



UNIVERSIDAD NACIONAL DE LOJA

ÁREA DE ENERGÍA, INDUSTRIAS Y RECURSOS  
NATURALES NO RENOVABLES

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

*“ALTERNATIVA DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO PARA  
LA RECUPERACIÓN AURÍFERA, EN LA PLANTA DE  
BENEFICIO “LA LÓPEZ”  
PARROQUIA PONCE ENRÍQUEZ, PROVINCIA DEL AZUAY*

AUTORES

**Diego Alberto Apolo.  
Víctor Hugo Domínguez.**

DIRECTOR

**Ing. Michael Valarezo.**

ASESORES

**Ing. Carlomagno Chamba  
Ing. Enrique Figueroa**

**LOJA – ECUADOR**

**2005**

## CERTIFICACIÓN

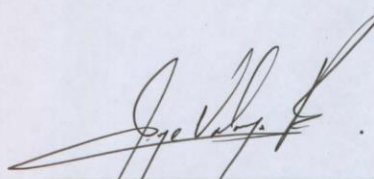
Ing. Jorge Michael Valarezo, **DIRECTOR DE TESIS**; Ing. Luis Enrique Figueroa M. e Ing. Carlomagno Chamba, **ASESORES DE TESIS**, en uso de sus atribuciones Legales:

### CERTIFICAN:

Que el trabajo de tesis “**ALTERNATIVA DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO PARA LA RECUPERACIÓN AURÍFERA, EN LA PLANTA DE BENEFICIO “LA LÓPEZ” PARROQUIA PONCE ENRÍQUEZ, PROVINCIA DEL AZUAY**” presentado por los egresados Diego Alberto Apolo Huanca y Víctor Hugo Domínguez Esparza, luego de haber sido revisado, corregido y cumpliendo con los requisitos, sugerencias y observaciones autorizamos su presentación para fines legales pertinentes.

Loja, Enero del 2004

Atentamente:



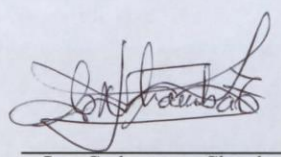
---

Ing. Jorge Michael Valarezo  
DIRECTOR DE TESIS



---

Ing. Luis Enrique Figueroa M.  
ASESOR

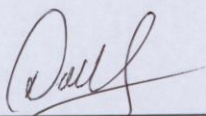


---

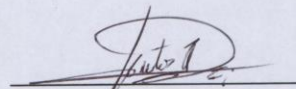
Ing. Carlomagno Chamba.  
ASESOR

**AUTORIA**

LAS IDEAS, CRITERIOS Y RESULTADOS VERTIDOS  
EN EL PRESENTE TRABAJO DE INVESTIGACION  
SON DE ESTRICTA RESPONSABILIDAD DE LOS  
AUTORES



**Diego A. Apolo H.**



**Víctor H. Domínguez E.**

## **AGRADECIMIENTO**

Hacemos un extensivo agradecimiento a los señores Ingenieros, Jorge Michael Valerezo, Luis Enrique Figueroa y Carlomagno Chamba por habernos guiado, compartido sus conocimientos y experiencias, ofreciendo su ayuda muy importante y desinteresada, con los cuales se llegó a la feliz culminación de nuestra Investigación.

De igual manera nuestra gratitud a la compañía Orenas S. A. por habernos permitido el ingreso a sus instalaciones y brindarnos todas sus facilidades posibles para la recopilación de la información existente.

Así mismo un sincero agradecimiento a la Universidad Nacional de Loja, Área de Energía, Industrias y Recursos Naturales no Renovables, Escuela de Minas, a todos sus catedráticos que impartieron sus conocimientos y personas que laboran en esta área que de una u otra forma nos ayudaron para permitirnos la culminación de nuestra carrera profesional.

