

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE RELLENO EN  
PASTA  
CIA MINERA ARES S.A.C.**

**INFORME DE INGENIERÍA**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE

**INGENIERO DE MINAS**

**TEOBALDO HERMÓGENES PACHECO CERNA**

**PROMOCION 95-II**

**LIMA – PERU**

**2006**

## **DEDICATORIA:**

### ***A MIS PADRES:***

*ERCILIA, por su perseverancia para llegar a este momento.*

*ALBERTO (Q.E.P.D.), por su abnegado e incansable apoyo.*

### ***A MIS HERMANOS:***

*NONA, FREDDY, DEIDAMIA Y WILBER, por el apoyo moral y espiritual*

*HILDAURA, por quien, este momento no se hubiera dado*

### ***A MI ESPOSA:***

*MARIA ROSA por su paciencia y comprensión.*

### ***A MIS HIJOS:***

*DIEGO, EDSON E INGRID por cederme su tiempo y espacio.*

*Gracias.....*

*Téo*

## CONTENIDO

	Pag.
<b>INTRODUCCIÓN</b>	1
<b>CAPITULO I</b>	
<b>GENERALIDADES</b>	
1.1 Ubicación	3
1.2 Accesibilidad	4
1.3 Historia	4
1.4 Relieve e Hidrografía	5
1.5 Clima	5
1.6 Vegetación	6
1.7 Recursos Humanos y naturales	6
<b>CAPITULO II</b>	
<b>ASPECTOS GEOLÓGICOS</b>	
2.1 Geología Regional	7
2.1.1 Litología	7
2.2 Geología Estructural	8
2.3 Geología Local	9
2.3.1 Aspectos Litológicos	10
2.4 Principales características de las vetas	11
2.5 Reservas	15

### **CAPITULO III**

#### **GEOTECNIA**

3.1 Origen del yacimiento	17
3.2 Meteorización y alteraciones hidrotermales	17
3.3 Condiciones Hidrogeológicas	17
3.4 Discontinuidades	18
3.5 Clasificación Geomecánica del macizo rocoso	19
3.6 Reforzamiento y/o sostenimiento	22

### **CAPITULO IV**

#### **ASPECTOS DE MINADO**

4.1 Desarrollos	23
4.2 Preparación	23
4.3 Explotación	25

### **CAPITULO V**

#### **SISTEMA DE RELLENO EN PASTA EN ARES**

5.1 Descripción	29
5.2 Características del relleno en pasta	30
5.3 Ventajas del relleno en pasta	32
5.4 Relleno en Minas Ares	33
5.5 Materiales usados	34
5.5.1 Agregados de origen volcánico	34
5.5.2 Cemento	36
5.5.3 Agua	36
5.5.4 Relave desaguado	36
5.6 Etapas para el mejoramiento del sistema de relleno	39
5.6.1 Primera Etapa (1998 al 2000)	40



5.6.2 Segunda Etapa (2000 al 2001)	40
5.6.3 Tercera Etapa (Mayo 2001-Marzo 2005)	41
5.6.4 Cuarta Etapa (Abril 2005 -actualidad)	42
5.6.4.1 Implementación de uso de cal en la Pasta	43
5.6.4.2 Replanteo de la Pasta 1	44
5.6.4.3 Situación anterior del Relleno	45
5.6.4.4 Situación actual del Relleno	46
5.7. Condiciones de Operación	48
5.7.1. Porten taje de humedad del agregado	48
5.7.2. Por aumento de Slump	49
5.7.3 Por incremento de resistencia	50
5.8 Resistencia a la compresión	50
5.8.1 En función capacidad máxima del scoop	50
5.8.2 En función capacidad operativa del scoop	51
5.8.3 Otras características	50
5.9 Preparación de la pasta en la Planta	53
5.9.1 Incorporación de agregado y relave	53
5.9.2 Incorporación de cemento y agua	54
5.9.3 Incorporación de la cal	54
5.9.4 Mezclado	55
5.9.5 Descarga	55
5.9.6 Perfomance de la planta dosificadora	55
5.9.7 Sistema de bombeo	56
5.10 Sistema de transporte de relleno	58
5.10.1 Labores utilizadas	58
5.10.2 Tuberías de transporte	58
5.10.3 Instalación de tuberías	58
5.10.4 Desgaste de tuberías	61

5.11 Proyecto de instalación de camino por los Ore Pass	
5.11.1 Antecedentes	63
5.11.2 Objetivo	63
5.11.3 Situación actual	63
5.11.4 Situación propuesta	65
5.11.5 Alternativas propuestas	65
5.11.6 Costos y beneficios	69
5.11.7 Recuperación de la inversión	71
5.11.8 Resultados	71
5.12 Operación de relleno	72
5.12.1 Preparación en planta de relleno	72
5.12.2 Preparación de tajos en mina	72
5.12.3 Inicio de operación	73
5.12.4 Relleno de tajeos	73
5.12.5 Final de la operación	74
5.13 Problemas de operación	74
5.13.1 Atoros por segregación	74
5.13.2 Atoros por fallas mecánicas	75
5.13.3 Rotura de tuberías	75
5.13.4 Factores climáticos	76

## **CAPITULO VI**

### **COSTOS DE RELLENO EN PASTA**

6.1 Costos de Relleno en Pasta	77
--------------------------------	----

## **CAPITULO VII**

### **SEGURIDAD, SALUD Y MEDIO AMBIENTE**

7.1 Seguridad	80
7.1.1 Principio de Acción	80
7.1.2 Principio de Participación	80
7.1.3 Principio de Causas Básicas	80
7.2 Protección Ambiental	81
7.3 Logros en Seguridad, Salud y Medio Ambiente	82

## **CAPITULO VIII**

### **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

8.1 Conclusiones	83
------------------	----

<b>BIBLIOGRAFÍA</b>	87
---------------------	----

### **ANEXOS**

## INTRODUCCIÓN

Muchos ingenieros y empresarios de minas aún creen que en la industria minera no se tiene alternativas para producir eficientemente sin dejar de contaminar los espacios geográficos. Con este argumento, recurren a proyectos de remediación del medio ambiente depredado por las operaciones de esta industria, sin lograr restaurar los daños causados pese al alto costo del proyecto.

En este trabajo, se propone continuar retornando los relaves y desechos de la producción minera a los espacios vacíos ocasionados por la extracción del mineral en el subsuelo, a un bajo costo y alta productividad.

Palabra clave: Minería limpia

La tecnología limpia se puede lograr utilizando los equipos, herramientas y materiales que nos brinda la modernidad, sumado a un diseño creativo y un planeamiento de minado minucioso que involucre todos los problemas y soluciones, los que deben de conjugar mediante la dirección científica del trabajo.

Existe un reconocimiento mundial y que avanza continuamente relacionado con las ventajas de disponer los relaves en forma subterránea y superficial frente a la alternativa convencional de las lagunas húmedas (represas). Su origen se da en Alemania en 1980 y en la Mina Ares se puso en marcha a partir de Octubre de 1998. La tecnología de transporte del Relleno en Pasta, se basa en los principios de transporte de concreto por tuberías. Su aplicación en minería ha venido incrementándose por diferentes requerimientos operacionales y de seguridad.

Con el uso del relleno en pasta se tiene la posibilidad de utilizar el relave casi en su totalidad con todos sus finos, que es usualmente desechado en el relleno hidráulico. Este material fino, es conjuntamente con el agua el medio de transporte y es imprescindible para la formación de la pasta bombeable.

# **CAPITULO I**

## **GENERALIDADES**

### **1.1 UBICACION**

La Compañía Minera Ares S.A.C., está ubicada a 275 km. al Noroeste de la ciudad de Arequipa. A 20 km. de la mina Arcata y a 27 km. al Noreste de la mina Orcopampa, a una altura de 4950 m.s.n.m.

Pertenece al paraje de Cajchaya, Distrito de Orcopampa, Provincia de Castilla, Departamento de Arequipa.

Tiene una extensión de 11000 hectáreas, en las siguientes coordenadas UTM:

**N:** 83363300                      **E:** 804481

#### **Y coordenadas geográficas:**

Longitud Oeste                      72°10'00"

Latitud Sur                          15°02'00"

# UBICACION



## 1.2 ACCESIBILIDAD

La ruta de acceso es la siguiente: por vía asfaltada que parte de Arequipa pasando por Sumbay hasta el puente de Callalli, donde se deriva una carretera afirmada a Sibayo, Caylloma y finalmente a la mina, con un recorrido aproximado de 275 km.

Existe otro acceso directo desde Lima por avión hasta Orcopampa y de allí por carretera afirmada hasta la mina Ares.

## 1.3 HISTORIA

Históricamente la mina Ares fue cateada por los españoles, especificando en los cuadrángulos una falla existente en la zona (grupo barroso).

En la actualidad la compañía Minera Ares S.A.C., es propiedad del grupo de inversionistas HOCHSCHILD S.A.C.

#### **1.4 RELIEVE E HIDROGRAFIA**

El relieve de la región es muy irregular y escarpado, con fuertes pendientes que terminan en quebradas profundas.

Los cerros conservan formas topográficas de aristas, la cadena de glaciares se encuentran por sobre los 4950 m.s.n.m.

La geomorfología general de la región consiste principalmente de valles en U, cuencas de recolección, lagunas, glaciares; estas últimas se encuentran en forma escalonada.

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

#### **1.5 CLIMA**

El clima es frígido 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 -25°C, y en los meses de Abril a Noviembre una intensa radiación solar con cambios bruscos en la temperatura en las noches (heladas), los vientos predominantes son en las mañanas de NE a SW, al medio día de E a W y en las tardes de SW a NE, y a una temperatura promedio de 4°C.



## **1.6 VEGETACION**

La vegetación es limitada por las condiciones adversas del suelo y el clima. Se observa la presencia de arbusto y pastos (ichu) que son usados como leña y alimentación de auquénidos, siendo el pastoreo la principal actividad de los habitantes de esta zona.

En cuanto a la fauna, existe una gran variedad de auquénidos domesticados (llamas, alpacas), vizcachas y aisladas vicuñas viviendo en la zona de la cordillera.

## **1.7 RECURSOS HUMANOS Y NATURALES**

Los recursos humanos existentes en la zona, por su extrema aridez de los sectores meridionales, la topografía abrupta y alta, han dado lugar a que los centros poblados estén restringidos a lugares estrechos, con medios mínimos para la supervivencia y su desarrollo.

En el valle de Orcopampa los poblados más importantes son Chilcaimarca y Orcopampa, le siguen de importancia aunque rezagados Chapoco, Huancarane, Huilluco, Tintamiarca, Misahuanca y Panahua, un porcentaje de estos habitantes participan en los trabajos mineros.

Con relación a los recursos naturales es una zona muy rica en bofedales, por lo tanto posee grandes reservas hidrológicas.

## **CAPITULO II**

### **ASPECTOS GEOLÓGICOS**

#### **2.1 GEOLOGIA REGIONAL**

##### **2.1.1 Litología**

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

##### **a. Formación Barrosa.**

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.

##### **b. Formación Alfabamba.**

Compuesto por aglomerados, brechas, tufos intercalados, dacitas, andesitas formando una secuencia muy distinta en la región, siendo la estratificación delgada el aspecto más saltante de la sub unidad superior.

### **c. 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.

#### **Riodacitas:**

Una de las características principales es la presencia de diferentes estructuras primarias, así como la silificación y las cavidades rellenas con 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.

## **2.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL**

El aspecto estructural es de importancia en la Mina Ares, todo parece indicar que controla la ocurrencia de las estructuras mineralizadas y las no mineralizadas.

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

### **2.2.1 Primer Sistema**

Las fallas de rumbo promedio N 60° W, como Guadalupe, Claudia, Tania y Diana.

### **2.2.2. Segundo Sistema**

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

### **2.2.3 Tercer Sistema**

Las fallas de rumbo promedio N S, como las fallas N - S.

El tercer sistema desplaza al segundo sistema y este al primer sistema. Las evidencias y las informaciones de campo y mina ayudan a sustentar la premisa que el sistema más favorable a la mineralización lo constituye el segundo sistema, las estructuras de rumbo N 50° E a E-W, siendo las más representativas las vetas Victoria, Maruja y Lula con diferentes grados de importancia.

Esta hipótesis puede ayudar en las exploraciones de la búsqueda de estructuras que tengan rumbos y características similares, tal es el caso de la Veta María - Apolo y Rosa Luz, que necesitan ser explorados con prioridades antes que los otros sistemas como la Veta Falla Tania, donde anteriormente se ha perforado dando resultados desfavorables.

## **2.3 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; estos tres tipos de lazos cimoides se presentan en la mina Ares.

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 recuperar en su conjunto las estructuras menores que están dentro del lazo cimoides.

La importancia de los lazos cimoides depende del valor económico integral del mismo de acuerdo al Cutt Off que se señale.

### **2.3.1 Aspectos Litológicos**

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

#### **a. Depósitos Cuaternarios.**

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

#### **b. Rocas Volcánicas:**

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 buena mineralización, que ha sufrido una intensa alteración hidrotermal que ha sido transformada en arcilla – limonítica, hasta un ancho de 10 m. En algunos casos se presenta caolinizada, principalmente en las zonas contiguas a la veta, con vetillas mineralizadas que en ocasiones aumenta ligeramente su dureza.

**c. Tobas volcánicas (tufo brecha)**

De origen volcánico – sedimentario, de color gris verdoso a verde grisáceo, con una matriz limo arenosa tobacea de textura porfirítica, con alta diseminación de pirita fina cúbica.

Esta roca subyace a las riolacitas en toda la longitud de la veta.

## **2.4 PRINCIPALES CARACTERÍSTICAS DE LAS VETAS**

En el distrito minero de Ares a la fecha se tiene reconocido tres sistemas de vetas: una de rumbo NE, 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 Maria.

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

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:

#### **2.4.1 Veta Victoria**

Es la veta con afloramiento más conspicuo que las demás, con 1010 m., de longitud reconocida por labores subterráneas; rumbo  $N60^{\circ}$  a  $70^{\circ}E$  y buzamiento subvertical en su sector NE;  $65^{\circ}$  a  $80^{\circ}$  al SE en el sector SW, con potencias variables de 0,50 m. en tramos de afloramiento y hasta 10 m., en algunos segmentos 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.

La veta victoria es una estructura tabular, conformado por bandeamientos de cuarzo gris, cuarzo lechoso, cuarzo 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).

En la veta Victoria se encuentra mineral oxidado, limonita, jarosita, goletita, cuarzo gris, cuarzo oscuro, cuarzo hialino con leyes de Au = 17,30 gr/TM y Ag = 5,06 oz/TM.

#### **2.4.2 Veta Ramal Victoria**

Veta que se desprende del techo de la veta Victoria hacia el NE, con rumbo N65°E y buzamiento 70° a 80° al SE; se tiene 465 m. reconocidos en labores subterráneas, potencia desde 2,2 m. En la intercepción con veta Victoria, posee estrangulamiento gradual hacia el NE, hasta 0,30 m.; la mineralogía es de cuarzo lechoso bandeado con abundante oxido de Fe.

En la veta ramal, veta Victoria se caracteriza por ser una roca crackelada, relleno con panizo y pirita, esta falla representa la veta.

#### **2.4.3 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 fierro y presencia de óxidos de manganeso.



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.

Durante la perforación diamantina al interceptar la veta Maruja en dos tramos, en dicha veta las características principales es la presencia de cuarzo poroso, con roca oxidada, en esta zona se encuentran valores bajos de Au, manteniéndose la plata en valores promedios.

#### **2.4.4 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 estrangule al NE.

#### **2.4.5 Veta Ramal Sur**

Es una estructura paralela a la veta principal Victoria, de potencia promedio de 1,80 m, es limitada por fallamiento al NE y al SW es reconocida en una longitud de 380 m.

#### **2.4.6 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.

#### **2.4.7 Veta Lula**

En la veta Lula, estructura cuyas características es la oxidación con limonita, estructurada brechada, roca

silicificada y caolinizada, donde se encuentra valores de Au con 3,01 gr/TM.

## 2.5 RESERVAS

Comprende los recursos minerales de la Mina Ares, a la fecha del 28 de Marzo del 2006.

Para el cálculo del Inventario de Mineral, se utilizó la base de datos del sistema SIG y consta de lo siguiente:

- Base de datos de taladros y canales de muestreo
- Base de datos topográfica
- Mapeos geológicos en Arc View

Para la estimación de los contenidos minerales en cada veta, se utilizó el programa Mine Sight.

Para el cálculo del valor de mineral y del cut off, se utilizaron datos del área de finanzas. Esto en las 10 estructuras principales conocidas en Ares.

Cut off económico	61.36 US \$/TM
Cut off económico	44.10 US \$/TM
Valor de Punto - Ag	0.246 US \$/gr.
Valor de Punto – Au	15.80 US \$/gr.

**RESUMEN GENERAL DEL INVENTARIO DE MINERAL MARZO – 2006**

<b>RESERVAS</b>	<b>TONELADA</b>	<b>US\$/t</b>	<b>Au(g/t)</b>	<b>Ag(g/t)</b>	<b>POT</b>
<b>Probadas</b>	640,044	344	16.68	327.22	2.38
<b>Probables</b>	106,045	151	6.56	193.28	1.42
<b>SUBTOTAL:</b>	<b>746,088</b>	<b>317</b>	<b>15.24</b>	<b>308.18</b>	<b>2.24</b>
<b>Marginal Medidas</b>	43,695	53	2.12	81.38	1.19
<b>Marginal Indicadas</b>	34,457	54	1.61	117.27	1.35
<b>SUBTOTAL:</b>	<b>78,152</b>	<b>54</b>	<b>1.89</b>	<b>97.20</b>	<b>1.26</b>
<b>Económicas + Marginales</b>	824,241	292	13.98	288.18	2.15
<b>Sub marginal</b>	254,651	29	1.13	43.35	1.40
<b>Recursos Minerales (Indicados+ Inferidos)</b>	<b>46,639</b>	<b>145</b>	<b>5.51</b>	<b>237.59</b>	<b>1.41</b>

## **CAPITULO III**

### **3.1 ORIGEN DEL YACIMIENTO**

El yacimiento en vetas de Ares están asociados a centros volcánicos de Huajrahuri, Cajchaya y otros menores, además a los complejos intrusivos dómicos, se determina como epitermales de baja sulfidación, cuyo horizonte guía es el cuarzo – adularia.

### **3.2 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 los 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.

### **3.3 CONDICIONES HIDROGEOLÓGICAS**

La presencia de las aguas en el área de la mina está controlada principalmente por las precipitaciones névicas (pluviales). En superficie, las aguas de escorrentía 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.

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.

### **3.4 DISCONTINUIDADES**

En la ventana geológica de la mina Ares, se observan tres alineamientos principales. Uno relacionado con el alineamiento 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.

Las familias principales de discontinuidades que se observan en el análisis de las rocas, presentan un rumbo de N60E que coinciden con el rumbo de la veta. Estas familias de discontinuidades tienen su influencia hasta más de 10 m. 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 diaclasas que tiene una superficie lisa.

### 3.5 CLASIFICACION GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

En las evaluaciones obtenidas con las 6 distintas clasificaciones geomecánicas, 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 realizarse una buena explotación de la veta.

- Clasificación de Terzaghi.
- Clasificación de Protodiákonov
- Clasificación de Wickman, Tiedemann y Skinner (RSR)
- Clasificación de Bieniawski (CSIR)
- Clasificación de Barton (NGI)
- Clasificación de Hoek y Brown

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 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.

La veta en términos generales tiene mayor calificativo y por lo tanto mejor auto soporte que la caja, 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.

Según los valores obtenidos han sido subdivididos en grupos y se usan por clases de rocas definidas por Bieniawski, como: muy buenas, buenas, regular, mala y muy mala. En Ares 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 tajeos, mala a muy mala mayormente en los tajeos.

### Características de las masas rocosas

CLASE DE ROCA	RMR	COMENTARIO	TIEMPO DE AUTOSOPORTE
I	>50	De ligera a moderada fisuración, ligeramente alterada.	>200
II	40–50	De moderada fisuración, ligera a moderada alteración, goteras en rocas de alta a regular dureza.	100 a 200
III	30–40	De moderada a intensa fisuración, moderada alteración, goteras en rocas de mediana dureza	2,0 a 100
IV	20–30	Zonas de falla, alteración argílica de moderada a intensa, limonitizadas, húmedo a saturado de agua.	0,5 a 2,0
V	<20	Fallas o zonas de corte con relleno arcilloso, intensa alteración argílica roca con resistencia menor a 5 Mpa, limonitizada y presencia de agua.	<0,5

Para efectos del Mapeo geotécnico, en planta y en sección perfil, se ha considerado 5 clases de rocas representadas en el cuadro, donde se recomienda el tipo de soporte temporal y permanente, además se incluye el color de identificación.

<b>CLASE DE ROCA</b>	<b>TIPO DE SOPORTE TEMPORAL</b>	<b>TIPO DE SOPORTE PERMANENTE</b>
I	Sin soporte, no se tiene tajeos con esa valoración	Pernos puntuales y/o shotcrete ocasional de espesor <0,03 m.
II	Sin soporte ó pernos puntuales ocasionales en cuñas inestables	Pernos principalmente en la bóveda y shotcrete de 0,05 m de espesor.
III	Pernos puntuales o sistemáticos con cuadrícula de 1,2 a 2,00 m en excavaciones grandes	Perno sistemático + shotcrete simple ó con fibra de acero ó fibermesh, entre 0,05 a 0,10 m. de espesor.
IV	Perno sistemático en cuadrícula de 1,00 a 1,20 m.	Malla + perno sistemático + shotcrete con espesores de hasta 0,10 m.
V	Malla con pernos sistemáticos en cuadrícula de 1,00 m a 1,50 m., cuadros ó sistema Ares	Cimbra metálicas en rampas ó cuadros de madera en galerías.



### 3.6 REFORZAMIENTO Y/O SOSTENIMIENTO

Para poder sistematizar, calificar 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 en base a la mas adecuada clasificación requerida.

De los cuadros de clasificaciones geomecánicas realizadas se tiene valores para el RMR y el índice Q, con los cuales se estima lo siguiente:

#### TIEMPO DE AUTO SOSTENIMIENTO Y CLARO DE EXCAVACIÓN Según RMR

<b>Para RMR</b>	<b>Ancho o altura máxima de excavación (m)</b>	<b>Tiempo de auto-soporte (horas)</b>
< 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

## **CAPITULO IV**

### **ASPECTOS DE MINADO**

#### **4.1 DESARROLLOS**

En la mina Ares se efectúan labores de desarrollos como: rampas y ventanas hacia la Veta Victoria (SW y NE).

##### **4.1.1 Rampas**

La pendiente planificada es de 12%, en las zonas de curva 7 % con 17,80 m como radio de curvatura. Su dirección es paralelo a la Veta Victoria (N 066° E y S 66° W). La sección es de 14' x 13'.

##### **4.1.2 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' x 13'.

#### **4.2 PREPARACION**

La preparación consiste en subniveles, chimeneas, buzones, caminos, al realizarse sobre mineral se coloca sostenimiento.

##### **4.2.1 Sub niveles**

Los sub niveles son de sección 7' x 8' y 8' x 9', a partir de estos se inician los siguientes cortes para la explotación del mineral; en la perforación se utiliza maquinas de percusión y rotación con barrenos integrales de 6 pies. La

limpieza se realiza mediante scoop, pala, winches y carros mineros.

#### **4.2.2 Chimeneas**

A partir de la ventana central del tajo, se ejecuta la chimenea principal de servicios de doble compartimiento desde el nivel inferior hasta el nivel superior, con una sección de 4' x 8'.

#### **4.2.3 Ore pass**

El echadero de mineral se realiza partir de la ventana central del tajeo, tomando en consideración que el tajeo tiene 120 m. de longitud, con dos alas de 60 metros. Se coloca elementos circulares de metal (3 planchas de 0,60 m de altura) y fierro corrugado (malla de 0,20 x 0,20 m), alrededor se rellena con concreto, quedando 1,50 m. de diámetro, se coloca en el tajo una parrilla de 8" de abertura de riel al riel.

#### **4.2.4 Caminos**

Se construyen 3 caminos uno central y dos extremos, con el objeto de mantener siempre 2 caminos disponibles en cada ciclo de minado. Por el camino central se instalan las tuberías de servicios de aire, agua, relleno, drenaje, cables de energía eléctrica. Estos caminos son encribados en su totalidad

#### **4.2.5 Tunnel Liner**

Con la finalidad de mantener el acceso principal a Veta Victoria, en la Galería 820 (Nv. 4875), se instaló 540 metros de Túnel Liner, compuesto de 4 planchas acanaladas de fierro acerado de espesor 3 mm. y forman un anillo de 0,46 mts de longitud, con un diámetro interno de 2,10 mts y externo de 2,20 mts. La colocación se realiza llevando la gradiente y dirección armando primero un anillo base, se continua acoplando los demás anillos a esta base, todo el empernado se realiza por el interior de la estructura metálica; posterior al armado se inyecta relleno alrededor del Tunnel Liner con un espesor mínimo de 0,30 mts. La recuperación se realizará sin inconvenientes.

#### **4.3 EXPLOTACION**

El método que se utiliza es el de corte y relleno ascendente con relleno en pasta, utilizando taladros horizontales, este método permite obtener: adecuada seguridad en la explotación, productividad, elevada recuperación de reservas, baja dilución y buena selectividad del mineral.

Preparado el tajeo para su explotación, se da inicio al primer corte, empezando en la parte central del tajeo, de esta manera el tajeo queda dividido en 2 alas cada uno de 60 mts. Para el siguiente corte se sigue el ciclo siguiente: se aumenta el encribado del camino así como los elementos circulares del ore pass, se rellena el ala SW hasta el nivel del ore pass dejando libre la cámara de volteo. Se realiza la zona del camino, ore pass y cámara de volteo, parte central, el acceso se realiza por el camino extremo del tajeo Se realiza la explotación hacia el SW desde el OP hasta

lograr cola de trabajo para el scoop y dejar libre el camino central. Es entonces que se rellena el ala NE para nivelar las dos alas del tajeo e iniciar la explotación del NE.

La explotación del tajeo se realiza llevando todo el ancho de la veta llegando a veces de 4,5 m. a 10 m reduciéndose a paneles con un promedio de 3,0 x 3,0 m. de sección.

#### **4.3.1 Perforación**

La perforación se realiza utilizando máquinas tipo Jack Leg a una presión de 65 lb/pulg<sup>2</sup>; en una sección de 2,5 – 3,0 m x 2,5 m, dependiendo de la potencia de la veta, con barrenos integrales de 6 pies de longitud.

#### **4.3.2 Voladura**

La voladura es utilizando dinamita y accesorios, fanel rojo y blanco, carmex, fulminante # 6 y 8, guía de seguridad, conectores, pentacord.

#### **.3.3 Acarreo**

Para el acarreo del mineral de los 2 frentes se utiliza scoop eléctricos de 1,5 yd<sup>3</sup>, llevando el mineral hasta el Ore Pass, con distancias variables de 0 a 60 mts, el rendimiento promedio es 18 TM/hr. Posteriormente el mineral es transportado hasta la planta concentradora con volquetes volvo NL-12.

#### **4.3.4 Ventilación**

El sistema de ventilación es extractor con 2 ventiladores de 120,000 CFM de doble etapa, instalado en las chimeneas 450 y 070.

En la actualidad se utiliza los 2 métodos, la ventilación natural y la ventilación forzada (mecánica), inyectando aire por superficie mediante ventiladores estratégicamente instalados.

#### **4.3.5 Personal**

En el tajeo laboran un total de 3 personas distribuidas de la siguiente manera:

01 Líder perforista – enmaderador.

01 operador de scoop eléctrico.

01 ayudante.

#### **4.3.6 Sostenimiento**

Debido a la sección 3 m x 3 m, en el tajeo se busca conseguir el auto sostenimiento de las cajas y coronas, en caso de necesidad de sostenimiento se colocan pernos Swellex de 5 y 7 pies de longitud, en forma sistemática, para casos extremos, se colocan cuadros y pernos con malla.

#### **4.3.7 Relleno**

El relleno utilizado en Ares es en Pasta utilizando relaves y agregados de origen volcánico con ventajas operativas.

# **CAPITULO V**

## **SISTEMA DE RELLENO EN PASTA**

### **EN ARES**

#### **5.1 DESCRIPCIÓN**

El Relleno en Pasta, es un sistema que actualmente se viene implementando en varias minas del país, se originó por la necesidad de ahorrar energía y transportar pulpas por las tuberías con la menor cantidad posible de agua. Su aplicación en minería ha venido incrementándose por diferentes requerimientos operacionales y de seguridad.

A diferencia del Relleno Hidráulico que se aplica con concentraciones en peso entre 45 – 65 % y debe mantener una velocidad de transporte mínima (velocidad crítica) para evitar la sedimentación de las partículas, teniendo a la percolación como punto de partida para el diseño del relleno. El rango de aplicación del Relleno en Pasta es entre 68 – 92% de concentración en peso, dependiendo de la gravedad específica del material que compone el relleno

La aplicación del Relleno en Pasta permite utilizar el relave de granulometría muy fina, que usualmente es desechado en el Relleno hidráulico. En el Relleno en Pasta, el medio de transporte es una matriz de partículas menores de 20 micras. Estas partículas ultrafinas que no sedimentan, son las que están en contacto con las paredes de las tuberías actuando como lubricantes en las zonas de contacto. En esta matriz se podrán transportar partículas de hasta 50 mm y bajo condiciones especiales hasta 100 mm.



La condición mínima indispensable para que una pasta sea bombeable es que contenga por lo menos 15 % de material menor de 20 micras, aproximadamente 20 % de material entre malla 200 – 400, aproximadamente 35 % de material entre malla 45 – 200, y pudiendo ser el tamaño del material restante hasta de 100 mm dependiendo del diámetro de la tubería de transporte y del diámetro de los cilindros de transporte de la bomba que se use.

Esta estructura granulométrica permite que los sólidos puedan estar enteramente en la matriz sin dejar espacios abiertos entre sí. El requerimiento básico de la pasta es que esta no pierda líquido al ser sometida a presión durante el bombeo.

## **5.2 CARACTERISTICAS DEL RELLENO EN PASTA**

- Es una mezcla de relave, cemento, cal, agua y agregados.
- Distribución de tamaño de partículas: se utiliza el relave total, conservando un porcentaje de partículas ultra finas.
- Fluido no Newtoniano: a medida que se aumenta la agitación, la densidad baja.
- Son fluidos bastante estables: no sedimenta, los sólidos no segregan.
- Parámetro de operación: consistencia de la Pasta (Slump).
- Velocidades de transporte muy bajas: menores a 1 m/seg.
- No hay velocidad crítica, se puede trabajar a 0.5 – 0.2 m/seg.

- Bajo desgaste de tuberías, contenido de finos no necesariamente altos.
- No se estratifica, la resistencia a la compresión es uniforme.
- Modelo de operación: llenar toda la línea de tubería.
- Sangrado de 1 a 2 % de agua.
- Tipo de cemento recomendado: Pórtland I
- Distribución de partículas con contenido de finos menores a 20 micrones, mayor o igual a 15%, incluyendo relave y cemento.
- Aumento de fricción por aumento de slump, a medida que se aleja de la bomba.
- No se tiene que decantar el agua.
- Diseño de mezcla, contenido de cemento, para obtener Resistencia a la compresión necesaria.
- No hay problema de abastecimiento de material puesto que se usa relaves totales.
- Tamaño de la cancha de relave se reduce.
- Alto costo de implementación y bajo costo operativo.
- Exposición de cianuro libre de 200 ppm, sin problemas de contaminación.
- Monitorear contenido de HCN, permisible 10 ppm.

- El ph menor a 11 ocasiona HCN, se controla con el uso de cal viva.

### **5.3 VENTAJAS DEL RELLENO EN PASTA**

- Llegar a distancias de transporte superiores a los 3800 m y desniveles verticales positivos superiores a los 400 m (se puede alcanzar distancias y alturas muy superiores utilizando dispositivos especiales).
- Usar bombas de Relleno en Pasta, capaces de desarrollar presiones sobre el medio bombeado de hasta 300 bar por lo general se prefiere trabajar con presiones entre 70 y 200 bar.
- Operar con una velocidad de transporte en la tubería relativamente baja (aprox. 1 m/seg) ya que las bombas utilizadas están equipadas con cilindros y pistones de transporte de gran diámetro (150 – 300 mm) y operan con emboladas de carrera larga (1500 – 3000 mm).
- Mejorar las condiciones de estabilidad en la mina al utilizar menor cantidad de agua
- Incremento de la productividad al acelerar los ciclos de minado.
- Disminución de los volúmenes de drenaje al reducir el ingreso de agua en la mina
- Es versátil en los métodos de explotación, que usan rellenos cementados como techos (Corte y Relleno Descendente) ó

Pilares (Corte y Relleno Ascendente con Pilares Dinámicos). Además es aplicable en zonas confinadas.

