con el cargador frontal y el craper, se acerca el agregado hacia las compuertas de cada compartimento.
- Es necesario hacer deslizar el agregado manualmente directo hacia la compuerta, a causa de la humedad del material.
- Las compuertas cuentan con electroválvulas y sensores de peso, conectadas al tablero de control de la dosificadora, con lo cual el llenado del skip es exactamente el peso de agregado de diseño.
- Luego el skip es izado para su descarga en el mixer.

### 7.2.2 Incorporación de Cemento y Agua

- La planta cuenta con dos silos, donde se deposita el cemento de 90 Ton de capacidad cada uno.
- De la bombona móvil de descarga directamente el cemento al silo, con un sistema tipo venturi que funciona con aire comprimido.
- De las bolsas Big Bag se llena a una bomba estacionaria, desde la cual se descarga al silo con el sistema ya mencionado.
- Del silo cuya parte inferior es un cono, pasa a un tornillo helicoidal del transporte hacia una tolva balanza y se mantiene hasta la incorporación de agua.
- El agua depositado en un tanque, es bombeado hacia el dosificador del agua para asegurar un caudal necesario y que no demore el tiempo de preparación, el agua va hacia otro compartimento de la misma tolva balanza.
- El tablero de control da en un mismo registro, el peso del cemento más el del agua.

### 7.2.3 Mezclado

- El agregado se descarga del skip, el agua y el cemento de la tolva balanza, todos en forma simultánea hacia el mixer.
- En el mixer se bate mecánicamente la mezcla, en un tiempo aproximado de 30 segundos.

### 7.2.4 Descarga

- El mixer tiene una compuerta, que se abre en cuanto se encuentre terminado el proceso de mezcla y se dirige mediante un chute adaptado hacia la tolva de la bomba.
- De la tolva, el relleno es bombeado hacia interior mina a través de tuberías de alta presión.

### 7.2.5 Performance de la planta Dosificadora

- Su capacidad nominal es de 30m<sup>3</sup>/hora.
- Su rendimiento o capacidad operativa en épocas de sequía llega a 28 m<sup>3</sup>/hora, y en tiempo de nevada baja hasta 20 m<sup>3</sup>/hora.
- Su capacidad nominal por ciclo es de 0.5 m<sup>3</sup>/hora.
- En el tablero de control electrónico se programa la dosificación de elementos por cada m<sup>3</sup>.

- La lectura de medición de pesos y volúmenes de cada elemento que interviene por ciclo es para cada 0.5 m<sup>3</sup>.
- La eficiencia en épocas de sequía llega a 93% y en épocas de nevadas baja a 66%.

### 7.2.6 Inconvenientes de diseño

- El scraper presenta mucho desgaste por abrasión, a causa de la naturaleza del agregado y fallas mecánicas continuas por el excesivo peso del agregado húmedo.
- Las compuertas de ingreso del material son muy pequeñas, ya que se trabaja solo con agregado fino y se origina el campaneó. Solo una de las compuertas está diseñada en tamaño y sistema de vibración para este tipo de agregado.

### 7.3 SISTEMA DE BOMBEO

- Se cuenta con una bomba, marca SCHWING, modelo BP2000.
- Su sistema de funcionamiento, es de desplazamiento positivo con pistones alternativos.
- Su capacidad pico de presión de bombeo es de 300 Bar, la bomba puede alcanzar esta presión, pero no es recomendable porque puede causar deterioro en sus partes.
- Su capacidad de operación recomendable es de 150 Bar.
- Las presiones que se desarrolla en operación, depende de la distancia que se encuentra el tajo a rellenar y de la consistencia de la mezcla, el siguiente cuadro explica esta relación:

TAJO	Distancias Horizontales m	Distancias Verticales m	Presión de Bombeo bar	SLUMP pulg
050	95	85	50	8
150	210	75	60	8
260	275	90	80	8
355	495	90	100	8.5
450	545	100	120	8.5
470	600	90	100	9.5
940	145	100	50	8
825	145	180	70	8
745	240	195	100	8.5

### Rendimiento y Partes de Mayor Desgaste

- Su caudal nominal es de 60 m<sup>3</sup> por hora, su caudal de operación está dada en función al rendimiento de la dosificadora, que en promedio es de 28 m<sup>3</sup>/hora en época de sequía y de 20 m<sup>3</sup>/hora en época de nevadas.
- Otro parámetro es el número de emboladas por minuto = 14, lo que según recomendación técnica está dentro del rango para alargar la vida de la bomba.
- El sistema de refrigeración del aceite, no es el adecuado teniendo que ayudarse desde afuera con una manguera de agua para evitar su recalentamiento.
- Las partes de mayor desgaste son las mangueras de alta presión, los orrines, las válvulas, principalmente producido por problemas de atoro en la operación.
- También la junta de riñón, ubicado a la salida de la mezcla, se desgasta fuertemente por la naturaleza abrasiva del agregado.

## 7.4 SISTEMA DE TRANSPORTE DE RELLENO

### 7.4.1 Labores utilizadas y Preparadas en la Mina

- Chimeneas que comunican el tajo con superficie, se ubican en el centro del tajo, separando en lados NE y SW.
- Galerías y subniveles, corridos paralelos al tajo para fines de exploración.
- Galerías inclinadas, corridas para fines de exploración o ventilación.

### 7.4.2 Tuberías de Transporte

- Las tuberías que se utilizan, son de acero de 125mm de diámetro interno y diferente espesor según la presión del diseño.
- Son de Marca Esser, cuya característica es de ser doble chapa o dos tubos que se fabrican independientemente y luego se juntan.
- El tubo interior, es tempable de acero al carbono c45, garantiza una alta resistencia al desgaste.
- El tubo exterior, similar de acero st 37-2, de menor dureza garantiza la resistencia a la presión y a la flexión.
- Los tubos son de longitud de 0.5, 1, 2, 3, y 6 m de longitud. Las siguientes son sus características:

<b>TUBOS DE ALTA PRESIÓN:</b>		<b>(130 BARES)</b>
Espesor total de pared	:	8 mm
Chapa interior	:	3 mm
Chapa exterior	:	5 mm
Dureza de chapa interior	:	660 brinell
Bridas	:	macho/hembra – autocentrante
<b>TUBOS DE MEDIANA PRESIÓN:</b>		<b>(80 BARES)</b>
Espesor total de pared	:	4.5mm
Chapa interior	:	2.5mm
Chapa exterior	:	2mm
Dureza de chapa interior	:	660brinell
Bridas	:	macho/hembra - autocentrante

- También se cuenta con tuberías Schwing, de mediana presión (80 bares), de una sola chapa de 4 mm d espesor, con bridas macho hembra - cáscara tensada.
- Como accesorios se usan codos de diferentes ángulos: 15, 30, 45, 60 y 90 grados cuyas características son:

<b>CODOS DE DISTINTOS ANGULOS (130 BARES)</b>		
Espesor total de pared	:	12 mm
Chapa interior	:	7 mm
Chapa exterior	:	5 mm
Dureza de chapa interior	:	660 brinell
Bridas	:	macho/hembra – autocentrante
Radio de Curvatura	:	1000 mm

- Como acoplamiento se usan los siguientes:

<b>ACOPLAMIENTO EN TUBERÍAS ESSER</b>		
Bridas	:	macho/hembra ZX
Acoplamiento	:	autocentrante
Seguro	:	con rosca a un solo lado
<b>ACOPLAMIENTO EN TUBERÍAS SCHWING</b>		
Bridas	:	macho/hembra ZF

Acoplamiento  
Seguro

cáscara tensada  
con una chaveta

### 7.4.3 Instalación de Tuberías

- Las tuberías de alta presión van, partiendo de la planta de relleno, por superficie hacia cada chimenea que comunica al tajo correspondiente, luego bajan por la chimenea hasta llegar al tajo. Estas son las troncales o líneas principales.
- Las tuberías de mediana presión Esser, se instalan por galerías o subniveles en caso de no tener el tajo acceso directo por su chimenea correspondiente.
- Las tuberías de mediana presión Schwing, se instalan en cada tajo a rellenar, y se les instala durante y al finalizar la operación de relleno, trasladando inmediatamente a otro tajo.
- Los codos, se instalan en las chimeneas, ya que estas no son completamente verticales y en las galerías con trayectoria sinuosa.