**LOS AUTORES**

## *DEDICATORIA*

*A mis Padres, Hermanos,  
Sobrinos y amigos.*

*Diego.*

*A Dios mi creador. A mis  
padres Rosa e Iván,  
hermanos y tías por todo  
su amor y sacrificio. Sus  
ejemplos de superación  
fueron el estímulo para  
seguir siempre adelante.*

*Víctor H.*

**CAPITULO I**

	<b>Pagina</b>	
1.1	Introducción	1
1.2	Antecedentes	2
1.3	Importancia	3
1.4	Objetivos	4
1.5	Extensión, Ubicación, Acceso	5
1.6	Rasgos Topográficos e Hidrográficos	6
1.7	Infraestructura	6
1.8	Mano de obra	7

**CAPITULO II**

2	MARCO GEOLÓGICO	
2.1	Geología Regional	8
2.2	Geología Local	10
2.3	Tipo de yacimiento	11
2.4	Alteraciones Hidrotermales	13
2.5	Mineralización	15
2.6	Reservas y Leyes	16

**CAPITULO III**

3	CARACTERÍSTICAS TÉCNICO – MINERAS DEL YACIMIENTO	
1.4	Características Generales del Yacimiento	17
1.5	Características Físico-Mecánicas del Mineral	17
1.6	Características Físico - Mecánicas de las Rocas Encajantes	22

**CAPITULO IV**

4.	DESCRIPCIÓN DE LAS LABORES DE EXPLOTACIÓN	
4.1	Sistemas de Explotación	25
4.2	Sistemas de explotación con almacenamiento de mineral	26
4.2.1	Preparación del bloque	28
4.2.2	Ataque de arranque	29
4.1.2.1	Cálculos de parámetros de perforación y voladura	31
4.1.2.2	Determinación de los parámetros de perforación y voladura	32
4.2.3	Extracción	53
4.2.3.1	Carga	53
4.2.3.2	Transporte	53
4.2.4	Ventilación	54
4.2.5	Fortificación	55
4.2.6	Desagüe y Alumbrado	56
4.2.6.1	Desagüe	56
4.2.6.2	Alumbrado	56
4.3	Ventajas e inconvenientes	57
4.3.1	Formas de disminuir las desventajas relativas a este método de explotación	58

**CAPITULO V**

	<b>Pagina</b>
5. FUNDAMENTOS EN LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES	
5.1 Generalidades	60
5.2 Concentración de Minerales	60
5.3 Concentración Gravimétrica	61
5.4 Concentración por Amalgamación	68
5.5 Concentración por Flotación	70
5.5.1 Parámetros de Flotación	71
5.5.2 Molienda – Granulometría	71
5.5.3 Densidad de Pulpa	72
5.5.4 pH de la pulpa	72
5.5.5 Calidad de Agua	73
5.5.6 Tiempo de acondicionamiento y Flotación	73
5.5.7 Reactivos de Flotación	74
5.6 Concentración por Cianuración	78
5.7 Concentración Combinada	83

**CAPITULO VI**

6. EVALUACIÓN DEL SISTEMA ACTUAL DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO DEL ORO	
6.1 Generalidades	84
6.2 Descripción del Actual Sistema de Tratamiento	85
6.2.1 Trituración	85
6.2.2 Molienda	86
6.3 Descripción del Actual Sistema de Beneficio	87
6.3.1 Concentración por cianuración	87
6.3.2 Fase de adsorción	88
6.3.3 Desorción del carbón activado	90
6.3.3.1 Lavado Ácido	91
6.3.4 Elusión	92
6.3.5 Refinación y Fundición	94
6.4 Resultados y Recuperación	97
6.5 Comercialización	97
6.6 Diagrama de Flujo	98

**CAPITULO VII**

7. PRUEBAS EXPERIMENTALES	
7.1 Generalidades	99
7.1.1 Ensayos Piro metalúrgicos	100
7.2 Análisis Granulométricos	102
7.2.1 Caracterización del oro	104
7.3 Pruebas Experimentales de concentración gravimétrica	115
7.4 Pruebas Experimentales de Flotación	116
7.5 Pruebas Experimentales de Cianuración	116
7.6 Diagrama de Flujo del Proceso Experimental, Desarrollo y Balance Metalúrgico de la Pruebas Experimentales	129
7.7 Interpretación de los Resultados de Flotación	157
7.8 Interpretación de los Resultados de Cianuración	157

## CAPITULO VIII

	Pagina
TRATAMIENTO DE MINERALES	
8.1 Conminución	159
8.1.1 Chancado	162
8.1.2 Molienda	163
8.2 Cribado	166
8.2.1 Cribado previo	166
8.2.2 Cribado de control	166
8.2.3 Clasificación	166
8.3 Elección y cálculo de la maquinaria para el proceso de tratamiento	167
8.3.1 Calculo de la maquinaria para molienda	167
8.4 Cálculo y Elección del clasificador	172
8.5 Cronograma de actividades del proceso de tratamiento.	175