- Al utilizar los relaves, protección y conservación del medio ambiente al reducir ó eliminar los depósitos de relave en superficie.

#### **5.4 RELLENO EN MINAS ARES**

El relleno en Pasta, es una mezcla de agua con sólidos de alta densidad. Su bajo contenido de agua (10% a 20%) hacen que esta mezcla tenga consistencia espesa, las partículas de diferentes tamaños no se segregaran ni se sedimentaran cuando la pasta esta en la tubería, un requisito indispensable para obtener materiales pastosos es que al menos un 15% en peso de la mezcla tenga partículas de tamaños menores de 20 micrones (malla 635).

El relleno en Pasta es un conjunto bombeable, son llamadas pastas tixotrópicas debido a que exhiben la propiedad de cambiar la viscosidad con el tiempo a una velocidad constante.

El Relleno en Pasta en Ares consiste generalmente de relave desaguado, cemento, cal y agregado zarandeado de cantera.

El relleno en Pasta, no tiene excedente 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 a través del relleno.

## **5.5 MATERIALES USADOS**

Se utilizan agregados de origen volcánico, cemento, relave desaguado, cal y agua, con los cuales se logra formar una mezcla pastosa, con los requisitos exigidos para ser una mezcla bombeable.

### **5.5.1 Agregados de origen volcánico**

Inicialmente para el proceso de rellenar los tajeos se opto por utilizar los agregados de la Cantera Maria mezclados con relave desaguado.

La Cantera María esta ubicada en un cráter volcánico, es un yacimiento con agregados de origen piroclástico, en una extensión de 256000 m<sup>2</sup> y un potencial estimado de 800,000 m<sup>3</sup>.

#### **a. Tipos de agregado.**

En la Cantera María se tiene 2 tipos de materiales diferenciados que pueden usarse en la preparación de relleno, a los cuales denominaremos:

##### **1. Puzolana**

El agregado “puzolánico”, que se encuentra en la parte baja de la Cantera, es un material con 15% a 20% de ultra finos (pasante la malla de 20 micrones), abundante contenido de arcillas vitrificadas, la geometría de sus partículas es semiredondeadas, Se

utiliza como aportante de finos y ayuda al fraguado, su peso específico es de 2.20 gr./cm<sup>3</sup>.

## **2. Arena gruesa negra**

Este agregado sólo contiene 7% de finos, con partículas sub redondeadas, alargadas y angulosas, fuertemente abrasivas, se encuentran en la parte alta de la Cantera, con mayor potencial. Tiene un alto porcentaje de porosidad, su peso específico es de 1.97 gr./cm<sup>3</sup>, por lo que es un material ligero.

### **b. Tamaño y granulometría**

El tamaño empleado esta regulado por las especificaciones que se establecen los tamaños máximos y mínimos de los áridos para relleno cementado, en pasta y detrítico.

Es necesario cribarlos para cada uso, en nuestro caso estamos utilizando hasta casi el 50 % de estos áridos, como en relleno cementado, relleno en pasta, relleno detrítico y en lastrado de carreteras y accesos.

### **c. Composición Petrográfica y Propiedades**

#### **Físicas**

Peso Unitario Composito: 1,449 a 1,550 (gr/cm<sup>3</sup>)

Peso Unitario Suelto: 1,203 a 1,360 (gr/cm<sup>3</sup>)

Peso Específico: 2,014 a 2,230 (gr/cm<sup>3</sup>)

Absorción:	4,54 a 17.00 (% de peso)
Humedad:	5,00 a 10,00 (% de peso)

### **5.5.2 Cemento**

Se utiliza el Cemento Pórtland Tipo 1, cuyas características principales son:

Contenido de Clinker:	95%
Contenido de Yeso:	5%
Peso específico:	3.15 gr/cc.
Peso Unitario Suelto:	1.50 gr/cc

El abastecimiento a la unidad minera es a granel en bombonas móviles de 25.5 Toneladas.

### **5.5.3 Agua**

El agua a emplearse en la preparación de la mezcla, deberá ser limpia y libre de cantidades perjudiciales de aceites, ácidos, álcalis, sales y material orgánico. Se utiliza agua de mina que es adecuado para la mezcla con cemento, porque tiene un PH de básico a neutro.

### **5.5.4 Relave Desaguado**

La utilización de relave como componente de la mezcla se obtiene clasificando la pulpa proveniente de la planta de beneficio y luego desaguando por medio de una zaranda vibratoria de alta frecuencia.

Los parámetros actuales de operación son:

- Producción por hora: 13.77 TMH/h.
- Producción por día: 329.75 TMH/día
- Porcentaje Sólidos: 71.82 %
- Producción Mensual: 9562.85 T.M.H.
- Densidad: 1,827 g/l
- Peso Especifico: 2.67 Ton/m<sup>3</sup>
- % Finos < 20 micrones: 6.30

Este relave tratado tiene la siguiente característica física:

- Tonelaje por hora: 33.73 t/h
- Tonelaje de pulpa: 92.3 t/h
- Caudal pulpa: 71.08 m<sup>3</sup>/h
- Densidad: 1300 g/l
- Porcentaje de sólidos: 36.5 %
- Gravedad específica: 2.70
- < 20 um: 51

La Planta de desaguado de relaves cumple los siguientes objetivos:

- Reduce el porcentaje de partículas < 20 micrones del relave de 43% a 9%.
- Elimina el agua del relave espesándolo de 1300 a 1800 g/l.



## **Proceso de Desaguado.-**

El proceso de espesamiento y clasificación consta de cuatro etapas:

### **Primera Etapa:**

El relave llega de planta beneficio a un tanque acondicionador con una densidad de 1300 g/l, luego pasa por gravedad al cajón alimentador en el cual recircula parte del rebose de los separadores a un porcentaje requerido en la operación y el total del Under Size de la zaranda vibratoria, se agrega agua barren con el objetivo de bajar el % de sólidos de 40% a un 21.6% esto a una densidad de 1155 g/l para minimizar la viscosidad de la pulpa y así aumentar la eficiencia de clasificación en los separadores y garantizar un flujo constante en el alimento del separador.

### **Segunda Etapa:**

Es el primer espesamiento y clasificación del relave se utiliza fuerzas centrífugas para separar sólidos contenidos en la pulpa de relave utilizando nueve Separadores Linatex que son ciclones que hacen vacío para el control adecuado del sifoneo, generando una fuerza vertical ascendente en el punto del Apex cerrando así el Diafragma y el cual es abierto cuando la fuerza vertical es superado por la acumulación de sólidos. Los separadores tienen dos productos: la primera es over flow(rebose del separador) con una densidad 1135 g/l que se envía a cancha de relaves y una parte es recirculada según requiere la operación, la segunda es Under flow

(arenas del separador) con una densidad de 1709 g/l y es la alimentación a la zaranda vibratoria.

#### **Tercera Etapa:**

Es el segundo espesamiento y clasificación del relave que se realiza en la Zaranda Vibratoria en donde es alimentado el Under Flow de los separadores que por medio de la vibración la pulpa es desaguada gradualmente según avanza la descarga formando un lecho al final de la descarga donde quedan atrapados las partículas finas. La Zaranda Vibratoria tiene dos productos: la primera es Under Size que es el producto que recircula en su totalidad con una densidad de 1630 g/l, la segunda es el Over Size que es el producto final con 6.3 % de partículas de 20 micrones del relave espesado con una densidad de 1828 g/l.

#### **Cuarta Etapa:**

El Over Size de la zaranda es recepcionado en una faja y transportado hacia el stock pile para luego trasladarlo a los galpones para su disponibilidad.

Ver flor shet de planta de desaguado

### **5.6 ETAPAS PARA EL MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE RELLENO**

Para obtener una pasta bombeable, como principio fundamental es recomendable utilizar 15% mínimo pasante a malla 20 micrones, en la búsqueda de este objetivo y también el de reducir el consumo de cemento para evitar inconvenientes en la operación se han definido 4 etapas:

### 5.6.1 Primera Etapa (1998 al 2000)

El relleno consistía de agregados de tamaño nominal 3/8", con alto contenido de cemento 11.3% en peso que contribuía con añadir la cantidad necesaria de finos a la mezcla para formar la pasta bombeable, utilizándose la dosificación de 260 k/m<sup>3</sup> para rellenar labores, preparar lozas de arranque, realces y derrumbes en los tajos. Se logro buenas resistencias en corto tiempo.

Las características de mezcla, para 1 m<sup>3</sup> de esta pasta fueron:

Cemento	:	180	k/m <sup>3</sup>
Agregado	:	1416	k/m <sup>3</sup>
Agua	:	255	l/m <sup>3</sup>
Densidad	:	1985	k/ m <sup>3</sup>
Slump:		8.5 - 10.5	pulgadas.

### 5.6.2 Segunda Etapa (2000 al 2001)

Al concebir la mezcla como una pasta, el contenido de cemento, en el diseño, tenía que estar referido al total de material sólido.

Con estos dos conceptos a partir del año 2,000, se realizaron ensayos de laboratorio con pruebas de campo, logrando estandarizar la dosificación de 150 k/m<sup>3</sup> de cemento.

Continuando con los ensayos, se implementa a mediados de año un diseño con una dosificación de 120 k/m<sup>3</sup> de cemento, incorporando a la mezcla el uso del aditivo Sika Pump, con el objetivo de reducir la presión de bombeo en mayores distancias al utilizar pasta con menor slump,

llegando a obtener en Diciembre del 2000 un promedio de 94 k/m<sup>3</sup> de cemento, con esto el promedio ponderado del año fue de **146** k/m<sup>3</sup> de cemento.

Las características de mezcla, para 1 m<sup>3</sup> de esta pasta son:

Cemento:	120 k/m <sup>3</sup>
Agregado:	1550 k/m <sup>3</sup>
Agua:	160 l/m <sup>3</sup>
Densidad:	1930 k/m <sup>3</sup>
Slump:	7.0 - 8.5 pulgadas.

A partir del mes de mayo del 2001 se suspendió el uso del aditivo, debido a que no reaccionaba al utilizar menos de 100 k/m<sup>3</sup> de cemento, se obtenía resultados iguales sin el uso de éste.

### **5.6.3 Tercera Etapa (Mayo 2001 a Marzo 2005)**

En este periodo se puso en práctica la utilización de relave como aportante de finos y puzolana para reducir la exudación de la mezcla y evitar que el fraguado no demore por el alto contenido de humedad del relave. De los ensayos, se logro resultados favorables de bombeabilidad, sin afectar la resistencia requerida, se empezó a trabajar con slump de 7 y 8 pulgadas, que era lo recomendable en la literatura de relleno en pasta, a la vez que se elaboró un diseño exclusivo para estos tipos de materiales, en donde el agua, el slump, y la granulometría del agregado y relave, son las variables mas importantes, para poder reducir el cemento.

Al obtener estos parámetros en laboratorio, se puso en práctica en el campo, reduciendo cemento en forma secuencial (120, 100, 90, 80, 70, 60, 55, 50, 40, 35, 30, 20, 10 y 0 k/m<sup>3</sup> de cemento), cada dosificación era comprobada con su ensayo respectivo de resistencia y corrección de la mezcla agregado + relave.

Se puso en práctica la dosificación de 45 k/m<sup>3</sup>, al comprobar que las dosificaciones anteriores no tuvieron problemas de bombeabilidad y resistencia, obteniendo un promedio ponderado de 56 k/m<sup>3</sup>.

El promedio ponderado del año 2001 se redujo significativamente a **90 k/m<sup>3</sup>**.

La reducción de cemento hasta 45 k/m<sup>3</sup> se debió a lo siguiente:

Se realizó diferentes proporciones de agregado + relave, principalmente:

Agregado 80 % -----	Relave 20 %
Agregado 70 % -----	Relave 30 %
Agregado 60 % -----	Relave 40 %
Agregado 50 % -----	Relave 50 %

Se elaboró diseños con diferentes slump (4.5, 5, 5.5, 6 y 7 pulgadas), para obtener datos de resistencia y verificar si se comportaba como pasta.

La reducción en la dosificación de cemento fue de la siguiente manera:

- En el año 2002 el promedio ponderado de cemento para 1 m<sup>3</sup> de pasta se redujo a **52 Kg**
- En el año 2003 fue de: **40 Kg.** de cemento para 1 m<sup>3</sup> de pasta.

- En el año 2004 fue de: **38 Kg.** con una mezcla de: Relave 50% y agregados 50%, con 3.5% de cemento.

#### **5.6.4 Cuarta Etapa: (Abril 2005 a la actualidad)**

##### **5.6.4.1 Implementación de uso de Cal en la Pasta**

En busca de abastecer relleno para la mina y con el objetivo principal de ingresar mayor cantidad de relave a mina, se realizó las alternativas siguientes:

##### **a) Relave desaguado al 100%.-**

Para rellenar labores abandonadas se bombeo relave como pasta con un slump de 5 a 6 pulgadas, no se tuvo problemas en el proceso. Para tajos no era recomendable por no aportar resistencia para el trabajo del scoop.

##### **b) Relave desaguado al 100% + Cemento.-**

Se realizaron ensayos con relave (100%) y 60 k/m<sup>3</sup> de cemento, enviándose con slump de 5 a 7 pulgadas. En los ensayos de rotura se obtenía de 3 a 3.5 k/cm<sup>2</sup>, menor a la resistencia requerida de 4.5 k/cm<sup>2</sup> para el trabajo del scoop; además el fraguado demoraba de 7 a 8 días, lo requerido para continuar el minado era 3 días.

##### **c) Relave desaguado al 100% + Agregado Detrítico.-**

Para el relleno de tajos convencionales se utiliza el agregado detrítico, buscando ingresar relave por este medio, se

mezcló proporciones de 3 lampones de agregado con el cargador frontal 320 por 1 de relave, enviándose a mina por las chimeneas de abastecimiento de relleno detrítico, debido a la exudación y evaporación del agua contenida en el relave, se generaba HCN, lo cual no permitió continuar con esta mezcla.

d) **Relave desaguado + Agregado Zarandeado + Cal.-**

Con la finalidad de reducir los costos de relleno y aumentar el Ph en la pasta sin cemento, se implementó el uso de cal viva.

#### **5.6.4.2 Replanteo de la Pasta 1.-**

Los diseños de pastas para 1 metro cúbico de mezcla que se manejaban para el relleno en Ares se encontraban divididos de la siguiente manera:

- **Pasta 1:** Dosificación de 0 a 10 kilos de cemento / m<sup>3</sup> de mezcla.
- **Pasta 2:** Dosificación de 11 a 30 kilos de cemento / m<sup>3</sup> de mezcla.
- **Pasta 3:** Dosificación de 31 a 50 kilos de cemento / m<sup>3</sup> de mezcla.
- **Pasta 4:** Dosificación mayor a 51 kilos de cemento / m<sup>3</sup> de mezcla.

El mayor inconveniente que se presentaba con mezclas sin cemento (Relave desaguado + Agregado Zarandeado + Cal) y 10 kilos de cemento/m<sup>3</sup> de mezcla, era

la generación de HCN mayor a 10 p.p.m., debido a lo siguiente:

- El Agregado zarandeado tiene ph = 5
- El relave desaguado tiene ph = 11
- El agua tiene ph = 6.5

Como resultado se obtenía una mezcla con un ph de 11.28 a una temperatura de 9 grados, pero al colocarse en un lugar confinado su temperatura aumentaba, el Ph disminuía y por la exudación y evaporación del agua contenida en el relave se originaba el HCN.

El relleno con Pasta 1 en la practica no se utilizaba debido a que su Ph estaba por debajo de 11, generando un valor de HCN mayor a 10 p.p.m.

Al adicionar la cal como complemento para la preparación de la pasta 1, se logró aumentar el Ph de la mezcla y evitar la generación del HCN; además permitió el mayor consumo de relave, reducir el consumo de cemento y agregado y como consecuencia la disminución del costo de relleno en pasta.

#### **5.6.4.3 Situación anterior del relleno en pasta.-**

En los tajos con relleno en pasta al 100% se aplicaba el relleno con dos tipos de diseños de mezclas para las dos etapas de relleno:

##### **a. Primera etapa de relleno (piso con pasta 2)**

La mezcla de agregados grueso, puzolana y relave se realizaba en proporciones de volumen, usando como patrón de medida la cuchara del cargador frontal 320, con los siguientes parámetros:



- GRUESO: 2 cucharas, 18.30%
- PUZOLANA: 2 cucharas, 23.00%
- RELAVE: 5 cucharas, 58.70%

Con este diseño y una dosificación de 20 k. de cemento en la pasta 2, se obtienen resistencias a la compresión de:

- A los 3 días: 1.92 k./ cm<sup>2</sup>
- A los 7 días: 3.23 k./ cm<sup>2</sup>
- A los 14 días: 5.36 k./ cm<sup>2</sup>

**b. La segunda etapa de relleno (piso final con pasta 3)**

Utilizando la mezcla anterior con una dosificación de 50 Kg. de cemento para un metro cúbico de mezcla, se obtiene las siguientes resistencias:

- A los 3 días : 5.10 k./ cm<sup>2</sup>
- A los 7 días : 8.40 k./ cm<sup>2</sup>
- A los 14 días : 10.10 k./ cm<sup>2</sup>

**5.6.4.4 Situación actual del relleno en pasta.-**

Al implementar la cal en la pasta 1, se estandarizó su uso como relleno para la PRIMERA ETAPA en todos los tajos quedando establecido las 2 etapas de relleno como sigue:

**a. Primera etapa de relleno (piso con pasta 1)**

La mezcla de agregados grueso, puzolana y relave se realiza en proporciones de volumen con los parámetros siguientes:

- GRUESO : 2 cucharas del CAT, 25.0%
- PUZOLANA : 2 cucharas del CAT, 25.0%
- RELAVE : 4 cucharas del CAT, 50.0%

Con este diseño y una dosificación de 0 k. de cemento y 3.5 Kg. de cal, se obtienen resistencias a la compresión de:

- A los 3 días : 0.92 k./ cm<sup>2</sup>
- A los 7 días : 1.93 k./ cm<sup>2</sup>
- A los 14 días : 2.02 k./ cm<sup>2</sup>

Resistencias que permiten el ingreso del personal para preparar la labor para la segunda etapa.

#### **b. La ultima etapa (piso final con pasta 2 o pasta 3)**

##### **Pasta 2:**

Para relleno de tajos convencionales, se utiliza la misma mezcla de la pasta 1 con una dosificación de 20 Kg. de cemento por metro cúbico de mezcla. Obteniendo las siguientes resistencias:

- A los 3 días: 2.1 k./ cm<sup>2</sup>
- A los 7 días: 2.5 k./ cm<sup>2</sup>
- A los 14 días: 2.9 k./ cm<sup>2</sup>

Estas resistencias cumple con los requisitos mínimos para el trabajo del scraper del winche de arrastre, con carga, esta resistencia es de 1.9 k/cm<sup>2</sup>, y se alcanza a los 3 días de rellenado el tajo.

### **Pasta 3**

Para rellenar tajeos mecanizados, se utiliza la misma mezcla de la pasta 1 con una dosificación de 50 Kg. de cemento para un metro cúbico de mezcla. Obteniendo las siguientes resistencias:

- A los 3 días: 5.10 k./cm<sup>2</sup>
- A los 7 días: 8.40 k./cm<sup>2</sup>
- A los 14 días: 10.10 k./cm<sup>2</sup>

Estas resistencias cumple con los requisitos mínimos para el trabajo del scoop con carga, esta resistencia es de 4.7 k/m<sup>2</sup>, y se alcanza a los 3 días de rellenado el tajo.

Se elaboró diseños para diferentes Slump (3, 3.5, 4.0, 4.5, 5, 5.5, 6 y 7 pulgadas), para verificar las resistencias, lográndose reducir el consumo promedio de cemento en el año 2005 a **29 Kg.** con una mezcla de: Relave 55% y agregados 45%, con 3.5% de cemento.

## **5.7 CONDICIONES DE OPERACION**

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

### **5.7.1 Porcentaje de Humedad del Agregado**

Al aumentar el valor del factor slump 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.

### **5.7.2 Por aumento de slump**

Ocurre al finalizar la operación de relleno en el tajeo, la mezcla debe tener un Slump de 10 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 + relave, para no afectar el valor de la resistencia.

Se utiliza el siguiente diseño:

Agregado + relave: 1450 k./ m<sup>3</sup>

Cemento: 80 k./ m<sup>3</sup>

Agua: 180 l/ m<sup>3</sup>

Slump: 10 pulg.

### **5.7.3 Por Incremento de Resistencia**

En las zonas centrales de los tajeos 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. Para estos casos nuestra dosificación cambia a 80 k./ m<sup>3</sup>, manteniendo un slump de 4 a 5 pulgadas.

## 5.8 RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN

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 cemento en la pasta, que se acostumbra a expresar en términos de relación agua/cemento en peso. En el caso del relleno, se necesita diseñar la mezcla para obtener valores de resistencia a la compresión que permitan operar a los scoops eléctricos y winches de arrastre en cada tajeo.

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

### 5.8.1 En función a la capacidad máxima del Scoop.

#### Características de los scoops

TIPO DE SCOOP		EJC 100	EJC 61
Peso scoop vacío	WSC	12727 kg.	5770 kg.
Peso de carga máxima	WCM	4540 kg.	2700 kg.
Peso total	WT	17267 kg.	8470 kg.
Área Contacto / Área Llanta	AC/ALL	900 cm <sup>2</sup> (30x30)	750 cm <sup>2</sup> (30x25)

### Cálculo de la resistencia compresiva del relleno

La resistencia compresiva es repartida uniformemente en las 4 llantas del scoop. Entonces el cálculo sería:

$$R'C = ( WT ) / ( 4 X AC/LL )$$

### Resultados:

TIPO DE SCOOP		EJC 100	EJC 61	Unidad
Resistencia Compresiva	R'C	4,8	2,8	k/cm <sup>2</sup>
Factor de seguridad	FS	1,2	1,2	
Resistencia del relleno	R'CR	5,8	3,4	k/cm <sup>2</sup>

### 5.8.2 En función a la capacidad operativa del Scoop.

#### Características de los scoops

TIPO DE SCOOP		EJC 100	EJC 61	
Peso scoop vacío	WSC	12727	5770	k.
Peso de carga máxima	WCM	2500	1200	k.
Peso total	WT	15227	6970	k.
Area de contacto/llanta	AC/ALL	900 (30x30)	750 (30x25)	cm <sup>2</sup>

### Cálculo de la resistencia compresiva del relleno

La resistencia compresiva es repartida uniformemente en las 4 llantas del scoop. Entonces el cálculo sería:

$$R'C = (WT) / (4 \times AC/LL)$$

### Resultados

TIPO DE SCOOP		EJC 100	EJC 61	
Resistencia Compresiva	R'C	3.6	2.3	K/cm <sup>2</sup>
Factor de seguridad	FS	1.3	1.3	
Resistencia del relleno	R'CR	4.7	3.0	K/cm <sup>2</sup>

### 5.8.3 Otras Características

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, 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:

<b>TIEMPO DE CURADO</b>	<b>RESISTENCIA COMPRESIVA R'<sub>c</sub></b>
3 días	4.7 kg./cm <sup>2</sup>
7 días	6.2 kg./cm <sup>2</sup>
14 días	9.8 kg./cm <sup>2</sup>
28 días	10.4 kg./cm <sup>2</sup>

## **5.9 PREPARACION DE LA PASTA EN LA PLANTA**

Para la preparación de la mezcla, se cuenta con una planta dosificadora, Marca Stetter, modelo CP30 adecuado a la PLC (Controlador de Proceso Lógico), donde se programa la cantidad de cemento, agua y cal con las dosificaciones y slump requeridas.

### **5.9.1 Incorporación de agregado y relave**

La planta el cargador frontal realiza la mezcla proporcional de agregado zarandeado + relave desaguado de acuerdo a parámetros establecidos de slump y resistencias, se acerca la mezcla hasta un punto cercano a las compuertas para que el scraper alimente hacia los dos



compartimientos para llenar el skip. Las compuertas cuentan con electro válvulas y sensores de peso, conectadas a la PLC con lo cual el llenado del skip es exactamente el peso de agregado zarandeado + relave desaguado de diseño. Luego el skip es izado para su descarga en el mixer.

### **5.9.2 Incorporación de cemento y agua**

La planta cuenta con dos silos de cemento de 90 Ton de capacidad cada uno. De la bombona móvil se descarga directamente el cemento al silo, con un sistema tipo venturi que funciona con aire comprimido. Del silo cuya parte inferior es un cono, pasa a un tornillo helicoidal de transporte hacia una tolva balanza y se mantiene hasta la incorporación de agua. El agua es bombeado hacia el dosificador de agua para asegurar un caudal necesario que no demore el tiempo de preparación, ingresando a otro compartimiento de la misma tolva de balanza.

La PLC presenta en pantalla un mismo registro, el peso del cemento más el del agua.

### **5.9.3 Incorporación de la cal**

Se realiza una leve variación para poder optimizar el proceso, la cal se incorporara en la tolva de pesaje del cemento con el fin de incrementar el Ph. La cantidad de cal a utilizar ingresaría tomando el tiempo que se requiere para llenar de 500 a 1,000 gramos por medio metro cúbico de mezcla.

Es importante almacenar la cal en un silo, para evitar su reacción exotérmica al contacto con el agua, teniendo en consideración:

- Un motor reductor
- Un gusano transportador
- Una bombona estacionaria

#### **5.9.4 Mezclado**

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

#### **5.9.5 Descarga**

Culminado el proceso de mezcla se abre la compuerta del mixer para evacuar la carga mediante un chute hacia la tolva de la bomba. De la tolva, el relleno es bombeado hacia el interior mina a través de tuberías de alta presión.

#### **5.9.6 Performance de la Planta Dosificadora**

La planta trabaja completamente automática según recetas programadas o a programar, en caso de emergencia se opera manualmente.

La capacidad nominal es de 30 m<sup>3</sup>/hora. Esto se ha logrado superar llegando a un promedio de 32 m<sup>3</sup>/hora. La lectura de medición de pesos y volúmenes nominal de cada

elemento que intervienen por ciclo es para cada 0,5 m<sup>3</sup>/minuto.

En el monitor se programa la dosificación de elementos por cada m<sup>3</sup>. La

### **5.9.7 Sistema de Bombeo**

Se cuenta con una bomba de concreto, marca SCHWING, modelo BP3500.

Características técnicas de la Bomba SCHWING:

- Ejecución para operar: 4000 m.s.n.m.
- Rendimiento Teórico: 40 / 65m<sup>3</sup>/h
- Presión sobre la mezcla: hasta 169 bar hasta 100 bar
- Nº de emboladas: hasta 13/minuto hasta 21/minuto
- Cilindro transporte: 180x2000 mm.
- Motor eléctrico: 160 kw., 440v, 60 hz.
- Peso: 7000 k

El sistema de funcionamiento, es de desplazamiento positivo con pistones alternativos.

La capacidad pico de presión de bombeo es de 300 bar., la capacidad de operación recomendable máximo es 200 bar.

Las partes de mayor desgaste son las mangueras de alta presión, los orrines, las válvulas, en la junta riñón el desgaste es por la naturaleza abrasiva del agregado.

### **Presiones de Bombeo**

La presión de Bombeo tiene relación directa con la consistencia de la mezcla "Slump", y la longitud del tramo a bombear.

Las presiones que se desarrolla en operación, depende de las siguientes variables:

- Longitud de la tubería desde la bomba hasta la ubicación del tajeo, distancias horizontales, instalación de codos y tuberías lineales.
- Humedad del agregado + relave, que permite que en la misma operación se incremente o disminuya el slump.
- Granulometría del agregado + relave, inadecuada.
- Utilización de tuberías de polietileno de 4", en el extremo final de la longitud total de la tubería metálica.
- Regulación de la velocidad del flujo.

- Segregación del agregado en las tuberías verticales, ocasionando picos altos de presión.
- Interrupciones prolongadas por diferentes causas.
- Control del slump de la mezcla.

Teniendo en cuenta las presiones, que se dan en los tajeos a diferentes longitudes; se denota que a mayor longitud y mayor utilización de codos en la instalación, aumenta la presión de bombeo. Por lo tanto en las instalaciones debe evitarse los cambios de dirección brusca y los cuellos de cisne.

## **5.10 SISTEMA DE TRANSPORTE DE RELLENO**

### **5.10.1 Labores utilizadas**

Las labores que se utilizan para la instalación de tuberías son las siguientes:

- Por superficie, desde Planta de Relleno hasta las Chimeneas que conectan a la parte central del tajeo y las chimenea/caminos extremos.
- Rampas, Galerías e Inclínados de exploración.

### **5.10.2 Tuberías de transporte**

Se utilizan tuberías ESSER de acero y 125 mm de diámetro interno, de capa simple o doble chapa (dos tubos

que se fabrican independientemente y luego se unen mediante un proceso térmico.

El tubo interior, es de acero templado 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 0.50, 1, 2, 3, y 6 m de longitud. Las características son las siguientes:

**Tubos de alta presión: (140 Bares)**

Espesor total de pared:	8 mm
Chapa interior:	3 mm
Chapa exterior:	5 mm
Dureza de chapa interior:	660 brinell

Bridas: macho/hembra - autocentrante

**Tubos de mediana presión: (80 Bares)**

Espesor total de pared:	4.5 mm
Chapa interior:	2.5 mm
Chapa exterior:	2 mm
Dureza de chapa interior:	660 brinell

Bridas: macho/hembra - autocentrante

También se cuenta con tuberías livianas Esser, de mediana presión (80 bares), de una sola chapa de 4 mm de espesor, con bridas macho hembra - cáscara tensada.

Como accesorios, se usan codos de: 5°, 7°, 7.5°, 15°, 30°, 45°, 60° y 90° cuyas características son:

### **Codos de distintos ángulos (130 Bares)**

Espesor total de pared: 12 mm

Chapa interior: 7 mm

Chapa exterior: 5 mm

Dureza de chapa interior: 660 brinell

Radio de curvatura: 1000 mm

Bridas: macho / hembra - autocentrante

Como Acoplamientos se usan los siguientes:

### **Acoplamiento en tuberías de alta presión:**

Bridas: macho /hembra ZX.

Acoplamiento: autocentrante.

Seguro: con rosca a un solo lado.

### **Acoplamiento en tuberías de baja presión:**

Bridas: macho / hembra ZF.

Acoplamiento: cáscara tensada.

Seguro: con una chaveta.

### **5.10.3 Instalación de tuberías**

La instalación de las líneas principales es desde la planta de relleno continua por superficie hacia cada chimenea que comunica al tajeo correspondiente.

Las tuberías de mediana presión Esser, se instalan por galerías rampas e inclinados en caso de no tener el tajeo acceso directo por su chimenea correspondiente.

Las tuberías livianas Esser, se instalan en el tajeo a rellenar; los codos, se instalan en las chimeneas, ya que estas no son completamente verticales y en las galerías con trayectoria sinuosa.

### **5.10.4 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.



El mayor desgaste de un codo de 45 grados ubicado en la Chimenea 260, Galería 820 a 90 m de superficie, debido al impacto de la mezcla transportada.

La menor duración de tuberías lineales, corresponde a un tubo de 3 m en la Ch 940 a 12 m de superficie después y antes de un codo de 7.5 grados, con 13,621 m<sup>3</sup> de mezcla transportada.

Es evidente que la rotura se produce con el impacto directo en los codos por separación de las partículas mas gruesas del agregado (segregación), que por gravedad llegan primero a los cambios de dirección de la instalación.

Este problema es parcialmente superado tomando cuidado en lo siguiente:

- Continuidad en el relleno.
- Granulometría correcta del agregado + relave.
- Dosificación correcta de la mezcla, con slump adecuado que evite la separación de gruesos.
- Utilizando un aditivo aglomerante de agregado en la mezcla.
- Instalación de la línea troncal de relleno por las chimeneas con la menor sinuosidad posible.