### 7.4.4 Desgaste de Tuberías

- Durante la operación de relleno, se observa que el desgaste de las tuberías es principalmente en las chimeneas en las zonas de cambio de dirección, es decir donde están instalados los codos o los tubos a continuación de algún codo.
- La mejor duración, corresponde a un codo de 30 grados ubicado en la Ch 90 a 45 m de superficie, con solo 2300 m<sup>3</sup> de mezcla transportada.
- La menor duración de tuberías lineales, corresponde a un tubo de 3m den la Ch 940 a 50 m de superficie a continuación de un codo de 30 grados, con 8840 m<sup>3</sup> de mezcla transportada.
- Durante el tiempo que se lleva de operación, se ha tenido que cambiar codos en las Chimeneas 260, 355, 395, 050, 940, 825 y 250.
- Es evidente que la rotura que se produce con impacto directo en los codos por separación de las partículas más gruesas del agregado, que por gravedad llegan primero.
- Este problema es parcialmente superado tomando cuidado en lo siguiente:
  - Continuidad en el relleno.
  - Granulometría correcta del agregado.
  - Dosificación correcta de la mezcla, con Slump adecuado que evite la separación de gruesos.

## 7.5 OPERACIÓN DE RELLENO

### 7.5.1 Preparación de Equipos y Materiales en planta de Relleno

- El personal debe verificar que exista suficiente stock de agregados, cemento y agua que garantice una operación continua de 12 horas.
- El personal debe verificar que los equipos estén en buenas condiciones electromecánicas, debidamente lubricados y con servicio de mantenimiento oportuno.
- El personal debe conectar la tubería de superficie a la tubería de la chimenea respectiva del tajo a rellenar.

### 7.5.2 Preparación de Tajos en Interior Mina

- Al terminar un tajo, queda el espacio vacío que hay que rellenar para crear un nuevo piso de explotación.

- Primero se instala la tubería de mediana presión Schwing, desde la chimenea central del tajo hasta el tope del ala NE o SW. Cada tubo debe ser sostenido con alambre N° 8 en los pernos swelex o en los cuadrados según sea el caso.
- Luego se prepara un tapón en el límite del área a rellenar, con puntales y maderas. Los puntales deben estar plantados en patillas de 0.5 m de profundidad y separadas 1 m uno del otro hasta cubrir el ancho del tajo. Las tablas deben estar clavadas a los puntales por la parte interior de ellos. Además cada puntal debe estar apoyado en una “pata de galo”.
- Luego el tapón debe ser forrado con tela polipropileno por la parte interior, verificando que cubra completamente todo el tapón y las paredes contiguas.
- También debe forrarse con tela polipropileno, los caminos que se levantan con encribado, hasta la altura del techo.

### 7.5.3 Inicio de Operación

- Al estar preparado el tajo se coordina con la Planta de Relleno, por medio de una radio portátil, para empezar con el relleno.
- El primer paso, es preparar una mezcla lubricante que consiste en una mezcla de agua y cemento en la misma proporción, que cubra la totalidad de la tubería de la Planta de Relleno al tajo.
- Luego se procede a preparar la mezcla de relleno, para lo cual se tiene programado en el tablero electrónico la dosificación respectiva.
- El personal debe tomar la humedad del agregado y corregir las proporciones manteniendo el Slump de 8 pulgadas.

### 7.5.4 Operación de Relleno

- Con todos los parámetros dispuestos se empieza con el envío del relleno al tajo.
- El personal de interior mina, recepciona el relleno en el tajo y su función es la de nivelar el relleno a la altura requerida por operación de mina.
- El relleno en el tajo se realiza en dos etapas, la primera hasta una altura promedio de 1.8 m del techo al tajo, el relleno con un Slump de 8 a 8.5 hace un talud natural a lo largo del tajo. Luego se detiene la operación, se espera alrededor de 2 horas para que la mezcla fragüe y se pueda pisar sin hundirse. Luego el personal recupera las tuberías del fondo si fuera necesario y comunica para el reinicio de la operación de relleno. La segunda etapa, consiste en salir nivelando hasta 0.5 m del techo y recuperando tuberías, hasta llegar al tapón o barrera límite del relleno en el tajo.
- En caso de existir problemas de atoro, el personal que se encuentra en el tajo debe comunicarse inmediatamente con la Planta de Relleno, para coordinar acciones.

### 7.5.5. Inicio de Operación

- Al estar próximo a culminar el relleno, se calcula el volumen que falta, en función a la longitud de la tubería de la planta de relleno al tajo. Esta debe ser dos veces el volumen de mezcla calculado en la tubería de la planta de relleno al tajo. Considerando que se debe ablandar la mezcla en igual cantidad de volumen el siguiente cuadro ilustra mejor esta idea:

- Luego de efectuar el cálculo, se llama a la Planta de Relleno para que inicien el proceso de limpieza de la tubería.
- Este proceso de limpieza consiste en ablandar la mezcla, es decir subir el Slump a 10 pulgadas, con el fin de que la presión de bombeo baje a 20 bares.
- Luego se desconecta la tubería de la bomba y se instala el cañón que está conectado a su vez a la manguera con aire comprimido cuya presión mínima debe ser de 100 psi, para que pueda empujar la "Bola" y esta a su vez a toda la carga existente en la tubería.
- El personal de mina, debe comunicar al personal de operación que se encuentra en el tajo que se retire hasta que salga de la "Bola".
- Cuando la "Bola" llega al final del último tubo, sale expulsado con fuerza, lo cual nos indica que toda la tubería ya está limpia.
- El personal de mina debe comunicar a la Planta de Relleno, la conformidad del proceso de limpieza.
- Luego el personal de Planta de Relleno debe efectuar la limpieza de los equipos de inmediato.

## **7.6 PROBLEMAS DE OPERACIÓN**

### **7.6.1 Atoros por Segregación**

- Ocurren cuando las partículas gruesas por mayor peso específico se separan de los finos y llegan primero a un codo de 90°, principalmente.
- Produce que estas partículas se acomodan en el cambio de dirección y forman como un tapón compacto, sin agua, ni cemento.
- Se detecta porque la Bomba eleva su presión de bombeo a 300 bares, no pudiendo empujar la carga.
- Inmediatamente se debe ubicar el codo donde se produjo la segregación y desacoplarlo de las otras tuberías para proceder a su limpieza manual.
- La limpieza del resto de las tuberías se realiza por tramos, primer tramo es en superficie, segundo tramo el de las chimeneas, tercer tramo en la galería 820 si existiera, y el último en el tajo.

### **7.6.2 Atoros por Fallas Mecánicas de la Planta o la Bomba**

- Ocurre cuando la Planta Dosificadora o la Bomba, sufre algún desperfecto mecánico o electrónico que lo obligue a pasar un tiempo prolongado mayor de 1 hora.
- Esta circunstancia no prevista origina el problema de no poder realizar la limpieza de la tubería, porque este proceso exige el ablandamiento de la mezcla entonces el aire comprimido no puede empujar la carga densa.
- Esto obliga a realizar la limpieza de la tubería por tramos, tal como se explica líneas arriba.

### **7.6.3 Rotura de Tuberías por Impacto**

- Si durante la operación de relleno se produce la rotura de algún codo por desgaste a la abrasión o impacto, mayormente en las chimeneas, entonces se produce una fuga constante de relleno por esa abertura.
- Al detectarse se sube inmediatamente a la chimenea para detectar el lugar exacto del problema.
- Luego si la abertura fuera pequeña, se comunica a la Planta de Relleno para que detenga por un lapso el bombeo, para permitir que se parche el codo con tela polipropileno y alambre #8.

