

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA MINERA Y METALURGIA



**“ESTUDIO TÉCNICO APLICACIÓN DE LA TECNOLOGÍA DE
RELLENO EN PASTA UTILIZANDO RELAVE DESAGUADO Y
AGREGADOS VOLCÁNICOS”**

INFORME DE INGENIERIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

HERNÁN SÁNCHEZ INGA

**LIMA - PERÚ
2005**

CONTENIDO

| | Pag. |
|----------------------------------|------|
| INTRODUCCIÓN | 1 |
| | |
| CAPITULO I | |
| GENERALIDADES | |
| 1.1 Ubicación | 2 |
| 1.2 Accesibilidad | 3 |
| 1.3 Historia | 3 |
| 1.4 Relieve e Hidrografía | 4 |
| 1.5 Clima | 5 |
| 1.6 Vegetación | 5 |
| 1.7 Recursos Humanos y naturales | 6 |
| | |
| CAPITULO II | |
| ASPECTOS GEOLÓGICOS | |
| 2.1 Geología Regional | 7 |
| 2.1.1 Litología | 7 |
| 2.2 Geología Estructural | 9 |
| 2.3 Geología Local | 11 |
| 2.3.1 Aspectos Litológicos | 12 |

| | | |
|-------|--|----|
| 2.4 | Principales características de las vetas | 15 |
| 2.5 | Reservas | 21 |
| 2.5.1 | Normas de cubicación | 23 |
| 2.5.2 | Resumen general de reservas | 28 |

CAPITULO III

GEOTECNIA

| | | |
|-----|---------------------------------|----|
| 3.1 | Origen del yacimiento | 29 |
| 3.2 | Meteorización y alteraciones | 29 |
| 3.3 | Condiciones Hidrogeológicas | 30 |
| 3.4 | Discontinuidades | 31 |
| 3.5 | Clasificación Geomecánica | 32 |
| 3.6 | Reforzamiento y/o sostenimiento | 37 |

CAPITULO IV

ASPECTOS DE MINADO

| | | |
|-----|-------------|----|
| 4.1 | Desarrollos | 39 |
| 4.2 | Preparación | 40 |
| 4.3 | Explotación | 44 |

CAPITULO V

SISTEMA DE RELLENO EN PASTA UTILIZANDO RELAVE

DESAGUADO Y AGREGADO VOLCANICO

| | | |
|-------|---------------------------------------|----|
| 5.1 | Introducción | 50 |
| 5.2 | Características del relleno en pasta | 53 |
| 5.3 | Ventajas del relleno en pasta | 55 |
| 5.4 | Relleno en Minas Ares | 57 |
| 5.5 | Materiales usados | 58 |
| 5.5.1 | Agregados | 59 |
| 5.5.2 | Cemento | 76 |
| 5.5.3 | Agua | 76 |
| 5.5.4 | Relave desaguado | 77 |
| 5.6 | Etapas para el mejoramiento | 81 |
| 5.7 | Condiciones de operación | 85 |
| 5.7.1 | Porcentaje de Humedad de agregado | 85 |
| 5.7.2 | Por aumento de slump | 85 |
| 5.7.3 | Por incremento de resistencia | 86 |
| 5.8 | Resistencia a la compresión | 87 |
| 5.8.1 | En función capacidad máxima del scoop | 88 |
| 5.8.2 | En función capacidad operativa scoop | 89 |
| 5.8.3 | Otras características | 90 |
| 5.9 | Planta Dosificadora | 92 |
| 5.9.1 | Incorporación de agregados | 93 |
| 5.9.2 | Incorporación de cemento y agua | 93 |

| | |
|--|-----|
| 5.9.3 Mezclado | 94 |
| 5.9.4 Descarga | 95 |
| 5.9.5 Perfomance de la planta dosificadora | 95 |
| 5.9.6 Sistema de bombeo | 98 |
| 5.10 Sistema de transporte de relleno | 103 |
| 5.10.1 Labores utilizadas y preparadas | 103 |
| 5.10.2 Tuberías de transporte | 103 |
| 5.10.3 Instalación de tuberías | 107 |
| 5.10.4 Desgaste de tuberías | 108 |
| 5.11 Operación de relleno | 109 |
| 5.11.1 Preparación en planta de relleno | 109 |
| 5.11.2 Preparación de tajos en mina | 110 |
| 5.11.3 Inicio de operación | 111 |
| 5.11.4 Operación de relleno | 112 |
| 5.11.5 Final de la operación | 114 |
| 5.12 Problemas de operación | 115 |
| 5.12.1 Atoros por segregación | 115 |
| 5.12.2 Atoros por fallas mecánicas | 116 |
| 5.12.3 Rotura de tuberías | 117 |
| 5.12.4 Factores climáticos | 117 |

CAPITULO VI

COSTOS DE RELLENO EN PASTA

| | |
|---------------------------------|-----|
| 6.1 Costos del Relleno en Pasta | 119 |
|---------------------------------|-----|

CAPITULO VII

PRUEBAS REALIZADAS PARA LA INCORPORACION DE

RELAVE EN EL RELLENO EN PASTA

| | |
|---------------------------|-----|
| 7 Ensayos que se realizan | 123 |
|---------------------------|-----|

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

| | |
|----------------|-----|
| 8 Conclusiones | 127 |
|----------------|-----|

| | |
|--------------|-----|
| BIBLIOGRAFÍA | 132 |
|--------------|-----|

ANEXOS

INTRODUCCIÓN

Existe un reconocimiento mundial y que crece continuamente relacionado con las ventajas de disponer los relaves en forma subterránea y superficie 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 en un 100% 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. se encuentra ubicada a una altura de 4950 m.s.n.m. en el Cerro de Cajchaya, a 275 km. al Noroeste de la ciudad de Arequipa. A 20 km. en línea recta de la mina Arcata y a 27 km. al Noreste de la mina Orcopampa.

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

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

N 83363300 E 804481

Y coordenadas geográficas:

Longitud Oeste 72°10'00"

Latitud Sur 15°02'00"

1.2 ACCESIBILIDAD

Es de fácil acceso por encontrarse a 5 km. al noreste de la carretera que une Caylloma y Arcata. La ruta es la siguiente: se dispone de una vía asfaltada que parte de Arequipa pasando por Sumbay, continuando hasta el puente de Callalli, donde se deriva una carretera afirmada a Sibayo, Caylloma y finalmente llegar a la mina Ares. Es un recorrido aproximado de 275 km.

Existe otra vía directa 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).



DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA

Dibujo: C.V.U.
 Revisado: C.R.F.
 Aprobado: O.R.R.

Escala: 1/1'000,000
 Fecha: Dic. 2001



CIA. MINERA ARES S.A.C.

PLANO DE UBICACION Y ACCESO

Fig. N° 01

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, en tiempo de invierno se acumula en grandes cantidades.

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 glaciaria.

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 Alpabamba.

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. La Formación Tacaza.

Compuesto principalmente por una secuencia de riocitas 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 Geología 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.

a. Primer Sistema

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

b. Segundo Sistema

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

c. 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.

Siendo la mina Ares un yacimiento nuevo en su fase inicial de operación, poco se conoce de los lazos cimoidales en sus tres dimensiones, las labores de reconocimiento de la veta Victoria, esta podría haber cortado el lazo cimoides en la parte central o en la base.

2.3.1 ASPECTOS LITÓLOGICOS

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 riocitas 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 riódacitas en la parte superior, lava y aglomerados riódacíticos 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° a 80° 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 N65⁰E y buzamiento 70⁰ a 80⁰ 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 óxido 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, donde se encuentra la estructura de la veta Lula, 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 30 de Junio del 2005.

Consta de 2 partes, la primera es el inventario de recursos minerales totales de la zona en operación de la mina que totaliza 947240 TMS de mineral con valores promedio de 1,82 mts. en potencia, 319,35 Gr/TM.Ag y 17,08 Gr/TM.Au, esto en las 10 estructuras principales conocidas en Ares.

La segunda parte se refiere a las Reservas Geológicas de la Mina que abarca a los bloques

Probado y Probable con un CUT-OFF de 70,20 US\$/TM, que totaliza 596230 TMS. De mineral con valores de 2,21 mts. en potencia, 341,07 Gr/TM.Ag y 22,26 Gr/TM.Au

En el caso de veta Ramal Victoria, Cimoide, se hizo una nueva interpretación estructural que ha permitido asignar los bloques a su respectiva veta.

Se ha integrado a lista de vetas dos estructuras adicionales, Ramal Sur y Ramal 097 como nuevas vetas en el inventario de Ares.

Para la valorización de los bloques se han utilizado datos proporcionados por planeamiento mina, referidos en 13,00 US\$/Gr. Au. y 6,50 US\$/Oz.Ag como valores de punto y un CUT OFF de 70,20 US\$/TMS, siendo este último el promedio de costos de Enero a Junio del 2005, y se distribuyen como sigue:

- Exploraciones y desarrollo 3,80 US\$/TMS

| | | |
|---|----------------------|----------------|
| • | Planta Concentradora | 12,90 US\$/TMS |
| • | Mina | 32,70 US\$/TMS |
| • | Gastos Generales | 20,80 US\$/TMS |
| | Total | 70,20 US\$/TMS |

2.5.1 NORMAS DE CUBICACIÓN

Se utilizó los criterios básicos de cubicación para vetas, y se realiza la siguiente clasificación de mineral:

a. POR CERTEZA

- **Mineral probado (PRDO.)**

Es el bloque que se encuentra entre una galería base y una galería de cabeza y cuenta con chimeneas de reconocimiento, su ley promedio se ha obtenido del muestreo sistemático.

- **Mineral probable (PBLE.)**

Es el bloque que está definido por una galería y una chimenea, la altura del bloque se considera 25 metros, su ley promedio se obtiene del muestreo sistemático.

- **Mineral posible (POSI.)**

Este mineral se obtiene del conocimiento geológico del yacimiento y por la analogía de evidencias de mineralización. Los bloques de mineral posible son adyacentes a los bloques de mineral probable.

- **Mineral potencial (POT.)**

Es el mineral que se considera como geológicamente existente, el criterio es la correlación de las estructuras durante el laboreo

minero, generalmente son adyacentes a los bloques de mineral posible.

b. POR ACCESIBILIDAD

- **Bloques accesibles**

Son aquellos que tienen accesos para su preparación y explotación ya que se cuenta con labores y condiciones de extracción.

- **Bloques eventualmente accesibles**

Estos bloques no cuentan con accesos para su minado, siendo necesario realizar labores de desarrollo y preparación.

- **Bloques inaccesibles**

Son aquellos bloques que se encuentran distantes de los bloques operativos y que no cuentan con

labores cercanas que indiquen su explotación a corto plazo.

c. POR DISPONIBILIDAD:

- **Disponible u operativo**

Son los bloques que actualmente se encuentran en explotación (operación actual).

- **Disponible a corto plazo**

Son aquellos bloques que pueden entrar en operación en un plazo máximo de un año.

- **Disponible a mediano plazo**

Son aquellos bloques que pueden ser puestos en operación en un plazo mayor de un año.

d. CORRECCIÓN DE LEYES

Las leyes son objeto al siguiente tratamiento:

- Valores de oro mayores a 100 Gr., son reducidos a 100 Gr.
- Los valores altos erráticos son objeto a una corrección.
- Las leyes son castigadas en 15% por dilución y errores de ensaye.

e. VALOR DE PUNTO

Se define como el valor de cotización del mineral. Estos valores fueron proporcionados por planeamiento Mina Ares.

Oro 8,58 US\$/TM.

Plata 4,11 US\$/TM.

f. PESO ESPECÍFICO

Se ha tomado el promedio para toda la mina cuyo valor es 2,55.

2.5.2 RESUMEN GENERAL DE RESERVAS DE MINERAL

La veta Victoria, con las informaciones obtenidas de la perforación y geología de minas, se puede estimar un potencial tentativo referencial, que permitirá explorar con mayor intensidad la veta Victoria, para ubicar mayor volumen de mineral en los años siguientes y extender la vida de la mina.

CAPITULO III

GEOTECNIA

3.1 ORIGEN DEL YACIMIENTO

Estos yacimientos vetiformes están asociados a centros volcánicos de Huajrahuiiri, 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. Una relacionado con el alineamiento NE-SW, que son las estructuras muy favorables para la mineralización con las cuales esta 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 falla 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 riocacita, tobas y la veta. Los valores más bajos están relacionados con las riocacitas muy argilizadas y las tobas (tufos), en las proximidades de la veta tal como se observa en el plano geotécnico (ver anexo).

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.

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

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

Características de las masas rocosas

| Clase de roca | RMR | Comentario | Tiempo de autoestabilidad horas |
|---------------|---------|--|---------------------------------|
| 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.

| Clase de roca | Tipo soporte temporal | Tipo soporte permanente |
|----------------------|--|---|
| 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 | Malla + perno |

| | | |
|---|---|---|
| | sistemático en cuadrícula de 1,00 a 1,20 m. | 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

| Para RMR | Anchura o altura máxima de excavación (m) | Tiempo de autosostenimiento (horas) |
|-----------------|--|--|
| <20 | >2,00 | <3 |
| 20 a 30 | 2,00 a 3,50 | 3 a 20 |
| 30 a 40 | 3,50 a 6,00 | 20 a 60 |
| 40 a 50 | 6,00 a 9,00 | 60 a 200 |
| >50 | 9,00 | >200 |

CAPITULO IV

ASPECTOS DE MINADO

4.1 DESARROLLOS

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

4.1.1 Rampas

Se viene desarrollando la rampa 4 SW y 4 NE hacia la Veta Victoria, tomando mayor énfasis en el control del radio de curvatura. La pendiente planificada es de 12%, en las zonas de curva 7 % con 17,80 mts. 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' igual que las rampas. En ellas se ubican los echaderos (ORE PASS) y caminos hacia los tajeos.