## **5.11 PROYECTO DE INSTALACION DE CAMINO POR LOS ORE PASS**

### **5.11.1 Antecedentes.-**

Las chimeneas – camino adoptan diferentes cambios de dirección en toda su longitud esto conlleva a utilizar mayor cantidad de accesorios en la instalación de las tuberías de relleno, demoras en el cambio o recuperación de la línea troncal durante los problemas en la operación.

### **5.11.2 Objetivo:**

Los objetivos de este proyecto son los siguientes:

- Mejorar la operatividad del relleno.
- Evitar el desgaste prematuro de las tuberías.
- Reducir el costo del relleno en pasta.

### **5.11.3 Situación Actual:**

Las líneas principales de relleno se encuentran instaladas desde los inicios de la operación del relleno en pasta, en 1998, por las chimeneas – camino 050, 150, 260, 355 y 940 los cuales por su sinuosidad ocasionan paralizaciones en la operación de relleno debido al desgaste prematuro de las tuberías y retrasos en el cambio o recuperación de la línea troncal por el deterioro del encribado en los caminos.

#### 5.11.4 Situación Propuesta:

Se propone transformar el ore pass en camino para la instalación de las tuberías nuevas en las líneas troncales de relleno, con la finalidad de minimizar la sinuosidad y el desgaste prematuro de tuberías y accesorios; además se evitaría la rehabilitación de las chimeneas – camino.

#### 5.11.5 Alternativas Propuestas

##### I). Rehabilitación de una chimenea - camino

Evaluado por Geotecnia, las chimeneas-camino requieren ser rehabilitadas en los dos años posteriores a la instalación de la nueva tubería de relleno.

Considerando, como longitud total promedio de las chimeneas-caminos de 90 metros y el cambio de 5 filas de cribing por metro y la colocación de soleras cada 3 metros.

El requerimiento de materiales es el siguiente:

##### Material para un descanso:

Material	Unidad	EQUIVALENTE
Puntal:4"a 6" x 3 m.	15	30 Cribas de 1.50 m
Puntal:4" a 6"x 3 m.	30	30 Cribas de 2.70 m
Escalera: 4 m.	1	
Liston:0.08x0.05x3 m	3	
Solera: 6"a 8" x 3 m	3	
Clavo: 6"	140	

**Costo de rehabilitación por cada camino:**

<b>MATERIALES</b>	<b>CANTIDAD</b>	<b>P. U. (S/)</b>	<b>TOTAL (S/.)</b>
Puntal:4"x6"x 3	1350 unid.	12.01	16,213.50
Solera:6"x8"x 3	93 unid.	15.39	1,431.27
Liston:0.08x0.05x3	93 unid.	4.00	372.00
Clavo: 6"	4200 unid.	0.16	658.50
Escalera:4 m	31 unid.	32.00	992.00
(*) Reemplazo de Cribing	234 tareas	81.35	19,035.90
(**) Colocación de soleras	120.90 tareas	81.35	9,835.22
(***) Colocación de camino	24.18 tareas	81.35	1,967.04
Instalación de Tuberías	15 tareas	81.35	1220.25
<b>SUB- TOTAL</b>			<b>51,725.68</b>
<b>IMPREVISTOS (10 %)</b>			<b>5172.57</b>
<b>COSTO TOTAL (S/.)</b>			<b>56,898.25</b>
<b>COSTO TOTAL (\$.)</b>			<b>16,985</b>
<b>COSTO UNITARIO \$ / m</b>			<b>189</b>

(\*)Reemplazo (\*) R

(\*) Reemplazo de 1.5 m. (7 vueltas) de cribing por guardia de 10.5 hrs. y 3 personas.

(\*\*) Colocación de 3 soleras por guardia de 10.5 hrs. y 3 personas.

(\*\*\*) Colocación de 5 descansos con escalera por guardia de 10.5 hrs. y 3 personas.

## **II) Instalación de Camino en los Ore Pass**

La instalación de caminos en los Ore Pass desde superficie hasta las diferentes ventanas en interior mina, será en todo la longitud del ore pass con anillado, posteriormente se instalaran las tuberías.

### **Ore Pass 050:**

Instalar camino en este Ore Pass desde superficie hasta la Ventana 2 Rampa 2 SW, permitirá rellenar los tajos 1001 NE, Conjunto 13( vetas 096, 097)y Conjunto 14 (vetas 096, 097).

Longitud del ore pass: 90 m.

Nº de descansos a colocar: 30

MATERIAL	NECESIDAD	CANTIDAD	P. U. (S/.)	TOTAL (S/.)
Cable $\phi$ $\phi$ 1/4"	30 metros	30.00	3.95	118.50
Riel 30 Lib/m	84 metros	13.00	0.00	0.00
Distón 0.08 x 0.05 x 3 m	225 metros	75.00	4.50	337.50
Plavos de 4"	360.00 unid.	9.00	2.55	22.95
Escalera 4 m	31.00 unid.	31.00	32.00	992.00
Grapas Crosby	60.00 unid.	60.00	5.20	312.00
Supercito 1/8"	40.00 kilos	40.00	4.78	191.34
Chamfer 5/32"	45.00 kilos	45.00	7.78	349.97
Ayudantes	105.0 tareas		81.35	8,541.75
Soldador	52.5 tareas		81.35	4,270.87
Instalación tubería	15.0 tareas		81.35	1220.25
<b>SUB - TOTAL<sub>H</sub></b>				<b>16357.12</b>
<b>IMPREVISTOS (10 %)</b>				<b>1,635.71</b>
<b>COSTO<sub>b</sub>TOTAL (S/.)</b>				<b>17,992.83</b>
<b>COSTO<sub>i</sub>TOTAL (\$.)</b>				<b>5370</b>
<b>COSTO<sub>l</sub>UNITARIO \$ / m.</b>				<b>59.67</b>

i

### Ore Pass 260 :

Habilitar este Ore Pass como camino desde superficie hasta la Ventana 3 Rampa 3 SW, permitirá abastecer de relleno a los tajeos 262, 263, a través de la Galería 820 y por la CH 355 a los tajeos 356, 453, 526 y posteriormente el Tajeo 184.

Longitud del ore pass : 90 m.

N° de descansos a instalar : 30

<b>MATERIAL</b>	<b>NECESIDAD</b>	<b>CANTIDAD</b>	<b>P. U. (S/.)</b>	<b>TOTAL (S/.)</b>
Cable de Ø ¼"	30 metros	30.00	3.95	118.50
Riel 30 Lib/m	84 metros	13.00	0.00	0.00
Listón 0.08 x 0.05 x 3 m	225 metros	75.00	4.50	337.50
Clavos de 4"	360 kilos	9.00	2.55	22.95
Escalera 4 m	31.00 unid.	31.00	32.00	992.00
Grapas Crosby	60.00 unid.	60.00	5.20	312.00
Supercito 1/8"	40.00 kilos	40.00	4.78	191.34
Chamfer 5/32"	45.00 kilos	45.00	7.78	349.97
Ayudantes	105 tareas		81.35	8,541.75
Soldador	52.5 tareas		81.35	4,270.87
Instalación tubería	15.0 tareas		81.35	1220.25
<b>SUB – TOTAL</b>				<b>16,357.12</b>
<b>IMPREVISTOS (10 %)</b>				<b>1,635.71</b>
<b>COSTO TOTAL (S/.)</b>				<b>17,992.83</b>
<b>COSTO TOTAL (\$.)</b>				<b>5,370</b>
<b>COSTO UNITARIO \$ / m.</b>				<b>59.67</b>

### **Ore Pass 940:**

Instalar el camino por este Ore Pass permitirá instalar tuberías para rellenar los tajeos 1001 SW, 941, 948, 826 superior, 826 inferior, 715 y 747.

Longitud del ore pass: 90 metros

N° de descansos a instalar: 30

<b>MATERIALES</b>	<b>NECESIDAD</b>	<b>CANTIDAD</b>	<b>P. U. (S/.)</b>	<b>TOTAL (S/.)</b>
Cable de Ø ¼"	30.00	30.00	3.95	118.50
Riel 30 Lib/m	84.00	13.00	0.00	0.00
Listón 0.08 x 0.05 x 3 m	225.00	75.00	4.50	337.50
Clavos de 4"	360.00	9.00	2.55	22.95
Escaler 4 m	31.00	31.00	32.00	992.00
Grapas Crosby	60.00	60.00	5.20	312.00
Supercito 1/8"	40.00	40.00	4.78	191.34
Chamfer 5/32"	45.00	45.00	7.78	349.97
Ayudantes	105.00		81.35	8,541.75
Soldador	52.50		81.35	4,270.87
Instalación tubería	15.00		81.35	1220.25
<b>SUB – TOTAL</b>				<b>16,357.12</b>
<b>IMPREVISTOS (10 %)</b>				<b>1,635.71</b>
<b>COSTO TOTAL (S/.)</b>				<b>17,992.83</b>
<b>COSTO TOTAL (\$.)</b>				<b>5,370</b>
<b>COSTO UNITARIO \$ / m.</b>				<b>59.67</b>

#### 5.11.6 Costos y Beneficios:

Al implementar este proyecto se obtendrán los siguientes costos/beneficios:

- **Alternativa I:**

Instalando las tuberías por las actuales chimenea-camino y considerando la condición en que se encuentran, teniendo que rehabilitarse posteriormente, generarían un costo total de S/. 170,694.75 <> \$ 50,955.



- **Alternativa II:**

La implementación de caminos en los diferentes Ore Pass en desuso, y luego instalar las líneas troncales nuevas de relleno generarían un costo total de S/. 53,978.49 <> \$ 16, 113.

- Al implementar este proyecto no será necesario rehabilitar las chimeneas – camino, por lo que el ahorro es de S/. 116,716.26 <> \$ 34,842.

- El consumo de tuberías y accesorios en la nueva instalación disminuirá logrando un ahorro aproximado del 25%.

- Mayor tiempo de duración de la chimenea por donde se instalara la línea de relleno, sin costo de mantenimiento.

- La operación se verá beneficiada al no tener problemas originados por desgastes prematuros de las tuberías, mejorando su eficiencia y reduciendo el costo del relleno en pasta.

CHIMENEA	ALTERNATIVA I		ALTERNATIVA II	
CH 150	S/56898.25	\$16985	S/17992.83	\$5371
CH 260	S/56898.25	\$16985	S/17992.83	\$5371
CH 355	S/56898.25	\$16985	S/17992.83	\$5371
<b>COSTO</b>	<b>S/170694.75</b>	<b>\$50955</b>	<b>S/53978.49</b>	<b>\$16113</b>
<b>BENEFICIO</b>	<b>S/.116,716.26</b>		<b>\$ 34,842</b>	

### 5.11.7.- Recuperación de la Inversión

<b>BENEFICIO / COSTO &gt; 1 RENTABLE</b>
--

<b>ALTERNATIVA I</b>	<b>ALTERNATIVA II</b>
$34,842 / 50,995 = 0.70$	$34,842 / 16,113 = 2.16$

### 5.11.8.- Resultados

Actualmente se han transformado en caminos los ore pass 050, 260 y 940, obteniéndose el ahorro siguiente en la instalación de tuberías nuevas.

#### **ORE PASS 050**

COSTO DE INSTALACION POR CHIMENEA (\$):	42,619.89
COSTO DE INSTALACION POR ORE PASS (\$):	40,157.89
<b>AHORRO POR NUEVA INSTALACION (\$):</b>	<b>2,462.00</b>

#### **ORE PASS 260**

COSTO DE INSTALACION POR CHIMENEA (\$):	84,556.44
COSTO DE INSTALACION POR ORE PASS (\$):	61,225.84
<b>AHORRO POR NUEVA INSTALACION (\$):</b>	<b>23,330.60</b>

#### **ORE PASS 940**

COSTO DE INSTALACION POR CHIMENEA (\$):	49,849.24
COSTO DE INSTALACION POR ORE PASS (\$):	48,075.91
<b>AHORRO POR NUEVA INSTALACION (\$):</b>	<b>1,773.33</b>

<b>AHORRO TOTAL EN INSTALACION NUEVA(\$):</b>	<b>27,565.93</b>
---	------------------

## **5.12 OPERACIÓN DE RELLENO**

### **5.12.1 Preparación en Planta de Relleno**

El abastecimiento diario de agregados, cemento, cal y agua a la planta de relleno debe ser oportuno para una operación continua de 15 horas. La salida de la bomba debe estar conectada a línea troncal en superficie el cual llegará a la chimenea respectiva del tajeo a rellenar.

### **5.12.2 Preparación de tajeos en mina**

Preparado las barreras en el tajeo, se procede con la instalación de tuberías en la chimenea central de servicio del tajeo. Primero se coloca un niple para tubería de alta a baja presión, a continuación se instalan las tuberías livianas hasta 3 metros antes del tope del área a rellenar. Cada tubo debe ser amarrado con cable de acero de 1/4" desde la chimenea hasta antes de la barrera, posteriormente se sujeta con alambre N° 8 en los pernos swellex o en los cuadros según sea el caso.

La barrera es forrada con tela polipropileno por la parte interior, inclusive 1.5 metros hacia las cajas. También se cubre con tela polipropileno, los caminos con encribado.

### **5.12.3 Inicio de operación**

Al estar preparado el tajeo, se coordina por radio con la Planta de Relleno, para iniciar la operación de relleno.

Primero, en la planta de relleno se prepara una mezcla lubricante de agua y relave desaguado en cantidad suficiente, que cubra la totalidad de la tubería desde la Planta de Relleno hasta el tajeo. Luego se procede a preparar la mezcla de relleno, para lo cual se tiene programado en el monitor de la PLC los parámetros de cantidad de agua, cemento con la dosificación respectiva.

### **5.12.4 Relleno de Tajeos**

El personal en el tajo verifica el estado de la preparación y los cambios de línea correctos, debe marcar la gradiente de la primera etapa, luego solicita y recepciona el relleno con los parámetros de slump y dosificación especificados para la etapa a rellenar confirmando la llegada del relleno. El relleno en el tajo se realiza en dos etapas, la primera etapa hasta la primera gradiente, del piso a 2 metros, con un slump de 3,00 a 4,00 pulgadas, nivelándose la carga por medio de un dispositivo neumático en toda el ala a rellenar saliendo en retirada hasta llegar a la barrera para finalmente realizar la limpieza de tubería. Después de 24 horas de fraguado de la primera etapa se vuelve a empalmar las tuberías y marcar la gradiente final a 0.80 m. sobre el nivel de la primera etapa. La segunda etapa, consiste en salir

rellenando desde el fondo en retirada recuperando tuberías y nivelando la pasta, hasta llegar al tapón o barrera inicial del tramo a rellenar.

#### **5.12.5 Final de operación**

Próximo a culminar el relleno, se calcula la cantidad faltante para completar, debe ser aproximadamente el doble del volumen de pasta que hay en la tubería desde la planta de relleno al tajo.

Efectuado el cálculo, se comunica a la Planta de Relleno para que inicien el proceso de limpieza de la tubería el cual consiste en aumentar el slump 10 - 11 pulgadas en la pasta, con el fin de que la presión de bombeo baje a 40 - 20 Bares.

Luego se desconecta la tubería de alta presión de la bomba y se instala el dispositivo de limpieza "cañón" que a su vez está conectado a la manguera con aire comprimido. Antes en la boca de la tubería se coloca una "Bola" puede ser de goma o hecho con saquillos de yute. Se envía el aire comprimido cuya presión mínima debe ser de 100 PSI, para que pueda expulsar toda la carga existente en la tubería desde la planta de relleno hasta el último tubo en la labor.

### **5.13 PROBLEMAS DE OPERACIÓN**

#### **5.13.1 Atoros por segregación**

Ocurre cuando las partículas gruesas por mayor peso se separan de los finos y llegan primero a un cambio

de dirección y forma un tapón, sin agua, ni cemento. Esto se detecta cuando la presión de bombeo se eleva 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 principal si existiera, y el ultimo en el tajeo.

### **5.13.2 Atoros por fallas mecánicas**

Ocurre cuando la Planta dosificadora o la Bomba, sufre algún desperfecto mecánico o eléctrico que lo obligue a parar 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.

### **5.13.3 Rotura de tuberías**

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. Se parcha la tubería con tela polipropileno y alambre #8; una vez realizada esta refacción temporal se realiza el proceso de limpieza de la tubería.

#### **5.13.4 Factores climáticos**

La temperatura en tiempo de verano o sequía, llega hasta 27 grados bajo cero, lo que ocasiona el congelamiento del agua en las tuberías y mangueras, el congelamiento de las electro válvulas afectando su normal funcionamiento en el control de pesos y cuando el bombeo no es continuado se congela la pasta en las tuberías.

Las nevadas continuas, se producen en época de invierno de Diciembre a Marzo. Si la nevada es durante la operación, un porcentaje de agua ingresa en estado sólido a la mezcla con temperaturas menor de cero grados. Otro problema es que el agregado y el relave incrementa su humedad a un rango de 25 a 30 %, afectando la mezcla, lo que dificulta la operación del Scraper por su excesivo peso, entonces no hay continuidad en el llenado por las compuertas al Skip, lo que baja la eficiencia de operación a un 85 %.

## **CAPITULO VI**

### **COSTOS DE RELLENO EN PASTA**

#### **6.1 COSTOS DE RELLENO EN PASTA**

Desde Octubre de 1998 se puso en marcha la Planta de Relleno en Ares.

Las dificultades en sus inicios eran como obtener una mezcla que reúna los requisitos de Operación Mina. Al no contar con relave se tenía una mezcla con poco porcentaje de ultra finos (< 20 micrones), por lo que se tenía que utilizar el cemento como aportante de resistencia y de ultra finos; el contenido de cemento era de 260 a 1890 Kg./m<sup>3</sup> de relleno con lo que se tenía un costo promedio mensual de US\$/m<sup>3</sup> 35,25 en el año 1,999.

En el año 2000 se consumió en promedio 940.6 TM de cemento mensual, el mismo que se utilizó para relleno de un volumen promedio mensual de 6432 m<sup>3</sup>. El costo durante el año ascendió a US\$ 165,873 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m<sup>3</sup> 25,79.

Durante el año 2001 se consumió en promedio 553 TM de cemento mensual, el mismo que se utilizó para relleno de un volumen promedio mensual de 6088 m<sup>3</sup>. El costo en ese año ascendió a US\$ 136,619 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m<sup>3</sup> 22,44.

En el año 2002 se consumió en promedio 315 TM de cemento mensual, el mismo que se utilizó para relleno de un volumen promedio mensual de 6070 m<sup>3</sup>. El costo en ese año



ascendió a US\$ 105,315 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m<sup>3</sup> 17,35.

Durante el año 2003 se consumió en promedio 304 TM de cemento mensual, el mismo que se utilizó para relleno de un volumen promedio mensual de 7489 m<sup>3</sup>. El costo en ese año ascendió a US\$ 92,489 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m<sup>3</sup> 12,35.

Durante el año 2004 se consumió en promedio 291 TM de cemento mensual, el mismo que se utilizó para relleno de un volumen promedio mensual de 7756 m<sup>3</sup>. El costo en ese año ascendió a US\$ 88,806 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m<sup>3</sup> 11,45.

Durante el año 2005 se consumió en promedio 289 TM de cemento mensual, el mismo que se utilizó para relleno de un volumen promedio mensual de 9254 m<sup>3</sup>. El costo en ese año asciende a US\$ 77,191 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m<sup>3</sup> 8,34.

En el transcurso del año 2006, hasta Agosto el costo es de \$ 5.1/ ton.

Obteniendo el siguiente cuadro:

<b>AÑO</b>	<b>Volumen Rellenado M3</b>	<b>Consumo Cemento TON</b>	<b>Consumo Agregado TON</b>	<b>Consumo Relave TON</b>	<b>Costo Promedio US\$</b>	<b>COSTO US\$/m3</b>
1999	68,711	13,083	79,230	0,00	2,422,063	35.25
2000	77,180	11,287	120,128	0,00	1,990,472	25.79
2001	73,058	6,631	95,539	22,222	1,639,422	22.44
2002	72,840	3,782	95,539	46,419	1,263,774	17.35
2003	89,870	3,648	72,211	60,800	1,109,895	12.35
2004	93,069	3,493	71,861	69,857	1,065,640	11.45
2005	114,283	3,277	65,885	97,597	1,852,584	8.34

## **CAPITULO VII**

### **SEGURIDAD, SALUD Y MEDIO AMBIENTE**

#### **7.1 SEGURIDAD**

El proceso del cumplimiento del programa de las normas de seguridad basada en la prevención de riesgos se realiza mediante el Sistema de Seguridad ISTECS.

Desde el punto de vista de seguridad definimos un sistema como: una combinación de políticas, estándares, procedimientos, personas, instalaciones y equipos funcionando dentro de un ambiente dado, para cumplir con los requisitos específicos y los objetivos de una empresa.

##### **7.1.1 Principio de Acción**

Nuestros esfuerzos buscan la efectividad y por esto se encuentran en el trabajo realmente hecho y cuando la mayoría de las acciones diarias se llevan a cabo en el lugar y/o áreas donde los trabajadores son el punto central de control por seguridad, calidad y producción, mediante:

1. Instrucción de Seguridad
2. Inspecciones de Seguridad
3. Capacitación y Entrenamiento Pre-ocupacional.
4. Programa de Seguridad
5. Reuniones del Comité de Seguridad

##### **7.1.2 Principio de Participación**

La participación nos significa aumentar la motivación y el

respaldo a través de coordinación, sugerencias, recomendaciones y consejos sobre las gestiones que inciden en el trabajo diario.

En el marco del control de riesgo se utiliza el principio participación para desarrollar un Interés, una motivación y un respeto mutuo.

### **7.1.3 Principio de Causas Básicas**

Partiendo del concepto de que las soluciones a los problemas son más efectivas cuando se tratan las causas básicas o de raíz; este aspecto nos relaciona a las observaciones detectadas en las inspecciones diarias y/o planeadas con las causas de los accidentes durante las investigaciones o con la calidad y los problemas de producción

## **7.2 PROTECCION AMBIENTAL**

El Departamento de Protección Ambiental planifica y ejecuta proyectos ambientales que tiene que ver con la mitigación de la concentración de parámetros contaminantes liberados en las actividades mineras.

Fiscaliza las actividades para evitar Impactos ambientales negativos a los recursos como agua, suelo y aire.

Las principales actividades del departamento son:

1. Monitoreo y análisis de las aguas superficiales y subterráneas
2. Cumplimiento de la normatividad ambiental vigente
3. Monitoreo de la calidad de aire
4. Tratamiento de agua para consumo humano y tratamiento de efluentes
5. Tratamiento de residuos sólidos, líquidos e industriales
6. Prevención y control de derrames de hidrocarburos (tratamiento

mediante canchas de volatilización).

7. Planifica actividades de forestación y de re vegetación en zonas disturbadas.
8. Planifica y ejecuta programas de apoyo social (proyectos de mejoramiento genético de Alpacas y crianza de Truchas).
9. Educación ambiental, mediante charlas de capacitación.

### **7.3 LOGROS EN SEGURIDAD, SALUD Y MEDIO AMBIENTE**

- 1999: Implementación del Sistema de Gestión de Seguridad, Salud y Medio Ambiente - ISTECS, con resultados excelentes.
- 2001: Calificación 4 (Muy Bueno) en la Auditoria Internacional.
- 2003: Premio Nacional de Seguridad en Minería subterránea (Primer Puesto).
- 2004: Premio Nacional de Seguridad en Minería Subterránea (Segundo Puesto) y Certificación ISO 14001 versión 96 en Medio Ambiente.
- 2005: Certificación ISO 14001 versión 2004 en Medio Ambiente. - Premio Nacional a la "Producción Mas Limpia y a la Ecoeficiencia CONAN 2005", en la categoria Mediana y Gran Empresa.

## **CAPITULO VIII**

### **CONCLUSIONES**

#### **8.1 CONCLUSIONES**

- 8.1.1 La preparación de una pasta exige un contenido mínimo de 15 % de ultra finos pasantes a la malla 20 micrones. La mezcla de agregados + relave y cemento, alcanza este %, influyendo directamente en el porcentaje de cemento de la mezcla, referido al contenido de sólidos.
- 8.1.2 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.
- 8.1.3 Este relleno permite la total recuperación de todos los finos, por cuanto se tiene un piso de trabajo con todas las características de un suelo cemento autocompactado.
- 8.1.4 Desde que se inicio la operación de relleno con la Planta, el diseño original fue de 180 kg/m<sup>3</sup>, se utilizo la dosificación de 260 kg/m<sup>3</sup> para el relleno de las partes centrales (no se tenía un control del slump de la mezcla). Con el uso del aditivo en sus inicios, se tuvo un control del slump y el contenido de finos del agregado (se incrementa en algunas zonas de la cantera), se redujo el consumo de cemento a 120 kg/m<sup>3</sup> y luego de varios análisis, se reduce gradualmente el contenido de cemento, ya teniendo el aporte de relave en la mezcla. En la actualidad el promedio de cemento es de 20 Kg/m<sup>3</sup> de pasta.

- 8.1.5 El valor de la resistencia de la compresión, obtenido a un determinado tiempo de curado, es el parámetro principal para continuar realizando ensayos de reducción de cemento.
- 8.1.6 Con la utilización de los relaves que viene produciendo la planta de beneficio, la cantidad de finos está asegurada para formar la pasta y el consumo de cemento se ira reduciendo hasta llegar a un promedio de 20 Kg/m<sup>3</sup> de pasta.
- 8.1.7 El peso o cantidad de agua va en relación con el slump y es inversamente proporcional a la resistencia del Relleno en pasta.
- 8.1.8 El uso de cemento es el necesario para obtener la resistencia requerida, 5.0 Kg/cm<sup>2</sup> a los 3 días de vaceado.
- 8.1.9 El peso de cemento se obtiene de los pesos sólidos del agregado + relave incluyendo el porcentaje de cemento.
- 8.1.10 La distribución granulométrica de los agregados + relave, trata de obtener una mezcla que satisfaga los requerimientos de finos y de arena para poder envolver al agregado grueso (grava + arena gruesa).
- 8.1.11 El control del asentamiento o viscosidad de la pasta, es una variable importante en la reducción de cemento y control del agua de mezclado.
- 8.1.12 El tener diferentes diseños de mezcla, a dado buenos resultados para la operación, tanto en bombeabilidad y resistencia.

- 8.1.13 La principal diferencia del Relleno en pasta con el Relleno hidráulico es que éste tiene excedente de agua y necesita de drenaje, mientras que aquel se coloca y no tiene excedente de agua, su tiempo de fraguado es menor y no requiere de drenaje.
- 8.1.14 La implementación de este relleno nos ha llevado a reducir de un 12.5% de cemento por m<sup>3</sup> de mezcla empleado en un inicio, a un 3.5% de cemento por m<sup>3</sup> de mezcla en la actualidad.
- 8.1.15 La disposición de relaves, que es la resultante del tratamiento metalúrgico, de una manera ambientalmente correcta es el mayor problema ambiental que confronta la minería subterránea aurífera debido a factores relacionados con el alto contenido de finos, potencial de generación de ácidos, contenido de cianuro y otros elementos tóxicos en la solución; en ese sentido una buena disposición de este producto residual, es decir reutilizarlo para relleno en mina, es una alternativa viable.
- 8.1.16 Con la utilización de mayor cantidad de relaves se obtendrá menor cantidad y mejor calidad de descargas y vertimientos con lo que el componente agua, suelo y aire estarán mejor preservados.
- 8.1.17 El uso de relave como complemento del relleno nos ha significado reducir costos de 35.25 \$/m<sup>3</sup> que costaba en un inicio a 8.06 \$/m<sup>3</sup> en la actualidad.
- 8.1.18 Actualmente y desde el año 2004 Cia. Minera Ares S.A.C. cuenta con un Sistema de Gestión Ambiental basado y certificado en la norma ISO 14001, basado en la mejora



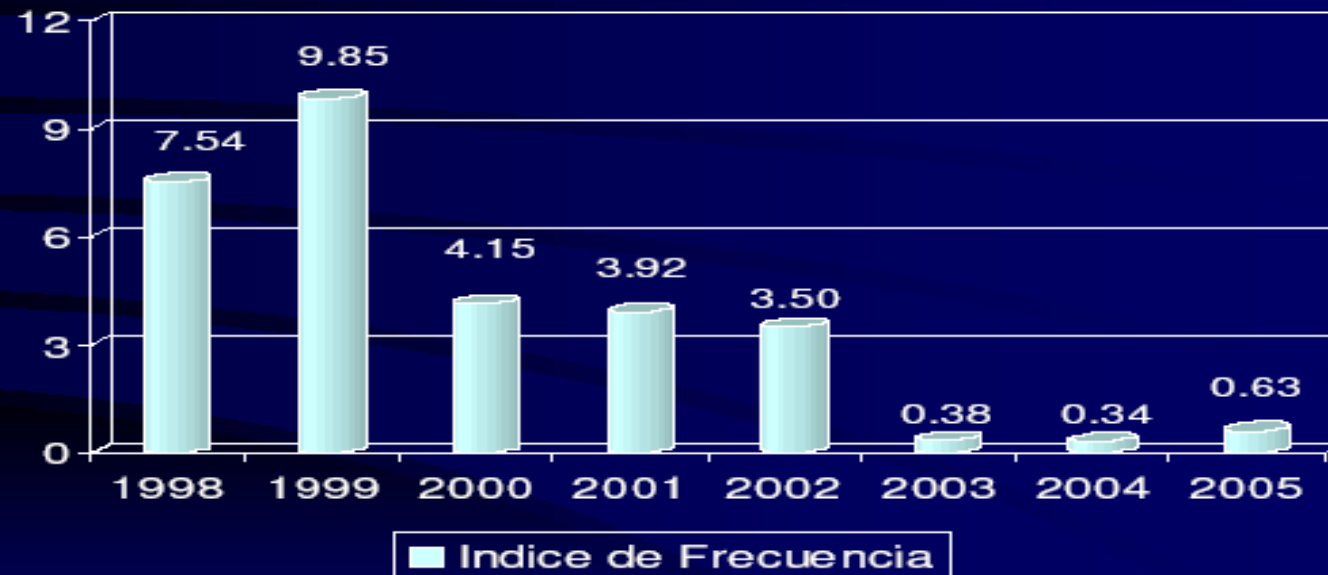
continua que constituye un elemento que permite evolucionar las versiones del sistema hasta lograr la excelencia.

- 8.1.19 La Cía. Minera Ares en el año 2005 fue ganadora del premio a la PRODUCCION MAS LIMPIA Y LA ECOLOGIA otorgado por la CONAN.

## **BIBLIOGRAFIA**

- Abanto Castillo Flavio. Tecnología del Concreto. Teoría y Problemas. (Diciembre 1988).
- Brackebush Fred W. Aplicación de la Tecnología en Pasta. Visita Técnica a Mina Ares (Diciembre 1999).
- Eckardstein Kart Ernst V. Schwing. Hormigón Bombeable y Bombas de Hormigón. Prontuario para el Bombeo de Hormigón. (Junio 1965)
- Landriault Dave – Arce Helberg Siegfried. Golder Paste Technology Ltd. Curso Internacional Tecnología de Pasta Para Aplicaciones de Relleno Subterráneo. (Julio 1998).
- Millette Dan. MBT Unicon S.A. Seminario “Uso de Backfill en Minas subterráneas. (Noviembre 2001).
- Salas R. – Von Gordon Y. Hill. Relleno en Pasta y/o Pulpas de Alta Concentración en la minería Peruana. (Enero 1994).
- Relaves en Pasta y Espesados – 2002 – Santiago de Chile – Conferencia.
- Córdova Rojas David, Asesoramiento Técnico en Mina Ares – 1998.
- Pascal Enrique – Tecnología del Concreto – Edición 1998.