- Una vez realizada esta refacción temporal se comunica a la Planta de Relleno para que efectúe el proceso de limpieza de la tubería.
- Luego se procede a reemplazar ese codo y reiniciar la operación de relleno.
- Si la abertura fuera considerable, es más crítico, entonces se tiene que realizar el proceso descrito para casos de atoros.

#### 7.6.4 Factores Climáticos

- **Las bajas temperaturas:** la temperatura en tiempo de verano o sequía, llega hasta 20 grados bajo cero, lo que ocasiona el congelamiento del agua en las tuberías y mangueras, también el congelamiento de las electroválvulas afectando su normal funcionamiento en el control de pesos.
- Para evitar que esto suceda en caso de no estarse relleno y la Planta se encuentre parada, se mantiene el agua corriente en todo momento, y las electroválvulas se calientan con los reflectores, además se toma la medida de encender los equipos cada cierto tiempo para mantenerlos calientes.
- En el caso de la resistencia el proceso de curado de la mezcla se prolonga ya que la temperatura de la mezcla debe estar entre 10 y 15 grados para que el cemento reaccione y comience el proceso de fraguado.
- **Las nevadas continuas:** se produce en época de invierno de Diciembre a Marzo. Si nieva durante la operación, un porcentaje de agua ingresa en estado sólido a la mezcla con temperaturas menor de cero grados, esto detiene el tiempo de curado a causa del congelamiento, cuando llega a 10 grados de temperatura recién reacciona el cemento.
- También repercute en la resistencia final del relleno, llegando solo a obtenerse el 60% de la resistencia del diseño.
- El agregado incrementa su humedad a un rango de 25 a 30%, lo que dificulta la operación del Scraper por su excesivo peso, entonces no hay fluido de llenado por las compuertas al Skip, lo que baja la eficiencia de operación a un 65%.
- Esta humedad obliga a una constante ajuste del diseño para garantizar que la resistencia final de la mezcla se mantenga.

## CAPITULO VIII

### EVALUACIÓN ECONÓMICA DE COSTOS DE RELLENO

#### 8.1 ANTECEDENTES

Durante el año 1999 se trabajo bajo una dosificación promedio de cemento de 191 Kg./m<sup>3</sup>. Lo que permitió rellenar 5726 m<sup>3</sup> mensualmente en promedio, esta dosificación provocó un consumo de cemento de 1090 TM mensuales promedio como se aprecia en el cuadro Nro.1 y las gráficas Nro. 1, 2 y e respectivamente.

En los primeros 8 meses del año 2000 se aprecia una disminución progresiva de la dosificación de cemento legando a 164 Kg./m<sup>3</sup> en promedio, el volumen rellenado durante estos meses fue similar al año pasado llegando a 5965 m<sup>3</sup>, la disminución en la dosificación permitió un consumo de cemento de 969 TM promedio durante los meses de análisis como se puede observar en el cuadro Nro. 2 y los gráficos 4, 5 y 6 respectivamente.

La distribución del volumen rellenado de acuerdo a la dosificación utilizada de puede apreciar en el cuadro Nro. 3, obteniéndose un promedio diario de relleno de 200.07m<sup>3</sup>; así mismo, el grueso del volumen rellenado se realiza utilizando una

dosificación de 120 a 150 Kg./m<sup>3</sup> como lo demuestra el gráfico Nro. 7; se ha apreciado un incremento paulatino en el empleo de las dosificaciones de 100, 120 y 150 Kg./m<sup>3</sup> y una disminución progresiva en la dosificación de 180 y 260 Kg./m<sup>3</sup>. La magnitud de estos cambios se pueden observar en las gráficas Nro. 8, 9, 10, 11 y 12 respectivamente.

## 8.2 UTILIZACIÓN DE ADITIVO

Desde el mes de julio hasta mediados de agosto del 2000 se ha venido utilizando un aditivo denominado SIKA PUMP, el cual ha permitido lograr una disminución en la dosificación de cemento, incrementando así los volúmenes rellenos con dosificaciones de 120 y 150 Kg./m<sup>3</sup>.

Se realizó un análisis económico con la finalidad de poder determinar el impacto en la utilización de dicho aditivo, llegando a los siguientes resultados:

Se comparó el volumen promedio relleno durante los primeros 8 meses del presente año en dos situaciones diferentes, la primera utilizando exclusivamente cemento con una dosificación de 150 Kg./m<sup>3</sup> y la segunda utilizando aditivo adicional al cemento con una dosificación de 120 Kg./m<sup>3</sup> de cemento y una dosificación de 1.2 Lt/m<sup>3</sup> de aditivo obteniendo un ahorro por la utilización de dicho aditivo de US\$ 15.142.66.

Este ahorro viene a estar representado por un ahorro en el cemento 172 TM (115 BIG BAG), lo que representa un ahorro de US\$ 10021.20, así mismo se tiene un ahorro en el transporte del mismo de US\$ 5121.46, debido a que por el menor consumo de cemento para el relleno de las diferentes labores la cantidad de viajes que se realizarán para cubrir nuestros requerimientos tendrán que disminuir también, estos cálculos se pueden observar en los cuadros Nro. 5, 6 y 7.

## 8.3 ANÁLISIS DE COSTO DE RELLENO

Según la evaluación de costos de Relleno en Pasta:

ITEM	COSTO US \$	PORCENTAJE
Preparación	8,768	4.64
Distribución	1,374	0.72
Suministro Agregados	41,368	21.88
Suministro Cemento	126,200	66.77
Mezclado y bombeo	2,928	1.54
Tuberías	8,365	4.42
<b>TOTAL</b>	<b>189,003</b>	<b>100</b>

En este mes se relleno, lo siguiente:

Relleno bombeado Planta : 7957 m<sup>3</sup>  
 Relleno bombeado Mina : 1055 m<sup>3</sup>  
 Relleno Total :  
 9012 m<sup>3</sup>

Con estos valores, el costo Unitario de Relleno es de: 20.97 US\$/m<sup>3</sup>

El consumo de cemento es el ítem que constituye el mayor porcentaje de costo. Según el registro diario de consumo de cemento el mes de Setiembre tuvo lo siguiente:



Relleno Bombeado Planta	:	1100.220 Ton
Relleno Bombeado Mina	:	108.000 Ton
Stock con Salida almacén	:	51.740 Ton
Total de Cemento	:	1259.960 Ton

Con estos valores, el costo Unitario de Cemento sería: 100.16 US \$/Ton, valor que se tendría que confrontar con Planeamiento.

El consumo de agregado constituye el segundo ítem en significación porcentual. El costo referido en el cuadro es el correspondiente a 12515.42 Ton, que transportó el Grupo Chavez a la Planta de relleno, con un costo unitario de: 3.30 US \$/Ton

Pero el consumo agregado real es el siguiente:

Relleno Bombeado Planta	:	12,094 Ton
Relleno Bombeado Mina	:	1,625 Ton
Total de Agregado	:	13,719 Ton

Entonces el costo de agregado es: 45,274 US \$

Entonces se puede ensayar un análisis de costo de Operación del Relleno Bombeado de Planta con el siguiente esquema:

1. Materiales: Cemento – Agregado – Aditivo
2. Mano de Obra: Planta, Mina, Laboratorio
3. Equipos: Cargador frontal
4. Energía Eléctrica
5. Mantenimiento: Personal Combustible, Lubricantes, Repuestos

**MATERIALES**

MATERIAL	CONSUMO	PRECIO UNITARIO	COSTO TOTAL US \$	COSTO UNITARIO US \$/M3
CEMENTO	1,100.220 Ton	100.16 US \$/Ton	110,198	13.84
AGREGADO	12,094 Ton	330. US \$/Ton	39,910	5.01.01 0.38
ADITIVO	2,362 Ton	1.29 US \$/Lt	3,046	
TOTAL			153,154	19.24