## CAPITULO IX

9. SISTEMA DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO PROPUESTO.	
9.1 Parámetros del nuevo sistema	176
9.1.1 Tratamiento	177
9.1.2 Beneficio	179
9.2 Control del proceso	184
9.3 Producción Necesaria	186
9.4 Eficiencia	186

## CAPITULO X

10. ANÁLISIS ECONÓMICO DEL PROYECTO	
10.1 Inversiones	187
10.1.1 Inversiones Fijas	188
10.1.2 Capital de Trabajo	188
10.2 Costos de explotación del mineral	189
10.2.1 Resumen del costo total de operaciones	191
10.3 Costos del método actual de tratamiento y beneficio	193
10.3.1 Costos de molienda	194
10.3.2 Costos de cianuración	196
10.3.3 Ingresos	199
10.4 Análisis económico del proyecto propuesto	201
10.4.1 Inversiones	201
10.4.1.1 Inversiones Fijas	201
10.4.2 Capital de trabajo	202
10.4.3 Ingresos	205
10.4.4 Alternativa de exportación de concentrados	205
10.5 Método de evaluación de los concentrados por "CORMIN"	206
10.6 Egresos	211
10.6.1 Recuperación de la inversión fija	213
10.6.2 Resultados	214



10.6.3	Índices técnico-económicos	214
10.6.4	Rentabilidad	216
10.6.5	Taza Interna de Retorno	217

## CAPITULO XI

	<b>Página</b>
11. ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL	
11.1 Identificación de los impactos ambientales	218
11.1.1 Medio físico	218
11.1.2 Medio biótico	219
11.1.3 Medio socio ambiental	220
11.2 Valoración de los impactos ambientales	222
11.3 Medidas de mitigación de los impactos	228
11.3.1 Tratamiento de efluentes	228
11.3.2 Tratamiento de desechos sólidos	229
11.3.3 Tratamiento de combustibles e insumos químicos	230
11.4 Medidas de seguridad	231
11.5 Presupuesto estimado al plan de manejo ambiental	231
11.5.1 Costo estimado a proyectarse anual	232
11.5.2 Cronograma de actividades	233

## CAPITULO XII

12. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	
12.1 Conclusiones	234
12.2 Recomendaciones	235
 BIBLIOGRAFÍA, ANEXOS	 236

# CAPITULO I

## **GENERALIDADES**

## **1. GENERALIDADES.**

### **1.1 INTRODUCCIÓN**

El tratamiento a aplicar a una mena aurífera depende de su mineralogía y de la dimensión a la cual se libera el oro. Es necesario, primeramente concentrar los valiosos minerales con el fin de reducir la masa de material. De esta manera se puede aplicar a continuación procesos más refinados y generalmente más costosos para llevar a los minerales a niveles altos de pureza. El procesamiento de minerales constituye la primera etapa de descarte de material de ganga por métodos económicos.

El beneficio de minerales toma en cuenta las características físico-químicas de los minerales por recuperarse, cada proceso esta constituido por una serie de etapas independientes, o etapas operacionales dentro de las cuales podemos incluir: conminución, clasificación de partículas, separación de sólidos/sólidos, separación sólidos/líquidos y extracción metalúrgica.

El objetivo del beneficio de minerales es de hacer un producto, o concentrado con una ley alta o la deseada por el comprador y por un costo bajo de operación. Esto significa que el proceso deberá rechazar el máximo de impurezas, manteniendo un nivel alto de recuperación del mineral.

Todas estas actividades destinadas al Tratamiento y Beneficio del mineral valioso generan impactos al Medio Ambiente la mayoría de los cuales son negativos para el mismo, por lo que se debe desarrollar de forma racional y procurando una armonía con el entorno natural, cumpliéndose de esta manera con la premisa de desarrollo sustentable y todo lo que ello implica.

Este estudio servirá como documentación que justifique criterios técnicos, económicos y ambientales que justifiquen la viabilidad del proyecto.