## Análisis estadístico de Accidentabilidad



**Hr-Hm Trabajadas Acumuladas (sin accidentes fatales) :**

**8 978 357 con un total de 3 años 1 meses y 5 días.**

GALERIA SUPERIOR

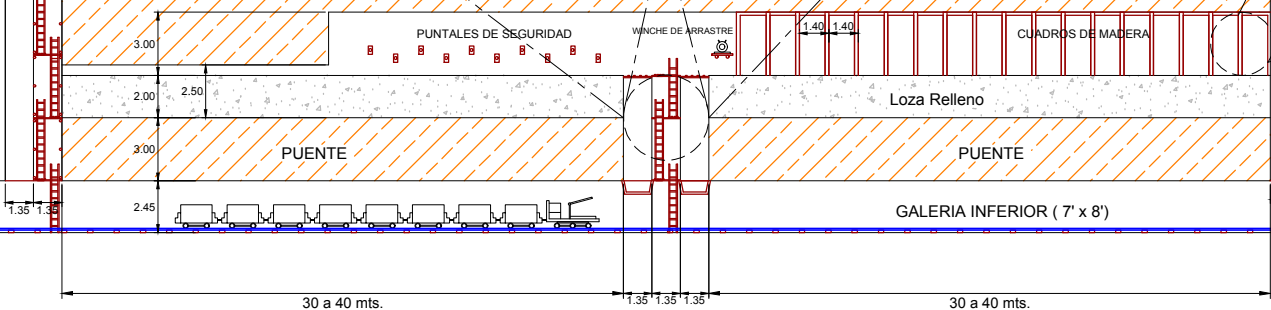
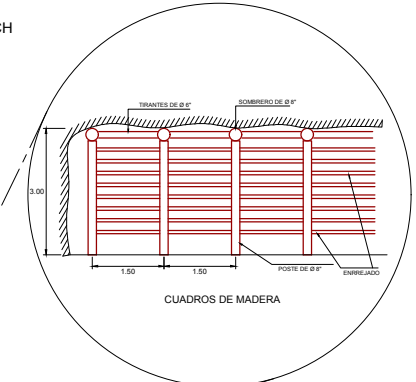
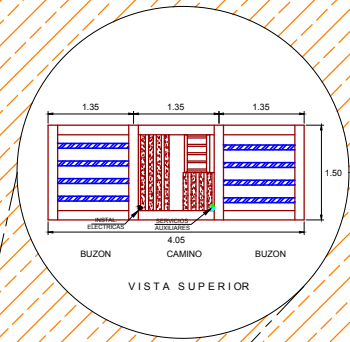
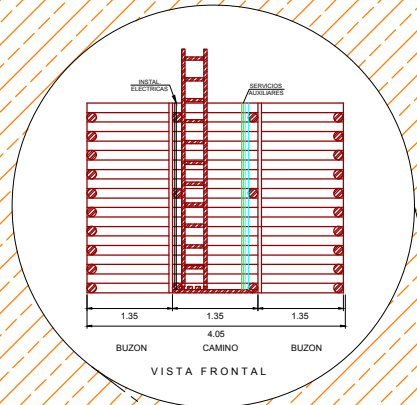
# TAJE O

### LEYENDA

- TUB. DE AGUA Ø 1"
- TUB. DE AGUA Ø 1"
- INSTAL. ELECTRICAS

CH  
50 a 70 mts.

CH



DISEÑO: PLAN/MINA/SEG	CIA. MINERA ARES S.A.C.	ESCALA: 1 / 250
REVISADO: J.Q.A	DISEÑO: TAJEOS CONVENC. EN BREASTING (B/C - TRIPLE COMPARTIMENTO)	FECHA: AGOSTO 2005
APROVADO: A.C.M	DEPARTAMENTO: MINA	LAMINA: N° 1

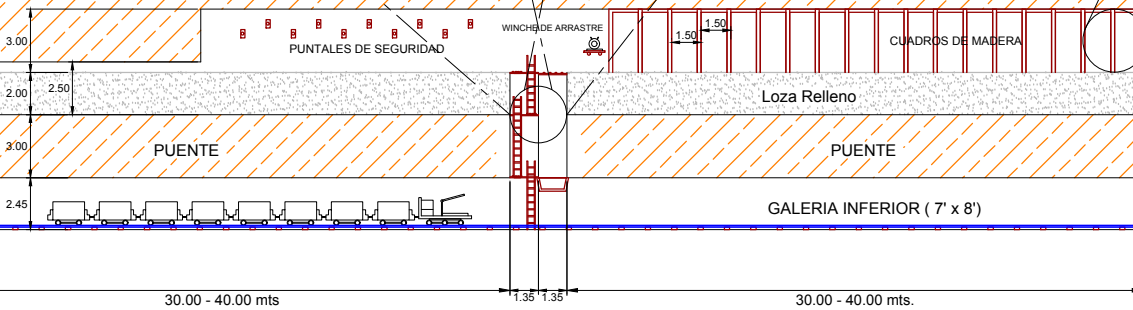
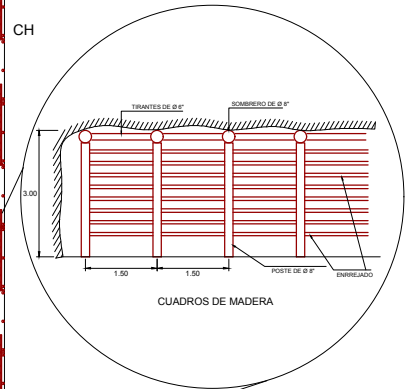
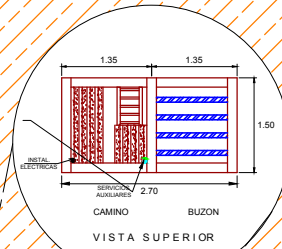
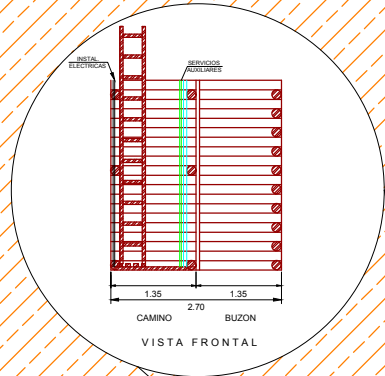
GALERIA SUPERIOR

# TAJEO

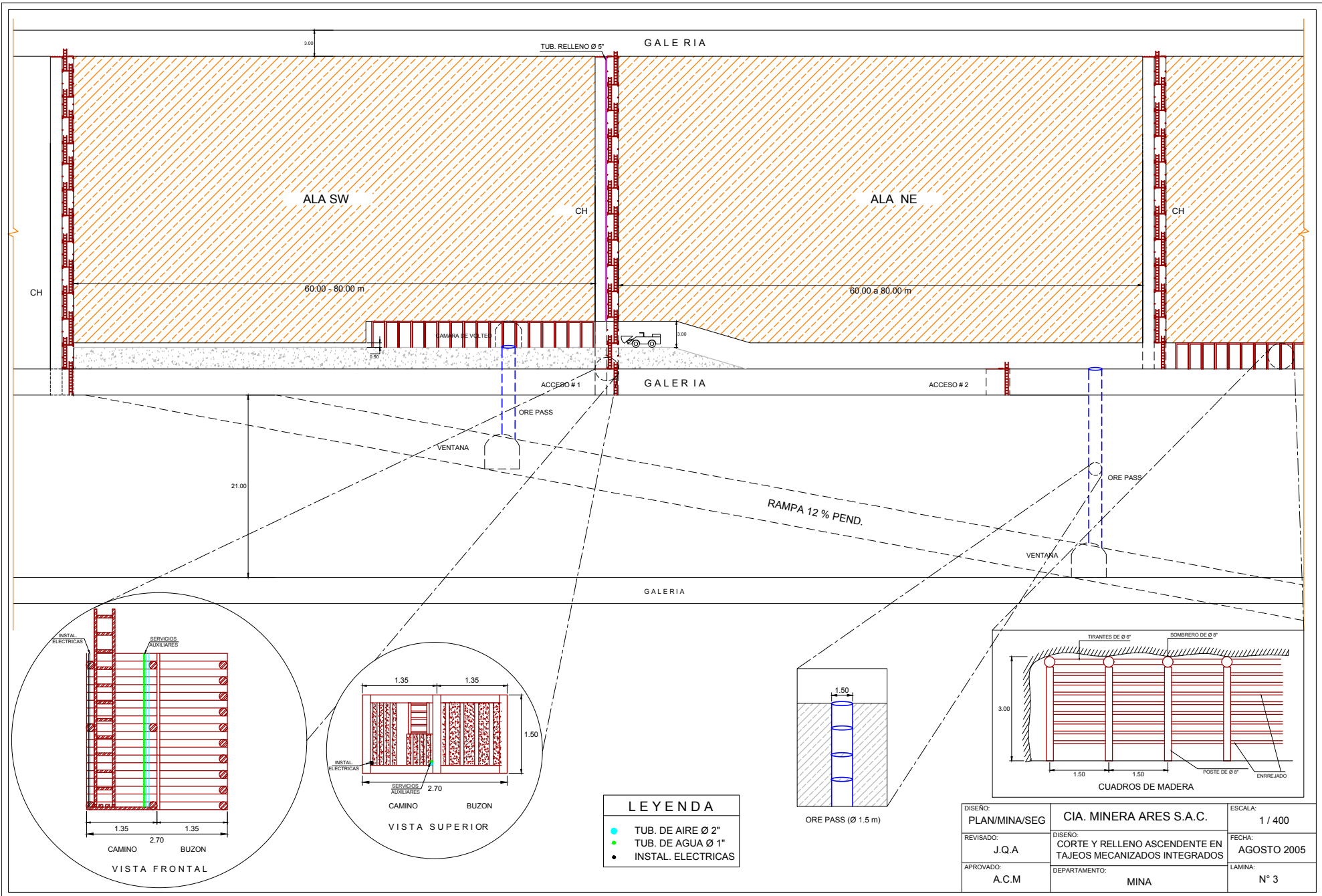
LEYENDA	
●	TUB. DE AIRE Ø 2"
●	TUB. DE AGUA Ø 1"
●	INSTAL. ELECTRICAS

CH  
50 a 70 mts.

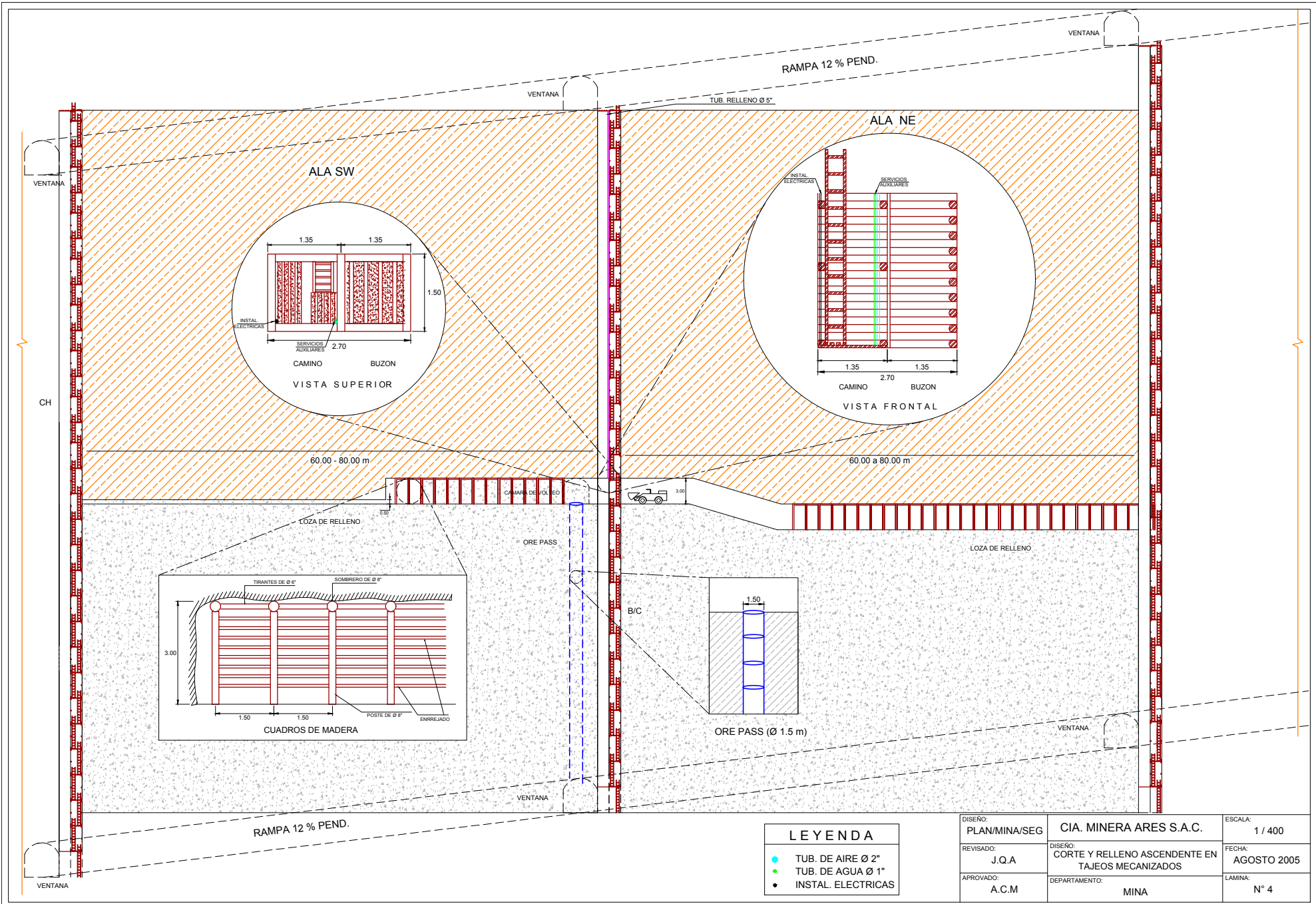
CH



DISEÑO: PLAN/MINA/SEG	CIA. MINERA ARES S.A.C.	ESCALA: 1 / 250
REVISADO: J.Q.A	DISEÑO: TAJEOS CONVENC. EN BREASTING (B/C - DOBLE COMPARTIMENTO)	FECHA: AGOSTO 2005
APROVADO: A.C.M	DEPARTAMENTO: MINA	LAMINA: N° 2



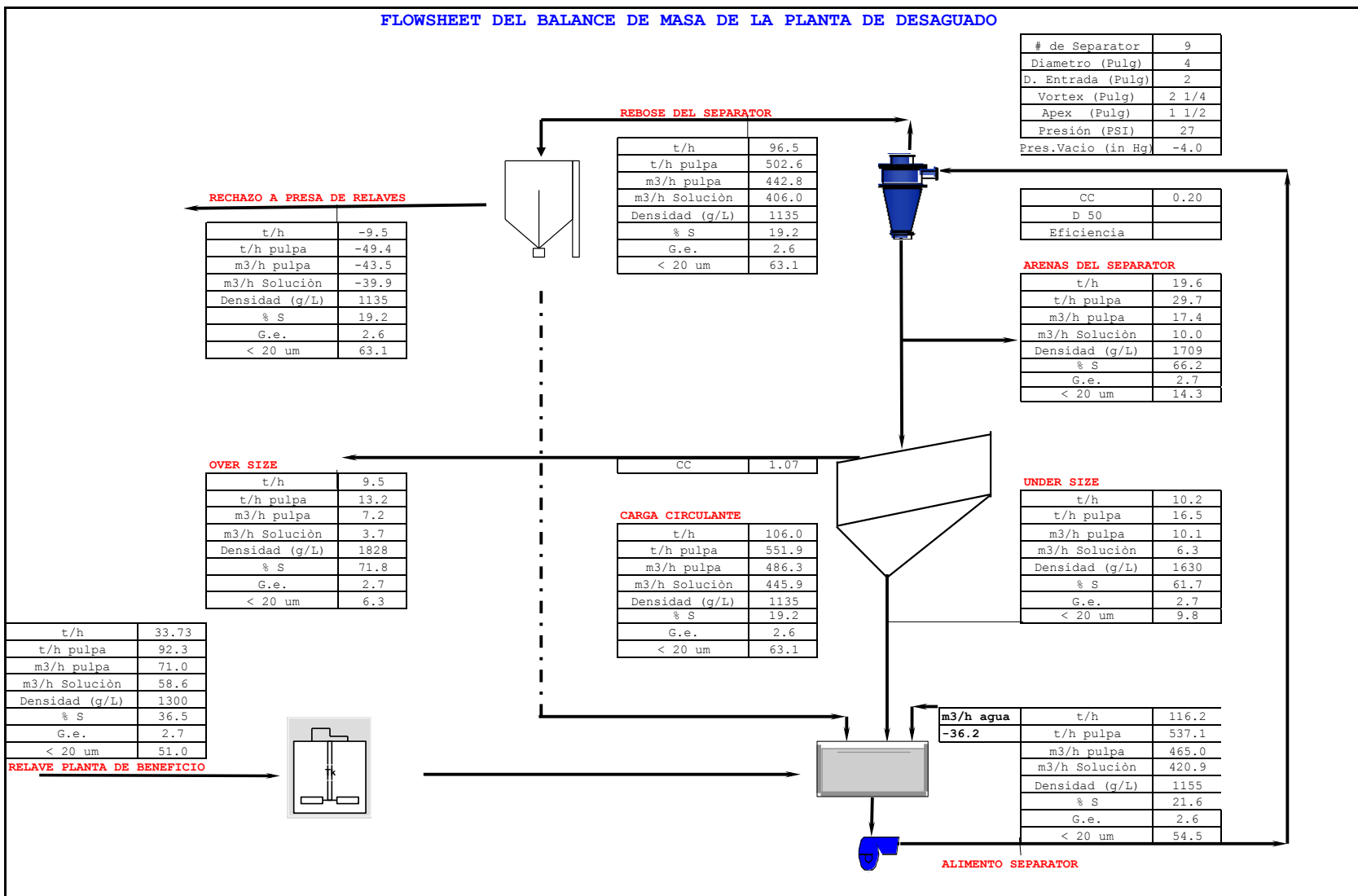
DISEÑO: PLAN/MINA/SEG	CIA. MINERA ARES S.A.C.	ESCALA: 1 / 400
REVISADO: J.Q.A	DISEÑO: CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN TAJEOS MECANIZADOS INTEGRADOS	FECHA: AGOSTO 2005
APROBADO: A.C.M	DEPARTAMENTO: MINA	LAMINA: N° 3



LEYENDA	
<span style="color: cyan;">●</span>	TUB. DE AIRE Ø 2"
<span style="color: green;">●</span>	TUB. DE AGUA Ø 1"
<span style="color: black;">●</span>	INSTAL. ELECTRICAS

DISEÑO: PLAN/MINA/SEG	CIA. MINERA ARES S.A.C.	ESCALA: 1 / 400
REVISADO: J.Q.A	DISEÑO: CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN TAJEOS MECANIZADOS	FECHA: AGOSTO 2005
APROBADO: A.C.M	DEPARTAMENTO: MINA	LAMINA: N° 4

### FLOWSHEET DEL BALANCE DE MASA DE LA PLANTA DE DESAGUADO



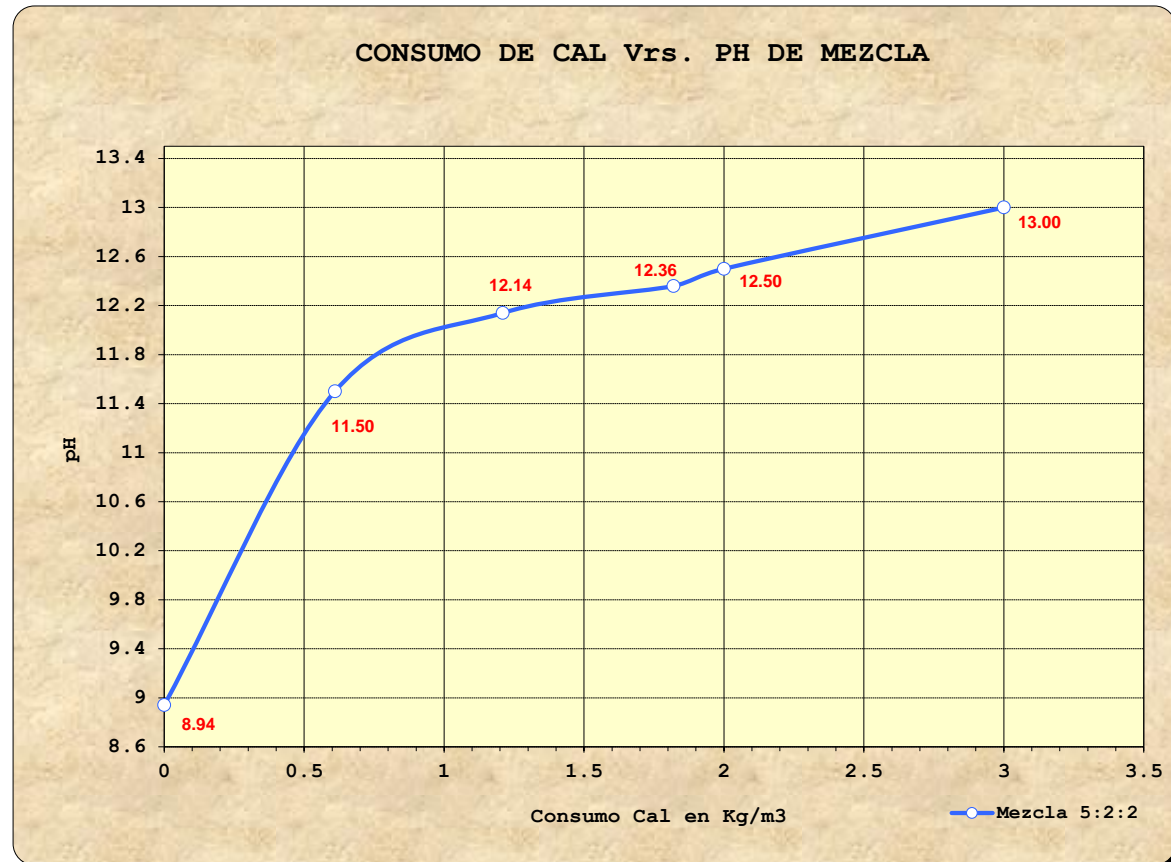


### EVALUACION DEL CONSUMO DE CAL Vrs. PH DE LA MEZCLA

MEZCLA: 5:2:2	
MATERIAL	PESO (kg.)
Relave Grueso	2.5
Puzolana	1.0
Agregado Grueso	1.0
Densidad (t/m <sup>3</sup> )	1.21

COMPONENTES	PH
Agua de Mina	8.19
Lechada de Cal (10% S)	13.03
Mezcla Pasta 1	8.94

PRUEBA	Kg/m <sup>3</sup> Cal	PH
001	0.00	8.94
002	0.61	11.50
003	1.21	12.14
004	1.82	12.36
005	2.00	12.50
006	3.00	13.00
<b>Kg/m<sup>3</sup> Cal</b>	<b>2</b>	<b>3</b>
<b>PH</b>	<b>12.5</b>	<b>13</b>



MEZCLA 5:2:2 <> 5 lampones de relave + 2 lampones de puzolana + 2 lampones de agregado grueso

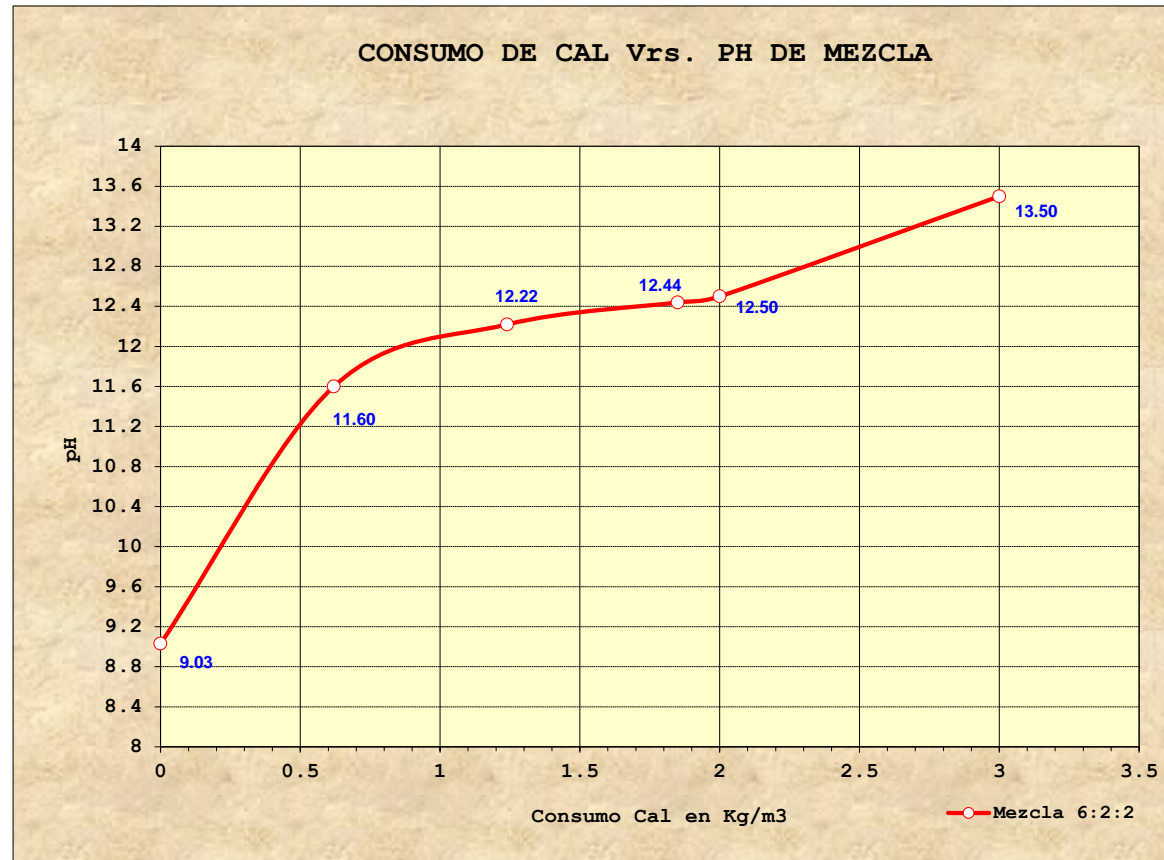
Fuente: Investigaciones Metalúrgicas

### EVALUACION DEL CONSUMO DE CAL Vrs. PH DE LA MEZCLA

MEZCLA: 6:2:2	
MATERIAL	PESO (kg.)
Relave Grueso	3.0
Puzolana	1.0
Agregado Grueso	1.0
Densidad (t/m <sup>3</sup> )	1.23

COMPONENTES	PH
Agua de Mina	8.19
Lechada de Cal (10% S)	13.03
Mezcla Pasta 1	8.94

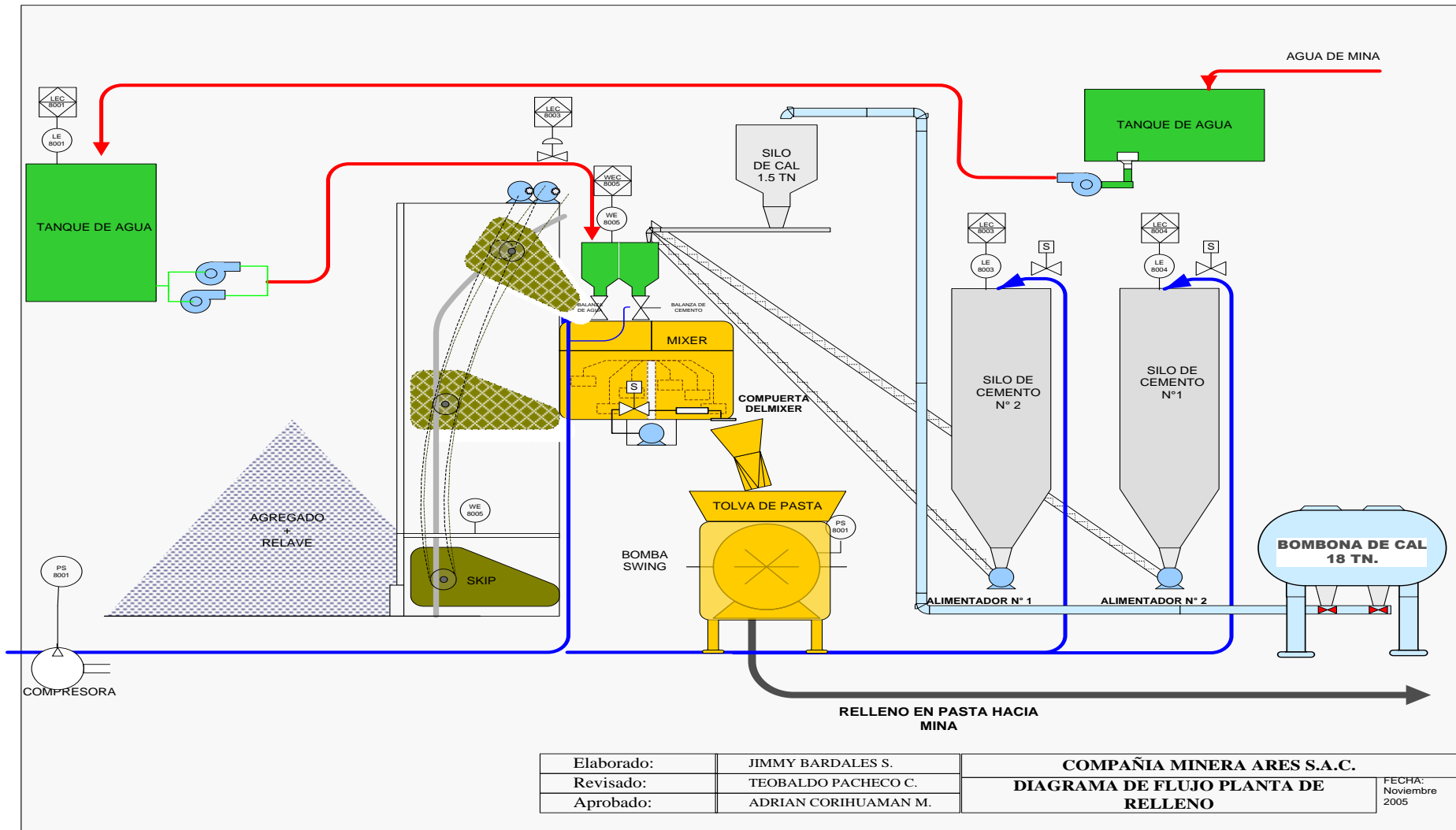
PRUEBA	Kg/m <sup>3</sup> Cal	PH
001	0.00	9.03
002	0.62	11.60
003	1.24	12.22
004	1.85	12.44
005	2.00	12.50
006	3.00	13.50
<b>Kg/m<sup>3</sup> Cal</b>	<b>2</b>	<b>3</b>
<b>PH</b>	<b>12.5</b>	<b>13.5</b>



MEZCLA 6:2:2 <> 6 lampones de relave + 2 lampones de puzolana + 2 lampones de agregado grueso

Fuente: Investigaciones Metalúrgicas

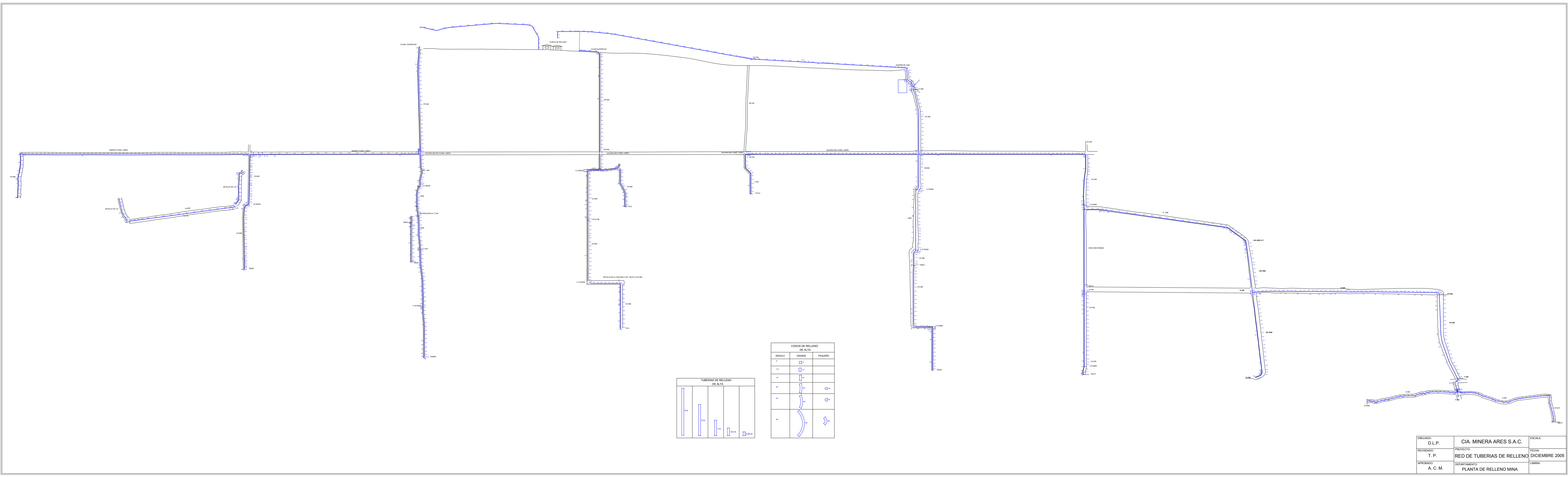




Elaborado:	JIMMY BARDALES S.
Revisado:	TEOBALDO PACHECO C.
Aprobado:	ADRIAN CORIHUAMAN M.