**MANO DE OBRA**

JORNAL DIARIO US \$	JORNAL MENSUAL US \$	Nº OBREROS (*)	COSTO TOTAL US \$	COSTO UNITARIO US \$/M3
22	660	32	21,120	2.65

(\*) Están incluidos los trabajadores de Laboratorio

**EQUIPO: CARGADOR FRONTAL**

COSTO US \$/HORA (*)	Nº HORAS	COSTO TOTAL US \$	COSTO UNITARIO US \$/M3
26	339	8,814	1.11

(\*) En este costo se incluye los operadores, combustible y mantenimiento

**ENERGÍA ELÉCTRICA**

CONSUMO Kw	CONSUMO KWH US \$	Nº HORAS	COSTO TOTAL KWH	COSTO UNITARIO US \$/M3
100	0.06	287.52	1,725.12	0.21

En resumen según este análisis, el costo unitario es de 23 US \$/m<sup>3</sup>, distribuido como se muestra en el siguiente cuadro:

ITEM	COSTO US \$	PORCENTAJE
Materiales	153,154	82.86
Mano de obra	21,120	11.42
Equipo	8,814	4.76
Energía Eléctrica	1,725	0.93
TOTAL	184,813	100

#### 8.4 CONSIDERACIONES

- La reducción de costo del Relleno en Pasta actual, tiene que pasar necesariamente por reducir el Porcentaje de Cemento y Agregado en la mezcla. Esto se puede lograr incorporando mayor porcentaje de finos.
- El aportante de finos disponible, es el RELAVE, pudiendo incorporarse a la mezcla en las siguientes proporciones: 5% de cemento, 35% de relave. 65% de agregado.
- El diseño de mezcla tentativo es:
  - Cemento : 70 Kg/m<sup>3</sup>
  - Agregado : 936 Kg/m<sup>3</sup>
  - Relave : 634 Kg/m<sup>3</sup>
  - Agua : 170 Lt/m<sup>3</sup>
  - Slump : 8.5 Pulg.
- Con estos valores se reduciría el Consumo de Cemento en 50 Kg/m<sup>3</sup> y el costo unitario en 5 US \$/03.
- Además el agregado reduciría su consumo en 886 Kg/m<sup>3</sup>, lo que representa una reducción en el costo unitario de 3 US \$/m<sup>3</sup>
- Por lo tanto el relleno en Pasta, bombeado desde la Planta, bajaría su costo unitario al valor de 15 US \$/m<sup>3</sup>
- El porcentaje de agregado se podrá ir reduciendo en función a los resultados de los ensayos de laboratorio y la aplicación práctica.
- Es importante referir el costo de relleno a Tonelada de mineral extraído.
- Haciendo un análisis comparativo por meses, entre el Tonelaje que se extrae y por ende el volumen que se queda vacío, y el volumen de relleno, no se encuentra una relación directa para poder referir el costo de relleno en pasta a Tonelada (ver cuadro adjunto).
- Entonces propongo la siguiente relación analítica: en el ala de un Tajo de dimensiones: 3m x 3m x 60m = 540 m<sup>3</sup>, equivale a 1377 Ton extraídas (p.e. Mineral 2.55 Ton/m<sup>3</sup>)
- El relleno que ingresa a ese vacío es de 3m x 2.5m x 60m = 450 m<sup>3</sup>, lo que representa el 83% del volumen vacío total.
- Entonces la relación será: por 1377 Ton de mineral extraído se rellena 450 m<sup>3</sup>, esto llevado a una relación unitaria es: por cada Tonelada extraída, se rellena 0.33 m<sup>3</sup>.
- Por lo tanto el Costo Unitario de 23 US \$/m<sup>3</sup>, equivale a 7.59 US \$/Ton. Y con el uso de relave se reduciría a 4.95 US \$/Ton.

En el cuadro Nro. 8 se puede observar la incidencia en el costo de relleno de los diferentes rubros que lo componen, análisis realizado con la finalidad de poder determinar cuales son los puntos fuertes que se deben atacar para lograr un control y reducción en los costos.

Con el objetivo de poder contribuir a un mejor manejo y estandarización de los costos se ha determinado algunos parámetros de control con los que se podrá estimar los diferentes costos que se incurren en la operación de relleno, parámetros que están directamente relacionados con el volumen que se rellenará, dichos parámetros se encuentran en el cuadro Nro. 9.

Como un alcance adicional se hace llegar un análisis de PARETO, de donde podemos determinar de forma más exacta los rubros que representan una mayor incidencia dentro del costo de relleno.

De acuerdo al análisis de PARETO se puede concluir lo siguiente:

Los rubros a los cuales se les debe dar una mayor importancia para lograr una reducción en el costo de relleno se encuentra en la zona A, y son lo referente a ferretería (cemento) y transporte de agregados.

Los rubros ubicados en la zona B son los que inciden en menor grado en el costo y de los que no se debe descuidar debido a que pueden ingresar muy fácilmente dentro de la zona A, los rubros contenidos en esta área son Empresa de servicios varios y fletes.

Este análisis se puede encontrar en el cuadro Nro. 10 y las gráficas Nro. 15 y 16.

**CUADRO NRO I : CONSUMO MENSUAL DE CEMENTO**

**1999**

MES	DOSIFICACIÓN (KG./M3)	VOLUMEN RELLENADO (M3)	CONSUMO DE CEMENTO (TM.)
ENERO	190	3,735	711
FEBRERO	188	3,545	666
MARZO	208	4,605	956
ABRIL	185	5,993	1,107
MAYO	191	6,853	1,311
JUNIO	191	6,627	1,263
JULIO	194	6,344	1,232
AGOSTO	217	5,565	1,206
SEPTIEMBRE	192	5,829	1,116
OCTUBRE	178	7,178	1,279
NOVIEMBRE	191	5,899	1,124
DICIEMBRE	170	6,538	1,111
PROMEDIO	191	5,726	1,090

**CUADRO NRO II : CONSUMO MENSUAL DE CEMENTO**

**2000**

MES	DOSIFICACIÓN (KG./M3)	VOLUMEN RELLENADO (M3)	CONSUMO DE CEMENTO (TM.)
ENERO	195	6,497	1.264
FEBRERO	207	4,623	955
MARZO	187	5,463	1.022
ABRIL	154	6,859	1.057
MAYO	153	5,231	801
JUNIO	147	5,470	801
JULIO	131	5,978	785
AGOSTO	140	7,597	1.063
SEPTIEMBRE			
OCTUBRE			
NOVIEMBRE			
DICIEMBRE			
PROMEDIO	164	5,965	969

**CUADRO NRO III : VOLUMENES RELLENADOS DEACUERDO A DOSIFICACIÓN**

**2000**

MES	100 KG./M3	120 KG./M3	150 KG./M3	180 KG./M3	260 KG./M3	TOTAL (M3.)	DIAS TRABAJ.	PROM. DIARIO (M3.)
ENERO			1,168	4,219	1,11	6,497	30	216,57
FEBRERO			271	3,384	962	4,617	28	164,89
MARZO			1,909	2,197	958	5,064	30	168,8
ABRIL		1,373	4,848	551	85	6,857	29	236,45
MAYO		1,149	3,513	476	93	5,231	30	174,37
JUNIO	333	1,367	3,506	264		5,47	29	188,62
JULIO	777	3,633	1,364	204		5,978	30	199,27
AGOSTO		3,651	3,759	187		7,597	30	253,23
SEPTIEMBRE								
OCTUBRE								
NOVIEMBRE								
DICIEMBRE								
PROMEDIO	555	2,234,60	2,542,25	1,435,25	642	5,913,88	30	200,27

**PORCENTAJE DEACUERDO A DOSIFICACIÓN**

**2000**

MES	100 KG./M3	120 KG./M3	150 KG./M3	180 KG./M3	260 KG./M3	TOTAL (M3.)
ENERO			17,98%	64,94%	17,08%	100,00%
FEBRERO			5,87%	73,29%	20,84%	100,00%
MARZO			37,70%	43,38%	18,92%	100,00%
ABRIL		20,02%	70,70%	8,04%	1,24%	100,00%
MAYO		21,97%	67,16%	9,10%	1,78%	100,00%
JUNIO	6,09%	24,99%	64,10%	4,83%		100,00%
JULIO	13,00%	60,77%	22,82%	3,41%		100,00%
AGOSTO		48,06%	49,48%	2,46%		100,00%
SEPTIEMBRE						
OCTUBRE						
NOVIEMBRE						
DICIEMBRE						
PROMEDIO	9,54%	35,16%	54,85%	5,57%	1,51%	100,00%