4.2 PREPARACION

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

4.2.1 Sub niveles

Los sub niveles son de 7' x 8' y de 8' x 9' de sección a partir de estos se inician los siguientes cortes a la explotación del mineral; en la perforación se utiliza perforadoras de percusión y rotación marca Toyo con barrenos integrales de 6 pies. La limpieza se realiza mediante scoop, pala y carros mineros.

4.2.2 Chimeneas

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

4.2.3 Ore pass

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

Se construye con elementos circulares de metal (consta de 3 planchas de 0,60 m de altura) y fierro corrugado (malla de 0,20 x 0,20 m), alrededor se rellena con concreto, son de 1,50 m. de diámetro, con una parrilla de rieles de 8" de abertura de riel al riel.

4.2.4 Caminos

En la preparación de este sistema se construyen 3 caminos uno central y dos extremos, con el objeto de mantener siempre 2 caminos disponibles en cada ciclo de minado. Por el camino central se instalan las tuberías de aire, agua, cables de energía eléctrica y las tuberías de drenaje del agua

que filtran al tajeo. De la parte superior de la chimenea bajan las tuberías de relleno. Estos caminos en su totalidad van encribados con madera.

4.2.5 Tunnel Liner

Con la finalidad de mantener el acceso principal a Veta Victoria, tanto para la supervisión como para el abastecimiento de materiales, en gal. 820 (Nv. 4875), se determina la colocación del Tunnel Liner, actualmente se tiene 540 mts. instalados, y se continua la colocación en toda la extensión de la galería.

El Tunnel Liner presenta planchas acanaladas de fierro acerado de 3 mm de espesor, consiste de 4 planchas que 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 armando un anillo base llevando la gradiente y

dirección, se continua acoplando los demás anillos a la base, todo el empernado se realiza por el interior de la estructura metálica; al final del armado se inyecta relleno alrededor del Tunnel Liner con un espesor mínimo de 0,30 mts. La recuperación se realizará sin inconvenientes.

La gran ventaja del Tunnel Liner es su facilidad de armado e instalación que se realiza por dentro de la estructura en la medida que se va avanzando.

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.

Luego de tener listo la preparación 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 tiene un ciclo de minado ya establecido de acuerdo a la experiencia durante la explotación del tajeo. El ciclo es el 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.

El tajeo se realiza llevando todo el ancho de la veta llegando a veces a 4,5 m. o reduciéndose a

2,2 m. (ancho mínimo para el equipo) pero se toma un promedio de 3,0 x 3,0 m. de sección.

4.3.1 Perforación

La perforación en los tajeos se realiza utilizando máquinas tipo Jack Leg que trabajan a una presión de 65 lb/pulg²; se perforan 19 taladros en total para 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 realizada en Ares es utilizando dinamita, fanel rojo y blanco, karmex, fulminante # 6 y 8, guía de seguridad, conectores, pentacord y otros accesorios.

4.3.3 Acarreo

Para el acarreo del mineral de los 2 frentes se utiliza scoop eléctricos de 1,5 yd³, quienes realizan la limpieza, luego de la voladura, llevando el mineral desde los frentes hasta el Ore Pass, con distancias variables de 0 a 60 mts, tiene un rendimiento promedio de 18 TM/hr. De donde posteriormente serán llevados hasta la planta concentradora utilizando volquetes volvo NL-12.

4.3.4 Ventilación

Cuando se tenga una mayor profundidad en las 2 rampas se tiene en proyecto a mediano plazo, en el cual se aplicará un sistema de ventilación extractor con 2 ventiladores de 120,000 CFM de doble etapa instalado en las chimeneas 730 y ch. 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 Recursos humanos

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

01 maestro perforista - enmaderador.

01 operador de scoop eléctrico.

01 ayudante.

4.3.6 Sostenimiento

Por tener una sección amplia en el tajeo 3 m x 3 m se trata de conseguir el autosostenimiento de las cajas y coronas, en caso de presentarse terrenos que necesiten sostenimiento se utilizan pernos swellex de 7 y 5 pies de longitud, en forma sistemática, en los peores casos, un sostenimiento

temporal utilizando madera y pernos con malla.

4.3.7 Relleno

El sistema de relleno utilizado en Ares es del tipo en Pasta utilizando Relaves y agregados de origen volcánico, que tiene muchas ventajas especialmente en la parte operativa. Mayor detalle en el siguiente capítulo.

CAPITULO V

SISTEMA DE RELLENO EN PASTA UTILIZANDO RELAVE DESAGUADO Y AGREGADO VOLCANICO

5.1 INTRODUCCIÓN

El Relleno en Pasta o de Pulpas de Alta Concentración, es un sistema relativamente nuevo. Se originó con la necesidad de ahorrar energía y de 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 (su predecesor) que se aplica con concentraciones en peso entre 45 - 65 %, 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.

Con el uso del Relleno en Pasta se tiene la posibilidad de utilizar el relave de granulometría muy fina, que usualmente es 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.

El Relleno en Pasta a diferencia del Relleno Hidráulico que opera con concentraciones en peso hasta un máximo de 65 %, y debe observar una velocidad de transporte mínima (velocidad crítica) para evitar la sedimentación de las partículas, teniendo a la percolación como medida para el diseño del relleno. En el relleno en Pasta se aplican otros criterios y valores diferentes.

En el Relleno en Pasta, el medio de transporte en un fluido acuoso es una matriz de partículas menores de 20 micras. Estas partículas extrafinas 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 (sangrar) al ser sometida a presión durante el bombeo.

5.2 CARACTERISTICAS DEL RELLENO EN PASTA

- Es una mezcla de relave, cemento, agua y agregados (opcional).
- 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 - 1.2 (1020) ordinario.
- Distribución de partículas con contenido de finos menores a 20 micrones, mayor o igual a 15%, incluyendo relave y cemento.
- Aumento de ficción 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, contenido permisible 10 ppm.
- El Ph elevado es más favorable.

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 poderse acelerar los ciclos de minado.
- Disminución de los volúmenes de drenaje al reducir el ingreso de agua en la mina

- En los métodos de explotación, que usan rellenos cementados como techos (Corte y Relleno Descendente) ó Pilares (Corte y Relleno Ascendente con Pilares Dinámicos).
- 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 consiste generalmente de relaves de mina y cemento, en nuestro caso la pasta lo componen agregado tamizado y relave desaguado.

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 atravesando el relleno teniéndole como techo.

5.5 MATERIALES USADOS

Se utilizan agregados de origen volcánico, cemento, relave desaguado, aditivo opcionalmente y agua, con los cuales se logra formar una mezcla

pastosa, con los requisitos exigidos para ser una mezcla bombeable.

5.5.1 Agregados

Dadas las condiciones de roca encajonante y mineral del yacimiento y ante la prioridad de realizar un pilotaje de tajeos para iniciar la explotación, se ha tomado la opción de utilizar los agregados de la Cantera María mezclados con relave desaguado.

La Cantera María ubicada en un cráter volcánico, es un yacimiento con agregados de origen piroclástico, con una extensión de 256000 m² y un potencial estimado de 800,000 m³.

Características Geológicas

a. Aspectos Geomorfológicos

La cantera Maria, se encuentra dentro de un cráter tipo estromboniano, de la cadena o sistema de volcanes entre Caylloma y Puquio,

El depósito de áridos presenta una geomorfología en lomas suaves limitado por diques y afloramientos de lavas andesíticas foliadas y remanentes de aglomerados que definen el aspecto del cráter volcánico.

b. Descripción Petrológica de las rocas originarias de los áridos de Cantera Maria

Tal como se indicó anteriormente los áridos piroclásticos están compuestos de rocas de origen volcánico, básicamente formada en una caldera,

cuyos componentes principales son andesitas, dacitas, pomez, aglomerados, y material puzolanico.

Andesitas

La andesita de Maria es generalmente porfirítica con feldespatos y minerales maficos en forma de fenocristales que en el caso de los áridos fueron lixiviados y/o alterados.

Dacitas

La dacita es el equivalente volcánico de la granodiorita y de la tonalita, la mayoría de las dacitas son porfiríticas, la matriz por lo común es vítrea. La dacita, junto con la riodacita y riolita son muy notables en Ares.

Rocas Piroclásticas

En el caso de la Cantera Maria las acumulaciones producto de la expulsión volcánica son relativamente uniformes en composición y textura, estas están formando estratos gradacionales de estos fragmentos (áridos), y son conocidos como bombas, lapillis, arenas volcánicas y las cenizas o polvo volcánico los que son menores a 0.1 mm que describiremos mas adelante.

Las Bombas volcánicas, de tamaño entre 32 a 60 mm comprendido dentro de la clasificación como gravas de tamaño medio a grueso, representan fragmentos de lava que se solidificaron, al menos por fuera antes de caer al suelo.

Los **Lapilli** volcánicos, son fragmentos más pequeños entre 4 a 32 mm, tiene forma de un guisante o de una nuez, se llaman piedrecillas o piedras pequeñas, según su estructura, están

clasificadas dentro de la arena gruesa y grava fina, son uno de los áridos de los que más abundan en la cantera Maria.

Las **arenas** volcánicas, son materiales comprendidos entre 0,075 a 4 mm son sub redondeados, estas se presentan en estratos intercalados con los lapillis y bombas, comprenden las tres gradaciones de las arenas entre fino a grueso.

Las **cenizas** o polvo volcánico, son fragmentos muy pequeños menores a 0,075 mm y se presentan como cobertura superficial en estratos delgados ó como matriz de los piroclásticos anteriormente descritos, tienen la contextura del limo mas no de una arcilla, ocurren en la parte inferior de la cantera formando estratos delgados, están siendo muy utilizadas para el

relleno, ya que estas son adecuadas para la mezcla con las arenas y grava fina.

Los **Aglomerado de Respiradero**, son rocas formadas por la acumulación de fragmentos piroclásticos y piedra pómez arrancada de la garganta o de los alrededores del respiradero del volcán, es semejante a la brecha pero la mayoría de los fragmentos del aglomerado son sub redondeados se encuentran limitando el cráter del volcán. En su textura tienden a ser vítreas, aunque en la cantera Maria han llegado a desvitrificarse por acción de los glaciares pre existentes.

La Piedra Pómez, es uno de los principales componentes de los áridos de la Cantera Maria. La piedra pómez y los vítreos en general se forman por el enfriamiento rápido de una lava, es decir cuando la temperatura desciende notablemente, y la velocidad de

cristalización es prácticamente nula. La piedra pomez es una roca volcánica vítrea, pero esta dotado de textura pétreo con falta absoluta de cristales.

Las Puzolanas Naturales que se tiene son naturales de grano muy fino que se emplean para hacer hormigón con cemento portland, estas son las cenizas volcánicas que se presentan en la cantera Maria.

Los materiales puzolánicos naturales son tobas volcánicas, cenizas y otros, estos se combinan con la cal del cemento portland para formar un cemento compuesto estable, y evitar reacciones de nuestros áridos que reaccionan con el cemento que utilizamos.

Las puzolanas pueden retrasar o evitar la reacción de los ácidos

alcalinos, reducen la generación de calor producida por la hidratación (fraguado) del hormigón o relleno en masa en una estructura, aumenta la resistencia a la tensión, mejoran la docilidad de la mezcla y disminuyen el precio del hormigón en muchos casos (pues la puzolana que tenemos son más baratas que el cemento, al que sustituyen parcialmente) Las investigaciones de puzolanas en nuestras canteras son de gran importancia para mejorar nuestra dosificación y evitar reacciones de nuestros áridos piroclásticos con el cemento portland.

c. Propiedades de Los áridos Piroclásticos

Terminología

La Sociedad Americana de Ensayos de Materiales define el término de áridos como materia inerte que, aglomerada por

una matriz en una masa conglomerada, forma hormigón, mortero, relleno, argamasa, etc.

Se entiende por árido piro clástico debido a su origen de formación de estos elementos tal como los cráteres volcánicos, y la incandescencia de formación.

Forma

Es la forma de los fragmentos naturales de la roca, en este caso debido a su origen y casi sin transporte se presentan entre sub angulosas a sub redondeadas

Tamaño y granulometría

El tamaño es producto de la erupción volcánica a formado una

variedad de rocas desde las partículas más finas hasta grandes fragmentos angulosos. 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.

Textura superficial

La periferia de los cantos son variables, para nuestro caso desde una piedra pomez que es altamente porosa hasta lajas de andesita, de buena textura superficial. Para la resistencia

de relleno que requerimos con este material es altamente satisfactorio.

Solidez

Estos materiales han estado expuestos a grandes meteorizaciones tanto físicas como químicas, como potentes capas de nieves perpetuas y cambios bruscos de temperatura, lo que se ha permitido descomponerlo del aglomerado original a su actual situación.

d. Composición Petrográfica y Propiedades Físicas

Peso U. Comp. (gr/cm³) 1,550 a 1,449

Peso U. Suelto (gr/cm³) 1,360 a 1,203

Peso Específico (gr/cm³) 2,014 a 2,230

Absorción (% de peso) 4,54 a 17

Humedad (% de peso)

5 a 10

Alterabilidad del material.

| TAMICES | | PERDIDA EN PESO |
|----------------|-----------------|------------------------|
| PASA | RETENIDO | |
| Malla 30 | Malla 50 | 0,50 |
| Malla 16 | Malla 30 | 0,75 |
| Malla 8 | Malla 16 | 1,55 |
| Malla 4 | Malla 8 | 0,39 |
| Malla 3/8" | Malla 4 | 0,00 |
| | TOTAL | 3,19 |

Granulometría

| Malla que Pasa | Tamaño mm | % Parcial | % Acumulado |
|-----------------------|------------------|------------------|--------------------|
| 200 | 0,074 | 8,3 | 8,3 |
| 100 | 0,147 | 3,7 | 12,0 |
| 60 | 0,287 | 4,0 | 16,0 |
| 30 | 0,542 | 4,7 | 20,7 |
| 16 | 0,991 | 8,8 | 29,5 |

| | | | |
|---------|--------|------|-------|
| 8 | 2,362 | 10,5 | 40,0 |
| 4 | 4,699 | 17,0 | 57,0 |
| 3/8" | 9,500 | 13,0 | 70,0 |
| 1/2" | 12,700 | 5,2 | 75,2 |
| 3/4" | 19,050 | 6,4 | 81,6 |
| 1" | 25,400 | 6,3 | 87,9 |
| 1 1/2" | 38,100 | 8,1 | 96,0 |
| +1 1/2" | 63,000 | 4,0 | 100,0 |

Dado que el porcentaje de finos es relativamente pequeño y escaso para que el agregado como tal sea bombeable y para futuros trabajos el consumo de cemento no sea excesivo, el corte de los agregados se realiza a 3/8".

| Malla que pasa | Tamaño mm | % Parcial | % Acumul. | |
|-----------------------|------------------|------------------|------------------|------------|
| 200 | 0,074 | 13.8 | 13.8 | Ultrafinos |
| 100 | 0,147 | 6.2 | 20.0 | Finos |
| 60 | 0,287 | 6.7 | 26.7 | Arenas |
| 30 | 0,542 | 7.8 | 34.5 | Arenas |
| 16 | 0,991 | 14.6 | 49.1 | Arenas |
| 8 | 2,362 | 17.5 | 66.6 | Arenas |
| 4 | 4,699 | 28.3 | 94.9 | Gravas |
| 3/8" | 9,500 | 5.1 | 100 | Gravas |

e. Otras características

Desde el inicio de las operaciones de Relleno, se ha tratado de clasificar el agregado con el menor tamaño máximo posible, para obtener el mayor porcentaje de finos pasante a malla 200, y de ese valor inferir el % de ultra finos (menor a 20 micrones). Esto se daba en un inicio.