<b>COMPAÑIA MINERA ARES S.A.C.</b>
<b>DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE RELLENO</b>

FECHA:  
Noviembre  
2005



TUBERIAS DE RELLENO DE ALTA

[Symbol]	[Symbol]
[Symbol]	[Symbol]
[Symbol]	[Symbol]
[Symbol]	[Symbol]
[Symbol]	[Symbol]

ODOS DE RELLENO DE ALTA

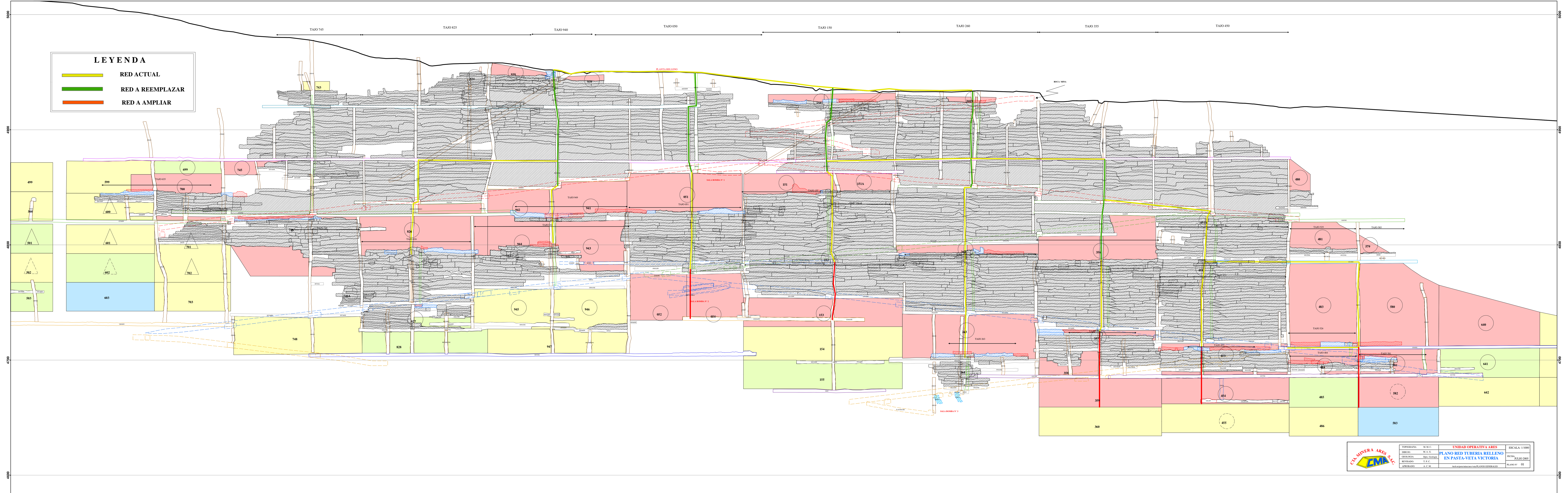
ANCHO	GRANDE	PEQUEÑO
[Symbol]	[Symbol]	[Symbol]
[Symbol]	[Symbol]	[Symbol]
[Symbol]	[Symbol]	[Symbol]
[Symbol]	[Symbol]	[Symbol]
[Symbol]	[Symbol]	[Symbol]

DISEÑADO D.L.P.	CIA. MINERA ARES S.A.C.	ESCALA
REVISADO T.P.	PROYECTO RED DE TUBERIAS DE RELLENO	FECHA DICIEMBRE 2005
PROYECTADO A.C.M.	DEPARTAMENTO PLANTA DE RELLENO MINA	CARTELA



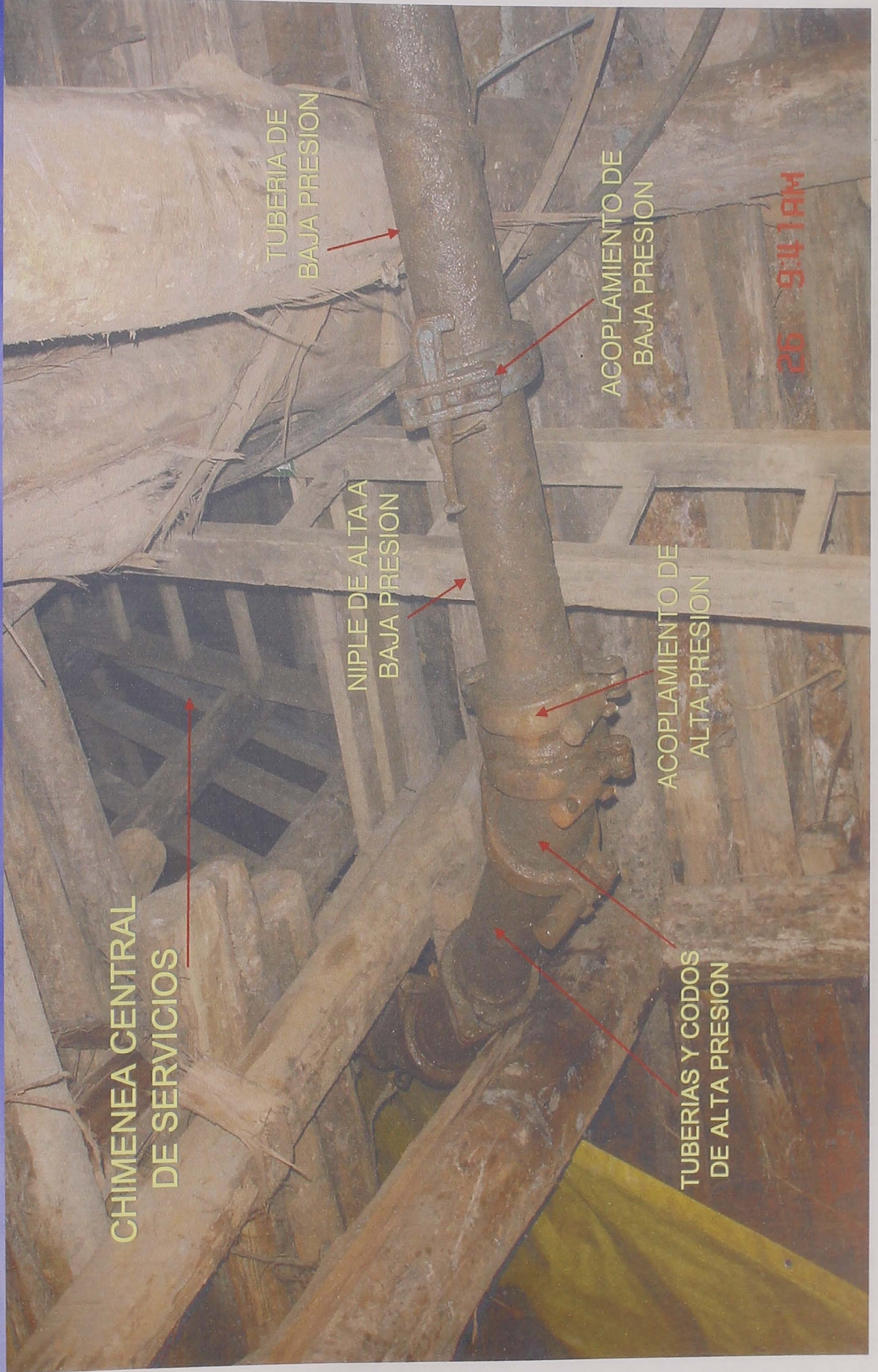
**LEYENDA**

- RED ACTUAL
- RED A REEMPLAZAR
- RED A AMPLIAR



	TOPOGRAFIA: M. M. C.	UNIDAD OPERATIVA ARES	ESCALA: 1:1000
	DISEÑO: M. A. G.	PLANO RED TUBERIA RELLENO	FECHA: JULIO 2005
	GEOLÓGICA: Depto. Geología	EN PASTA-VETA VICTORIA	PLANO N° 01
	REVISADO: T. P. C.		
APROBADO: A. C. M.			





CHIMenea CENTRAL  
DE SERVICIOS

TUBERIA DE  
BAJA PRESION

NIPLE DE ALTA A  
BAJA PRESION

ACOPAMIENTO DE  
BAJA PRESION

ACOPAMIENTO DE  
ALTA PRESION

TUBERIAS Y CODOS  
DE ALTA PRESION

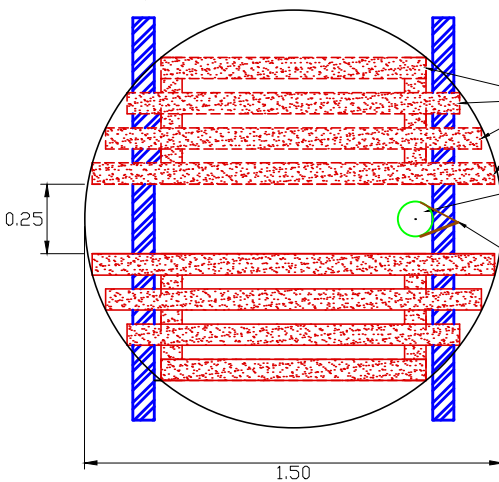
26 9:41 AM



LINEA RIEL DE 30 Lb/m

1.00

B'



LISTONES de 3" x 2"

TUBERIA DE RELLENO Ø 5"

CABLE DE ACERO de 1/4 "

A



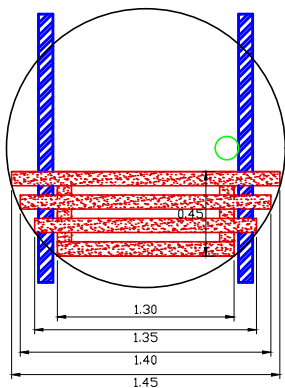
A'



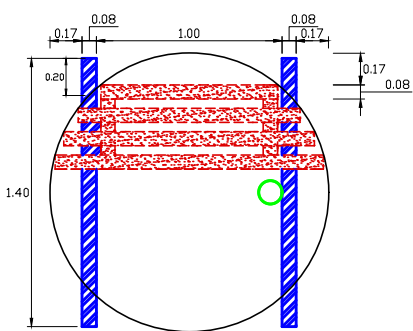
B



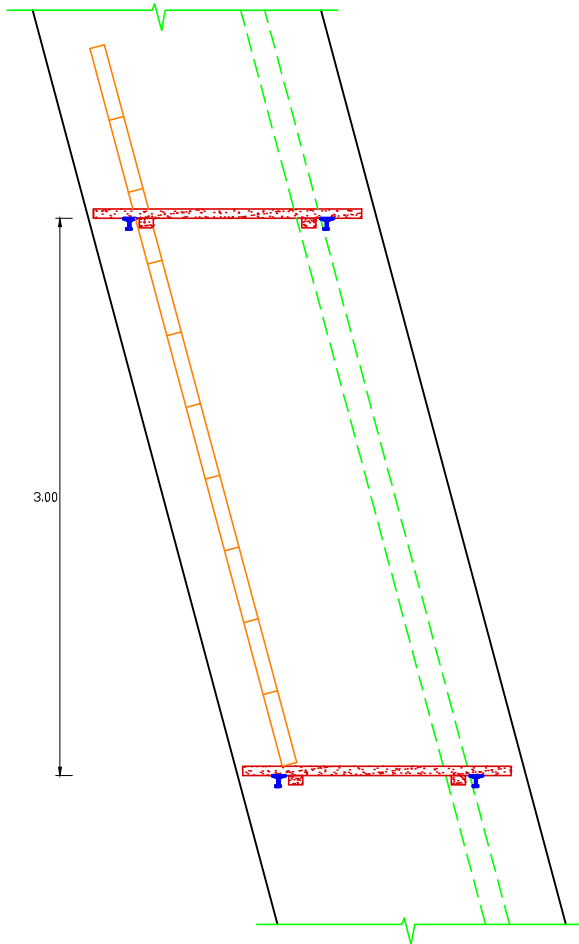
### VISTA DE PLANTA



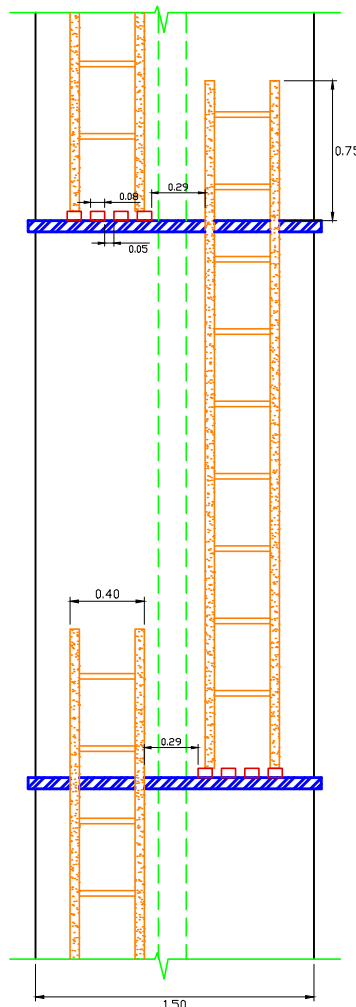
DESCANSO SUPERIOR



DESCANSO INFERIOR



VISTA A - A'



VISTA B - B'

CIA. MINERA ARES S.A.C.

ESCALA:

PROYECTO:

PROYECTO ORE PASS

FECHA:

SEPTIEMBRE 2005

DEPARTAMENTO:

PLANTA DE RELLENO MINA

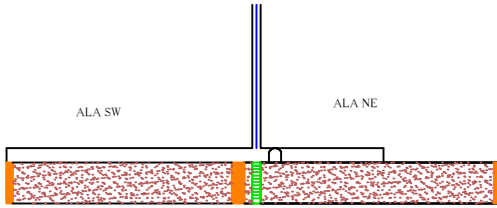
LAMINA:

Nº 2

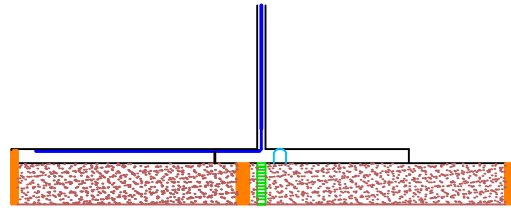


## SECUENCIA DE EXPLOTACION Y RELLENO DE TAJOS DE VETA VICTORIA

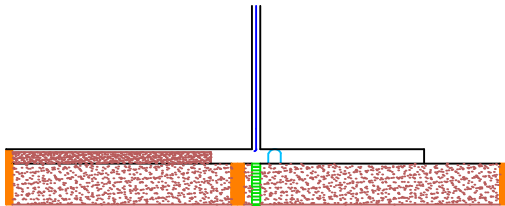
I.- Estando ambas alas del tajo en el mismo nivel, el ala opuesto al ore pass debe terminar de minarse primero, en este caso el SW



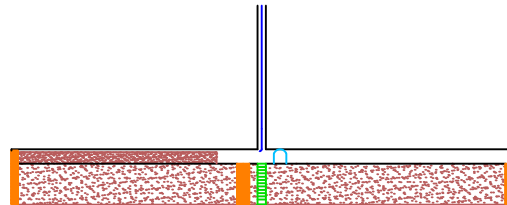
II.- Se prepara para relleno el ala SW, se levanta el encribado del camino auxiliar SW, se instala la tubería de relleno y se prepara una barrera a 10 m del camino central



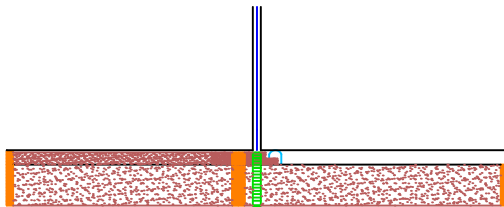
III. Se rellena el ala SW hasta la barrera, dejando una luz de 50cm, con el techo de la labor



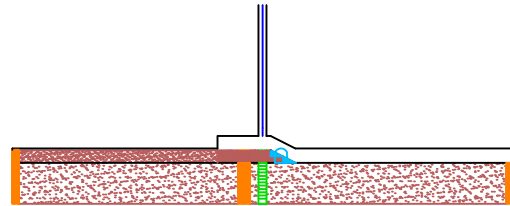
IV. Se culmina con el minado de ala NE



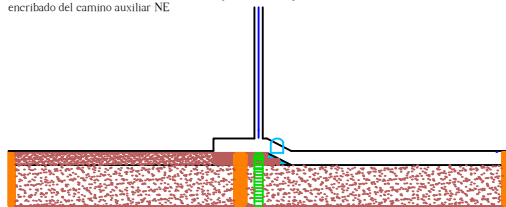
V.- Relleno de la parte Central: Levantado el encribado del camino, el ore pass y construyendo la barrera, en forma paralela. Previamente se volteo el equipo.



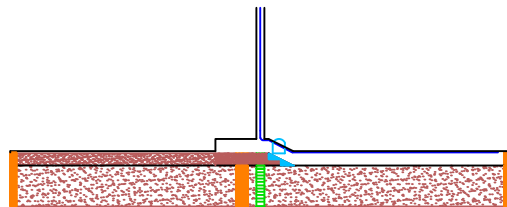
VI.- Se dispara la zona central sobre el relleno y se construye una rampa para subir el equipo, para iniciar el siguiente corte



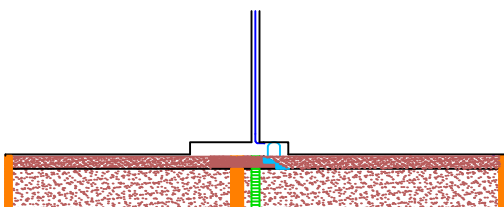
VII.- Cuando el equipo sube, se avanza el minado hacia el Sur, 10 m con relación a la ceja del camino, luego se habilita el camino, para iniciar la voladura en la cámara de volteo, cuyo desmonte será usado como relleno hacia el lado NE. Ambos trabajos se realizan paralelamente. Además se levanta el encribado del camino auxiliar NE.



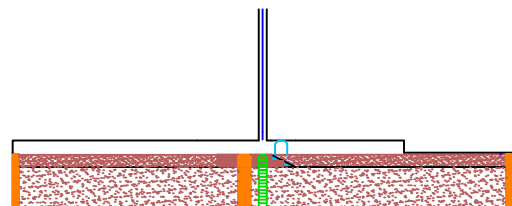
VIII. Se instala tuberías y se rellena independientemente el ala NE



IX. Se culmina con el relleno del ala NE

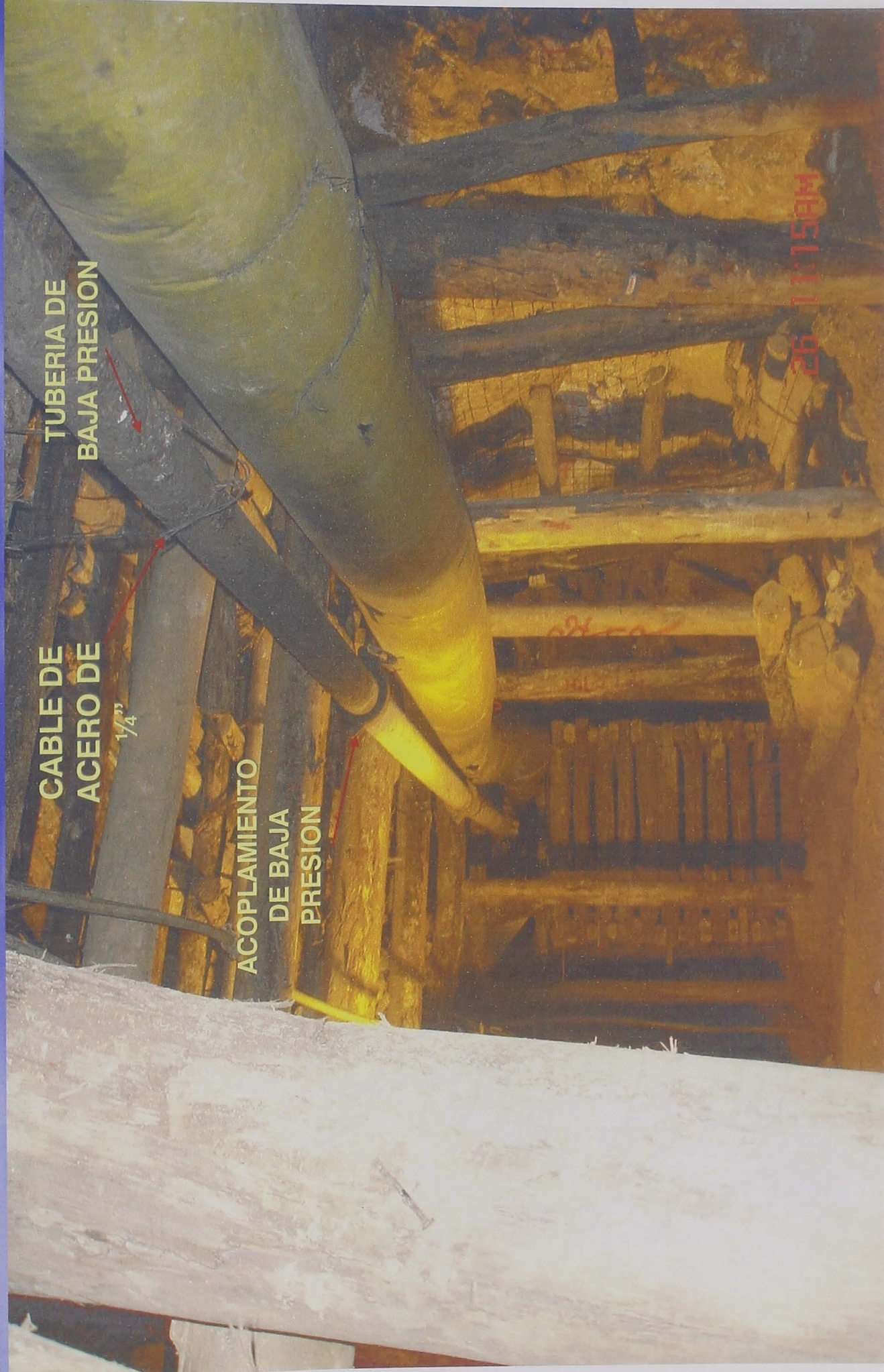


X. Se inicia el nuevo ciclo





# INSTALACION DE TUBERIAS EN EL TAJEO



CABLE DE  
ACERO DE  
1/4"

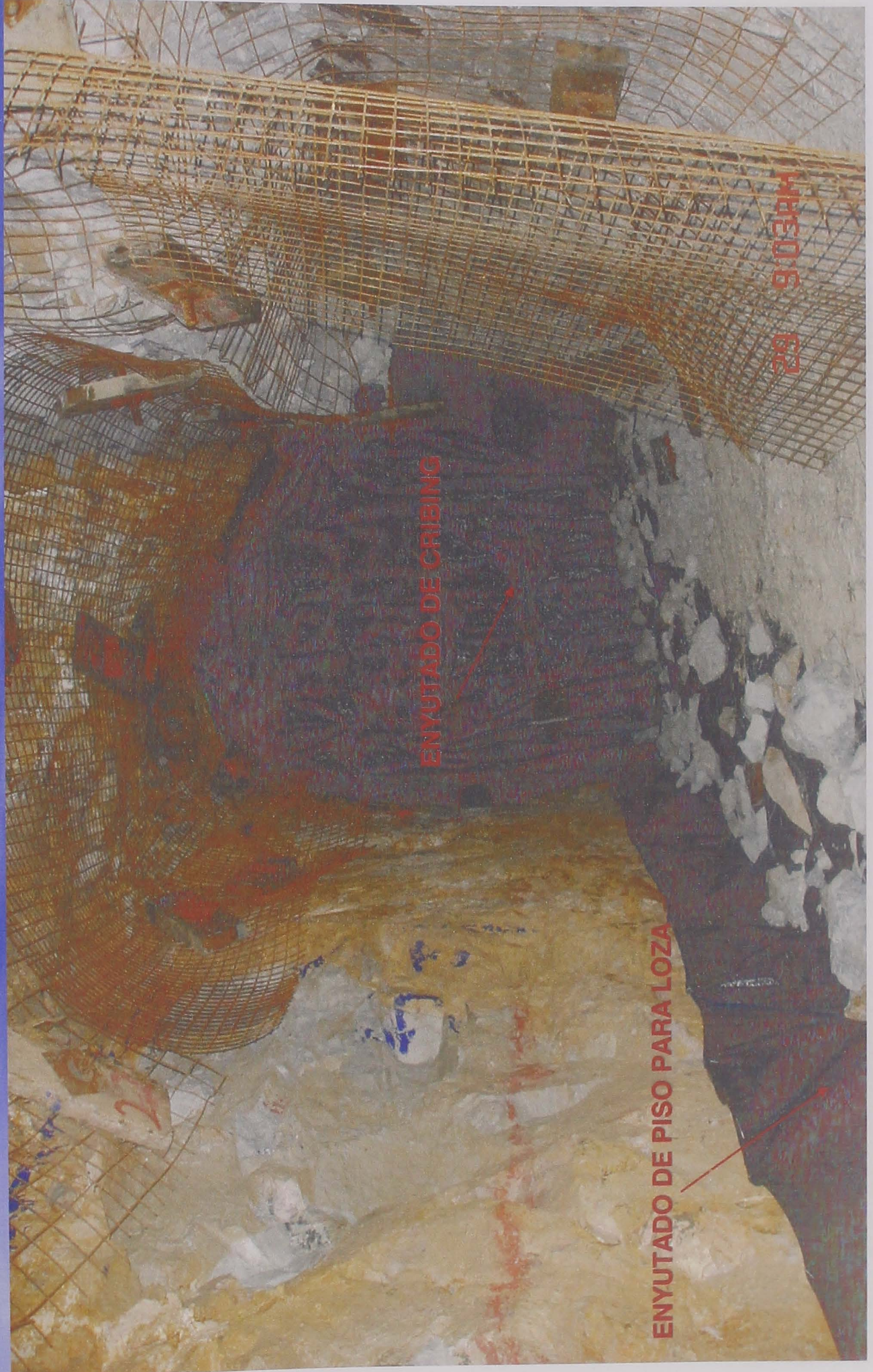
TUBERIA DE  
BAJA PRESION

ACOPLAMIENTO  
DE BAJA  
PRESION

26 11:15AM

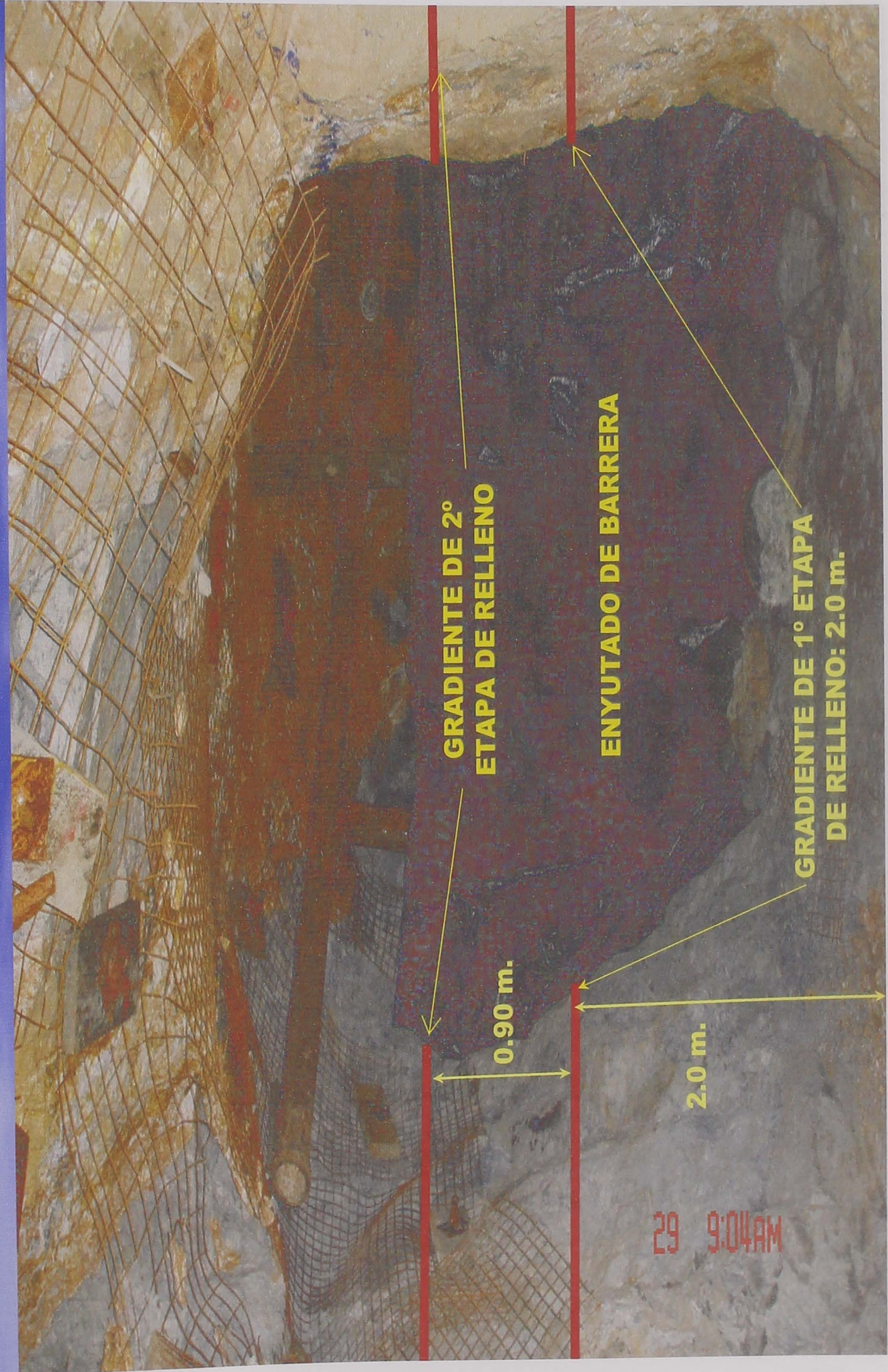


# PREPARACION PARA RELLENO

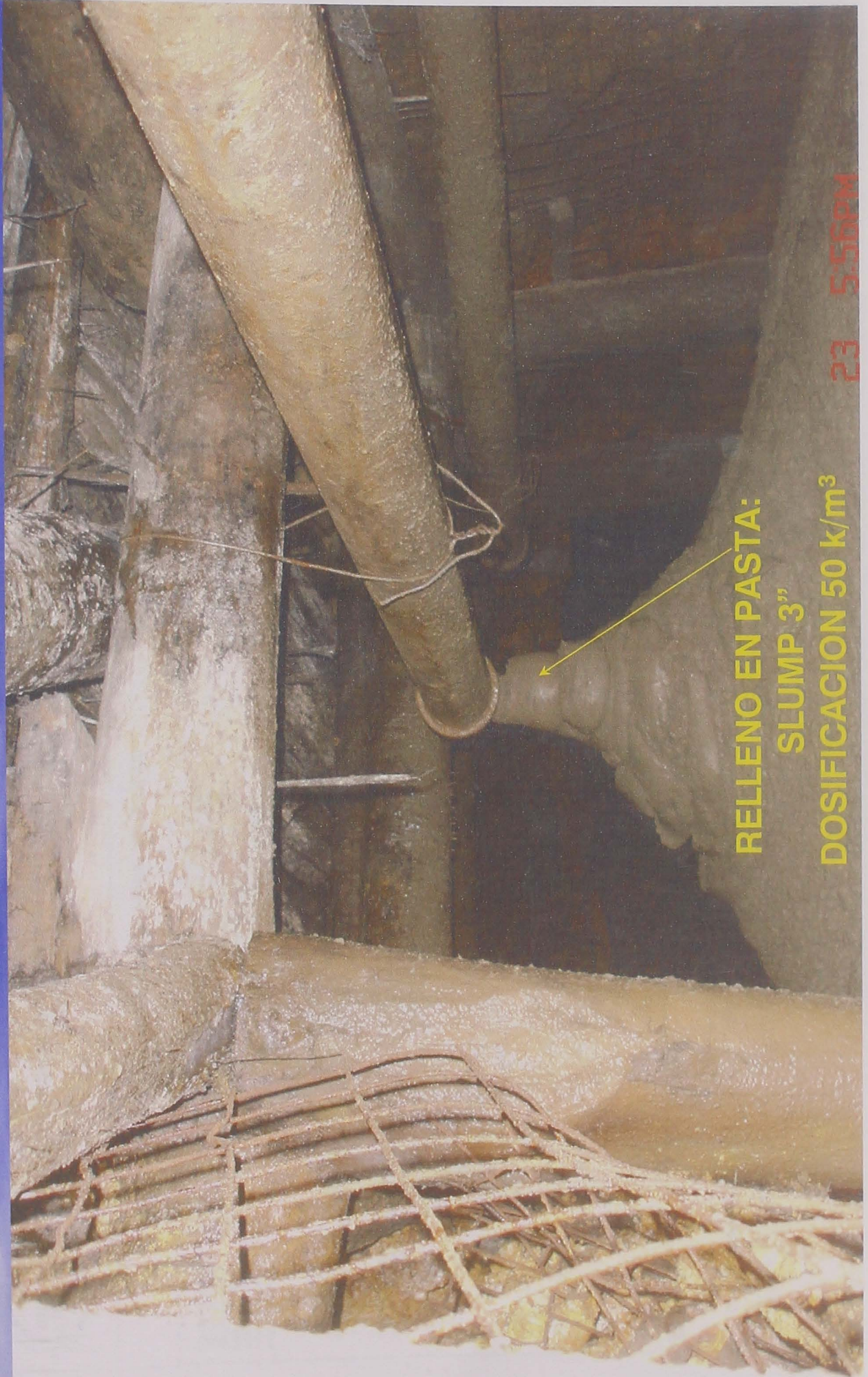




# DISPOSICION DE GRADIENTES DE RELLENO EN EL TAJO







**RELLENO EN PASTA:  
SLUMP 3"  
DOSIFICACION 50 k/m<sup>3</sup>**





**Sistema de Gestión de Riesgos OHSAS18001  
PROCEDIMIENTO OPERATIVO**

**CODIGO**

**PAGINA**

SGR/PRO/RP/11/00

1/1

**OPERACION DE PLANTA DE RELLENO EN PASTA**

**Objetivo:**  
Realizar el procedimiento de relleno de manera segura

**Alcance:**  
Operadores de relleno.

**Equipo a Utilizar:**  
Bomba schwing, PLC, herramientas

**Responsabilidad:**  
Superintendente de mina, Jefe de seguridad

**Consideraciones de Seguridad y Salud:**

1. Revisar y controlar la tolva de mezcla de la bomba para evitar el ingreso de trozos de roca.
2. Evitar derrames y filtraciones de soluciones de relave.
3. Controlar la presión máxima de la bomba schwing
4. PT para trabajo de altura

**Control Operacional**  
check list de inspección, PT para trabajo de altura

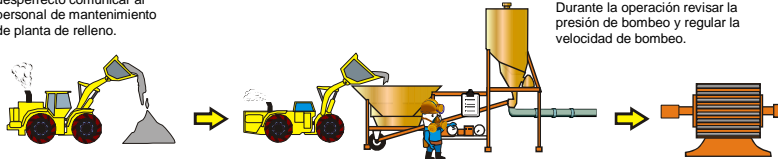
**Documentación Asociada:**

SGR/REG/IM/11 Diseño técnico de instalaciones subterráneas  
SGR/REG/CC/11 Cartilla control de calidad Relleno en Pasta  
SGA/REG/AR/08 Acta de Capacitación

Coordinar la operación diariamente, verificar la operatividad de los equipos, cualquier desperfecto comunicar al personal de mantenimiento de planta de relleno.