**CUADRO NRO V : AHORRO POR UTILIZACIÓN DE ADITIVO**

DESCRIPCIÓN	CEMENTO		CEMENTO + ADITIVO	
	CANTIDAD	UNIDAD	CANTIDAD	UNIDAD
VOLUMEN A RELLENAR	5965	M3	5965	M3
DOSIFICACIÓN DE CEMENTO	150	KG/M3	120	KG/M3
CONSUMO DE CEMENTO	894750	KG.	715800	KG.
DOSIFICACIÓN DE ADITIVO	0	LT/M3	1.2	LT/M3
CONSUMO DE ADITIVO	0	LT	7158	LT
CONSUMO DE CILINDROS	0	CILINDROS	36	CILINDROS
PRECIO UNITARIO CEMENTO	0,1	US\$/KG.	0,1	US\$/KG.
PRECIO UNITARIO SIKA PUMP	220	US\$/CILINDRO.	220	US\$/CILINDRO.
COSTO TOTAL	89475	US\$	79453.80	US\$
AHORRO EN CEMENTO			178950	KG.
			179	TM
			119	BIG. BAG
			10021.20	US\$

**CUADRO NRO VI : AHORRO POR UTILIZACIÓN DE ADITIVO**

DESCRIPCIÓN	CEMENTO		CEMENTO + ADITIVO	
	CANTIDAD	UNIDAD	CANTIDAD	UNIDAD
CAPACIDAD DEL CAMION	16.56	TM	16.56	TM
FLETE DEL CAMION	20.09	US\$/TM	20.09	US\$/TM
	482.16	US\$/VIAJE	482.16	US\$/VIAJE
CANTIDAD DE VIAJES	35	VIAJE/MES	28	VIAJE/MES
COSTO POR TRANSPORTE	16824	US\$	13459	US\$
COSTO TOTAL CAMION	16824	US\$	13459	US\$
CAPACIDAD DE BOMBONA	27	TM	27	TM
FLETE DE BOMBONA	27.71	US\$/TM	27.71	US\$/TM
	748.29	US\$/VIAJE	748.29	US\$/VIAJE
	12	VIAJE/MES	9	VIAJE/MES
COSTO TOTAL POR BOMBONA	8783.22	US\$	7026.58	US\$
AHORRO EN TRANSPORTE CON CAMION			3364.81	US\$
AHORRO EN TRANSPORTE CON BOMBONA			1756.64	US\$

**CUADRO NRO VII : AHORRO EN CEMENTO Y TRANSPORTE**

DESCRIPCIÓN	CEMENTO		CEMENTO + ADITIVO	
	CANTIDAD	UNIDAD	CANTIDAD	UNIDAD
AHORRO EN CEMENTO			10,021.20	US\$
AHORRO EN TRANSPORTE CON CAMION			3,364.81	US\$
AHORRO EN TRANSPORTE CON BOMBONA			1,756.64	US\$
<b>AHORRO TOTAL (CEM + CAMION)</b>			<b>15,142.66</b>	<b>US\$</b>



CUADRO N° VIII : ANALISIS DE COSTOS

FELLENDE ALTA DENSIDAD

CENTRO DE COSTO	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNO	JULIO	AGOSTO	TOTAL	PROMEDIO	INCIDENCIA
VOLUMEN FELLEADO (MB)	6,497	4,623	5,463	6,859	5,231	5,470	5,978	7,597	47,718,00	5,965,00	
CONSUMO DE CEMENTO (TM)	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264,00		
<b>PREPARACION</b>	4,96	5,32	5,15	4,43	4,34	3,23	5,36	4,58	37,36	4,67	2,53%
SUM CONS HERRAMIENTAS E INSTRUMENTOS		0,08				0,01			0,09	0,05	
SUM CONS MAT FERRETERIA	1,38	1,14	0,97	0,82	0,91	1,07	1,12	1,31	8,72	1,09	
SUM CONS ESCOVAL MADERA	0,06	0,71	0,41						1,18	0,39	
SUM CONS ESCOVAL COMBUSTIBLE							0,59		0,59	0,59	
CONTRATISTAS LABORES MINERAS			0,17						0,17	0,17	
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	3,52	3,39	3,60	3,61	3,43	2,15	3,64	3,27	26,61	3,33	
<b>DISTRIBUCION</b>	1,99	1,94	2,01	1,99	1,76	1,54	1,99	1,54	14,76	1,85	1,00%
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	1,99	1,94	2,01	1,99	1,76	1,54	1,99	1,54	14,76	1,85	100,00%
<b>SUMINISTRO DE AGREGADO</b>	54,36	40,90	40,11	35,41	31,89	26,97	31,16	36,08	296,87	37,11	20,14%
SUM CONS MAT FERRETERIA	0,03					0,01	0,28	0,14	0,46	0,12	0,15%
TRANSPORTE DE MINERALES											0,00%
TRANSPORTE DE AGREGADOS	52,64	39,26	38,47	33,73	30,17	25,27	28,94	34,21	282,69	35,34	95,22%
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	1,68	1,64	1,64	1,68	1,72	1,69	1,94	1,73	13,72	1,72	4,62%
<b>SUMINISTRO DE CEMENTO</b>	137,28	153,32	154,83	112,07	92,41	95,95	95,32	1,264,00	995,43	119,43	64,82%
SUM CONS MAT FERRETERIA	126,83	134,14	138,87	94,57	83,15	81,44	78,24	100,04	837,28	104,66	87,63%
FLETES VARIOS	9,08	17,84	14,52	16,05	7,82	13,09	6,02	13,15	105,57	13,45	11,26%
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	1,37	1,34	1,44	1,45	1,44	1,42	1,06	1,06	10,58	1,32	1,11%
<b>MEZCLADO Y BOMBEO</b>	2,44	3,74	2,50	2,71	2,72	1,11	6,80	6,00	28,02	3,5	1,90%
SUM CONS MAT FERRETERIA							5,53	4,86	10,39	5,2	37,08%
EMPRESA DE SERVICIOS OBREROS	1,33	2,66	1,37	1,58	1,59				8,53	1,71	30,44%
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	1,11	1,08	1,13	1,13	1,13	1,11	1,27	1,14	9,10	1,14	32,48%
<b>TUBERIAS</b>	9,50	5,72	5,82	9,21	6,53	6,37	7,78	7,93	58,86	7,36	3,99%
SUM CONS HERRAMIENTAS E INSTRUMENTOS											0,00%
SUM CONS MAT FERRETERIA		0,29	0,15	0,38	0,31	0,14			1,27	0,25	2,16%
CONTRATISTAS LABORES MINERAS				3,13					3,13	3,13	5,32%
CONTRATISTAS LABORES VARIAS	3,74				0,50		0,31		4,55	1,52	7,73%
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	5,76	5,43	5,67	5,70	5,72	6,23	7,47	7,93	49,91	6,24	84,79%
<b>LOGIAS</b>	0,33	24,51	22,03	1,42	1,99	1,89	1,25		53,42	7,63	3,62%
SUM CONS MAT FERRETERIA			0,29						0,29	0,29	
CONTRATISTAS LABORES MINERAS	0,33	1,28	1,16	1,02	0,98	1,18	0,40		6,35	0,91	0,54%
CONTRATISTAS LABORES VARIAS		23,23	20,58	0,40	1,01	0,71	0,85		46,78	7,8	11,89%
<b>LABORATORIO PLANTA</b>	3,46	3,84	4,17	2,72	2,81	3,24	5,01	3,96	29,21	3,65	87,57%
SUM CONS MAT. SEGUR. PROT. EUMP.							0,04		0	0,04	0,14%
CONTRATISTAS LABORES VARIAS	0,24	0,58	0,37	0,06		0,39	0,75		2	0,4	8,18%
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	3,22	3,26	3,80	2,66	2,81	2,85	4,22	3,96	27	3,35	91,68%
<b>COSTO TOTAL DE FELLENO</b>	214,31	239,29	236,62	189,96	144,45	140,30	154,66	174,34	1.474	184,24	100,00%
<b>COSTO POR MB FELLEADO (US\$/MB)</b>	32,99	51,76	43,31	24,78	27,61	25,66	25,87	22,95		31,87	
<b>COSTO POR TM DE CEMENTO (US\$/TM)</b>	169,55	250,57	231,53	160,79	180,34	175,16	197,02	164,01		191,12	