La preparación de una pasta exige un contenido mínimo de 15 % de ultra finos. El agregado de la cantera María alcanza porcentajes variables, influyendo directamente en el porcentaje de cemento de la mezcla, referido al contenido de sólidos. Como se explica en el siguiente cuadro:

| % < malla -200 | % < -20 micrones | % de cemento necesario | Dosificación cemento (kg/m ³) |
|----------------|------------------|------------------------|---|
| 20 | 5,5 | 9,5 | 150 |
| 23 | 6,5 | 8,5 | 120 |
| 26 | 7,5 | 7,5 | 100 |

En estas condiciones del agregado, la dosificación límite era la de 120 kg/m³, con los respectivos controles, para garantizar la calidad del relleno.

La reducción del cemento está en relación directa con el contenido de finos del agregado, al incorporar relave a la mezcla se pudo reducir paulatinamente la dosificación de cemento.

El agregado de la Cantera María no es uniforme, su granulometría varía en distintas zonas, se esta utilizando todo el material disponible, haciendo mezclas, tal como se explica en el gráfico de: Corrección de granulometría del agregado.

f. 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 18% a 22% de ultra finos, 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./cm³.

2. Arena gruesa negra

Este agregado sólo contiene 7% de finos, con partículas subredondeadas, 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./cm³, por lo que es un material ligero.

5.5.2 Cemento

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

30% de contenido de puzolana

Peso específico : 2.86 gr/c

Peso Unitario Suelto : 1.50 gr/cc

Es el cemento de menor costo, pero su desventaja radica en que necesita mayor tiempo de curado para alcanzar la Resistencia de diseño.

Este cemento llega a granel en bombonas de 26 Ton. de capacidad.

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, material orgánico u otras sustancias nocivas.

Se utiliza el que se bombea de las labores de desarrollo de interior mina. Es apta para usarla en una mezcla con cemento, porque tiene un PH de básico a neutro.

El agua es tratada en pozos de sedimentación en superficie, en donde se las separa de su contenido sólido, el cual se deposita en un tanque para su uso en relleno.

5.5.4 Relave Desaguado

La utilización de relave como componente de la mezcla se obtiene clasificando la pulpa y luego desaguando por medio de una zaranda vibratoria de alta frecuencia. Los parámetros actuales de operación son:

| | RELAVE EN PULPA | RELAVE DESAGUADO |
|--------------------------------|------------------------|-------------------------|
| % DE SOLIDOS | 42 | 74 |
| % < 20 um. (- 635) | 46 | 9 |
| DENSIDAD (gr./ lt.) | 1,300 | 1,800 |

Descripción

La Planta de desaguado de relaves cumple los siguientes objetivos:

- Reduce el % de partículas del relave de 20 micrones de 43% a 9%.
- Elimina el agua del relave espesándolo de 1300 gr/lt. A 1800 gr/lt.

EL PROCESO DE DESAGUADO:

El proceso de espesamiento y clasificación consta de cuatro etapas:

La Primera Etapa:

Es la operación del relave con una densidad de 1300 gr/lt en un tanque acondicionador el cual tiene como objetivo

mantener las partículas en suspensión luego pasando por gravedad a un cajón alimentador en el cual recircula el over de los separadores a un porcentaje requerido en la operación y el Ander size de la zaranda vibratoria en su totalidad y se agrega agua barren con el objetivo de bajar el % de sólidos de 40% a un 21% esto a una densidad de 1190 gr/lt y por consecuencia minimizar la viscosidad de la pulpa y así aumentar la eficiencia de clasificación en los separadores y garantizar un flujo constante en el Ander flor del separador.

La Segunda Etapa:

Es el primer espesamiento y clasificación del relave se utiliza fuerzas centrifugas para separar sólidos contenidos en la pulpa de relave utilizando siete 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 con una densidad 1150 gr/lt que se envía a cancha de relaves y una parte es recirculada según requiere la operación, la segunda es Under flow con una densidad de 1680 gr/lt y es la alimentación a la zaranda vibratoria.

La Tercera Etapa:

Es el segundo espesamiento y clasificación del relave que se realiza en la Zaranda Vibratoria en donde es alimentado el Ander flor 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 Ander size que es el producto que

recircula en su totalidad con una densidad de 1590 gr/lt, la segunda es el over size que es el producto final con 8% de partículas de 20 micrones del relave espesado con una densidad de 1800 gr/lt.

La Cuarta Etapa:

Es el transporte y acumulación del relave espesado, el transporte se realiza en una faja transportadora que decepciona el over size de la zaranda vibratoria y el cual es almacenado en galpones para su disponibilidad.

5.6 ETAPAS PARA EL MEJORAMIENTO

Para obtener una pasta bombeable, se usa como principio fundamental la recomendación de utilizar 15% mínimo pasante a malla 20 micrones, en la búsqueda de este objetivo y también el de reducir cemento y no tener inconvenientes en la operación se han definido 3 etapas:

5.6.1 Primera Etapa (1998 al 2000)

El relleno bombeado consistía de agregados de tamaño nominal de 3/8", con 11.3% en peso de cemento, el alto contenido de cemento se daba a que era necesario tener una mezcla bombeable a través de la tubería, es decir el cemento contribuye a añadir la suficiente cantidad de finos a la mezcla para lograr que se forme la pasta. En esta etapa también se utilizó la dosificación de 260 Kg./m³ para preparar lozas de arranque, rellenar partes centrales y derrumbes en los tajos. Se logro buenas resistencias en corto tiempo.

Las características para 1 m³ de mezcla de este relleno son:

| | | | |
|----------|---|------------|--------------------|
| Cemento | : | 180 | Kg./m ³ |
| Agregado | : | 1416 | Kg./m ³ |
| Agua | : | 255 | Lt./m ³ |
| Densidad | : | 1985 | Kg./m ³ |
| 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 una serie de ensayos de laboratorio, luego se prueban en el campo, logrando estandarizar la dosificación de 150 Kg. de cemento por m³.

Realizando una serie de análisis se implementa a mediados de año un diseño con una dosificación de 120 Kg. de cemento, incorporando a la mezcla el uso del aditivo Sika Pump, con el objetivo principal de reducir la presión de bombeo, al bombear con

menor slump a mayores distancias, llegando ha obtener en el mes de Diciembre un promedio de 94 Kg. de cemento, con esto el promedio ponderado del año fue de **146 Kg.** de cemento por m3 de pasta.

Las características para 1 m3 de mezcla de este relleno son:

| | | | |
|----------|---|-----------|-----------|
| Cemento | : | 120 | Kg./m3 |
| Agregado | : | 1550 | Kg./m3 |
| Agua | : | 160 | Lt./m3 |
| Densidad | : | 1930 | Kg./m3 |
| Slump | : | 7.0 - 8.5 | pulgadas. |

A partir del mes de mayo del 2001 se realizaron cambios, se suspendió el uso del aditivo, ya que al utilizar menos de 100 Kg. de cemento por metro cúbico, el aditivo no reaccionaba obteniendo resultados iguales sin el uso de éste.

5.6.3 Tercera Etapa (USO ACTUAL)

En este periodo se puso en práctica la utilización de relave como aportante de finos y a la vez se utilizo puzolana para que reduzca la exhudación de la mezcla y el fraguado no se prolongue debido a que el relave tiene un alto porcentaje de humedad. Haciendo los ensayos respectivos en laboratorio, se obtuvo resultados favorables de bombeabilidad, sin afectar su 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 elaboro 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 practica en el campo,

reduciendo cemento en forma secuencia (120, 100, 90, 80, 70, 60, 55, 50, 40, 35, 30, 20, 10 y 0 Kg. de cemento por m³ de pasta), cada dosificación era comprobada con sus ensayos de resistencia y corrección de la mezcla agregado + relave.

Se puso en practica la dosificación de 45 Kg. de cemento por m³, esto se pudo realizar al comprobar que las dosificaciones anteriores no tuvieron problemas de bombeabilidad y resistencia, se llevo a obtener buenos resultados por lo que se utilizo hasta finales de año, obteniendo durante estos meses un promedio ponderado de 56 Kg. de cemento por m³ de pasta. El promedio ponderado del año 2001 se redujo significativamente a **90 Kg/m³**, con relación a los años anteriores.

La reducción de cemento hasta 45 Kg/m³ se debió a lo siguiente:

Se realizo diferentes proporciones de agregado + relave, principalmente:

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

- Se elaboro diseños con diferentes slump (7, 6, 5.5, 5 y 4.5 pulgadas), para obtener datos de resistencia y verificar si se comportaba como una pasta.
- En el año 2002 el promedio ponderado de cemento para 1 m³ de pasta se redujo a **52 Kg**
- En el año 2003 fue de: **40 Kg.** de cemento para 1 m³ de pasta.
- En el año 2004 fue de: **38 Kg.** con una mezcla de: Relave 50% y agregados 50%, con 3.5% de cemento.

5.7 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 de Agregado

Al aumentar el valor del factor obliga a disminuir el agua, aumentando el peso de agregado y manteniendo el cemento, las proporciones de mezcla deben mantenerse para no afectar las proporciones de mezcla.

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 kg/m³

Cemento : 80 kg/m³

Agua : 180 lts/m³

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 180 kg/m³, manteniendo un slump de 6,5 a 8 pulg.

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 la pasta de cemento, 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 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 las capacidades máximas de los scoops

Características de los scoops

| Tipo de scoop | | EJC 100 | EJC 61 | |
|---------------------------|--------|----------------|----------------|-----------------|
| Peso scoop vacío | WSC | 12727 | 5770 | Kg |
| Peso de carga máxima | WCM | 4540 | 2700 | Kg |
| Peso total | WT | 17267 | 8470 | Kg |
| Area de contacto / llanta | AC/ALL | 900 (30x30) | 750 (30x25) | Cm ² |

Cálculo de la resistencia compresiva del relleno

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

$$R'C = \frac{WT}{4 \times AC/LL}$$

Resultados

| | | | | |
|---------------------|-------|------------|-----------|--------|
| Tipo de scoop | | EJC 100 | EJC 61 | |
| Resist. compresiva | R' C | 4,8 | 2,8 | Kg/cm2 |
| Factor de seguridad | FS | 1,2 | 1,2 | |
| Resist. del relleno | R' CR | 5,8 | 3,4 | Kg/cm2 |

5.8.2 En función a las capacidades operativas de los scoops

Características de los scoops

| | | | | |
|-------------------------|--------|----------------|----------------|-----|
| Tipo de scoop | | EJC 100 | EJC 61 | |
| Peso scoop vacío | WSC | 12727 | 5770 | Kg |
| Peso de carga máxima | WCM | 2500 | 1200 | Kg |
| Peso total | WT | 15227 | 6970 | Kg |
| Area de contacto/llanta | AC/ALL | 900 (30x30) | 750 (30x25) | Cm2 |

Cálculo de la resistencia compresiva del relleno

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

$$R' C = \frac{WT}{4 \times AC/LL}$$

Resultados

| | | | | |
|---------------------|-------|------------|-----------|--------------------|
| Tipo de scoop | | EJC 100 | EJC 61 | |
| Resist. compresiva | R' C | 4.2 | 2.3 | Kg/cm ² |
| Factor de seguridad | FS | 1.2 | 1.2 | |
| Resist. del relleno | R' CR | 5.1 | 2.8 | Kg/cm ² |

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:

| Tiempo de Curado | R'c |
|------------------|-----------------------|
| 3 días | 5 Kg/cm ² |
| 7 días | 11 Kg/cm ² |

14 días 17 Kg/cm2

28 días 21 Kg/cm2

Del gráfico obtenido, se puede extrapolar y encontrar a que tiempos de curado corresponden las resistencias a la comprensión, requeridos para la operación de los scoops en los tajeos:

| Tipo de Scoop | R'c | Tiempo de curado |
|---------------|------------|------------------|
| EJC 60 | 2,3 Kg/cm2 | 1,5 días |
| EJC 100 | 4,2 Kg/cm2 | 3,0 días |

5.8 PLANTA DOSIFICADORA

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

5.9.1 Incorporación de agregado + relave

La planta cuenta con una zona para acumular agregado con 2 compartimientos.

Con el cargador frontal y el scraper, se acerca la mezcla de agregado + relave, hacia las compuertas de cada compartimiento. Es necesario hacer deslizar el agregado + relave manualmente directo hacia la compuerta, a causa de la humedad del material. Las compuertas cuentan con electro válvulas y sensores de peso, conectadas al tablero de control de la dosificadora con lo cual el llenado del skip es exactamente el peso de agregado + relave 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, donde se deposita el 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. De las bolsas big bag se llena a una bombona estacionaria, desde la cual se descarga al silo con el sistema ya mencionado.