Revisar las paletas del agitador en forma sistemática. Refrigerar los cilindros de empuje si fuese necesario. Al final de la operación ejecutar la limpieza general de la máquina y realizar el reporte de operación diaria

Verificar la operación de la bomba, esta debe iniciar su operación a 40° C, es necesario un calentamiento de 15 min. Revisar los niveles de aceite y agua en la cámara de enfriamiento. Durante la operación revisar la presión de bombeo y regular la velocidad de bombeo.



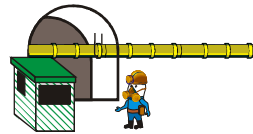
1) El cargador frontal mezcla y acumula en una pila de material

2) Programar en el tablero de control, la dosificación, pesos (agregado y relave), cemento y agua para 1 m<sup>3</sup> abastecer con el skip la mezcla de agregado/relave al mixer. La dosificación debe ser ajustada teniendo como parámetro el slump o consistencia de la mezcla que es requerida para rellenar el tajo.

- Verificar la buena condición de la parrilla de la tolva de la bomba schwing
- Evaluar y registrar el HCN en cada mezcla.

3) En el mixer homogenizar la mezcla con cemento, agua y cal, de acuerdo al tipo de pasta a rellenar

4) Luego pasa a la bomba schwing y de allí a la tubería con conexión al tajo



Cuando haya algún atoro en la línea de relleno, proceder a realizar la limpieza de la tubería con aire comprimido y coordinar con el personal de mina

**Generado**

**Revisado**

**Aprobado**

**Fecha**

Superintendente de Mina

Superintendente de SSMA

Sub-Gerente de Operaciones



**Sistema de Gestión de Riesgos OHSAS18001  
PROCEDIMIENTO OPERATIVO**

**CODIGO**

**PAGINA**

SGR/PRO/TR/11/00

1/1

**PREPARADORES DE RELLENO EN PASTA**

**Objetivo:**  
Instalación segura de las tuberías de relleno

**Alcance:**  
Jefe de guardia de relleno, Supervisor de Mina, Supervisor de seguridad, Personal de relleno

**Equipo a Utilizar:**  
Winche de izaje, soga de nylon 3/4, Camioneta, Arnés de seguridad, Herramientas

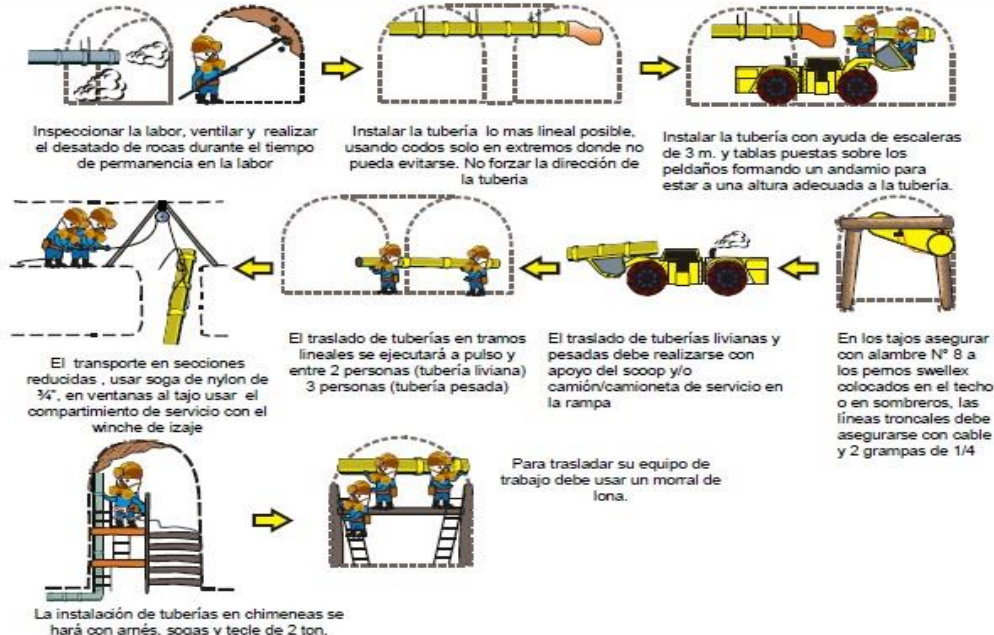
**Responsabilidad:**  
Superintendente de mina, Jefe de seguridad

**Consideraciones de Seguridad y Salud:**

1. Uso de EPP
2. Revisar la ventilación y estabilidad de rocas en la labor
3. Coordinación y comunicación adecuadas
4. Permiso para trabajo en altura
5. Total sujeción de las tuberías instaladas

**Control Operacional**  
check list para uso del equipo, PT para trabajo en altura, check list de inspección

**Documentación Asociada:**  
SGR/REG/IM/11 Diseño técnico instalaciones subterráneas  
SGR/EST/MT/10 Manejo materiales/apilamiento/almacenamiento  
SGA/REG/AR/08 Acta de Capacitación.



<b>Generado</b> Superintendente de Mina	<b>Revisado</b> Superintendente de SSMA	<b>Aprobado</b> Sub-Gerente de Operaciones	<b>Fecha</b>
--	--	---	--------------



**Sistema de Gestión de Riesgos OHSAS18001  
PROCEDIMIENTO OPERATIVO**

**CODIGO**

**PAGINA**

SGR/PRO/PT/11/00

1/1

**RELLENO EN PASTA PARA TAJOS**

**Objetivo:**  
Operación segura en actividad de relleno en pasta

**Alcance:**  
Jefe de guardia de relleno, Supervisor de mina, supervisor de seguridad, personal de relleno

**Equipo a Utilizar:**  
Medidor de gas HCN

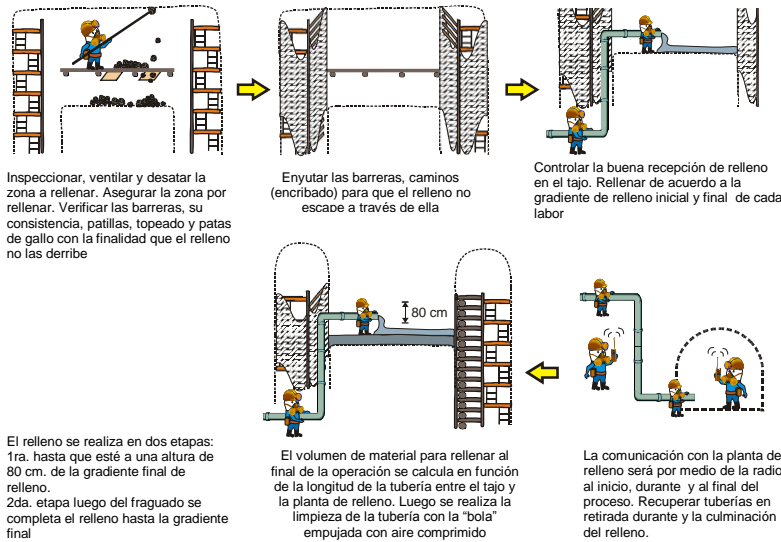
**Responsabilidad:**  
Superintendente de mina, Jefe de seguridad

**Consideraciones de Seguridad y Salud:**

1. Uso de EPP
2. Verificar la ventilación y desatado de rocas al ingreso de la labor y durante la operación
3. Paralizar la operación en horario de disparo y descanso
4. Coordinación de la operación con personal de la labor y labores vecinas
5. Evaluación de HCN en labores mineras, registro

**Control Operacional**  
check list de inspección

**Documentación Asociada:**  
SGR/REG/TG/11 Tabla geomecánica y Tipo de sostenimiento  
SGR/REG/CC/11 Cartilla Control de Calidad Relleno en Pasta  
SGA/REG/AR/08 Acta de Capacitación



**Generado**

**Revisado**

**Aprobado**

**Fecha**

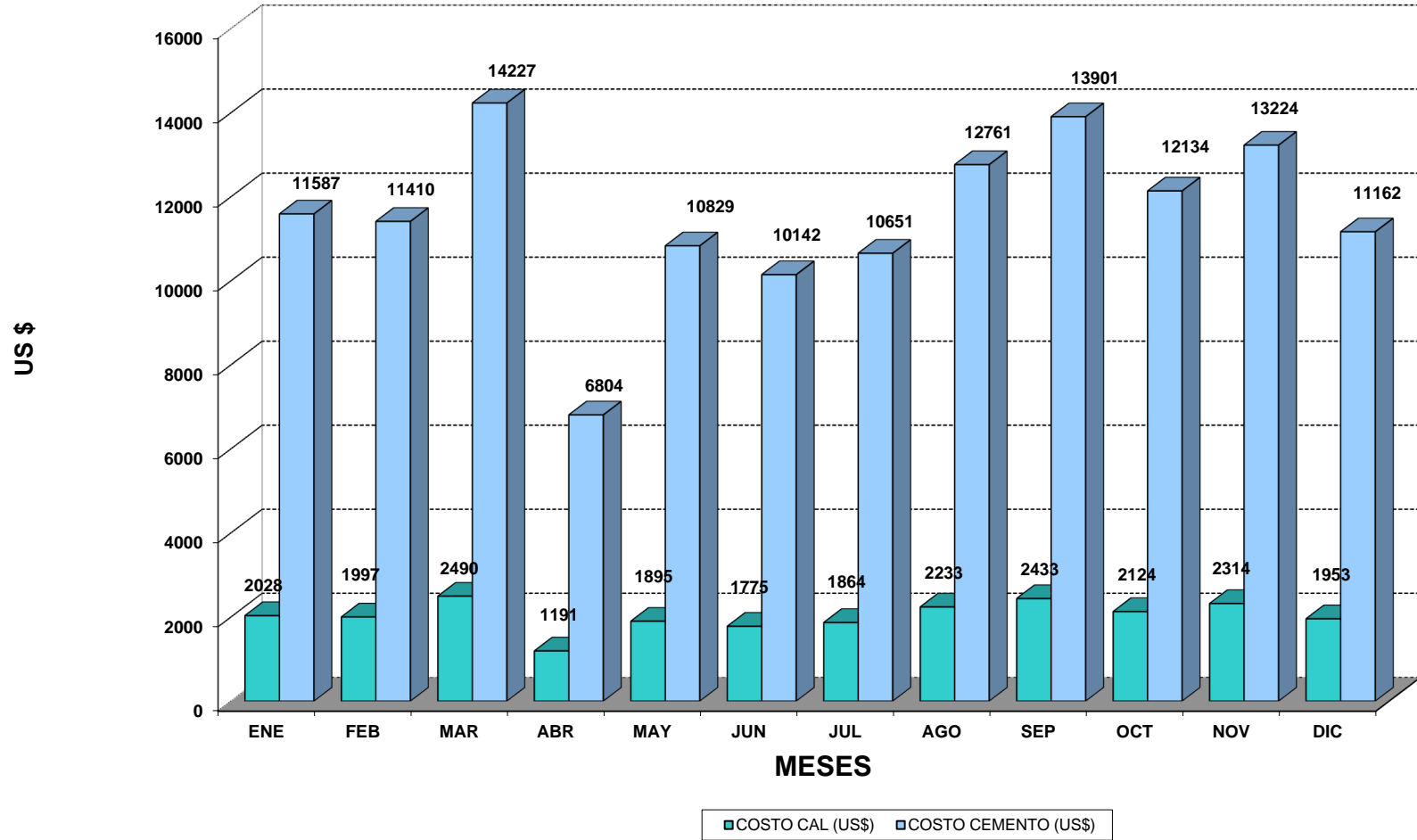
Superintendente de Mina

Superintendente de SSMA

Sub-Gerente de Operaciones



### COSTO COMPARATIVO PASTA 1 Vrs. PASTA 2 AÑO 2005



### CUADRO ANUAL DE RELLENO

		ACUM	ACUM	ACUM	ACUM	ACUM	ACUM	ACUM	PROM	PROM	PROM	PROM	PROM	PROM	
		1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005
<b>CEMENTO</b>	<b>TON</b>	13083	11287	6631	3782	3648	3493	3277	1090	941	553	291	304	291	273
<b>PASTA</b>	<b>M3</b>	68711	77180	73058	72840	89870	93069	114283	5726	6432	6088	5603	7489	7756	9524
<b>AGREGADO GRUESO</b>	<b>TON</b>		17940	58799	60748	45513	49676	25652		1495	4900	4673	3793	4140	2138
<b>AGREGADO ZARANDEADO</b>	<b>TON</b>	79230	120128	95539	67141	72211	71861	65885	6603	10011	7962	5165	6018	5988	5490
<b>RELLENO DETRITICO</b>	<b>M3</b>		11213	45424	45783	36646	37846	18443		934	3785	3522	3054	3154	1537
<b>CEMENTO</b>	<b>Kg/m3</b>	191	146	90	52	41	38	29							

### CUADRO MENSUAL DE RELLENO 2005

		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
<b>CEMENTO</b>	<b>TON</b>	325	250	299	319	250	235	232	227	303	324	264	249
<b>PASTA</b>	<b>M3</b>	8390	6865	8764	8268	9304	9232	8825	10245	11351	10557	11710	10772
<b>AGREGADO GRUESO</b>	<b>TON</b>	2589	3478	3408	3369	2578	2512	2732	2035	1469	415	253	814
<b>AGREGADO ZARANDEADO</b>	<b>TON</b>	4992	3019	3744	4476	4696	4852	5965	4807	5500	7795	8576	7463
<b>RELLENO DETRITICO</b>	<b>M3</b>	2494	2750	2812	2174	1663	1621	1763	1313	947	218	163	525
<b>CEMENTO</b>	<b>Kg/m3</b>	38.76	36.38	34.08	38.53	26.84	25.49	26.27	22.16	26.73	30.7	22.57	23.07

**CUADRO DE RELLENO - 2.005**

CUADRO - 11-

		PROM.												TOTAL	PROMEDIO 2005	
		2004	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV			DIC
Bomba Schwing 3500	m3	7427	8390	6865	8764	8272	9304	9232	8825	10245	11351	10557	11710	10772	114287	9524
<b>TOTAL RELLENO EN PASTA</b>	<b>m3</b>	<b>7756</b>	<b>8390</b>	<b>6865</b>	<b>8764</b>	<b>8272</b>	<b>9304</b>	<b>9232</b>	<b>8825</b>	<b>10245</b>	<b>11351</b>	<b>10557</b>	<b>11710</b>	<b>10772</b>	<b>114287</b>	<b>9524</b>
Hrs Bombeo		362	388	322	391	366	393	397	362	390	417	392	405	402	4624	385
m3 x hora		21	22	21	22	23	24	23	24	26	27	27	29	27	295	25
Relleno Detritico Cantera Maria	m3	2669	1670	2243	2199	2174	1663	1621	1763	1313	947	93	496	525	16707	1392
Zarandeado Desmonte	m3											125	0	0	125	42
<b>TOTAL RELLENO DETRITICO</b>	<b>m3</b>	<b>3154</b>	<b>1670</b>	<b>2243</b>	<b>2199</b>	<b>2174</b>	<b>1663</b>	<b>1621</b>	<b>1763</b>	<b>1313</b>	<b>947</b>	<b>218</b>	<b>496</b>	<b>525</b>	<b>16832</b>	<b>1403</b>
<b>TOTAL RELLENO</b>	<b>m3</b>	<b>10910</b>	<b>10060</b>	<b>9108</b>	<b>10963</b>	<b>10446</b>	<b>10967</b>	<b>10853</b>	<b>10588</b>	<b>11558</b>	<b>12298</b>	<b>10775</b>	<b>12206</b>	<b>11297</b>	<b>131119</b>	<b>10927</b>

<b>TOTAL CEMENTO EN RELLENO</b>	<b>Ton</b>	<b>290</b>	<b>325</b>	<b>250</b>	<b>299</b>	<b>319</b>	<b>250</b>	<b>235</b>	<b>232</b>	<b>227</b>	<b>303</b>	<b>324</b>	<b>264</b>	<b>249</b>	<b>3277</b>	<b>273</b>
<b>Kg cemento/m3 Relleno Pasta</b>		<b>38</b>	<b>38.76</b>	<b>36.38</b>	<b>34.08</b>	<b>38.53</b>	<b>26.84</b>	<b>25.49</b>	<b>26.27</b>	<b>22.16</b>	<b>26.73</b>	<b>30.70</b>	<b>22.56</b>	<b>23.07</b>	<b>351.59</b>	<b>29.30</b>

**RELAVE Y AGREGADOS**

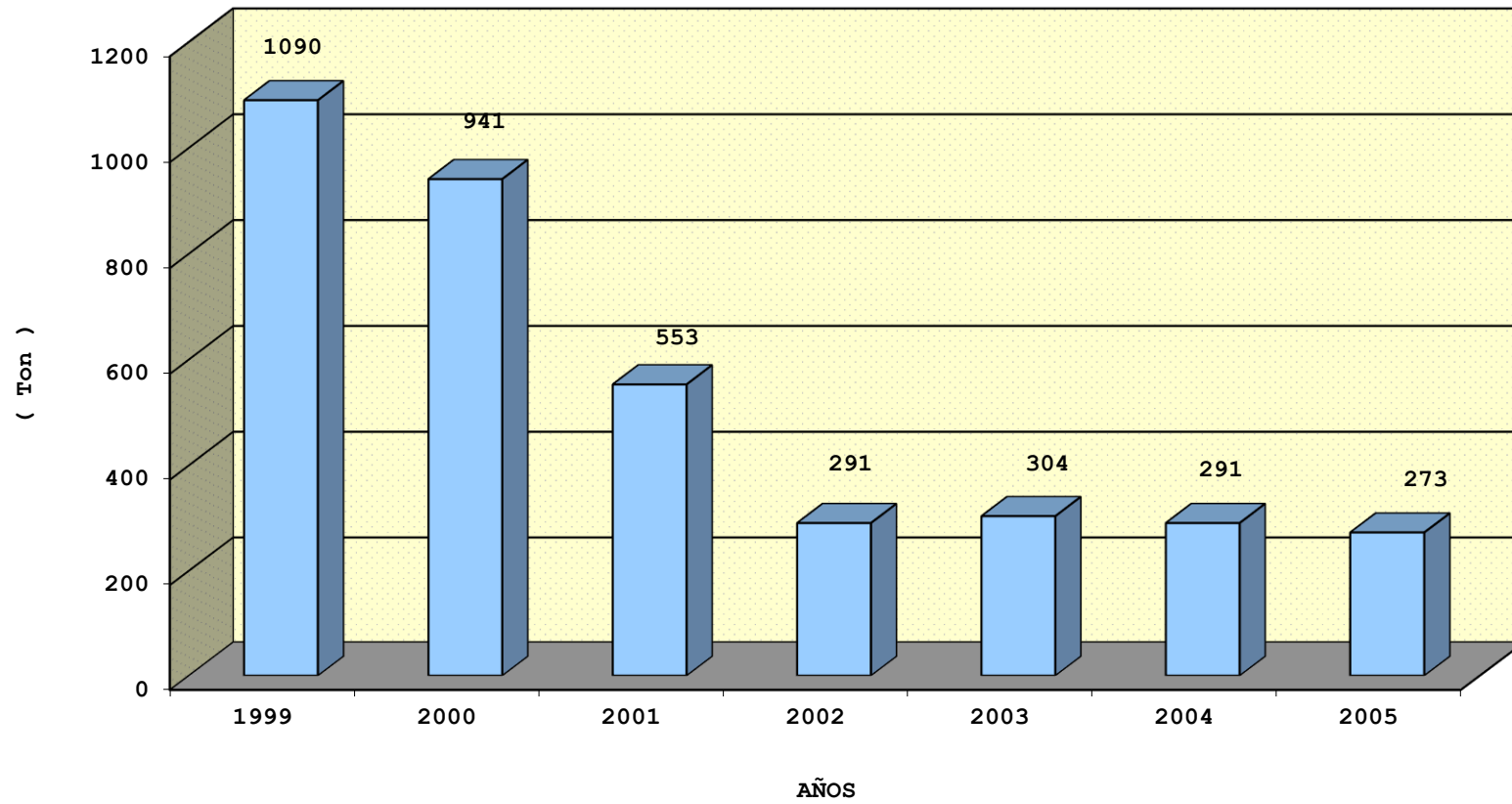
Relave clasif.(Planta Desaguado)	TMH	5821	7,807	4,561	8,220	8,012	8,847	8,598	8593	8032	7982	8674	8427	9752	97506	8125
Relave clasif.(Planta Desaguado)	TMS	4250	5,667	3,327	6,022	5,977	6,492	6,297	6245	5721	5726	6242	6,066	7016	70798	5900
Agregado zarand. (Rell.en pasta)	TMH	5988	4,992	3,019	3,744	4,476	4,696	4,852	5965	4808	6592	7795	8576	7463	66977	5581
Agregado grueso (Rell.detritico)	TMH	4140	2,589	3,478	3,408	3,369	2,578	2,512	2732	2035	1,451	144	253	814	25364	2114

<b>Petroleo</b>	<b>Gln</b>	<b>163</b>						330	385	330	220				<b>1265</b>	<b>316</b>
-----------------	------------	------------	--	--	--	--	--	-----	-----	-----	-----	--	--	--	-------------	------------

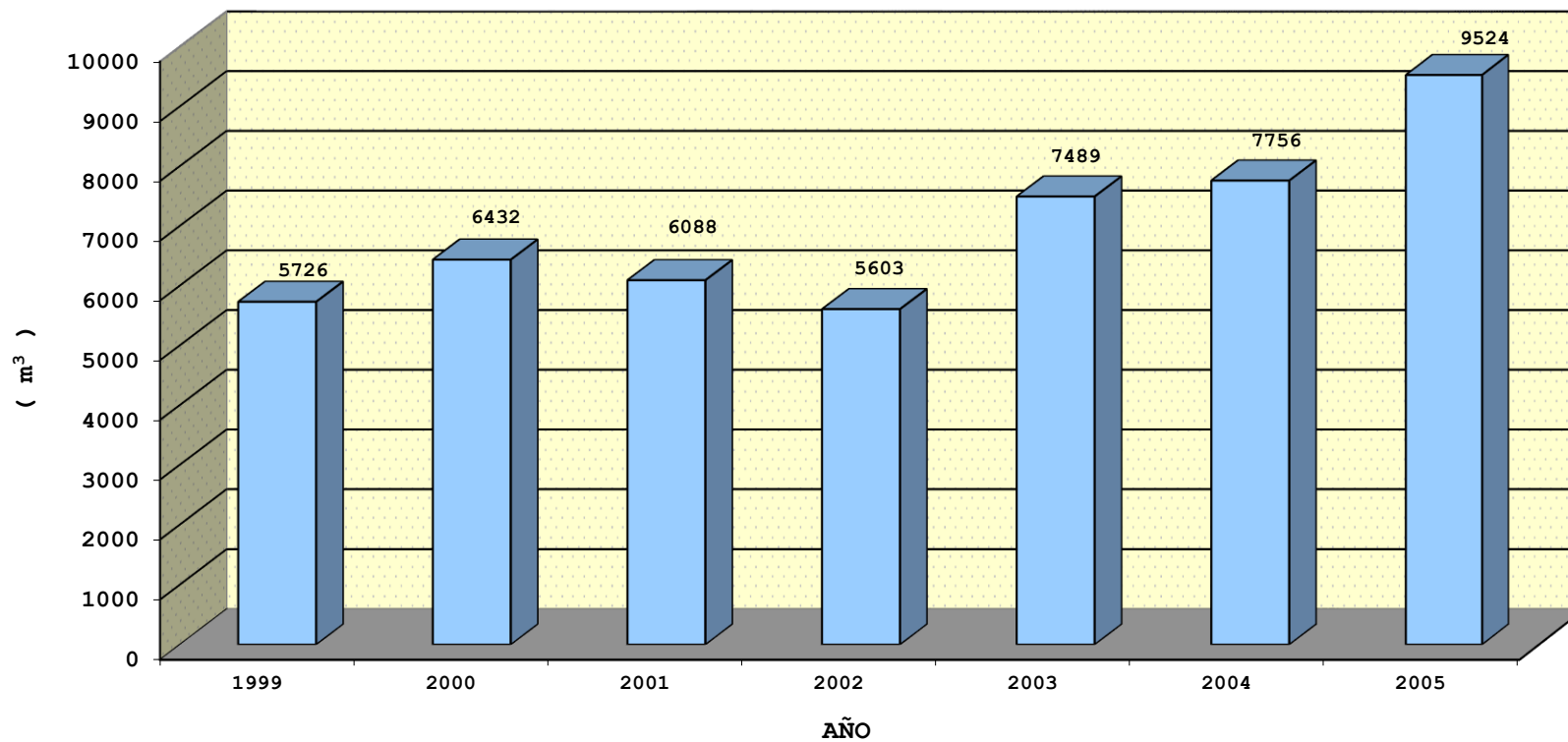
**CONSUMO ANUAL**  
1999 - 2005

DESCRIPCION	UNIDAD	ACUMULADO							PROMEDIO						
		1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005
CEMENTO	TON	13083	11287	6631	3782	3648	3493	3277	1090	941	553	291	304	291	273
PASTA	M3	68711	77180	73058	72840	89870	93069	114283	5726	6432	6088	5603	7489	7756	9524
AGREGADO GRUESO	TON		17940	58799	60748	45513	49676	25652		1495	4900	4673	3793	4140	2138
AGREGADO ZARANDEADO	TON	79230	120128	95539	67141	72211	71861	65885	6603	10011	7962	5165	6018	5988	5490
RELLENO DETRITICO	M3		11213	45424	45783	36646	37846	18443		934	3785	3522	3054	3154	1537
CEMENTO	Kg/m3	191	146	90	52	41	38	29							