## **1.2 ANTECEDENTES.**

La compañía Anónima “ORENAS” S.A fue fundada en el año de 1992 por un grupo de inversionistas nacionales y se encuentra desarrollando actividades mineras en el sector La López de la parroquia Ponce Enríquez.

Su actividad constituye la compra y procesamiento de relaves auríferos producidos por los molinos del asentamiento minero Bella Rica y del sector denominado Sta Marta, a través de la instalación y operación de la Planta de Beneficio denominada “La López” para lo cual la mencionada Compañía ha solicitado a la Dirección Regional de Minería del Azuay el correspondiente derecho legal, a través de la autorización de funcionamiento. Esta solicitud ha sido atendida mediante la Resolución N° 191009, la misma que se encuentra inscrita en el Registro de la Propiedad del Cantón Pucará, provincia del Azuay el 21 de agosto de 1998.

La Planta cuenta con los equipos y maquinaria necesaria para el desarrollo de las actividades mineras de Tratamiento y Beneficio aurífero de la mayor parte de la zona, mediante el método de lixiviación por cianuración, así mismo dispone de un complejo de piscinas para la deposición de los efluentes de cianuración resultado del proceso antes mencionado, ya que dichos efluentes para que puedan ser vertidos sobre las vertientes de los ríos deben cumplir ciertos estándares para de esta manera no causar un gran perjuicio al entorno natural.

### 1.3 IMPORTANCIA

Como concepto básico, cada material tiene su proceso específico de tratamiento, en principio se deberá analizar a nivel de laboratorio que alternativas de tratamiento son las más prometedoras para determinado material, ya que la empresa Orenas se ha encontrado con material rocoso proveniente de vetas, arenas y relaves etc. de diferente procedencia y composición, su limitación los ha conducido a ser (IR) ineficientes en su tratamiento aunque al parecer rentables. Pero sin duda que de seguir así tarde o temprano ya no podrá haber el (IR), las leyes y los márgenes de utilidad no alcanzarán, perdiéndose negocios y enormes posibilidades de crecimiento.

El objetivo primordial de la empresa está claro, deben manejar todos los procesos metalúrgicos posibles que les permitan ser (ER) Eficientes y Rentables, independiente de la competencia que pueda existir en el País en este campo para así captar nuevos negocios y continuar con su desafío mayor, vencer los costos de operación y aumentar la recuperación.

Como ya se ha mencionado anteriormente la empresa minera Orenas se ha encontrado con material rocoso proveniente de vetas, arenas y relaves de diferente procedencia y composición como es el caso de Bella Rica y del sector de Sta. Marta material del cual nos valdremos para su estudio y desarrollo de la presente tesis de grado.

## **1.4 OBJETIVOS.**

### **1.4.1 OBJETIVO GENERAL.**

- ✓ Establecer las bases técnicas económicas y ambientales para la aplicación de la mejor alternativa de beneficio mineral propuesta, para la planta de beneficio “La López”.

### **1.4.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.**

- ✓ Identificar las características, químicas, mineralógicas y metalúrgicas para la concentración gravitacional, amalgamación, cianuración, flotación del mineral aurífero.
- ✓ Descripción de los sistemas de tratamiento y beneficio, empleado en la actualidad por la empresa minera “La López”.
- ✓ Identificar, valorar y mitigar los impactos ambientales causados por la planta de tratamiento y beneficio actual y/o de los procesos para la optimización u elección de dicha planta.

## **1.5 EXTENSIÓN, UBICACIÓN Y ACCESO**

### **1.5.1 EXTENSIÓN**

El área de concesión se localiza en el sector La López perteneciente a la jurisdicción político administrativa de la parroquia Ponce Enríquez, Cantón Pucara, Provincia de Azuay ocupando una área de 10 Has mineras contiguas. Siendo su centro de coordenadas UTM: 642.510, 9`658.070. (ver Mapa N° 1/2)

### **1.5.2 UBICACIÓN**

La planta de beneficio “ La López “ se encuentra localizada al suroccidente del país, en el sector conocido con el nombre de La López, perteneciente a la jurisdicción político administrativa de la parroquia Ponce Enríquez, Cantón Pucara, Provincia de Azuay. (ver Mapa N° 2/2)