Del silo cuya parte inferior es un cono, pasa a un tornillo helicoidal de transporte hacia una tolva balanza y se mantiene hasta la incorporación de agua. El agua depositado en un tanque, es bombeado hacia el dosificador de agua para asegurar un caudal necesario que no demore el tiempo de preparación, el agua va hacia otro compartimiento de la misma tolva de balanza.

El tablero de control da en un mismo registro, el peso del cemento más el del agua.

5.9.3 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 bate mecánicamente la mezcla, en un tiempo aproximado de 30 segundos.

5.9.4 Descarga

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

5.9.5 Performance de la Planta Dosificadora

La instalación trabaja enteramente automática según recetas programadas o a programar nuevamente si divergen, en caso de emergencia se la puede operar también manualmente.

La capacidad nominal es de 30 m³/hora. El rendimiento o capacidad operativa en épocas de sequía llega a 28 m³/hora, y en tiempos de nevada baja hasta 20 m³/hora

La eficiencia en épocas de sequía llega a 93% y en épocas de nevada baja a 66%.

La capacidad nominal por ciclo es de 0,5 m³/minuto.

En el tablero de control electrónico se programa la dosificación de elementos por cada m³. La lectura de medición de pesos y volúmenes de cada elemento que intervienen por ciclo es para cada 0,5 m³.

Datos técnicos

| Dimensiones | | | |
|------------------------|--------|-----|----|
| Superficie necesaria | Aprox. | 900 | M2 |
| Largo | Aprox. | 30 | M |
| Ancho | Aprox. | 30 | M |
| Altura (con referencia | Aprox. | 12 | M |

| | | | |
|---|--------|---------|------|
| al silo) | | | |
| Altura de entrega del hormigón | Aprox. | 4,1 | M |
| Altura de la plataforma | Aprox. | 4,2 | M |
| Cantidades de llenado y de piezas | | | |
| Tamaño del mezclador | Aprox. | 700/500 | Ltr |
| Capacidad del almacén en forma estrella, total | Aprox. | 500 | M3 |
| Capacidad de la reserva activa, total | Aprox. | 30 | M3 |
| Numero de cámaras | | 4 | Unid |
| Numero de silos para aglutinante | | 2 | Unid |
| Capacidad de cada silo para cemento | Aprox. | 50 | M3 |
| Numero de cilindros de dosificación | Max. | 2 | Unid |
| Cilindros de dosificación de aditivos, cada | | 3/6 | Ltr |
| Datos de rendimiento | | | |
| Cantidad de hormigón fresco con 30 seg. Tiempo para mezclar en servicio automático. | Aprox. | 30 | M3/h |
| Valores de conexión eléctrica | | | |

| | | | |
|--------------------------------|--------|---------|------|
| Voltaje | | 400/415 | Volt |
| Oscilación de voltaje admitido | +/- | 10 | % |
| Frecuencia | | 50 | Hz |
| Consumo de energía | Aprox. | 60 | KVA |
| Medios | | | |
| Empalme de agua cristalina | DN | 50 | |
| Presión del agua | | 4 - 5 | bar |

5.9.6 Sistema de Bombeo

Se cuenta con una bomba, marca SCHWING, modelo BP3500. El sistema de funcionamiento, es de desplazamiento positivo con pistones alternativos.

La capacidad pico de presión de bombeo es de 300 bar, la bomba puede alcanzar esta presión, pero no es recomendable porque puede causar deterioro en sus partes

(principalmente mangueras). La capacidad de operación recomendable es de máximo 200 bar. Otro parámetro es el número de emboladas por minuto que es de 14, lo que según recomendación técnica está dentro del rango para alargar la vida de la bomba.

El sistema de refrigeración del aceite, es el adecuado no teniendo inconvenientes y evitando su recalentamiento.

Las partes de mayor desgaste son las mangueras de alta presión, los orrines, las válvulas, principalmente producido por problemas de atoro en la operación. También la junta riñón, ubicado a la salida de la bomba, se desgasta fuertemente por la naturaleza abrasiva del agregado.

Presiones de Bombeo

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 + releve, que permite que en la misma operación se incremente o disminuya el slump.
- Granulometría del agregado + relave, no es la adecuada.
- 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.

A continuación se presenta el siguiente cuadro detallando las presiones de bombeo:

a. Presiones de bombeo

| TAJO | LONGITUD DE TUBERIA | SLUMP | PRESION |
|-------------|----------------------------|--------------|----------------|
| 825 | 225 | 5,00 | 110 |
| | | 5,25 | 100 |
| | | 5,50 | 90 |
| | | 5,75 | 80 |
| 050 | 80 | 5,00 | 50 |
| | | 5,50 | 40 |
| | | 5,75 | 30 |
| 260 | 320 | 5,50 | 130 |
| | | 5,00 | 100 |

| | | | |
|-----|-----|------|-----|
| | | 5,25 | 100 |
| | | 5,50 | 90 |
| 355 | 430 | 5,00 | 130 |
| | | 5,25 | 120 |
| | | 5,50 | 100 |
| | | 6,00 | 90 |
| 261 | 390 | 5,00 | 120 |
| | | 5,50 | 110 |
| | | 5,75 | 100 |
| 151 | 285 | 5,25 | 120 |
| | | 5,50 | 110 |
| | | 5,75 | 100 |
| | | 6,00 | 100 |
| | | 6,25 | 90 |
| | | 6,50 | 80 |
| 826 | 345 | 5,00 | 100 |
| | | 5,50 | 80 |
| | | 5,75 | 60 |
| 152 | 325 | 5,00 | 110 |
| | | 5,25 | 100 |
| | | 5,50 | 90 |
| | | 5,75 | 80 |
| 262 | 460 | 5,50 | 100 |
| | | 6,00 | 80 |
| | | 6,50 | 60 |

5.10 SISTEMA DE TRANSPORTE DE RELLENO

5.10.1 Labores utilizadas y preparadas

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

- Las Chimeneas que comunican al tajeo con superficie, se ubican en el centro del tajeo, chimeneas y caminos extremos.
- Galerías y subniveles, corridos con fines de exploración.
- Galerías inclinadas, corridas para fines de exploración o ventilación

5.10.2 Tuberías de transporte

Las tuberías que se utilizan, son de acero de 125 mm de diámetro interno, y diferente espesor según la presión de diseño. Son de Marca Esser, cuya característica es ser de doble chapa o dos tubos que se

fabrican independientemente y luego se juntan.

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: (130 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 Eseeer, 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 diferentes ángulos: 15, 30, 45, 60 y 90 grados 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 Acoplamiento se usan los siguientes:

Acoplamiento en tuberías Esser:

Bridas : macho /hembra ZX.

Acoplamiento : autocentrante.

Seguro : con rosca a un solo lado.

Acoplamiento en tuberías livianas Esser:

Bridas : macho / hembra ZF.

Acoplamiento : cáscara tensada.

Seguro : con una chaveta.

5.10.3 Instalación de tuberías

Las tuberías de alta presión van partiendo de la planta de relleno, por superficie hacia cada chimenea que comunica al tajeo correspondiente, luego bajan por la chimenea hasta llegar al tajo; estas son las troncales o líneas principales.

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

Las tuberías livianas Esser, se instalan en cada Tajo a relleno, y se les instalan durante y al finalizar la operación de relleno, trasladando inmediatamente a otro tajeo.

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.

La menor duración, corresponde a un codo de 30 grados ubicado en la Ch 940 a 45 m de superficie, con solo 2300 m³ de mezcla transportada.

La menor duración de tuberías lineales, corresponde a un tubo de 3 m en la Ch 940 a 50 m de superficie a continuación de un codo de 30 grados, con 8840 m³ de mezcla transportada.

Durante el tiempo que se lleva de operación, se ha tenido que cambiar codos en las Chimeneas 260, 355, 395, 050, 940, 825 y 250.

Es evidente que la rotura 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.

5.11 OPERACIÓN DE RELLENO

5.11.1 Preparación en Planta de Relleno

Se debe verificar que exista suficiente stock de agregados, cemento y

agua que garantice una operación continua de 12 horas, los equipos deben estar en buenas condiciones electromecánicas, debidamente lubricados y con servicio de mantenimiento oportuno.

Se conecta la tubería de superficie a la tubería de la chimenea respectiva del tajeo a rellenar.

5.11.2 Preparación de tajeos en interior mina

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

Primero se instala la tubería liviana, desde la chimenea central del tajeo hasta el tope del ala NE o SW. Cada tubo debe ser sostenido con alambre N° 8 en los pernos swellex o en los cuadros según sea el caso.

Luego se prepara un tapón en el límite del área a rellenar, con puntales y maderas. Los puntales deben estar plantados en patillas de 0.5m de profundidad y separados 1.0 mts. uno del otro hasta cubrir el ancho del tajeo. Las tablas deben estar clavadas a los puntales por la parte interior de ellos. Además cada puntal debe estar apoyado en una "pata de gallo". Luego el tapón es forrado con tela polipropileno por la parte interior, verificando que cubra completamente todo el tapón y las paredes contiguas. También se forra con tela polipropileno, los caminos que se levantan con encribado, hasta la altura del techo.

5.11.3 Inicio de operación

Al estar preparado el tajeo, se coordina con la Planta de Relleno, por medio de una radio portátil, para empezar con el relleno.

Primero se prepara una mezcla lubricante que consiste en una mezcla de agua y relave desaguado en la misma proporción, que cubra la totalidad de la tubería de la Planta de Relleno al tajeo. Luego se procede a preparar la mezcla de relleno, para lo cual se tiene programado en el tablero electrónico la dosificación respectiva.

Se toma la humedad del agregado + relave cada 30 minutos para poder corregir las proporciones manteniendo el slump requerido.

5.11.4 Operación de relleno

Con todos los parámetros dispuestos se empieza con el envío de relleno al tajeo.

El personal de interior mina, recepciona el relleno en el tajeo y su función es el de nivelar el relleno a la altura requerida por operación de mina,

generalmente se rellena dejando 0,30 m. al techo de la labor. El relleno en el tajeo se realiza en dos etapas, la primera hasta una altura promedio de 1,8 m del techo del tajeo, el relleno con un slump de 6,00 a 8,00 pulgadas, hace un talud natural a lo largo del tajeo; luego se detiene la operación, se espera alrededor de 2 horas para que la mezcla fragüe y se pueda pisar sin hundirse. Luego el personal recupera las tuberías del fondo si fuera necesario y comunica para el reinicio de la operación de relleno. La segunda etapa, consiste en salir nivelando 0,3 del techo y recuperando tuberías, hasta llegar al tapón o barrera límite del relleno en el tajeo.

En caso de existir problemas de atoro, el personal que se encuentra en el tajeo debe comunicarse inmediatamente con la Planta de relleno, para coordinar acciones.

5.11.5 Final de operación

Al estar próximo a culminar el relleno, se calcula el volumen que falta, en función a la longitud de la tubería de la planta de relleno al tajeo. Esta debe ser dos veces el volumen de mezcla calculado en la tubería de la planta de relleno al tajeo.

Luego de efectuar el cálculo, se llama a la Planta de Relleno para que inicien el proceso de limpieza de la tubería. Este proceso de limpieza consiste en ablandar la mezcla, es decir subir el slump a 10 - 11 pulgadas, con el fin de que la presión de bombeo baje a 40 - 20 Bares.

Luego se desconecta la tubería de la bomba y se instala el cañón que está conectado a su vez a la manguera con aire comprimido. Previamente en la boca de la tubería se coloca una " Bola" puede ser de

goma o hecho con saquillos de yute. Se abre el aire comprimido cuya presión mínima debe ser de 100 psi, para que pueda empujar la "Bola" y esta a su vez a toda la carga existente en la tubería. Cuando la "Bola" llega la final del último tubo, sale expulsada con fuerza, lo cual nos indica que toda la tubería ya está limpia.

5.12 PROBLEMAS DE OPERACIÓN

5.12.1 Atoros por segregación

Ocurre cuando las partículas gruesas por mayor peso específico se separan de los finos y llegan primero a un codo de 90°, estas partículas se acomodan en el cambio de dirección y forman como un tapón compacto, sin agua, ni cemento.

Se detecta porque la Bomba eleva su presión de bombeo a 300 Bares, no pudiendo empujar la carga. Inmediatamente se debe ubicar el codo donde se produjo la

segregación y desacoplarlo de las otras tuberías para proceder a su limpieza manual. La limpieza del resto de las tuberías se realiza por tramos, primer tramo es en superficie, segundo tramo el de las chimeneas, tercer tramo en la galería principal si existiera, y el ultimo en el tajeo.

5.12.2 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.

5.12.3 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.

5.12.4 Factores climáticos

Las bajas Temperaturas, 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, también el congelamiento de las electro válvulas afectando su normal funcionamiento en el control de pesos.

Las nevadas continuas, se producen en época de invierno de Diciembre a Marzo. Si neva 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 + relave incrementa su humedad a un rango de 25 a 30 %, lo que dificulta la operación del Scraper por su excesivo peso, entonces no hay fluido de llenado por las compuertas al Skip, lo que baja la eficiencia de operación a un 65 %.

CAPITULO VI

COSTOS DE RELLENO EN PASTA

6.1 COSTOS DEL 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./m³ de relleno con lo que se tenía un costo promedio mensual de US\$/m³ 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 m³. El costo durante el año ascendió a US\$ 165,873 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m³ 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 m³. El costo en ese año ascendió a US\$ 136,619 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m³ 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 m³. El costo en ese año ascendió a US\$ 105,315 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m³ 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 m³. El costo en ese año ascendió a US\$ 92,489 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m³ 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 m³. El costo en ese año ascendió a US\$ 88,806 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m³ 11,45.

En lo que va del año 2005 (hasta mayo), se consumió en promedio 289 TM de cemento mensual, el mismo que se utilizó para relleno de un volumen promedio mensual de 8318 m³. El costo hasta mayo asciende a US\$ 77,191 en promedio, con lo que se obtuvo un costo promedio mensual de US\$/m³ 9,28.