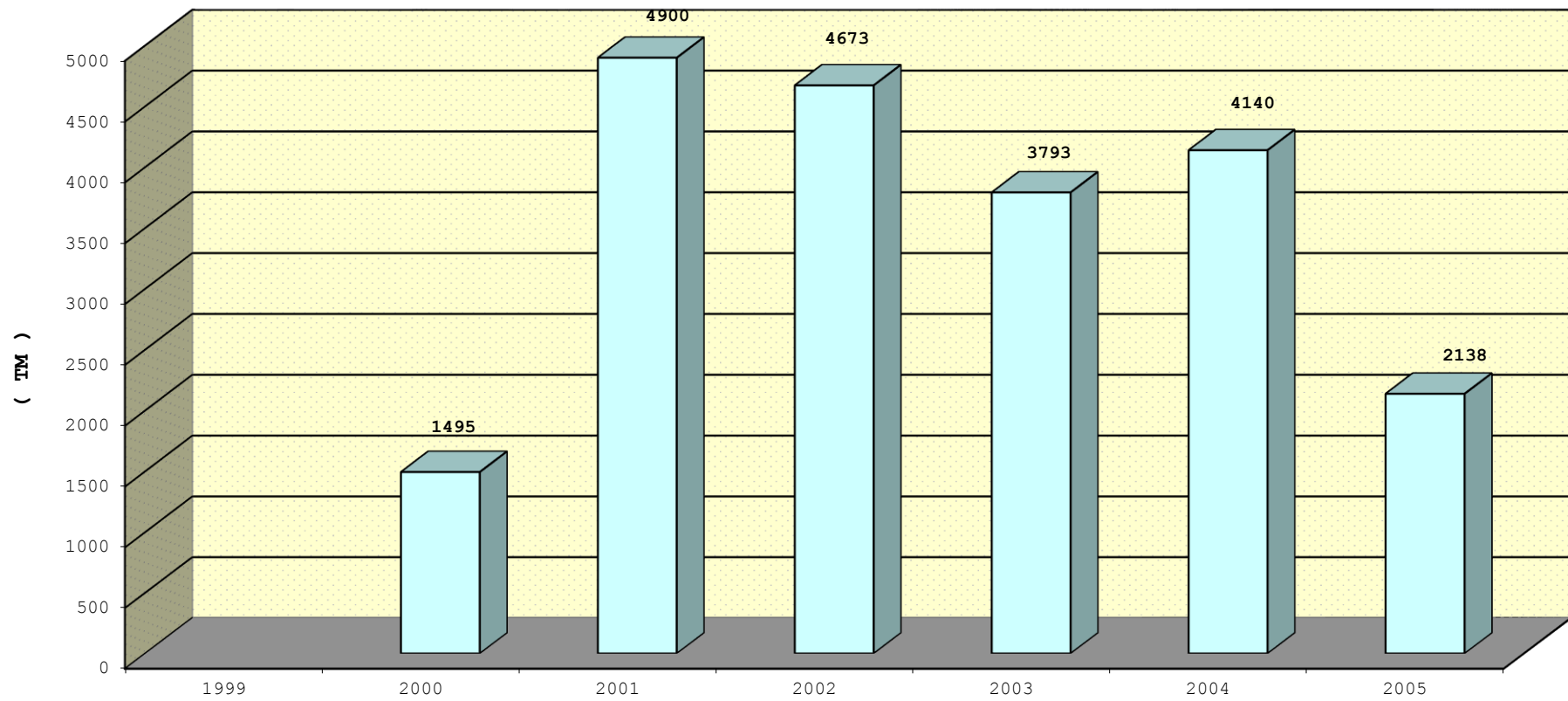
### CONSUMO PROMEDIO ANUAL DE CEMENTO



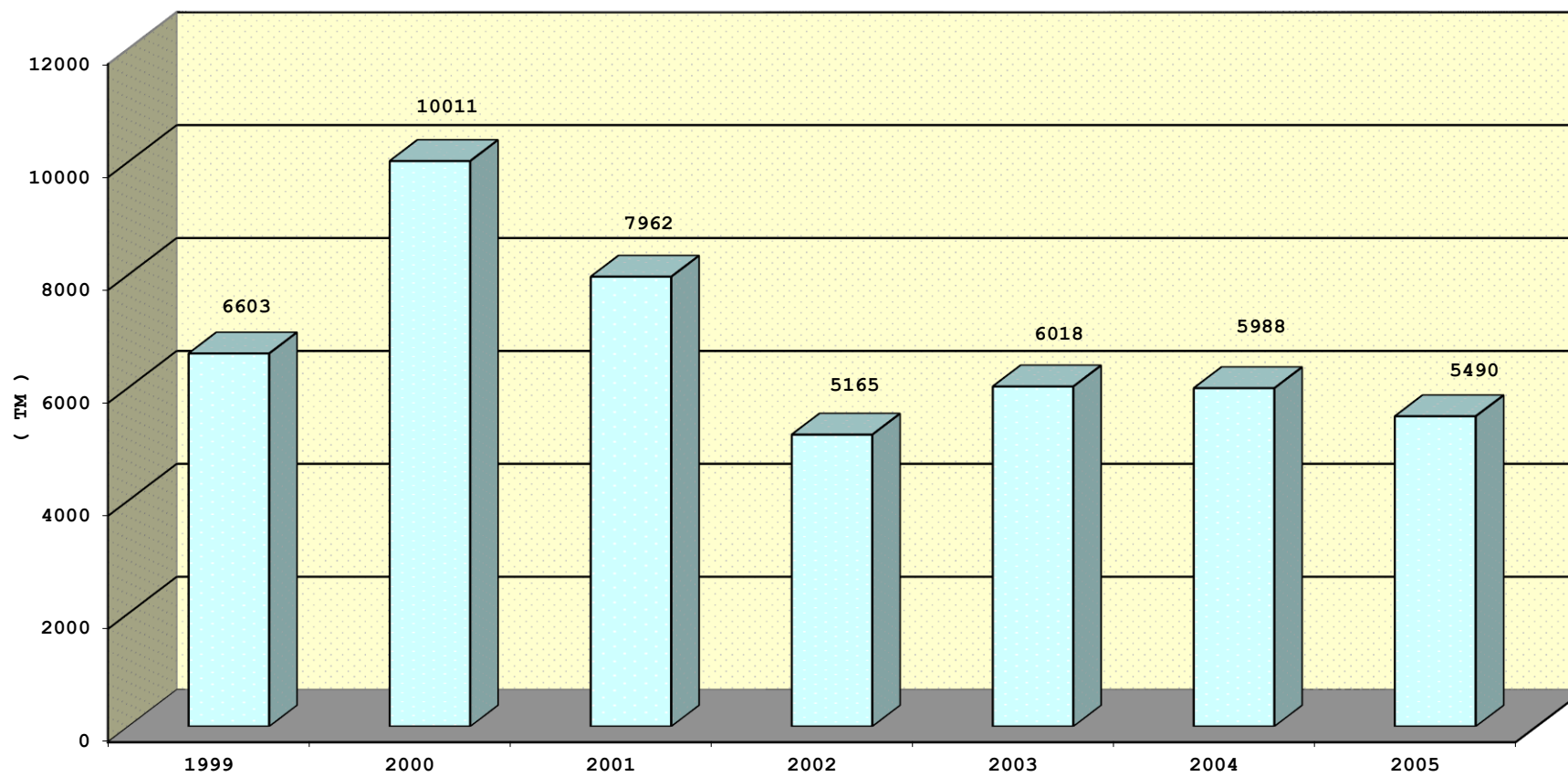
### CONSUMO PROMEDIO ANUAL DE PASTA



### CONSUMO PROMEDIO ANUAL AGREGADO GRUESO

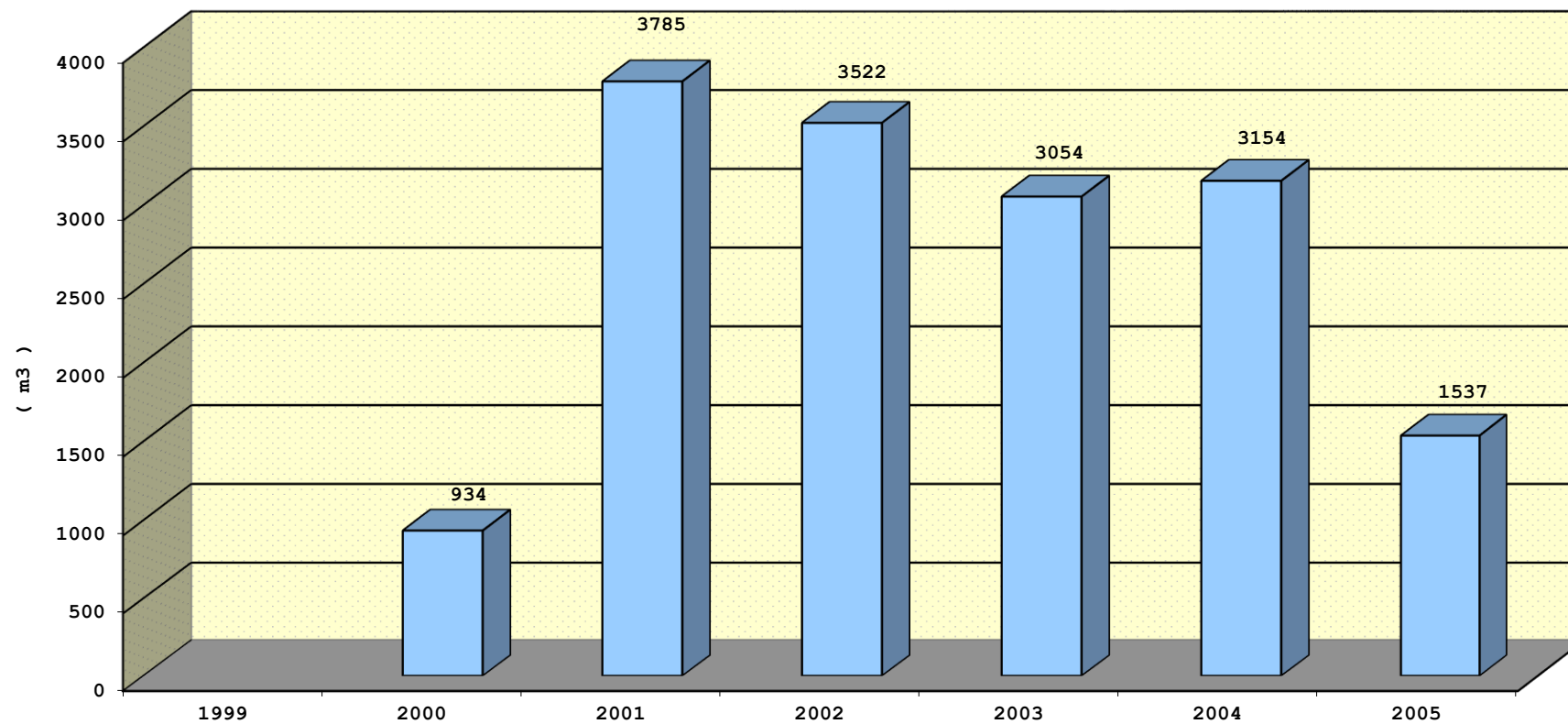


### CONSUMO PROMEDIO ANUAL DE AGREGADO ZARANDEADO

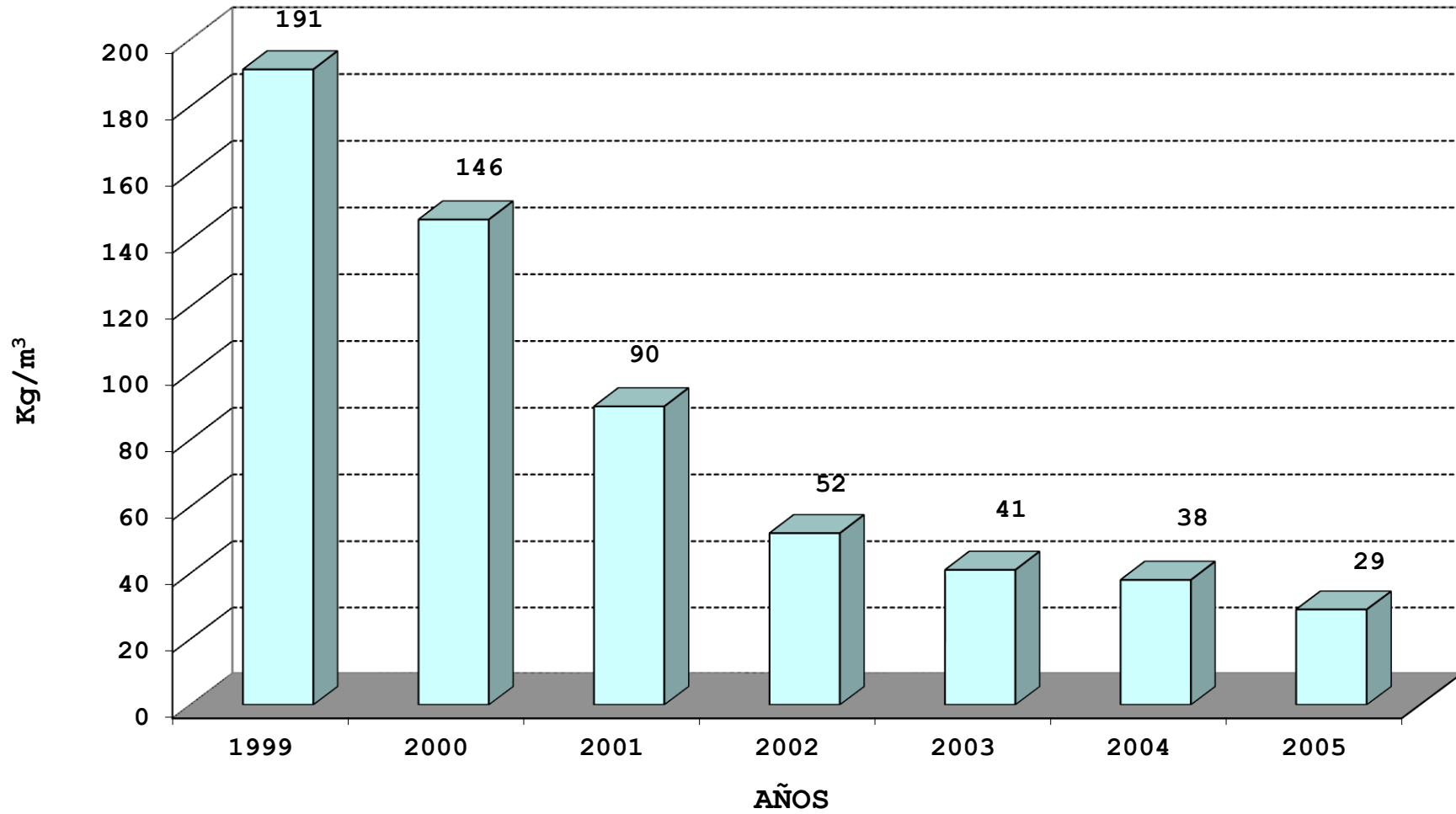




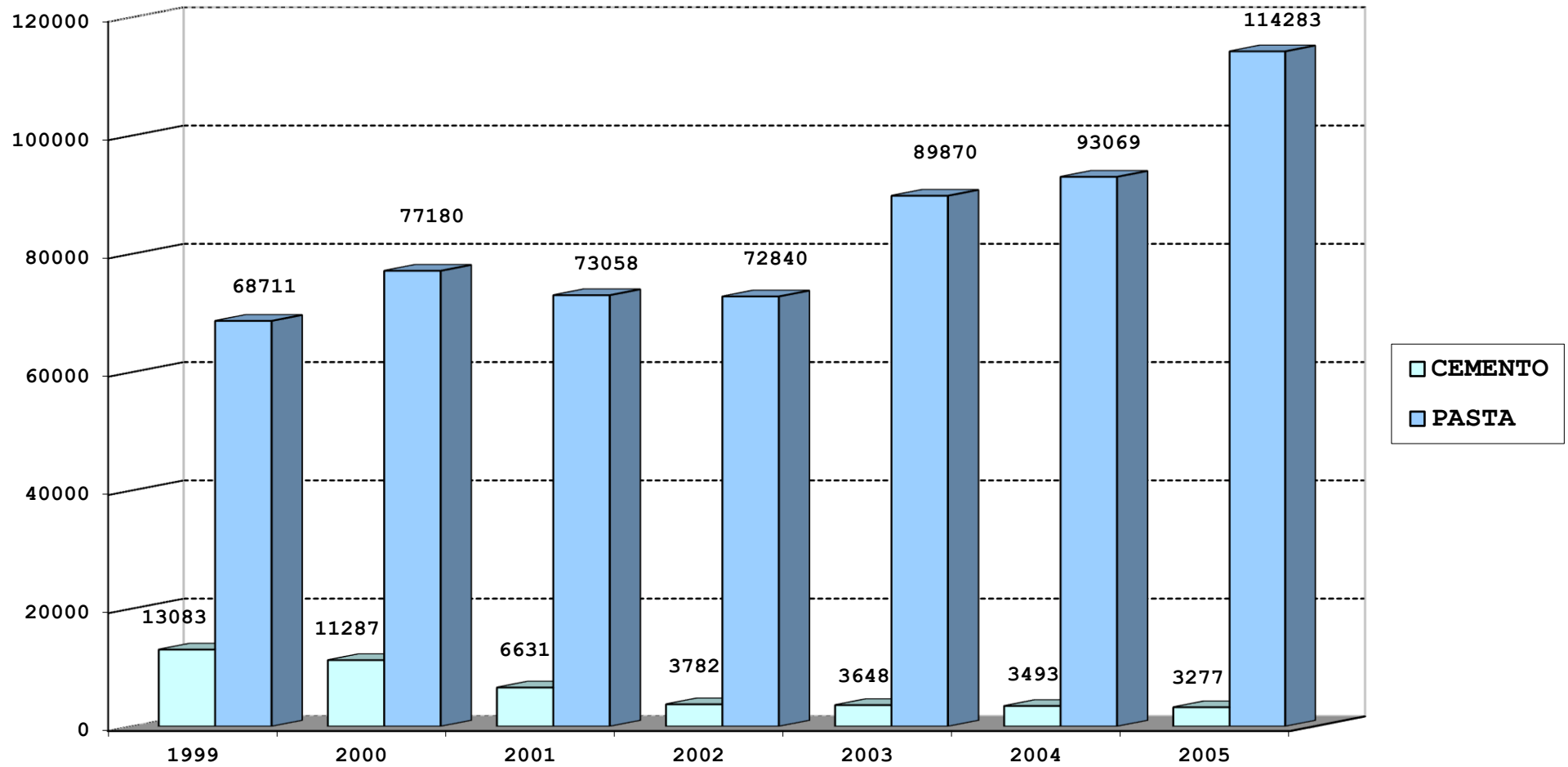
### RELLENO DETRITICO PROMEDIO ANUAL



# CONSUMO DE CEMENTO Kg/m3



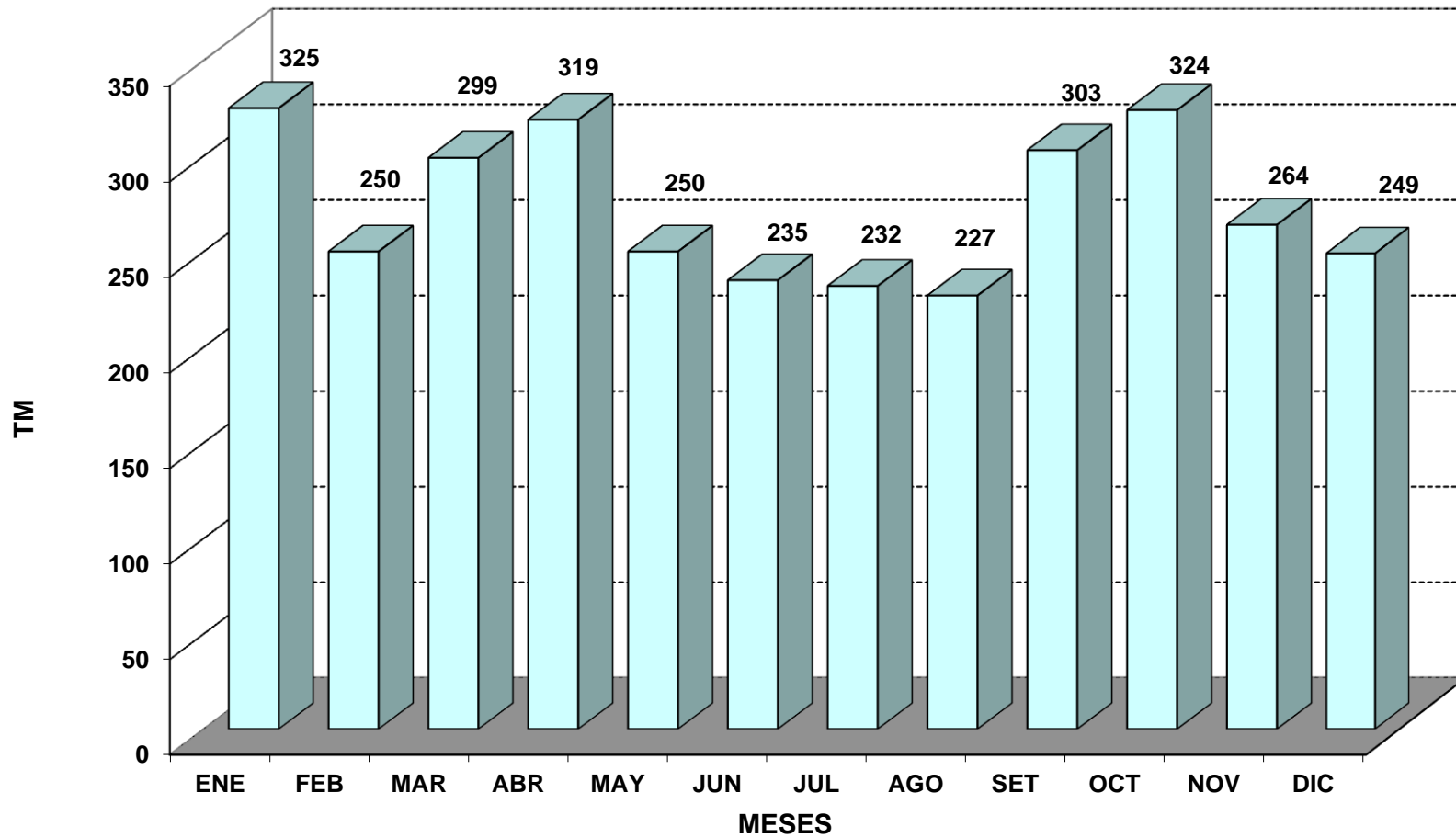
### CONSUMO DE CEMENTO (Ton) Vrs. PASTA (m<sup>3</sup>)



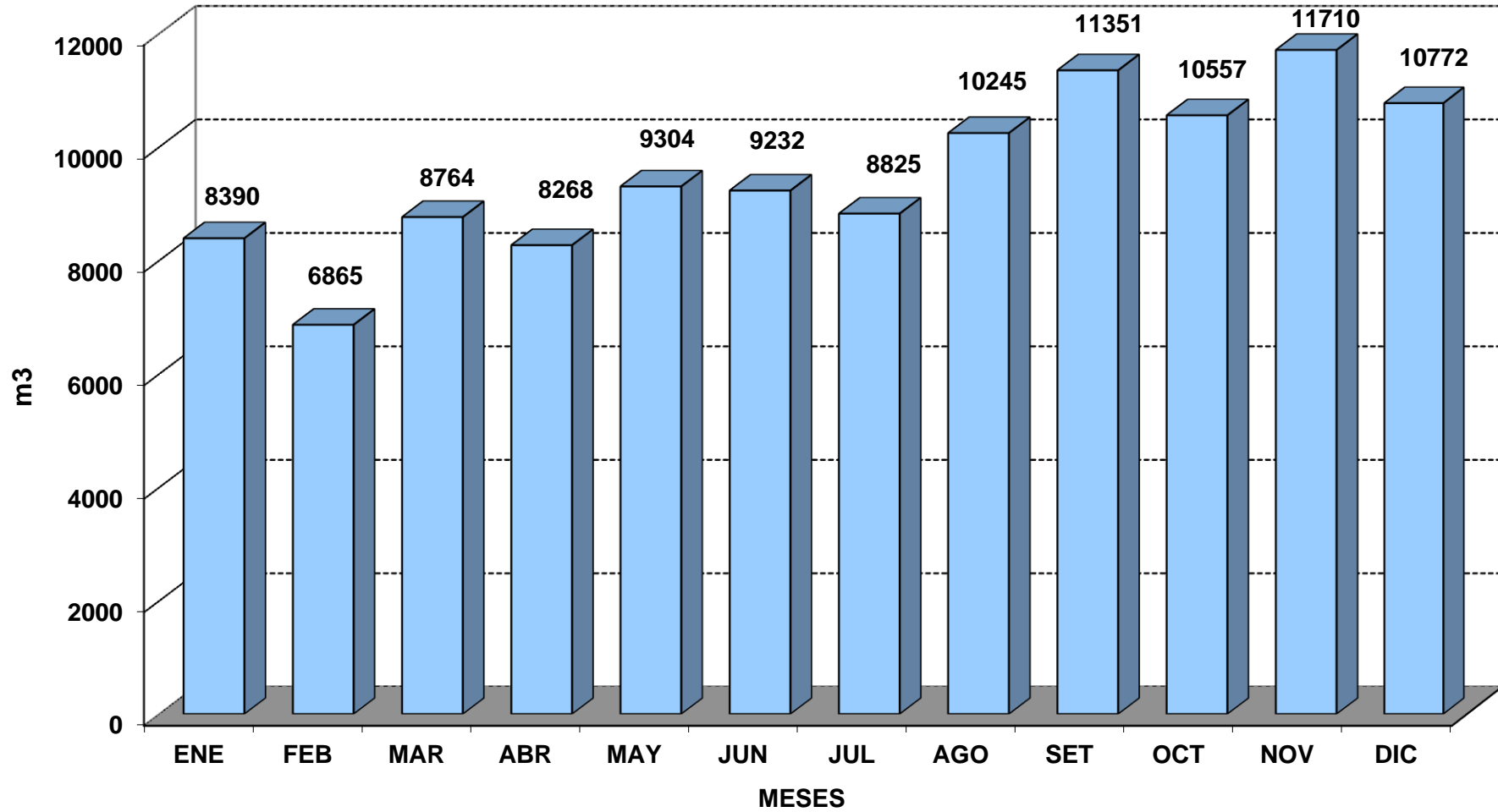
### CONSUMO MENSUAL - 2005

DESCRIPCION	UNIDAD	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE
CEMENTO	TON	325	250	299	319	250	235	232	227	303	324	264	249
PASTA	M3	8390	6865	8764	8268	9304	9232	8825	10245	11351	10557	11710	10772
AGREGADO GRUESO	TON	2589	3478	3408	3369	2578	2512	2732	2035	1469	415	253	814
AGREGADO ZARANDEADO	TON	4992	3019	3744	4476	4696	4852	5965	4807	5500	7795	8576	7463
RELLENO DETRITICO	M3	2494	2750	2812	2174	1663	1621	1763	1313	947	218	163	525
CEMENTO	Kg/m3	38.76	36.38	34.08	38.53	26.84	25.49	26.27	22.16	26.73	30.7	22.57	23.07

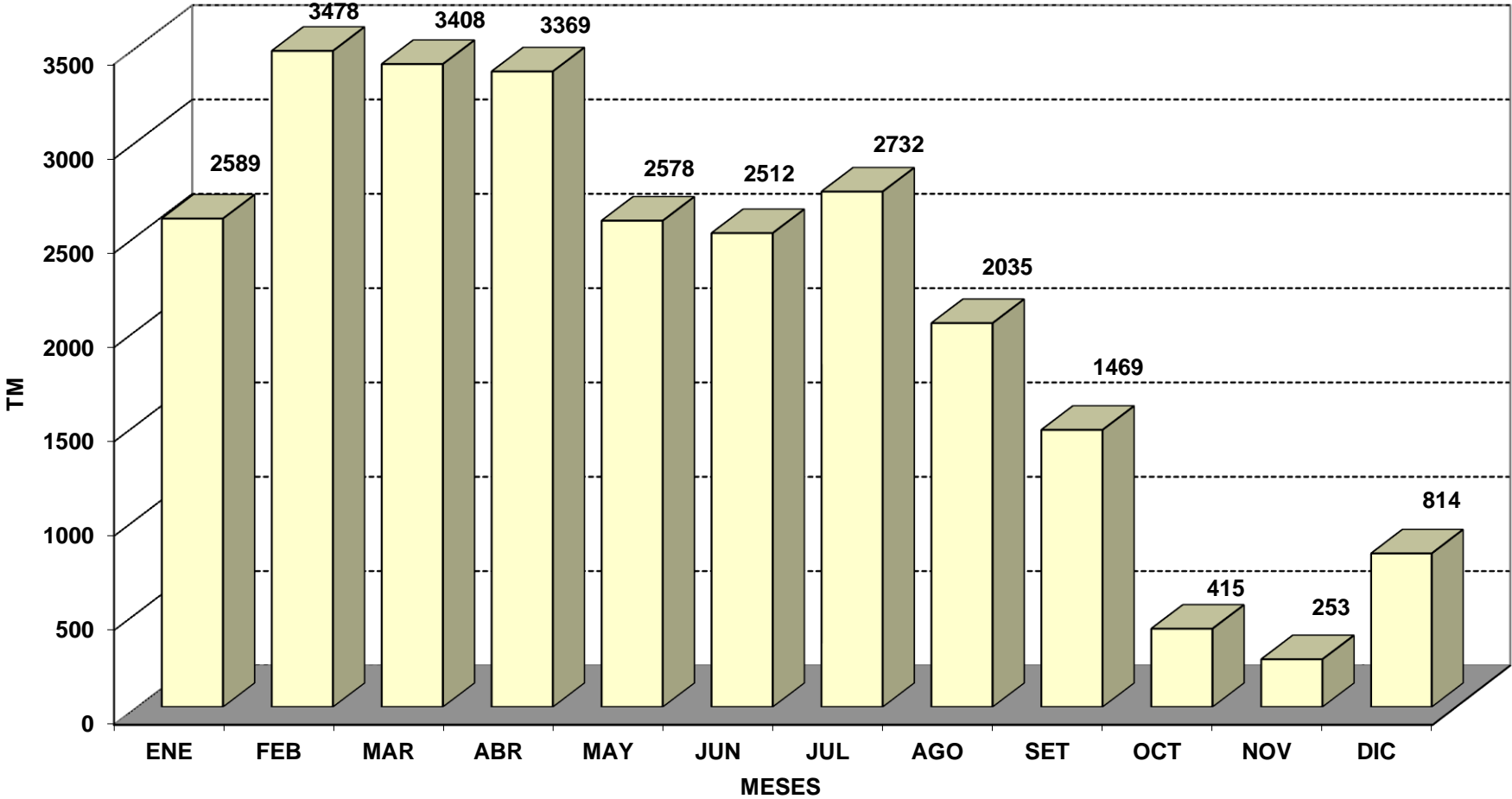
# CONSUMO MENSUAL DE CEMENTO - 2005



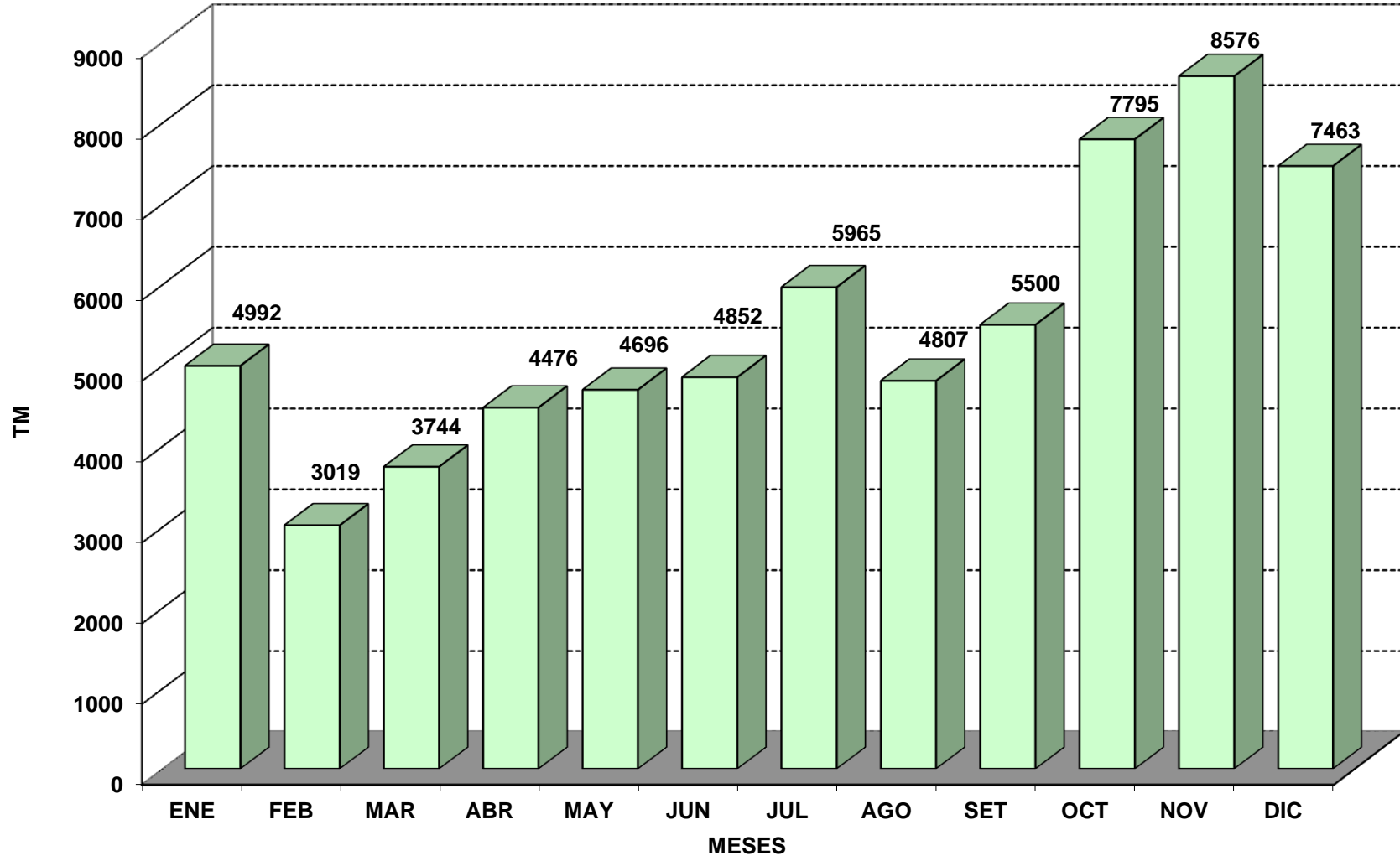
**CONSUMO MENSUAL DE PASTA - 2005**  
**M3**