CUADRO NRO IX : PARAMETROS PARA CONTROL DE COSTOS

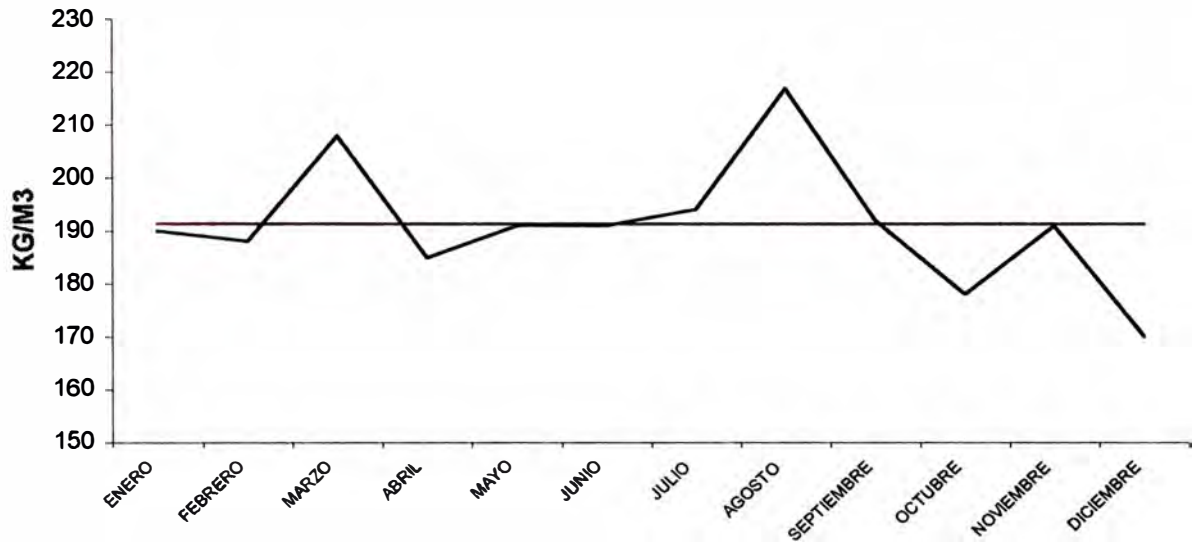
CENTRO DE COSTO	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	PARAMETRO
<b>PREPARACION</b>									
FERRETERIA	0,21	0,25	0,18	0,12	0,17	0,20	0,19	0,17	0,12
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	0,54	0,73	0,66	0,53	0,66	0,39	0,61	0,43	0,39
<b>DISTRIBUCION</b>									
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	0,31	0,42	0,37	0,29	0,34	0,28	0,33	0,2	0,2
<b>SUMINISTRO DE AGREGADO</b>									
TRANSPORTE DE AGREGADOS	8,10	8,49	7,04	4,92	5,77	4,62	4,84	4,5	4,5
<b>SUMINISTRO DE CEMENTO</b>									
CEMENTO	19,52	29,02	25,42	13,79	15,90	14,89	13,09	13,17	13,09
FLETES	1,40	3,86	2,66	2,34	1,49	2,39	2,68	1,73	1,49
<b>MEZCLADO Y BOMBEO</b>									
FERRETERIA							0,93	0,64	0,64
EMPRESA DE SERVICIOS OBREROS	0,20	0,58	0,25	0,23	0,30				0,23
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	0,17	0,23	0,21	0,16	0,22	0,20	0,21	0,15	0,15
<b>TUBERIAS</b>									
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	0,89	1,17	1,04	0,83	1,09	1,14	1,25	1,04	0,83
<b>LOSAS</b>									
CONTRATISTAS LABORES MINERAS	0,05	0,28	0,21	0,15	0,19	0,22	0,07		0,07
CONTRATISTAS LABORES VARIAS	0,00	5,02	3,77	0,06	0,19	0,13	0,14		0,06
<b>LABORATORIO PLANTA</b>									
CONTRATISTAS LABORES MINERAS	0,04	0,13	0,07	0,01		0,07	0,13		0,01
CONTRATISTAS LABORES VARIAS	0,50	0,71	0,70	0,39	0,54	0,52	0,71	0,52	0,39

**CUADRO NRO X : ANALISIS DE PARETO**

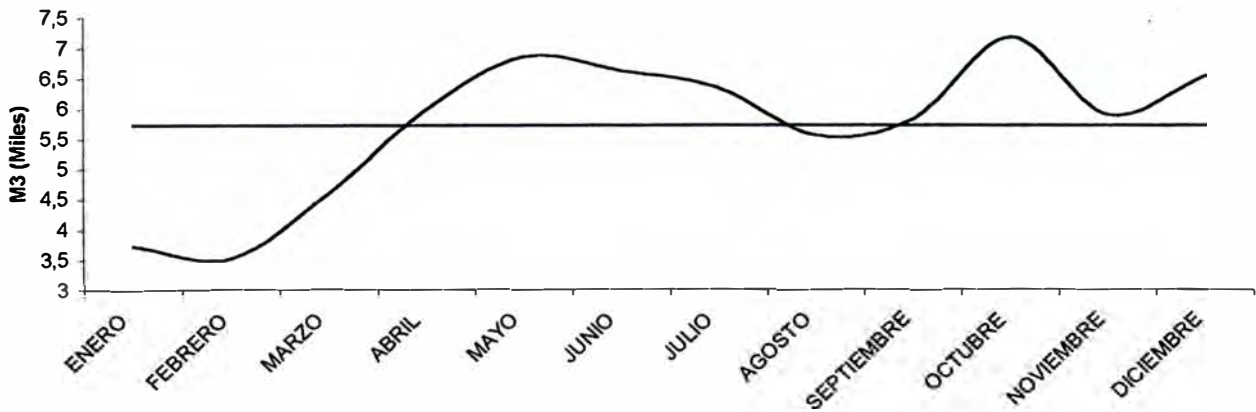
**RELLENO DE ALTA DENSIDAD**

DESCRIPCIÓN	CODIGO	COSTO TOTAL (MILES US\$)	INCIDENCIA	ACUMULADO
FERRETERIA	F	858,41	58,24%	58,24%
TRANSPORTE DE AGREGADOS	TA	282,69	19,18%	77,42%
EMPRESAS DE SERVICIOS VARIOS	ESV	151,46	10,28%	87,70%
FLETES	FL	107,57	7,30%	94,99%
CONTRATISTAS LABORES VARIAS	CLV	53,72	3,65%	98,64%
CONTRATISTAS LABORES MINERAS	CLM	9,65	0,66%	99,29%
EMPRESA DE SERVICIOS OBREROS	ESO	8,53	0,58%	99,87%
MADERA	M	1,18	0,08%	99,99%
COMBUSTIBLE	C	0,59	0,04%	99,99%
HERRAMIENTAS E INSTRUMENTOS	H/I	0,09	0,01%	99
SUM.CONNS MAT. SEGUR/PROTEC/LIMP.	S/P/L	0,04	0,00%	100,00%
<b>TOTAL</b>		<b>1473,93</b>	<b>100,00%</b>	<b>1016,09%</b>