Obteniendo el siguiente cuadro:

| AÑO | Vol. Relle. M3 | Consumo Cemento TON | Consumo Agregado TON | Consumo Relave TON | Costo Promedio US\$ | COSTO US\$/M3 |
|------------|-------------------------------|------------------------------------|-------------------------------------|-----------------------------------|------------------------------------|--------------------------|
| 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 | 41,591 | 1,443 | 20,927 | 37,447 | 385,840 | 9.28 |

CAPITULO VII

PRUEBAS REALIZADAS PARA LA

INCORPORACION DE RELAVE EN EL

RELLENO EN PASTA

7 ENSAYOS QUE SE REALIZAN

7.1 Obtención de muestras

El primer paso en los trabajos a realizarse son la obtención de muestras de relaves y agregados.

En cuanto a los relaves se debe hacer un muestreo directamente en planta, para analizar y cuantificar la cantidad de ppm de cianuro.

Con relación a los agregados, se deberá realizar análisis granulométrico con partículas de hasta 1" de tamaño.

7.2 Distribución de tamaños de partículas

Se deberá efectuar las siguientes muestras:

Relave total

Relave total + agregados, proporción 25:75

Relave total + agregados, proporción 50:50

7.3 Composición química mineralógica

Se deberán realizar estas pruebas sobre los materiales de relaves y sobre los agregados. Estos trabajos pueden ser llevados a cabo en el laboratorio de Espectrometría de la UNI.

7.4 Caracterización reológica

Ensayos de índice reológicos en las muestras de:

Relave total

Relave total + agregados, proporción 25:75

Relave total + agregados, proporción 50:50

Para periodos de tiempo de 1, 2 y 24 horas se deberá medir el peso de agua separada (en gramos) y el porcentaje de separación del agua (% del agua total), se deberá determinar el % de sólidos en peso, calificar el grado de pastosidad.

7.5 Relación de slump y porcentaje de sólidos

Para slump de 6, 8, 10 y 12", se debe determinar los porcentajes de sólidos en cada mezcla, para graficar el porcentaje de sólidos vs. Slump.

7.6 Resistencia compresiva no confinada

Evaluar las resistencias y las características de rendimiento de las muestras.

Se debe considerar un solo nivel de slump 8,5"; 3 niveles de contenido de cemento (2, 5 y 8 %), 4 niveles de tiempo de curado (1, 3, 7 y 28 días); se realizara 3 muestras por cada ensayo.

7.7 Descarga potencial del cianuro

Estas pruebas consisten en lo siguiente:

- Simular en cilindros, el flujo continuo de agua a través de un tajeo relleno con pasta (intacto) y medir la descarga del cianuro del cilindro intacto.
- Simular en cilindros, el flujo continuo de agua a través de un tajeo relleno con pasta (fracturado o roto) y medir la descarga del cianuro del cilindro roto.
- Simular en cilindros, la situación de una mina inundada y medir la descarga de cianuro a partir del relleno en pasta intacto y fracturado.

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES

8 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/m³, se utilizo la dosificación de 260 kg/m³ para el relleno de las partes centrales (no se tenia 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/m³ 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/m³ 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/m³ 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/cm² 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 m³ de mezcla empleado en un inicio, a un 3.5% de cemento por m³ 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.

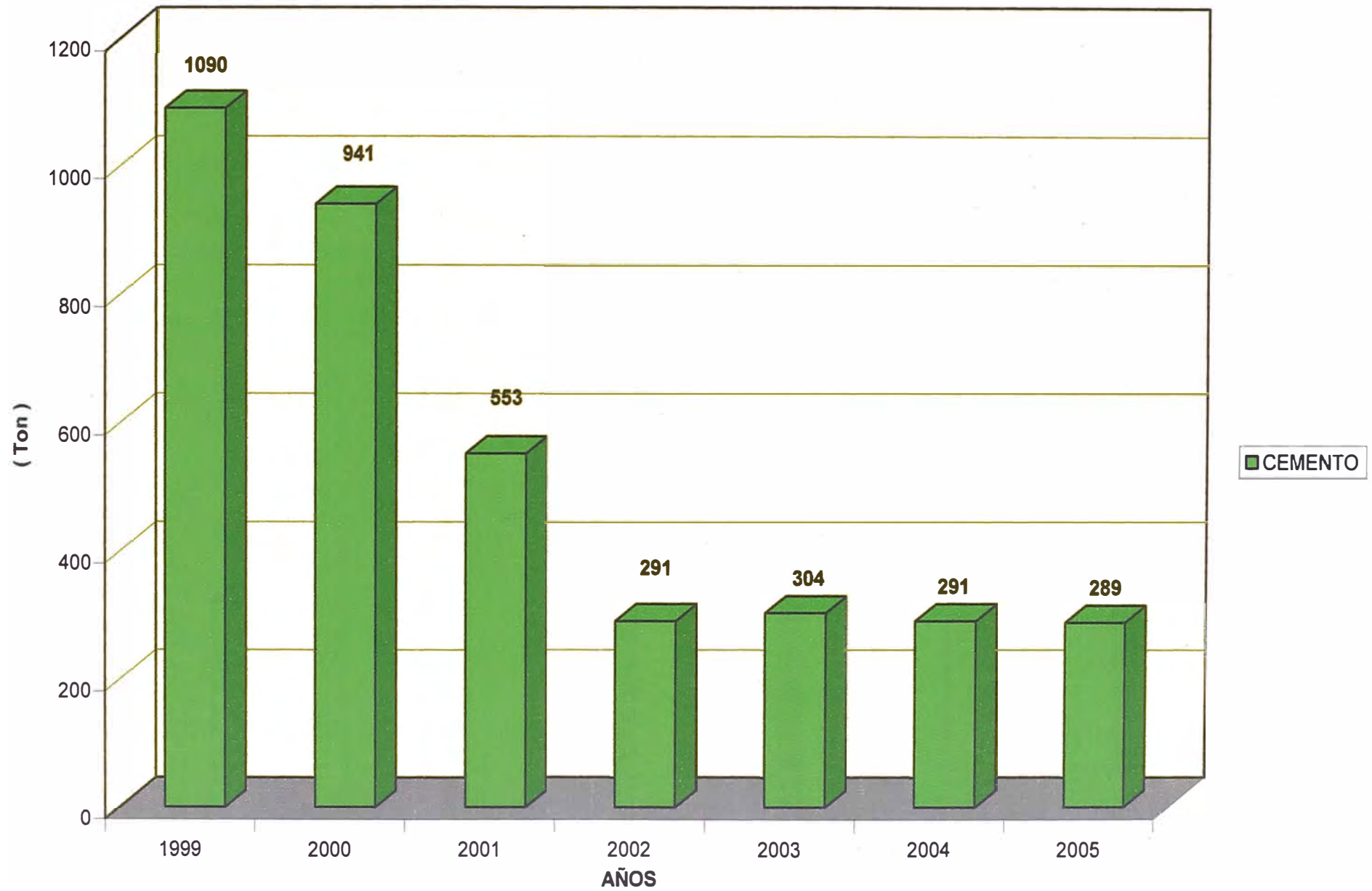
8.1.16 Con la utilización de mayor cantidad de relaves se obtendrá menor cantidad y mejor calidad de descargas y vertimientos con lo que el componente agua, suelo y aire estarán mejor preservados.

8.1.17 El uso de relave como complemento del relleno nos ha significado reducir costos de 35.25 \$/m³ que costaba en un inicio a 8.06 \$/m³ en la actualidad.

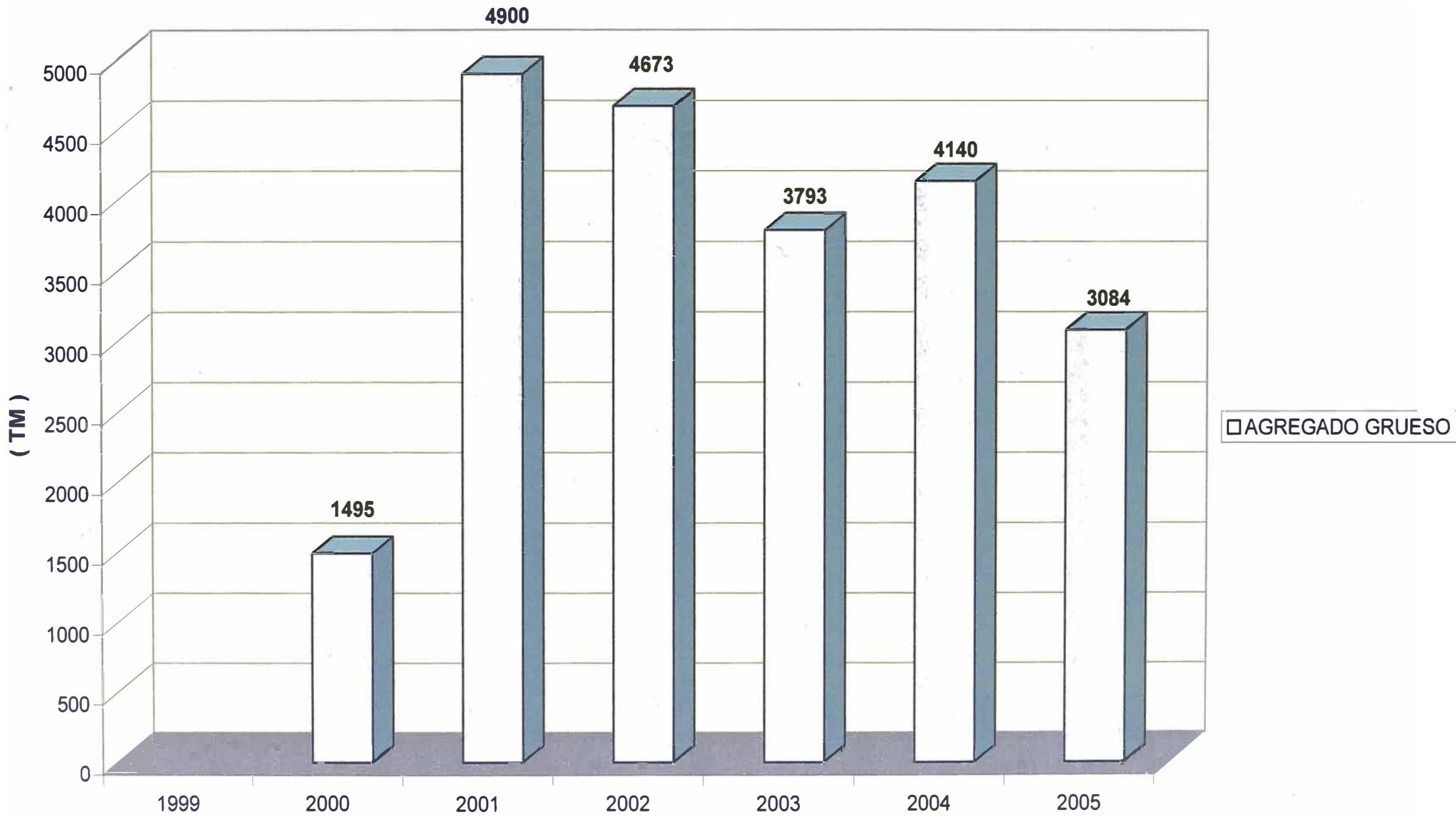
BIBLIOGRAFIA

- Abanto Castillo Flavio. Tecnología del Concreto. Teoría y Problemas. (Diciembre 1988).
- Brackebush Fred W. Aplicación de la Tecnología en Pasta. (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).