**CONSUMO MENSUAL DE AGREGADO GRUESO - 2005**  
**TM**

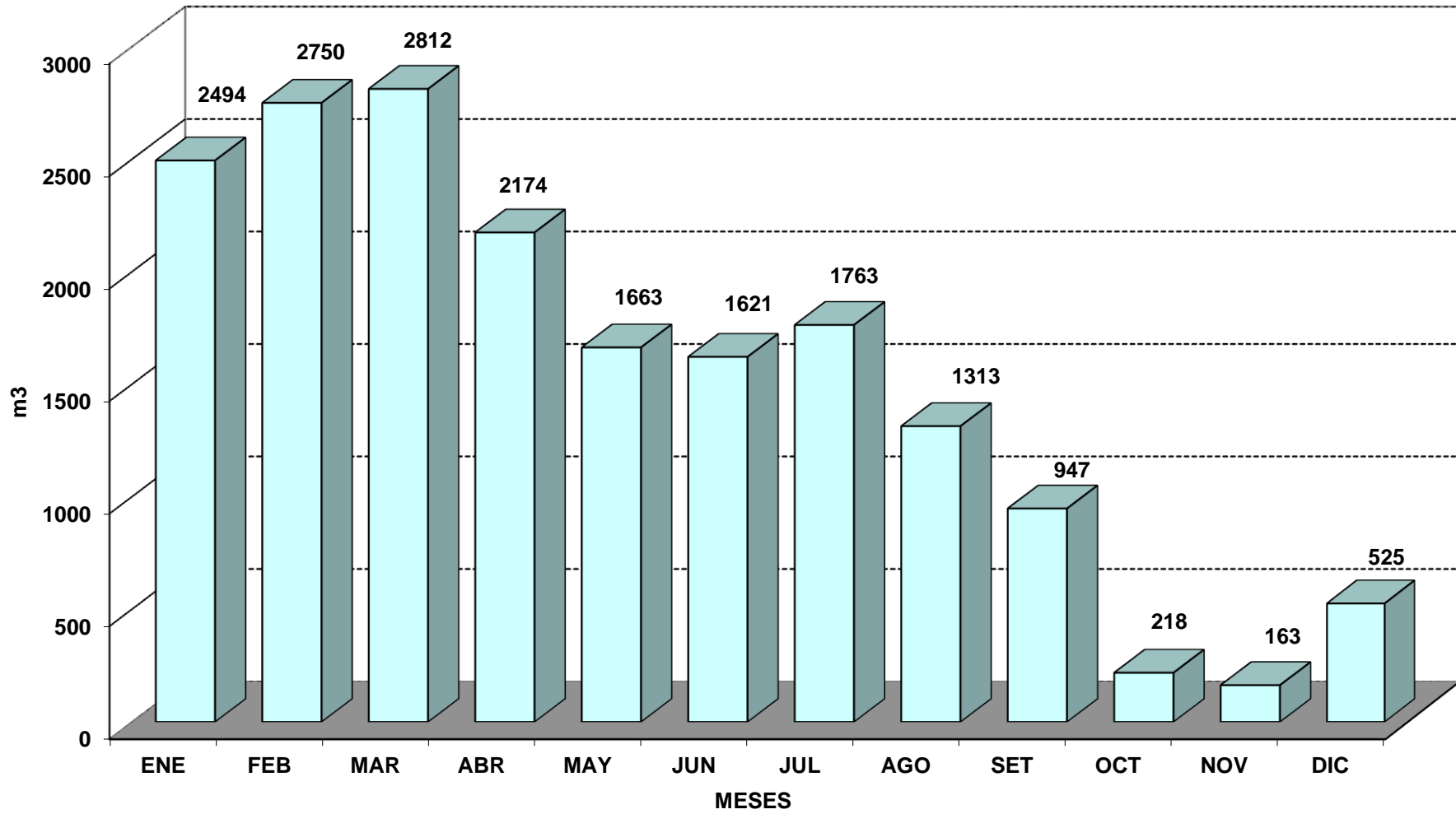


CONSUMO DE AGREGADO ZARANDEADO - 2005

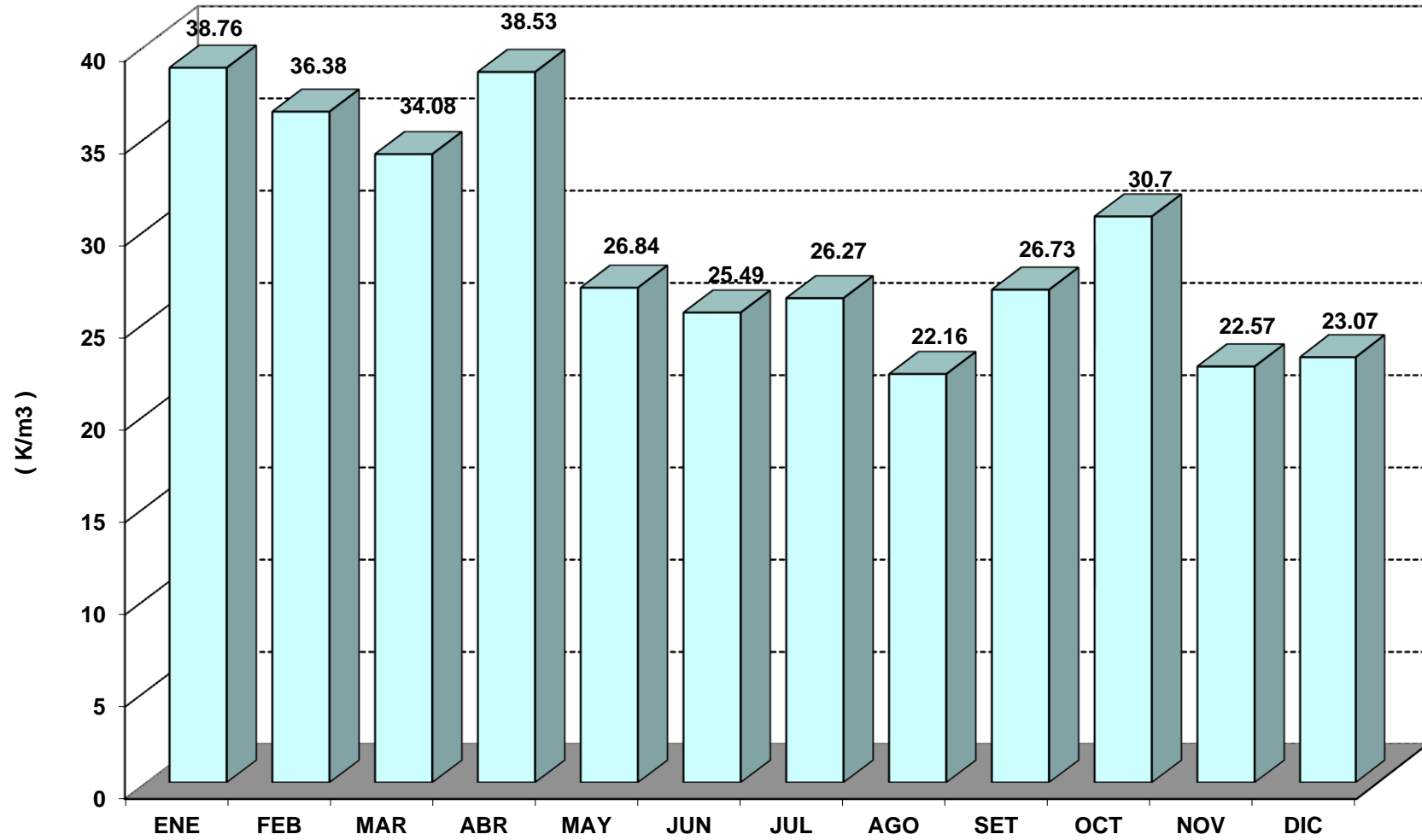




**CONSUMO MENSUAL DE RELLENO DETRITICO - 2005**  
**M3**



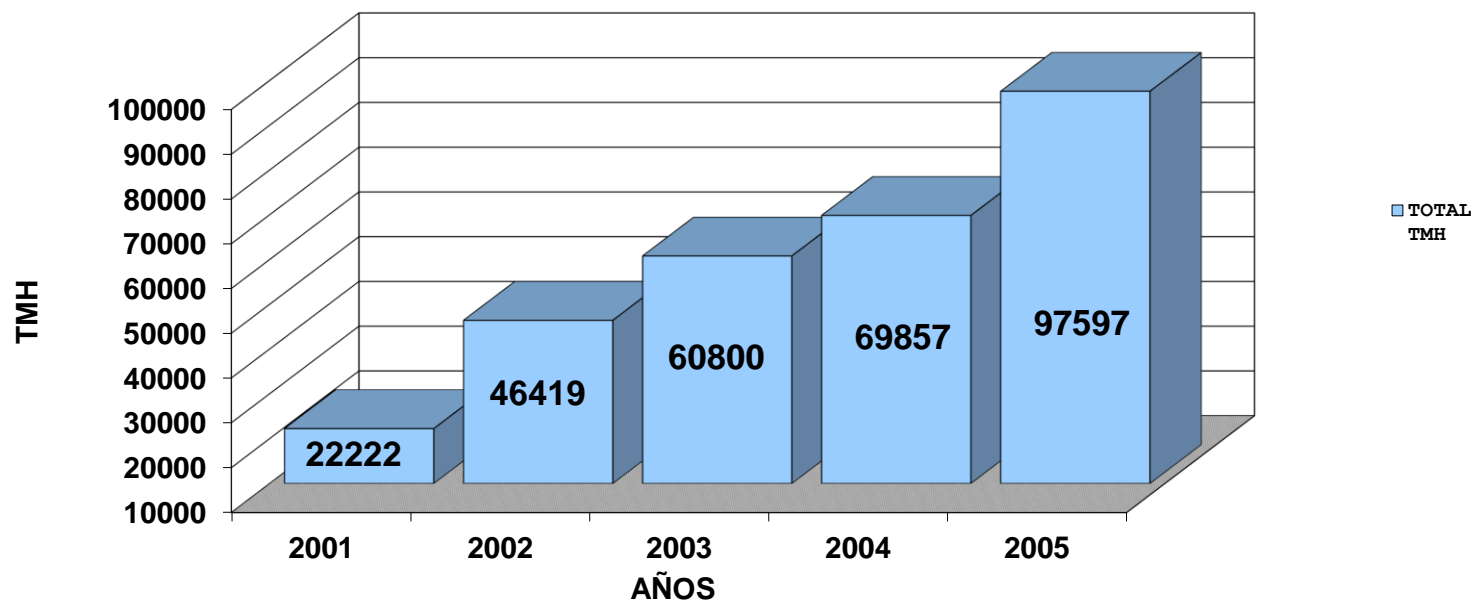
CONSUMO DE CEMENTO 2005  
K/m3



**RELAVE TRATADO - PLANTA DESAGUADO**  
**UTILIZADO EN RELLENO EN PASTA**

AÑO	ENE TMH	FEB TMH	MAR TMH	ABR TMH	MAY TMH	JUN TMH	JUL TMH	AGO TMH	SET TMH	OCT TMH	NOV TMH	DIC TMH	TOTAL TMH	PROMEDIO
2001					1011.00	2812.00	3281.00	3293.00	2968.00	3754.00	2699.00	2404.00	<b>22222</b>	<b>2778</b>
2002	3564.00	2151.00	3489.00	3160.00	4021.00	4091.00	4128.00	4319.00	4237.00	4234.00	4304.00	4721.00	<b>46419</b>	<b>3868</b>
2003	4803.00	4113.00	5023.00	4946.00	5246.00	5016.00	5192.00	4948.00	4711.00	6104.00	5463.00	5235.00	<b>60800</b>	<b>5067</b>
2004	5343.00	5211.00	5419.00	5555.00	5896.00	4189.00	5278.00	5440.00	5442.00	6558.00	7748.45	7777.30	<b>69857</b>	<b>5821</b>
2005	7807.00	4561.00	8220.49	8011.60	8847.00	8592.21	8689.68	8031.90	7982.36	8674.11	8427.40	9752.05	<b>97597</b>	<b>8133</b>
<b>TOTAL</b>	<b>21517</b>	<b>16036</b>	<b>22151</b>	<b>21673</b>	<b>25021</b>	<b>24700</b>	<b>26569</b>	<b>26032</b>	<b>25340</b>	<b>29324</b>	<b>28642</b>	<b>29889</b>	<b>296895</b>	<b>5302</b>

**PRODUCCION DE RELAVE DESAGUADO**



**CUADRO DE AGREGADO GRUESO DE CANTERA MARIA  
EN RELLENO DETRITICO**

AÑO	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	TOTAL	PROMEDIO
	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	
1999														
2000	1657.71	1013.67	1454.70	1112.75	2589.55	1098.63	1834.81	1598.33	1179.61	1400.42	1500.00	1500.00	17940	1495
2001	2464.62	1937.78	2559.59	3140.58	5275.85	5413.50	5460.92	5750.33	6975.95	6160.24	7023.31	6054.48	58217	4851
2002	5953.93	2249.94	4057.36	6207.40	3308.80	5203.20	5401.60	6089.60	7403.20	5414.64	5209.60	4132.80	60632	5053
2003	5847.29	3432.00	4231.61	4631.41	3693.76	4012.50	4190.30	3843.40	2593.92	3952.05	3620.24	1710.23	45759	3813
2004	3931.04	2800.00	5071.00	3517.00	3384.00	4542.00	5213.00	3978.00	4895.00	4716.00	4488.29	3140.62	49676	4140
2005	2589.00	3478.00	3408.27	3369.39	2578.34	2512.09	2732.33	2034.56	1468.46	144.43	253.00	813.92	25382	2115
TOTAL	22444	14911	20783	21979	20830	22782	24833	23294	24516	21788	22094	17352	257606	3578
	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>
TOTAL	14480	9620	13408	14180	13439	14698	16021	15029	15817	14057	14254	11195	166197	2308

Cía Minera Ares S.A.C.

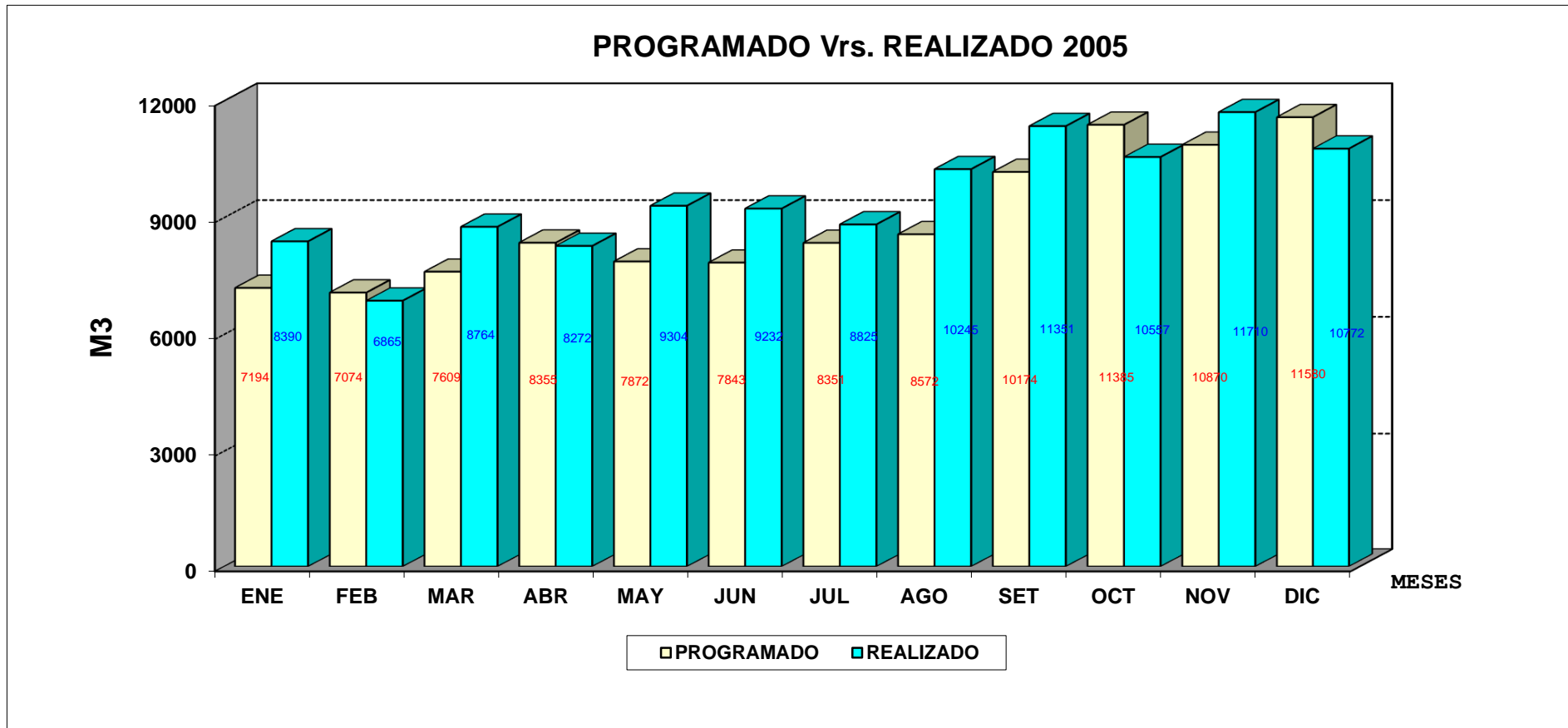
Sección Relleno

### CONSUMO DE AGREGADO ZARANDEADO EN RELLENO EN PASTA

AÑO	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	TOTAL	PROMEDIO
	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON	TON
1999	1969.00	4963.00	6447.00	8390.20	9594.20	927.60	8387.40	7707.00	8160.60	5272.40	8258.60	9153.20	79230	6603
2000	9691.93	9418.90	9299.62	10521.87	9209.70	7919.21	9043.92	10688.44	12515.42	12772.69	10640.72	8405.33	120128	10011
2001	10613.12	13177.44	14341.82	11847.03	10070.20	7005.20	6534.81	4444.67	2637.26	2550.86	4300.69	8163.18	95686	7974
2002	5178.27	6297.62	6475.30	6181.66	4274.92	7094.11	587.88	4942.91	5456.84	5401.65	4199.56	6708.33	62799	5233
2003	5911.30	5532.72	5157.65	5722.95	6949.88	5711.14	6085.90	5750.11	7233.66	8512.70	6767.23	6513.33	75849	6321
2004	5581.00	3996.00	5670.00	5571.00	6462.00	6942.00	6738.00	6661.00	6878.00	6507.00	5261.26	5593.63	71861	5988
2005	4992.00	3019.00	3743.97	4291.81	4695.97	4851.85	5965.14	4807.17	5499.46	7794.80	8575.53	7463.06	65700	5475
<b>TOTAL</b>	<b>43937</b>	<b>46405</b>	<b>51135</b>	<b>52527</b>	<b>51257</b>	<b>40451</b>	<b>43343</b>	<b>45001</b>	<b>48381</b>	<b>48812</b>	<b>48004</b>	<b>52000</b>	<b>571253</b>	<b>6801</b>
	m3	m3	m3	m3	m3	m3	m3	m3	m3	m3	m3	m3	m3	m3
<b>TOTAL</b>	<b>33035</b>	<b>34891</b>	<b>38448</b>	<b>39494</b>	<b>38539</b>	<b>30414</b>	<b>32589</b>	<b>33836</b>	<b>36377</b>	<b>36701</b>	<b>36093</b>	<b>39098</b>	<b>429513</b>	<b>5113</b>

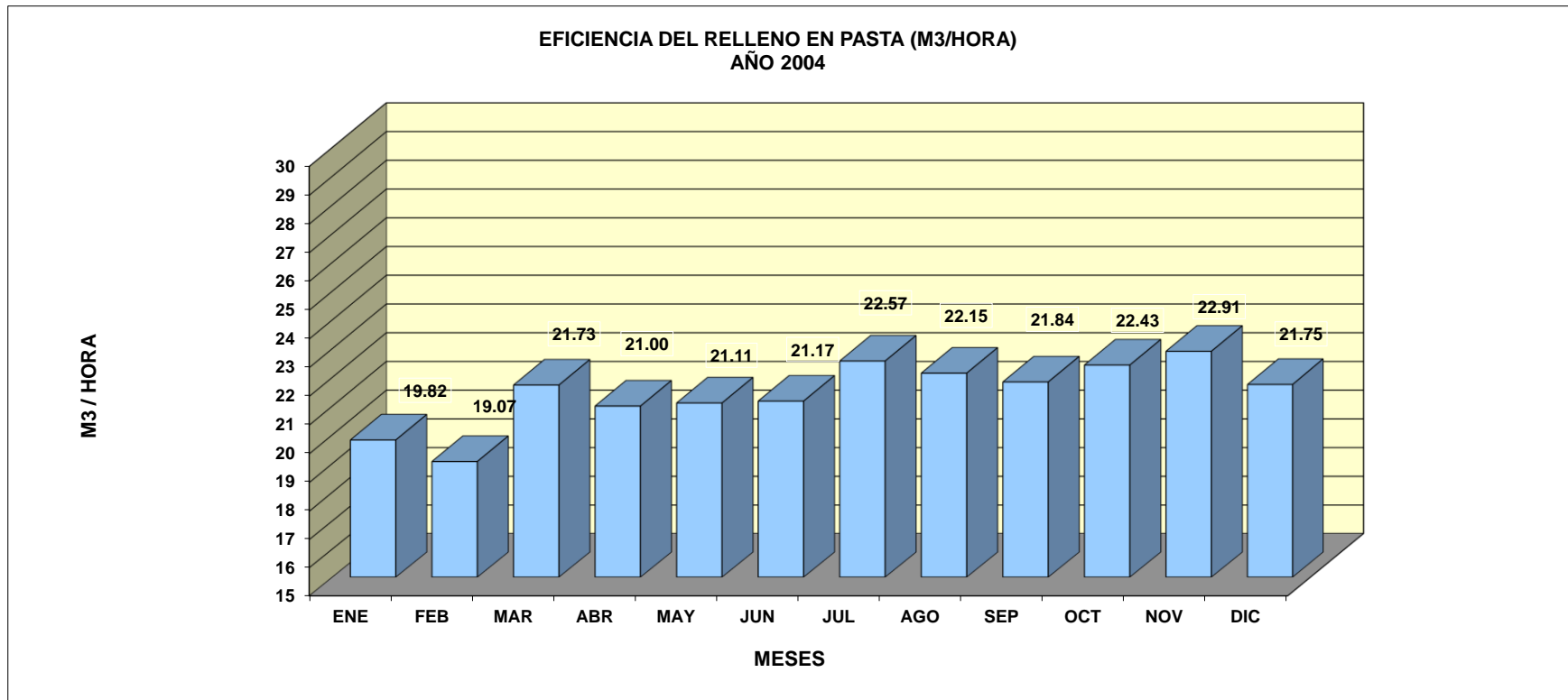
### VOLUMEN RELLENADO PROGRAMA Vrs. REAL 2005

MESES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL	PROMEDIO
<b>PROGRAMADO</b>	7194	7074	7609	8355	7872	7843	8351	8572	10174	11385	10870	11580	106879	8907
<b>REALIZADO</b>	8390	6865	8764	8272	9304	9232	8825	10245	11351	10557	11710	10772	114287	9524



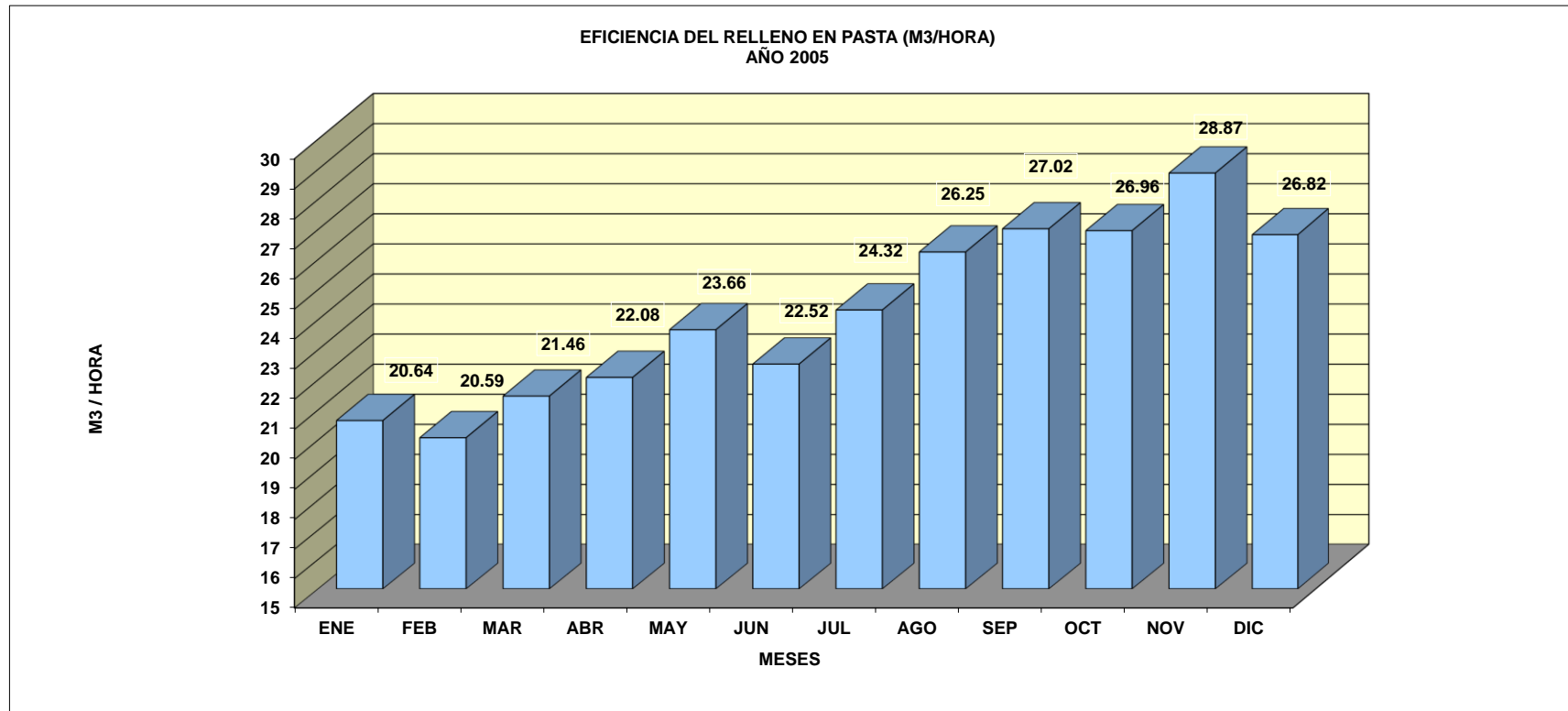
**EFICIENCIA DEL RELLENO EN PASTA AÑO 2004**

MES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
M3	7083	6129	8106	7148	8242	7009	7817	8579	7960	7087	8246	7989
HORA	357.40	321.41	373.04	340.40	390.50	331.06	346.40	387.40	364.50	316.01	360.00	367.30
M3/H	19.82	19.07	21.73	21.00	21.11	21.17	22.57	22.15	21.84	22.43	22.91	21.75



### EFICIENCIA DEL RELLENO EN PASTA AÑO 2005

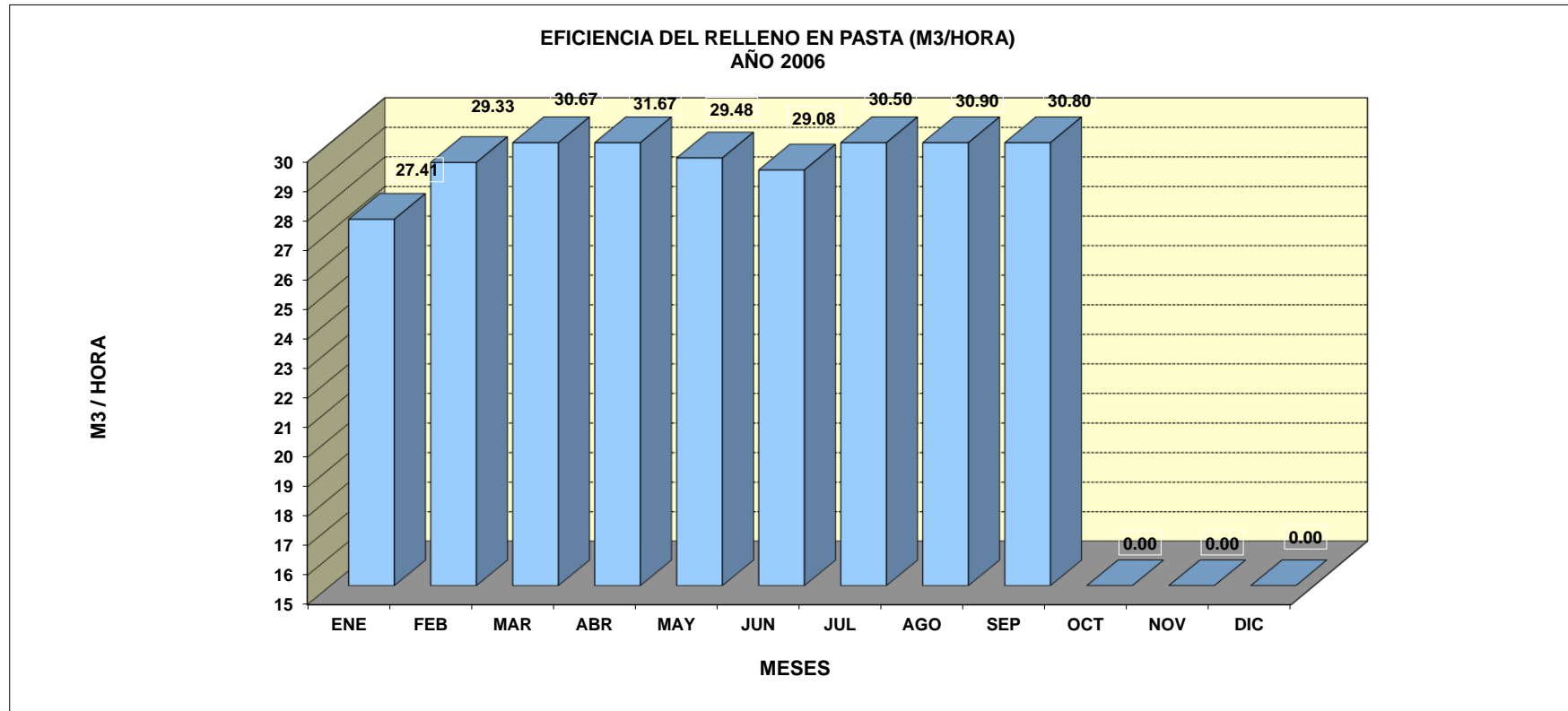
MES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
M3	8390	6865	8764	8268	9304	9232	8825	10245	11351	10557	11710	10772
HORA	406.40	342.00	408.46	374.50	393.18	409.92	362.88	390.29	420.07	391.60	405.55	401.58
M3/H	20.64	20.07	21.46	22.08	23.66	22.52	24.32	26.25	27.02	26.96	28.87	26.82





### EFICIENCIA DEL RELLENO EN PASTA AÑO 2006

MES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
M3	11987	10206	12527	12882	14372	10620	11360	13690	10689	0	0	0
HORA	437.33	347.97	408.49	406.79	487.46	365.25	372.45	443.05	347.10	0.00	0.00	0.00
M3/H	27.41	29.33	30.67	31.67	29.48	29.08	30.50	30.90	30.80	0.00	0.00	0.00



COMPARATIVO DE EFICIENCIA DE RELLENO (m<sup>3</sup>/hora) : 2004, 2005 y 2006

AÑO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
2004	19.82	19.07	21.73	21.00	21.11	21.17	22.57	22.15	21.84	22.43	22.91	21.75
2005	20.64	20.07	21.46	22.08	23.66	22.52	24.32	26.25	27.02	26.96	28.87	26.82
2006	27.41	29.33	30.67	31.67	29.48	29.08	30.50	30.90	30.80			

COMPARATIVO EFICIENCIA DEL RELLENO EN PASTA (M3/HORA): 2004, 2005 Y 2006