### **1.5.3 ACCESO**

El recorrido desde la ciudad de Loja hasta la parroquia Ponce Enríquez se lo realiza por carretera de primer orden; el acceso a la planta se realiza por el desvío de tercer orden que existe en la carretera asfaltada de primer orden que une las ciudades de Guayaquil y Machala a 1 Km al Sur de la población de Ponce Enríquez. La distancia desde este sitio hasta la planta es de aproximadamente 6 Km. (ver Mapa N° 2/2)

## **1.6 RASGOS TOPOGRAFICOS E HIDROGRÁFICOS.**

### **☞ RASGOS TOPOGRAFICOS**

De acuerdo con la situación geográfica de localización de la Planta de Beneficio “La López” se caracteriza su topografía por ser plana, variando las altitudes entre los 80 a 100 msnm.

### **☞ HIDROLOGÍA.**

El sistema de drenaje en el área de estudio está representado por el río Siete que toma este nombre después de la confluencia de las quebradas La Florida y Margarita, unos 200 metros aguas arriba de la planta, el río Siete corre de Este a Oeste hasta desembocar en el Océano Pacífico.

El flujo de agua de este curso natural es permanente, disminuyendo considerablemente durante las épocas de menos lluvia. En las épocas de altas precipitaciones, los niveles de escorrentía son altos, lo que incide en los procesos de erosión de los lechos naturales.

## **1.7 INFRAESTRUCTURA.**

El pequeño caserío, carece de alcantarillado y de un sistema alternativo para la evacuación de aguas servidas. Los desechos sólidos son enterrados o quemados en los huertos. La López se encuentra completamente electrificada y el abastecimiento de agua se lo realiza mediante la utilización de tubería desde la captación de vertientes que bajan de la cordillera.

El servicio de educación escolar es satisfecho por la presencia de una escuela fiscal, de carácter unidocente; mientras que la educación secundaria es atendida en el Colegio fiscal de Ponce Enríquez.



En cuanto al sector Salud, la población esporádicamente es atendida a través de campañas de vacunación realizadas desde El centro de salud de Ponce Enríquez y en casos de emergencia al hospital público de la ciudad de Machala.

En cuanto a la vía de comunicación desde Ponce Enríquez hasta el caserío se vuelve intransitable para las camionetas que prestan servicio, en épocas de lluvias; para lo cual los moradores se ven obligados a buscar apoyo a las empresas mineras del sector y con la ayuda comunal en “mingas “ se logra superar de alguna manera el problema.

## **1.8 MANO DE OBRA**

La actividad económica de los pobladores del recinto se basa principalmente en la producción esencialmente de café, cacao, banano y la crianza de ganado vacuno.

El número total de trabajadores de la planta es de 42, distribuidos en tres turnos diarios durante las 24 horas del día, como se indica a continuación:

- 8 Personal técnico – Administrativo
- 4 Personal de seguridad (guardias de seguridad)
- 20 Personal para producción (supervisores, operadores y ayudantes)
- 10 Personal de servicio (bodeguero, soldadores, albañiles, mecánico, chofer)

## CAPITULO II

# **MARCO GEOLOGICO**

## 2. MARCO GEOLÓGICO

### 2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

A escala regional, la segmentación más importante del área se debe en primer lugar a la falla la López, la cual separa el dominio de las rocas metamórficas en la parte sur-oeste del dominio de las rocas volcánicas Macuchi al nor-este.

➤ **FORMACION MACUCHI** (Cretáceo).- La Formación Macuchi constituye la mayor parte de los afloramientos al Noreste de la Falla La López. Se considera que es de edad cretácica, (Zúñiga y Cilio, 1980), pero también puede ser más joven, con una edad cretácica a eocénica (Hoffstetter, 1977).

Predominan de una manera general, lavas de composición diabásica, designadas como diabasas, y también como andesitas basálticas y basaltos por otros autores. Estas son finogranulares masivas, compuestas de plagioclasa (andesina a labradorita) y máficos (piroxeno y hornblenda). La textura se puede describir como hipidiogranular o dolerítica.

Generalmente, estas se muestran propitilizadas y silicificadas; cuando esta alteración hidrotermal es menos intensa, la roca se presenta fuertemente meteorizada en superficie.