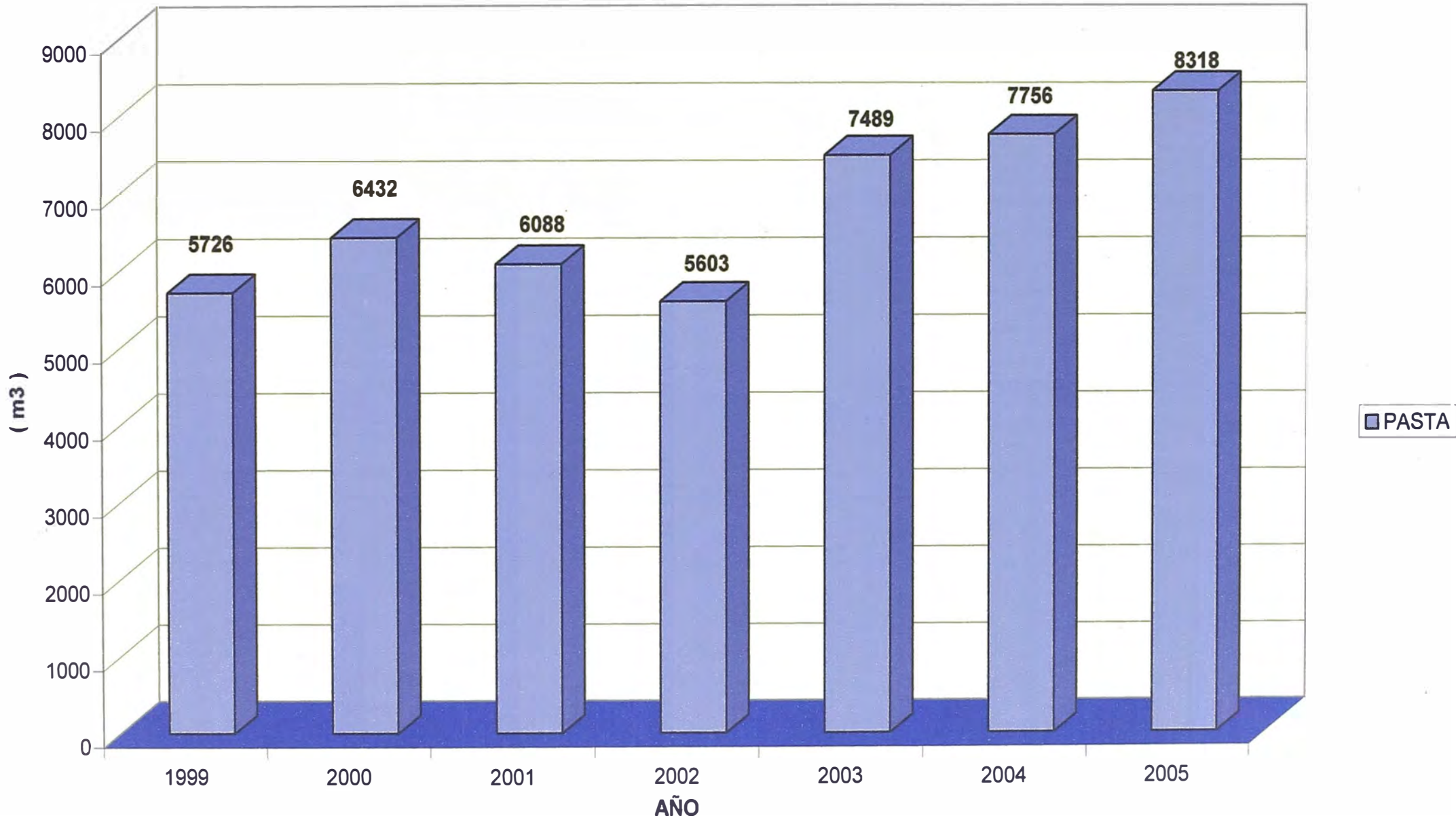
CONSUMO PROMEDIO ANUAL DE CEMENTO



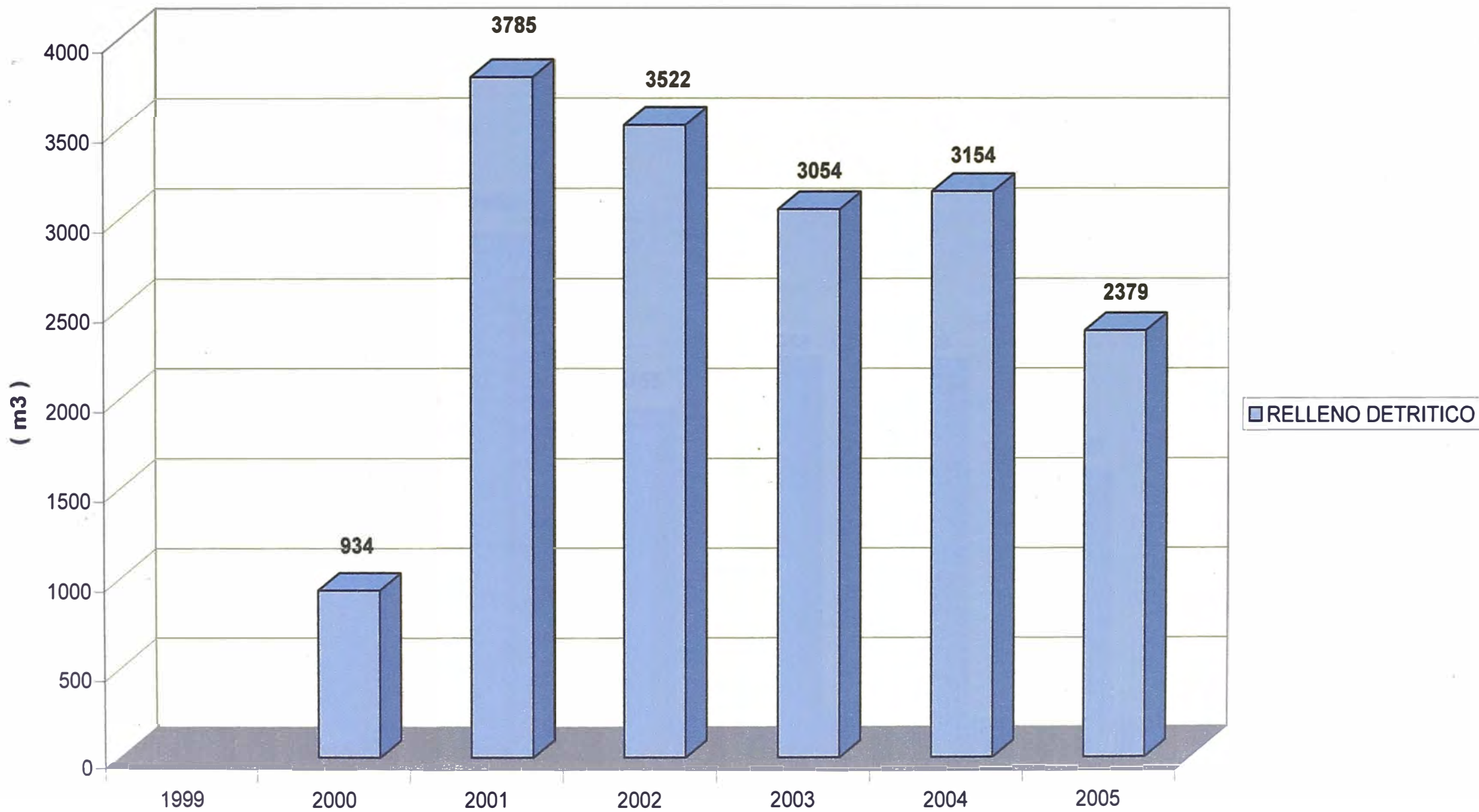
CONSUMO PROMEDIO ANUAL AGREGADO GRUESO



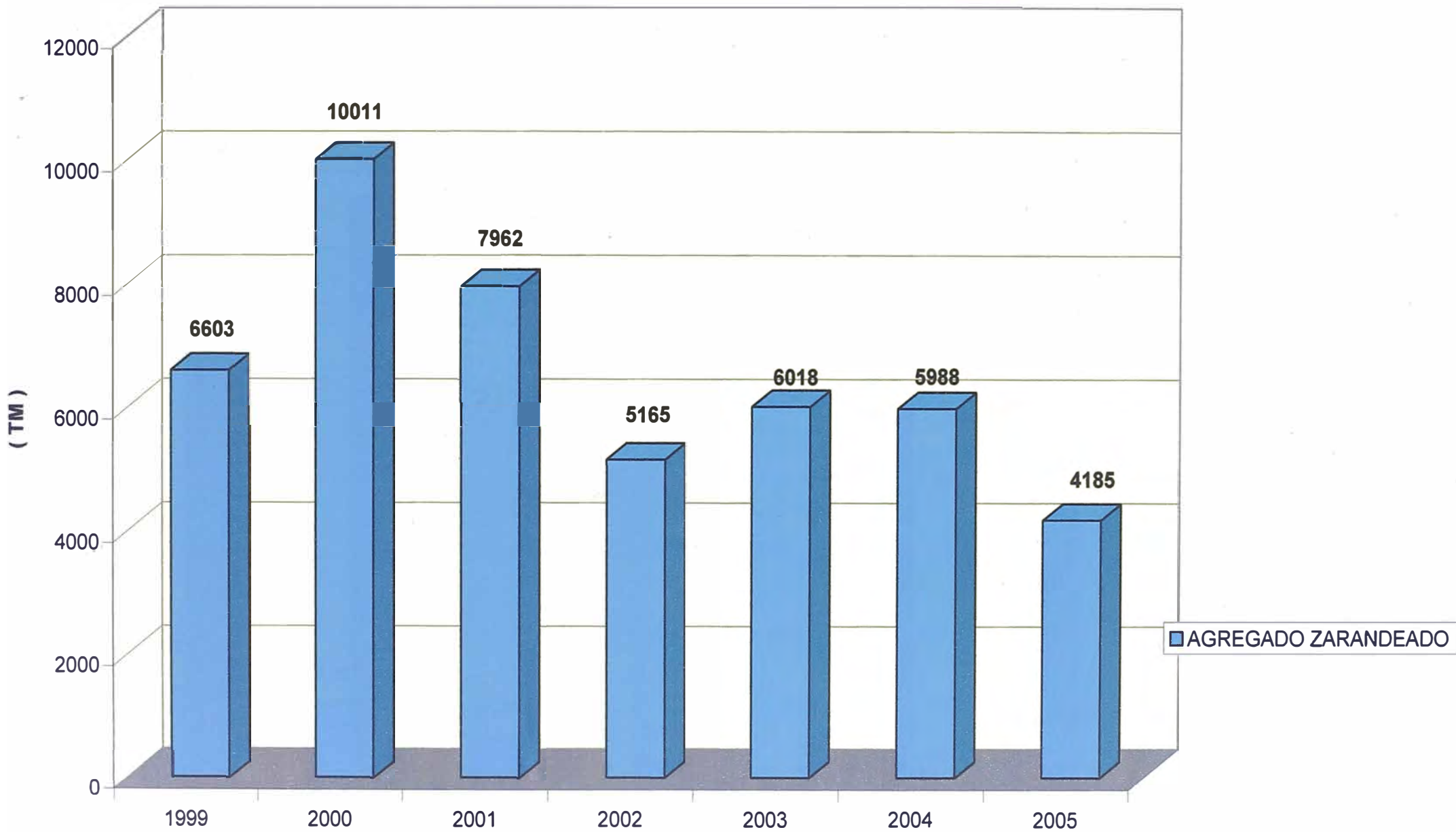
CONSUMO PROMEDIO ANUAL DE PASTA