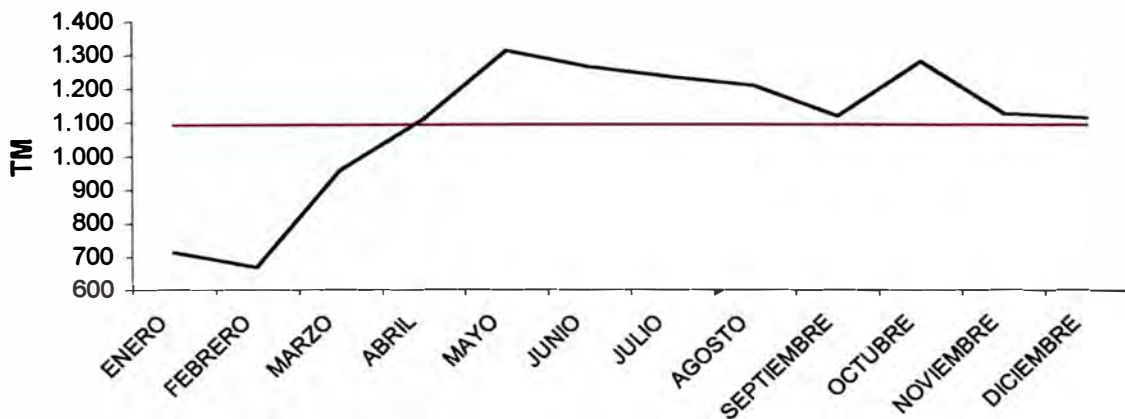
**Graf Nro 1 : DOSIFICACIÓN DE CEMENTO PROMEDIO 1999**



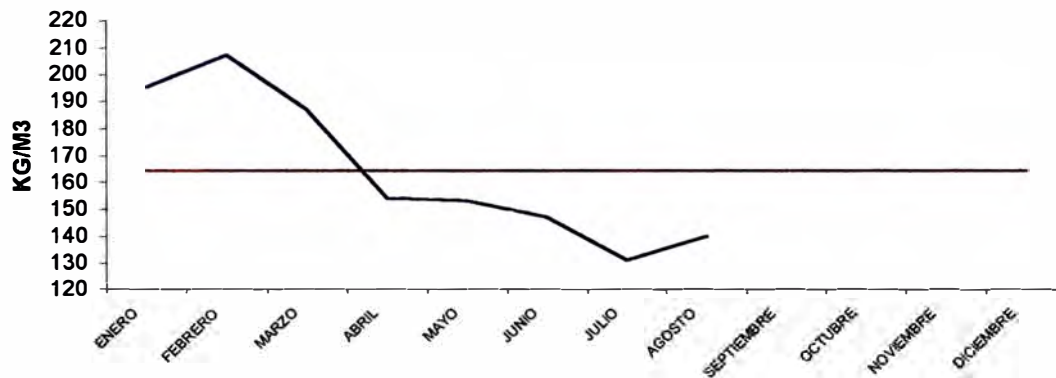
**Grafica Nro. 2 ; VOLUMEN RELLENADO PROMEDIO 1999**



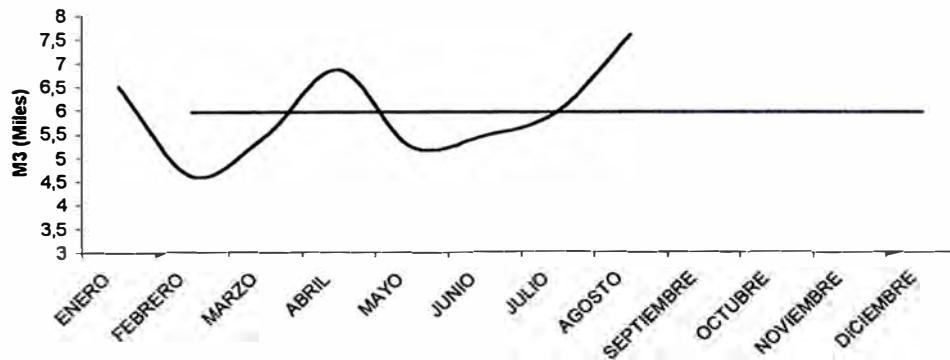
**Grafica Nro 3 : CONSUMO DE CEMENTO PROMEDIO 1999**



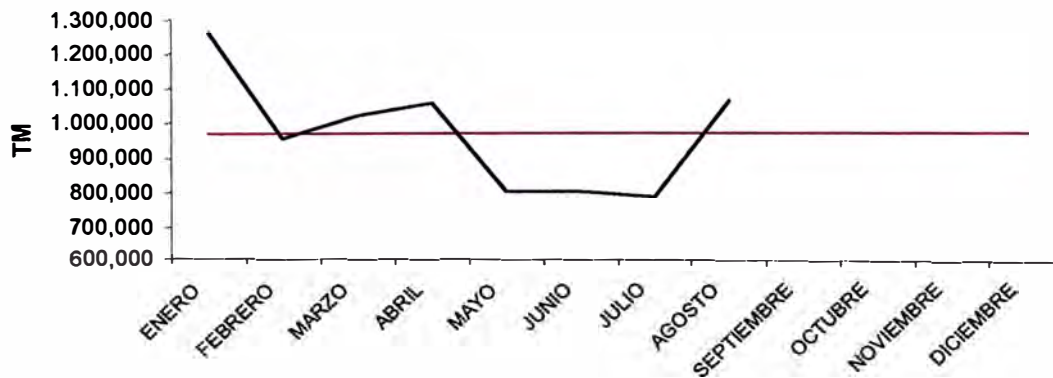
**Graf Nro 1 : DOSIFICACIÓN DE CEMENTO PROMEDIO 2000**



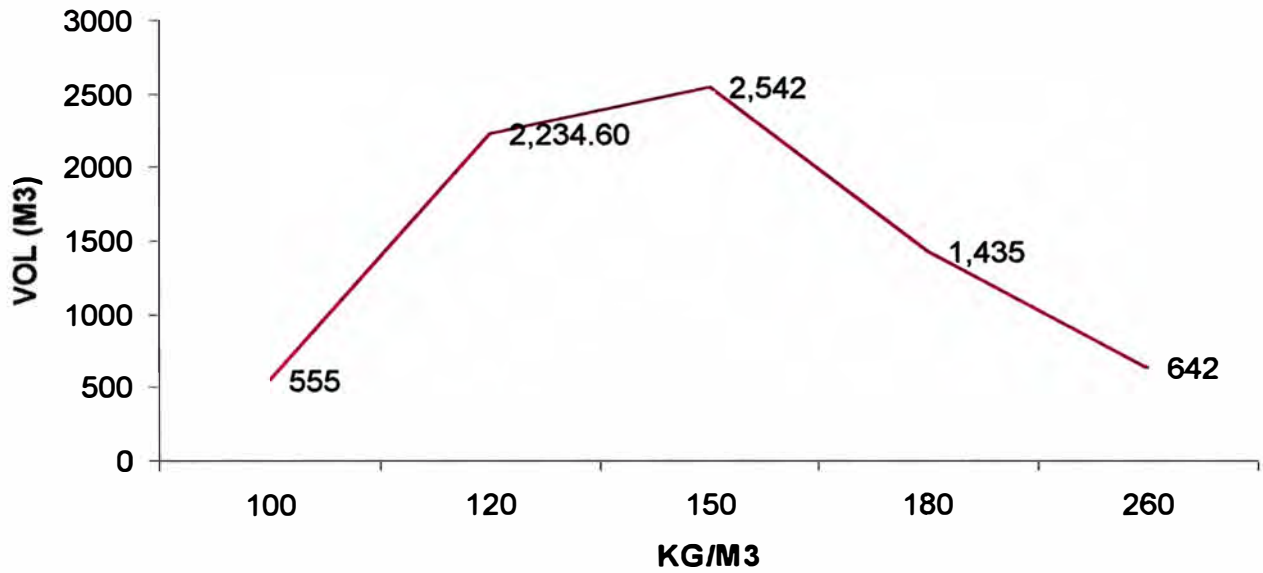
**Grafica Nro. 2 ; VOLUMEN RELLENADO PROMEDIO 2000**