➤ **FORMACION CELICA** (Cretáceo).- Está también constituida de lavas andesíticas de color verde, homogéneas y masivas, de matriz afanítica, sin silicificaciones. Es común la andesita porfirítica y se presentan brechas y tobas, pero no se encuentran sedimentos marinos. No se conoce el espesor de la formación; su edad es incierta pero se cree que se extiende a través del cretáceo y representa parte de una acumulación de volcánicos, mayormente continentales, sobre el basamento paleozoico del Sur del Ecuador.

➤ **VOLCANICOS LA FORTUNA** (Cretáceo Superior-Terciario Inferior).- Volcánicos de carácter ácido, de matriz afánítica silicificada, con cuarzo cristalino; feldespatos y piroxenos alterados, se observan ignimbritas riocacitas, tobas y conglomerados con fragmentos de rocas volcánicas ácidas. Se presume la existencia de un centro volcánico en esta región. Su edad se desconoce, pero se tiene la certeza de que son más jóvenes que la Formación Macuchi.

➤ **FORMACION SARAGURO** (Eoceno) Consiste una alternancia de lavas andesíticas y riolíticas con piroclásticos ácidos. Los piroclásticos son predominantes y están representados por tobas finas y aglomerados andesíticos. En las cercanías de Laurel las rocas son volcánica y de color oscuro con presencia de pequeños clastos que le dan un aspecto brechoso, pero se nota una cierta estructura columnar. Las andesitas son de carácter intermedio y de color verdoso, muy meteorizadas, las mismas que en el sector de la Florida forman un gran escarpe como consecuencia de la falla del Río Jubones. En general la formación Saraguro tiene un buzamiento suave hacia el Suroeste. Su potencia ha sido estimada alrededor de 3.000 m. en la hoja de Saraguro.

➤ **FORMACION PUNA** (Costa; Plioceno) la cobertura de depósitos superficiales no permite la clara exposición de la Formación Puna, por lo que sus contactos han sido inferiores en base a la interpretación fotogeológica. Sin embargo su rastreo en el campo permitió determinarla en San Agustín donde se presenta con estratificaciones casi horizontal. Esta constituida por arcillas de color pardo a oscuro, limo y areniscas de grano fino de color claro, con evidente estratificación cruzada. Todo el conjunto está poco consolidado; la potencia pasa los 1.000 m.

➤ **FORMACION TARQUI** (Sierra; Pleistoceno). Las rocas de esta formación se encuentran a manera de recubrimiento de la Sierra, con buzamientos muy suaves hacia el Este. Consiste de volcánicos y piroclásticos jóvenes: tobas, ignimbritas y aglomerados riolíticos o andesíticos, con flujos de lavas, alterados hidrotermalmente. El espesor máximo se calcula en 1.200m. Se considera esta formación como producto de la gran variedad y efusiones volcánicas ocurridas en el pleistoceno.

## 2.2 GEOLOGÍA LOCAL.

De las rocas existentes en el área las más antiguas son las volcánicas de la formación Macuchi determinada como de edad cretácica, constituida en esta zona por andesitas basálticas, basaltos, capas de jaspilitas, brechas, sills, y otros volcano-sedimentarios quienes han sido intruidos por rocas intrusivas de tipo granodiorítico, microdioritas e intrusitos básicos, intercalados con rocas sedimentarias, como lutitas, conglomerados y areniscas. Estas rocas se encuentran a lo largo del proyecto con rumbo preferencial NE-SW, intruidos por pequeños apófisis de intrusitos de composición ácidos a básicos, especialmente desde la base central hacia el SW del proyecto.

- Las andesitas basálticas son más frecuentes al NE del área, y tienen un color preferencial gris verdosos, compuesto de plagioclasas, cuarzo y hornblendas, presentan una textura afanítica fuertemente fracturadas, con alteración hidrotermal propilitica débil y una mediana silificación y meteorización, la mineralización se encuentra diseminada y en vetillas.
- En cambio del centro al SW se encuentra en mayor proporción las rocas , capas de jaspilitas, sill, y otros volcano-sedimentos, aquí las rocas en general han sufrido una fuerte alteración hidrotermal especialmente silificación, tipificada con la aparición de capas de jasperioides, chert y sílice, quienes se encuentran íntimamente ligadas a la mineralización. (ver Mapa N° 1/1)

### 2.3 TIPO DE YACIMIENTO.

En base al conjunto de las observaciones realizadas, se concluye que el área minera de Bella Rica forma parte de un depósito filoniano de grandes dimensiones, mayormente de alta temperatura.