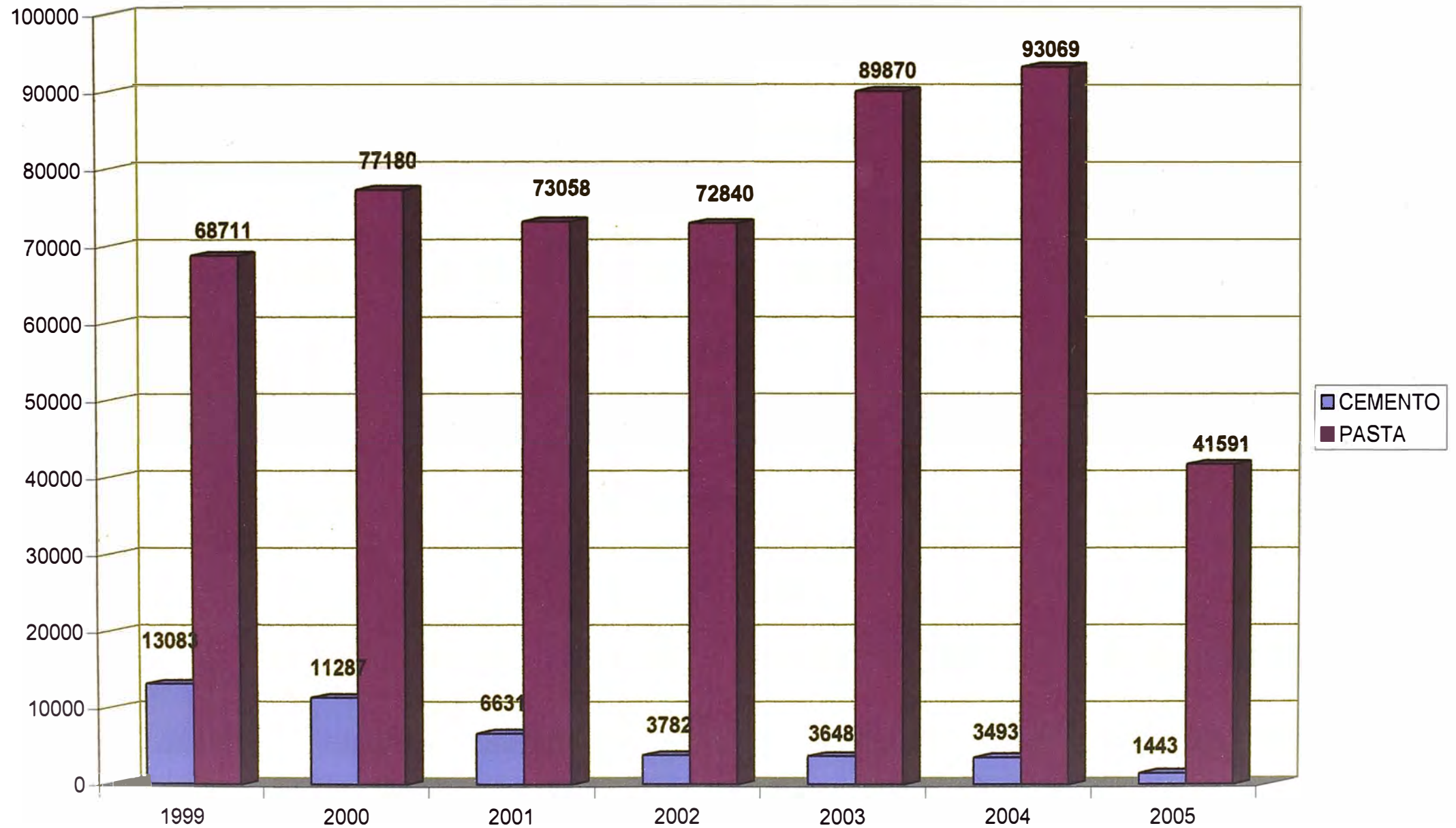
RELLENO DETRITICO PROMEDIO ANUAL



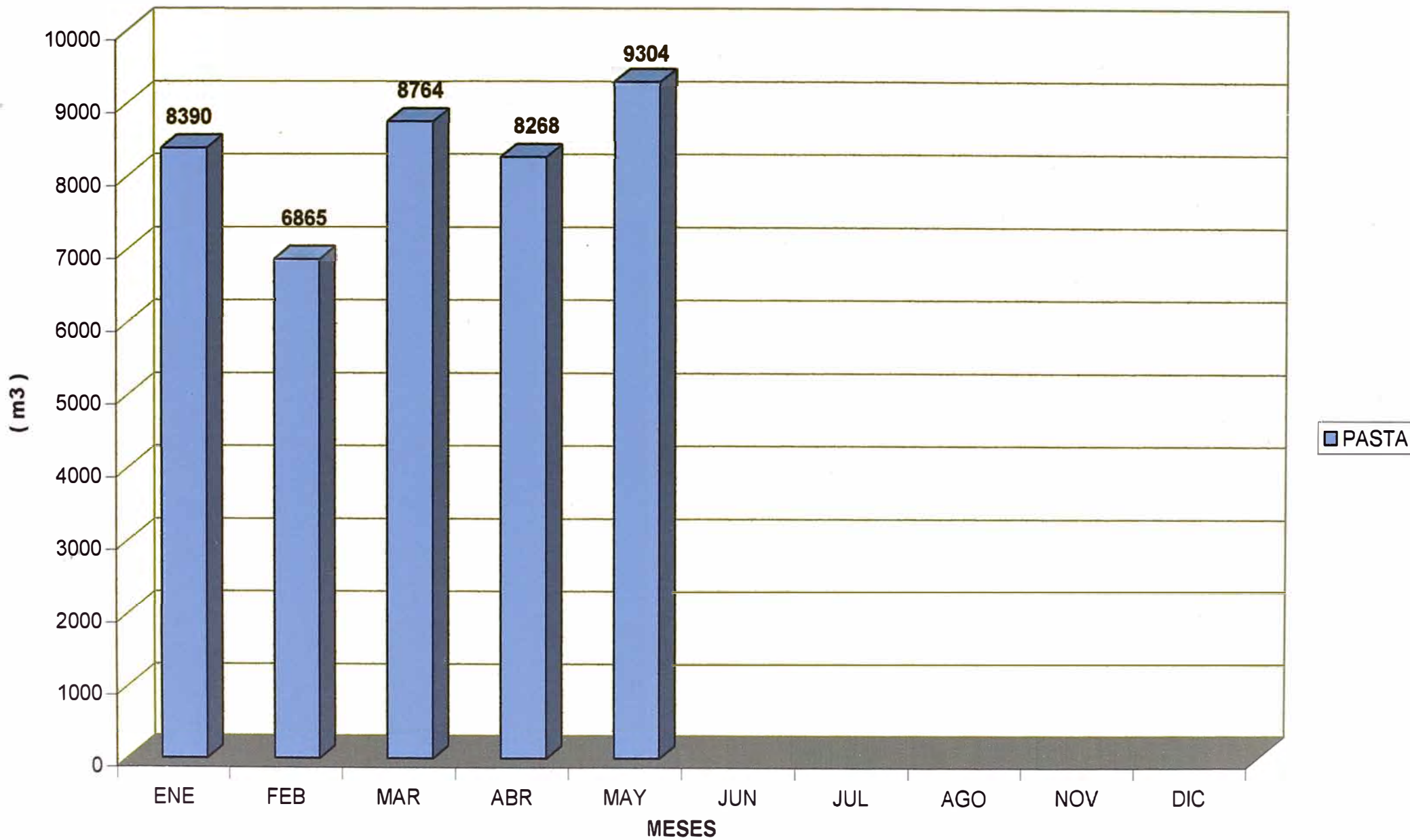
CONSUMO PROMEDIO ANUAL DE AGREGADO ZARANDEADO



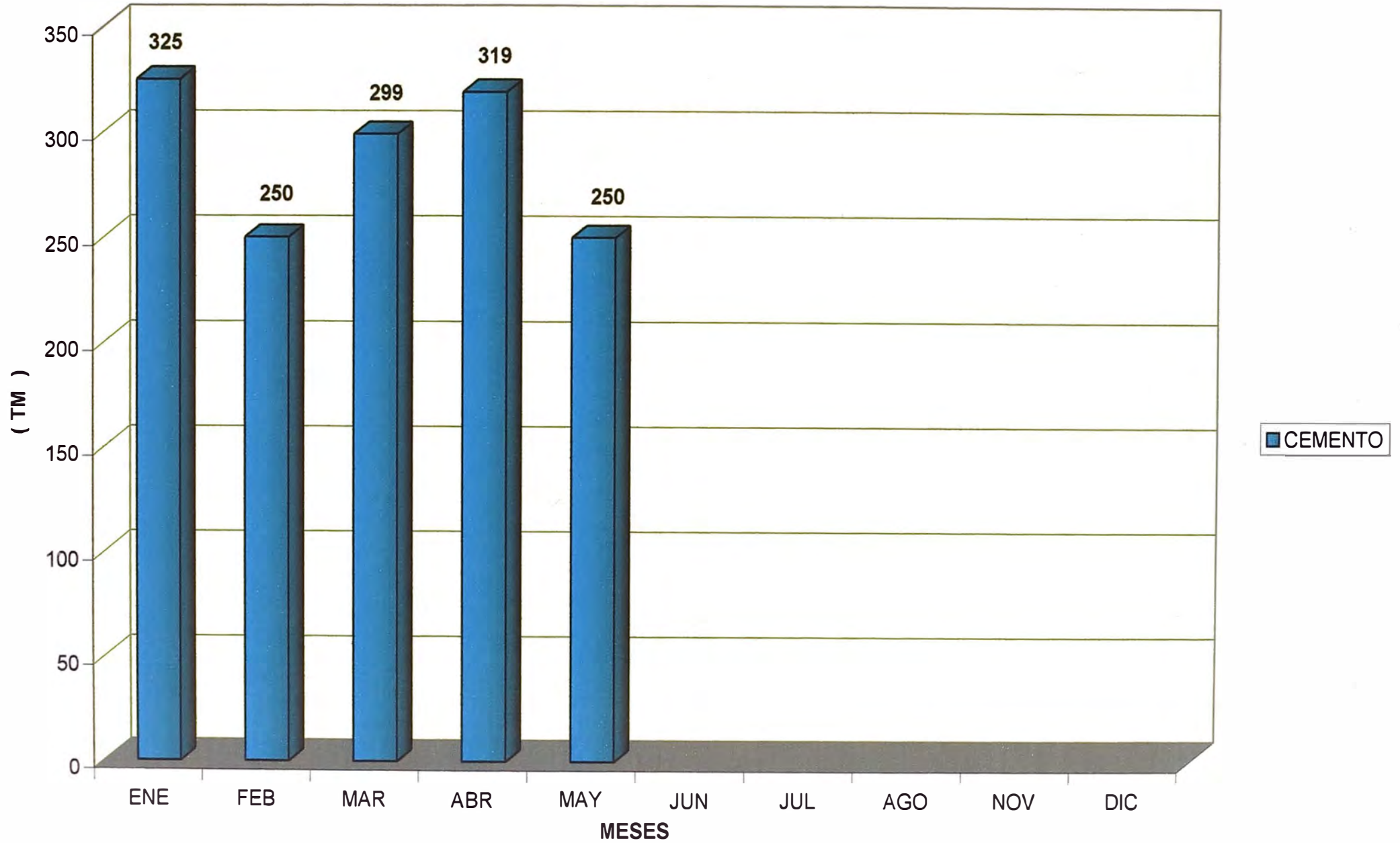
Ton. CONSUMIDAS DE CEMENTO Vs. m3 RELLENADO