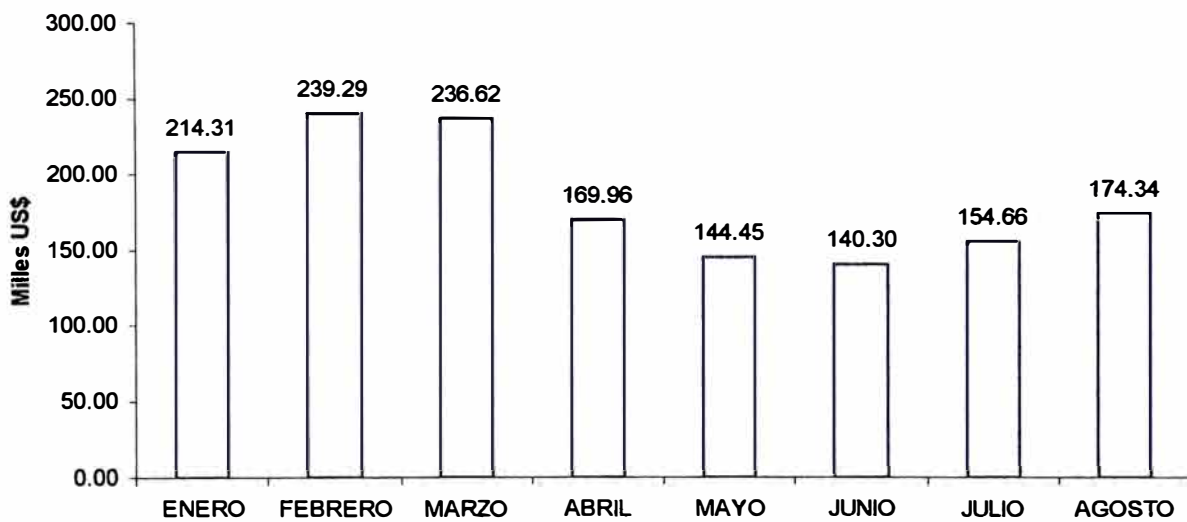
**Grafica Nro 3 : CONSUMO DE CEMENTO PROMEDIO 2000**



**Graf Nro 7 : VOLUMEN RELLENADO POR DOSIFICACIÓN DE CEMENTO**



**Grafico Nro 13 : COSTO TOTAL DE RELLENO**



## CAPITULO IX

### CONCLUSIONES

- La primera etapa de este sistema de relleno, resuelve los requerimientos de la operación de mina, ya que hace posible que el minado sea continuo, permitiendo que se reanude la operación de producción después del relleno en promedio 16 horas (2 guardias) después de culminado del relleno.
- El problema es el alto costo, cuya incidencia principal está en el consumo de cemento, en el orden de 1100 Ton mensuales para un volumen de 6000 m<sup>3</sup>.
- El problema de desgaste de tuberías por impacto es uno de los principales que se requiere dar solución. Se debe principalmente a la caída libre del agregado grueso que impacta directamente en los codos ubicados en los cambios de dirección de las chimeneas, y que estas no son completamente verticales. Se trata de enviar la mezcla con el menor Slump posible que mantenga la mezcla pastosa o compacta y que a la vez permita su manipulación en el tajo.
- El problema por las condiciones climáticas en bajas temperaturas o el relleno durante las nevadas, afecta a la normal dosificación, al tiempo de curado, y a la resistencia final de la mezcla. Para lo cual se tiene preparado fórmulas de ajuste de las proporciones, de tal manera que estas se mantengan y se garantice principalmente el factor de resistencia.
- El uso de aditivo incorporado de aire es una alternativa, porque permitiría ahorrar 30 kg/m<sup>3</sup> de cemento. Sin embargo su aplicación se ha retrasado porque la dosificadora no tiene su sistema de incorporación de aditivo operativo. Se ha creado un sistema periférico alternativo que permite incorporar el aditivo directo al mixer. Este sistema brinda las garantías para la correcta dosificación del aditivo a la mezcla y está listo para ser probado.
- Es necesario tener una bomba de características similares a la BP 2000 en Stan by, para evitar paradas prolongadas por fallas mecánicas o eléctricas de la mencionada bomba, que perjudicarían el ciclo de minado y desfase en la operación.
- En el aspecto de dosificación es necesario hacer una consulta técnica de Como ingresa el aditivo al mixer, ya que sus volúmenes por m<sup>3</sup> son pequeños del orden de 150 cc
- En el aspecto del sistema automático, este no funciona, en el sentido de no detectar la cantidad de aditivo que debe ingresar a la mezcla.
- En el aspecto de alimentación de aditivo al vaso de donde debe ser bombeado al mixer, es demasiado lento del orden de 20 cc por minuto, no siendo la causa la viscosidad del aditivo.
- En el punto 1, es nuestra responsabilidad resolverlo. En los puntos 2 y 3 corresponde a mantenimiento dar solución a esos problemas.
- Debido a que se ha mantenido el volumen promedio de relleno desde el año pasado hasta el mes de agosto se ha venido reduciendo la dosificación promedio de cemento en un 14.14% durante el mismo periodo analizado.
- La disminución en la dosificación ha logrado una disminución del orden de 11.12% en el consumo promedio de cemento.
- La utilización del aditivo SIKA PUMP, ha contribuido también a la reducción del consumo de cemento, así como un ahorro de US\$ 15142.66, por lo que se hace rentable su utilización dentro de la operación de relleno.
- El costo por metro cúbico de relleno asciende a US\$/m<sup>3</sup> 31.87, siendo relativamente alto, sin embargo dicho costo se puede reducir con un mejor control del mismo.

## CAPITULO IX

### RECOMENDACIONES

Se recomienda lo siguiente:

- Completar el programa de pruebas arriba señalado, para establecer fórmulas usando la máxima cantidad de relave o el 100% si es posible. El programa de pruebas recomendado incluye un rango de fórmulas del total de relave a la fórmula prefijada de 65:35.
- Establecer planes para incrementar la cantidad de corte y llenado ya hecha. Un objetivo diferente por la MSD para implementar el corte y llenado será preparado.
- El plan del sistema de desecado de relave consistente en la centrifugación seguida por el tamizado es un proceso nuevo para plantas de empaste. El control del bajo fluido de centrifugación es la llave del éxito. El aglutinado producido por el tamizado desecado no puede ser almacenado ni recuperado por flujo de gravedad. Un depósito de compensación con un alimentador de tornillo se necesitará para manejar la descarga del tamiz y alimentar el material intermitentemente al sistema de mezclado (amasado).
- A largo plazo, los planes para el desarrollo del proceso para relleno deben incorporar el uso del engrosado por desecado de relleno. Un sistema de mezclado de pasta continuo se debería desarrollar para reemplazar el sistema de mezclado intermitente. Las tasas de relleno sobre 40m<sup>3</sup>/hr deben establecerse como objetivo.
- El uso de los depósitos de relave en pasta como uso secundario del sistema de desecado de relave.
- Es necesario tener volúmenes diarios de relleno por encima de 200 m<sup>3</sup>, con la finalidad de poder mantener un costo relativamente menor al que se está manejando.
- No solamente el uso del aditivo nos ayudará a la reducción de los costos de relleno, sino que se debe evaluar la posibilidad de programar el transporte de cemento, con la finalidad de lograr una combinación óptima de camiones con bombas para tener algún ahorro en el material como económico.
- El manejo de parámetros de control de costos debe ser una herramienta de gestión y optimización de recursos que nos permite anticiparnos a posibles distorsiones en el costo.
- El análisis de PARETO ayudará a orientar nuestros esfuerzos hacia rubros que tengan mayor incidencia en el costo, por lo que su empleo debe ser continuo, a la vez que sirve como una herramienta de gestión.