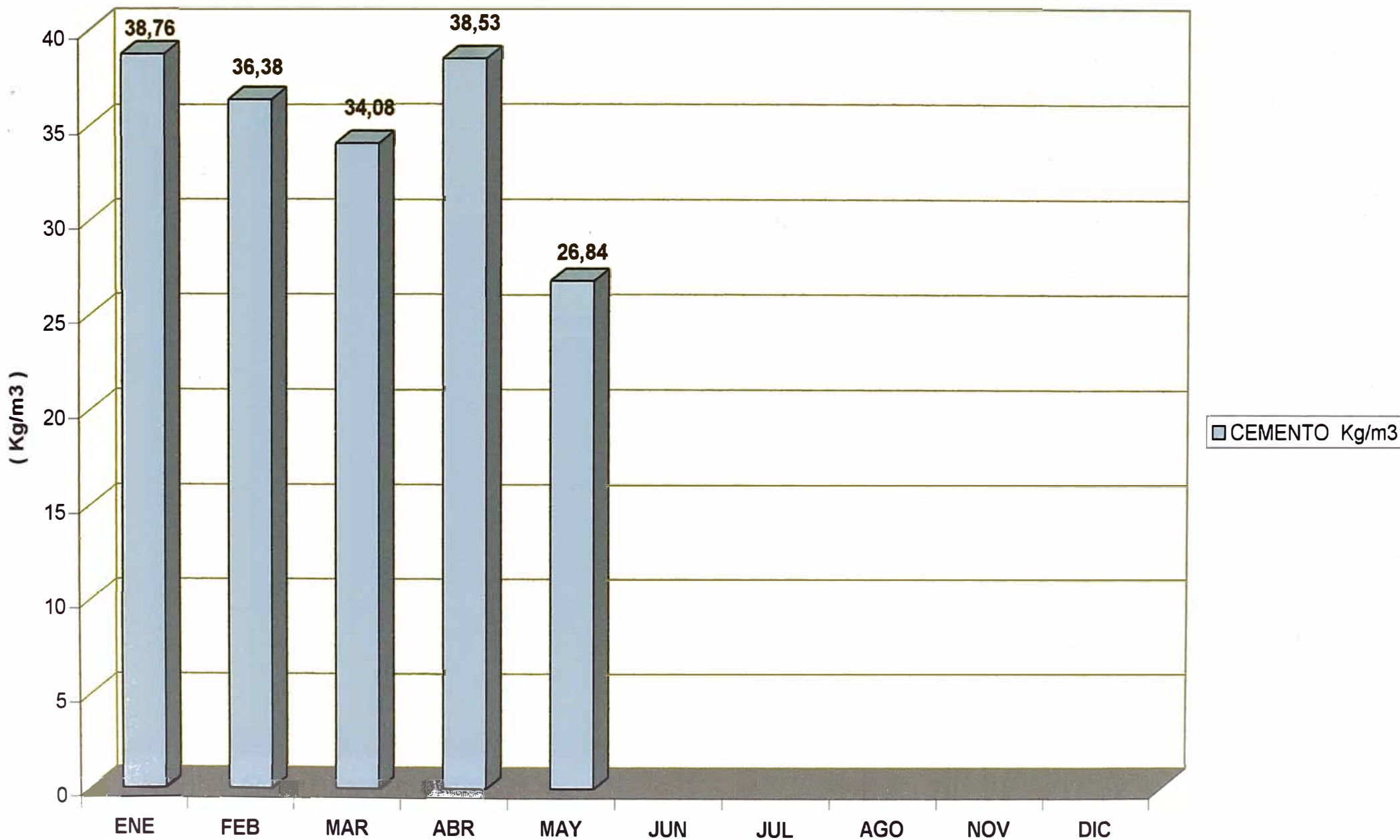
CONSUMO MENSUAL DE PASTA



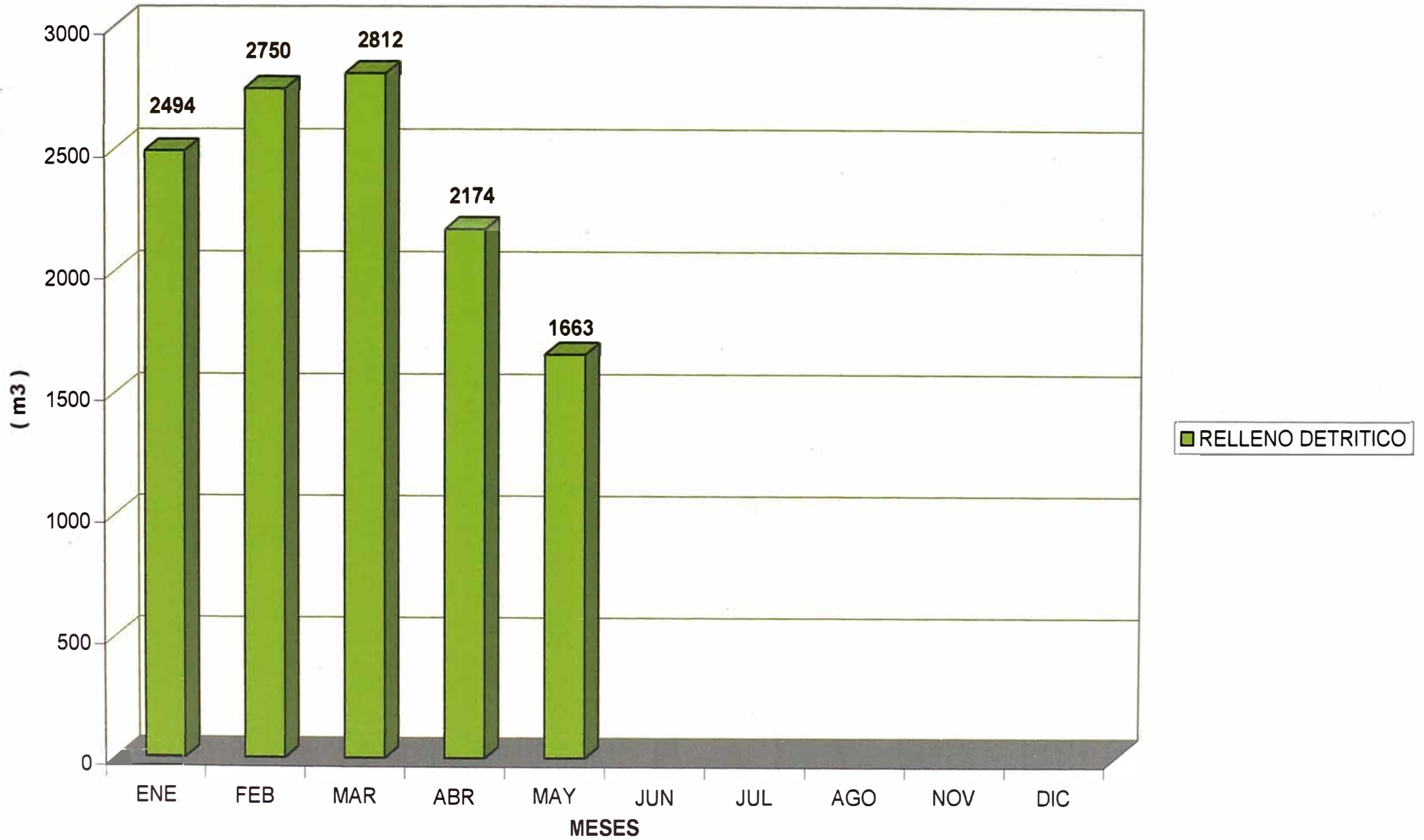
CONSUMO MENSUAL DE CEMENTO



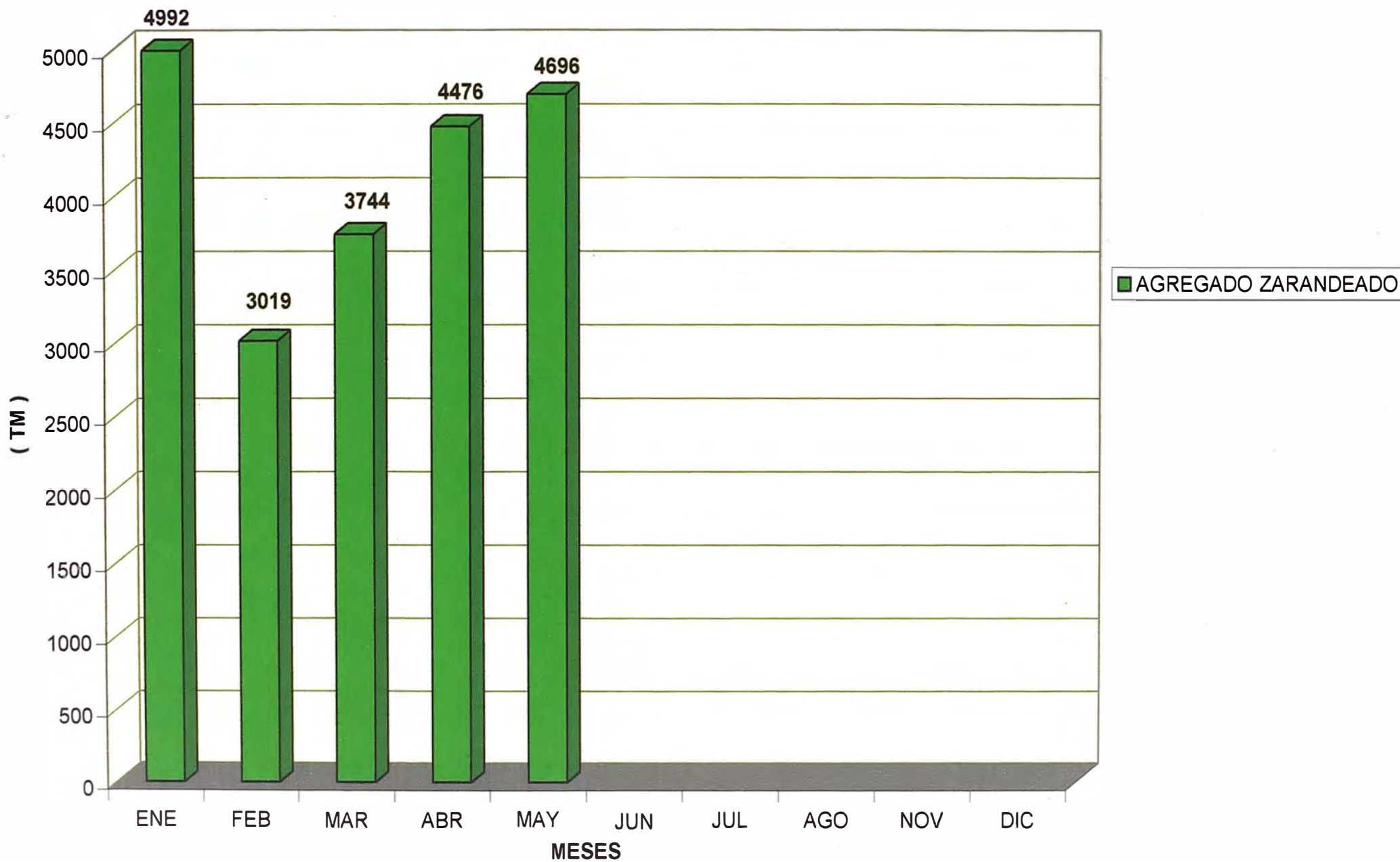
CONSUMO DE CEMENTO Kg/m3



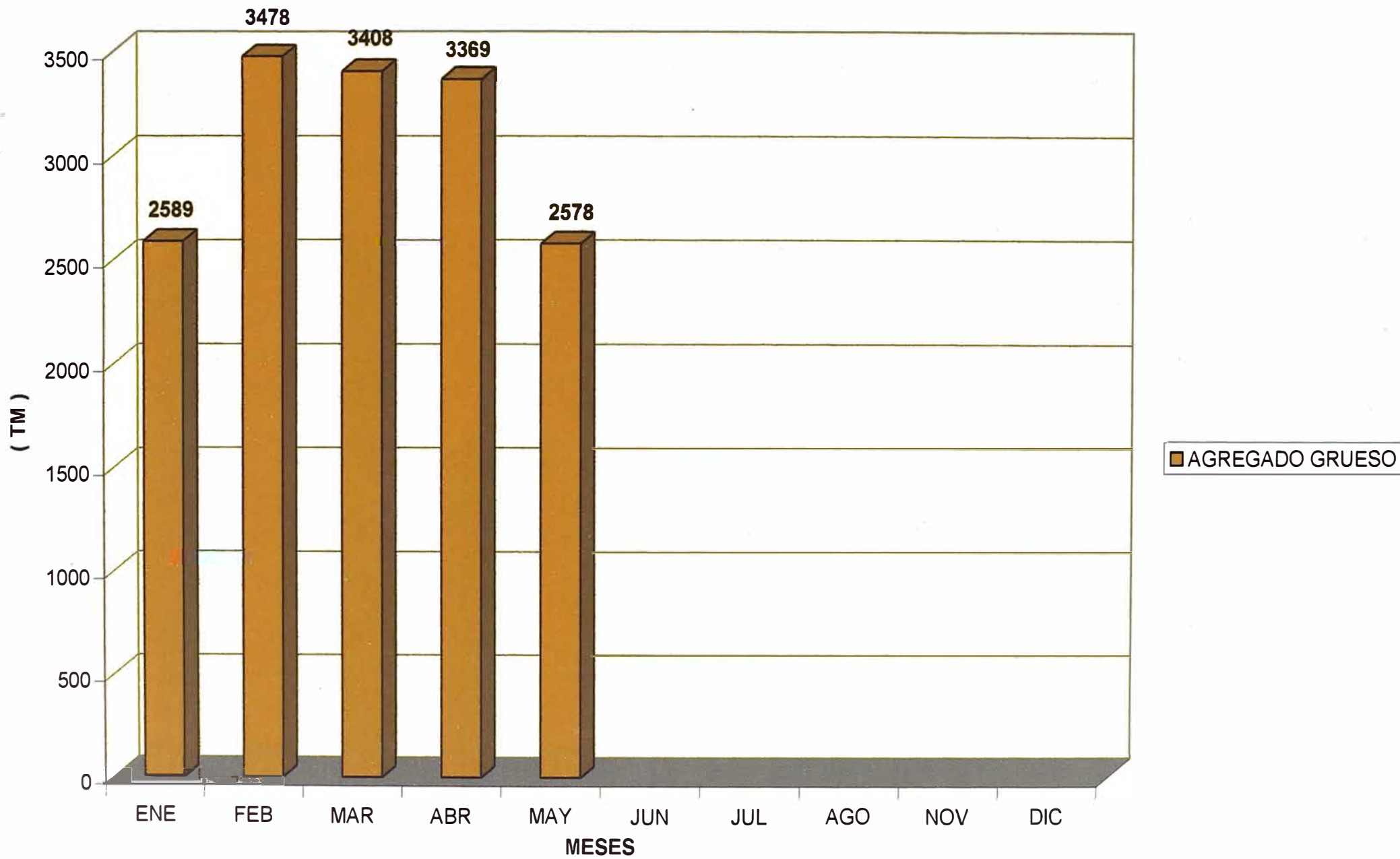
CONSUMO MENSUAL DE RELLENO DETRITICO



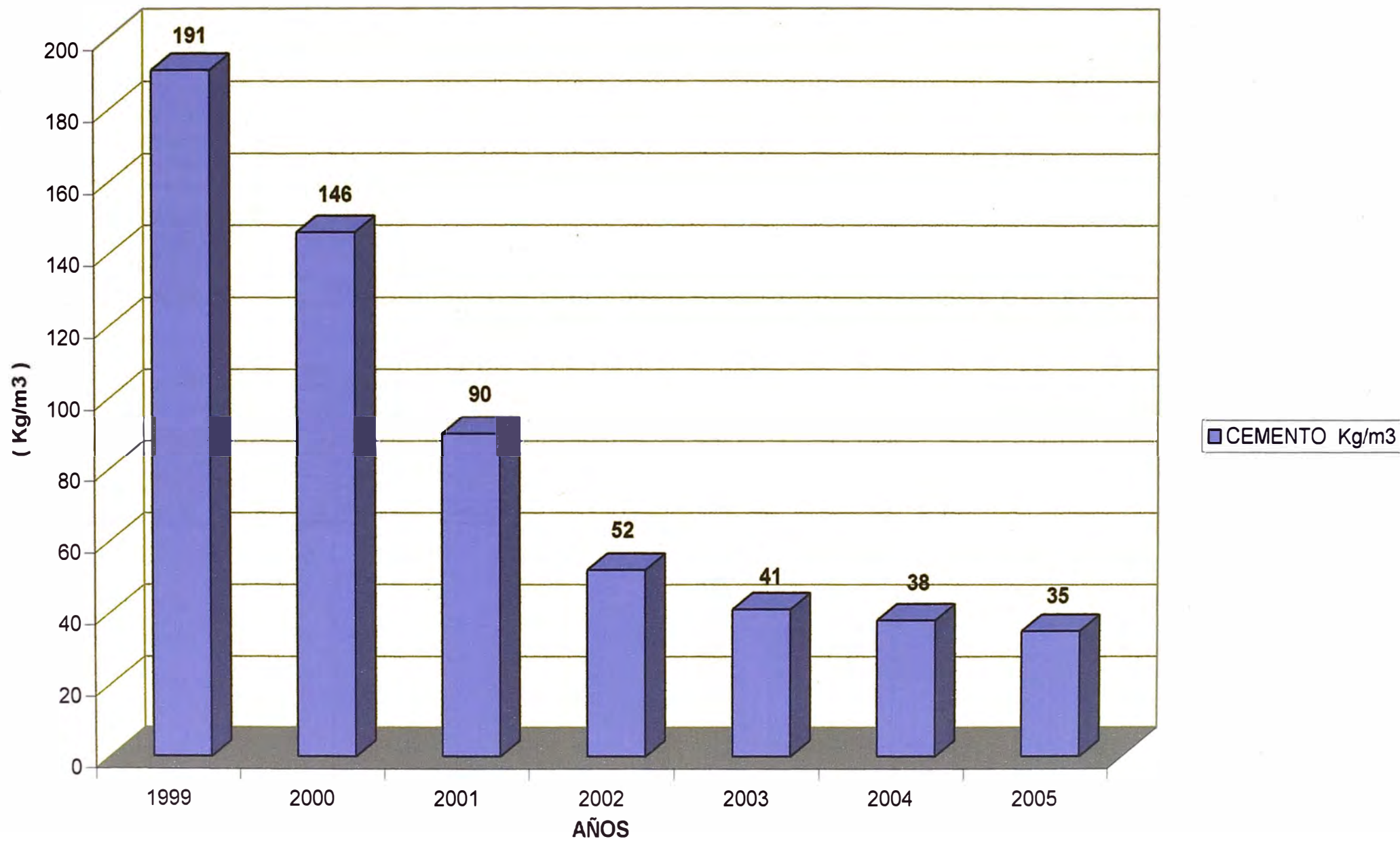
CONSUMO MENSUAL DE AGREGADO ZARANDEADO



CONSUMO MENSUAL DE AGREGADO GRUESO



CONSUMO DE CEMENTO Kg/m3



CUADRO ANUAL DE RELLENO

| | ACUM | 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 |
| CEMENTO | 13083 | 11287 | 6631 | 3782 | 3648 | 3493 | 1443 | 1090 | 941 | 553 | 291 | 304 | 291 | 289 |
| PASTA | 68711 | 77180 | 73058 | 72840 | 89870 | 93069 | 41591 | 5726 | 6432 | 6088 | 5603 | 7489 | 7756 | 8318 |
| AGREGADO GRUESO | | 17940 | 58799 | 60748 | 45513 | 49676 | 15422 | | 1495 | 4900 | 4673 | 3793 | 4140 | 3084 |
| AGREGADO ZARANDEADO | 79230 | 120128 | 95539 | 67141 | 72211 | 71861 | 20927 | 6603 | 10011 | 7962 | 5165 | 6018 | 5988 | 4185 |
| RELLENO DETRITICO | | 11213 | 45424 | 45783 | 36646 | 37846 | 11893 | | 934 | 3785 | 3522 | 3054 | 3154 | 2379 |
| CEMENTO Kg/m3 | 191 | 146 | 90 | 52 | 41 | 38 | 35 | | | | | | | |

| | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | NOV | DIC |
|----------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-----|-----|-----|-----|-----|
| CEMENTO | 325 | 250 | 299 | 319 | 250 | | | | | |
| PASTA | 8390 | 6865 | 8764 | 8268 | 9304 | | | | | |
| AGREGADO GRUESO | 2589 | 3478 | 3408 | 3369 | 2578 | | | | | |
| AGREGADO ZARANDEADO | 4992 | 3019 | 3744 | 4476 | 4696 | | | | | |
| RELLENO DETRITICO | 2494 | 2750 | 2812 | 2174 | 1663 | | | | | |
| CEMENTO Kg/m3 | 38.76 | 36.38 | 34.08 | 38.53 | 26.84 | | | | | |