La forma de la mineralización es de vetas como relleno de fracturas abiertas y fallas, generalmente paralelas con una dirección NNW-SSE y una inclinación predominante hacia el Este. En esta misma dirección el sistema se extiende sobre 3 Km de largo dentro de la concesión de Bella Rica, y a partir de ahí sobre por lo menos 2 Km más hacia al Norte. Su ancho conocido en el área de estudio es de mínimo 400 m y máximo 1300 m. En sentido vertical, la dimensión conocida es de 800 m. La roca encajante esta constituida de lavas de composición intermedia a básica y rocas volcanoclasticas de la formación Macuchi, de edad cretácica.

El sistemas de fisuras que constituyó el receptáculo de la mineralización se originó muy probablemente como fracturas de tensión dirigidas aproximadamente N-S, causados por los movimientos horizontales, (dextrales) de una falla regional dirigida NW-SE: la falla la López.

Esta misma falla La López, por sus también importantes movimientos verticales, divide actualmente el área en sus dos segmentos estructurales principales, separando la formación Macuchi al Noreste de un basamento de rocas metamórficas más antigua al Sur-oeste. La mineralización y alteración hidrotermal aparecen relacionadas con diques intrusivos subvolcánicos de microcuarzodiorita, de edad aun no precisada, probablemente del terciario. Existe también una posible asociación con una estructura circular, de uno 5 Km de diámetro la que constituye el rasgo morfológico dominante del área. Esta podría representar la parte profunda de una estructura de colapso volcánico, probablemente relacionado con un pequeño plutón situado a poca profundidad al Norte o Nor-este, fuera del área de Bella Rica, el que correspondería a los diques de microcuarzodiorita, más abundantes en esta dirección.

No se ha encontrado dentro de la zona rocas volcánicas, subáreas que podrían atestiguar de un hipotético edificio volcánico relacionado con esta estructura. Posiblemente, estas rocas pertenecen a la formación Saraguro de edad Oligocénica, la cual, actualmente visible en los páramos más al Este habrían desaparecido completamente por la erosión en el área de Bella Rica.

La alteración hidrotermal más difundida es la propilitización caracterizada por la asociación epidota-clorita-calcita y la silicificación, generalmente intensas y progresivas, especialmente en las inmediaciones de las vetas.

La mineralización se caracteriza generalmente por las siguientes asociaciones paragenéticas, formadas en tres estadios sucesivos:

2. Cuarzo-pirita
3. Cuarzo-pirrotina-calcopirita-oro
4. cuarzo-marcasita-hematita

Estas paragénesis pueden variar con la presencia de otros minerales y en particular de la arsenopirita y la esfalerita, relacionadas con el estadio de formación del oro.

La temperatura de formación del depósito, indicada por las fases mineralógicas y criterios texturales y químicos, estaría situada entre 500 y 550 °C, indicando un grado hidrotermal de alta temperatura. Estas temperaturas deben considerarse como temperaturas extremas ya que los minerales de último estadio al que pertenecen también los minerales de ganga cuarzo, clorita, epidota, y calcita, así como la propilitización generalizada, son características de un ambiente epitermal. Indicando una cristalización cuando las temperaturas fueron decreciendo.

El oro en las vetas se encuentra libre, o en unión intermetálica compleja con la plata. El bismuto y el telurio.

El examen de los datos estructurales y químico-mineralógicos indica que el yacimiento ha sido segmentado por grandes fallas postminerales tanto longitudinales (N-S) como transversales (E-W y NE-SW), caracterizados con movimientos horizontales y verticales.

Una conclusión importante es que cada sector estructural se caracteriza por un tipo predominante de mena, definida por sus contenidos promedios relativamente más ricos o más pobres en oro y en los diferentes metales asociados.

En la parte extrema Noreste del área Bella Rica, una mineralización de stockworks piriticos con bajo contenido de oro se superponen a la mineralización en vetas. Esta posiblemente reflejaría una zonación a una posición mas central y más baja, con respecto al sistema global de mineralización-alteración ligado al intrusivo y/o la estructura circular relacionada.

## **2.4 ALTERACIONES HIDROTERMALES**

La alteración hidrotermal más notable del área de Santa Martha, es una propilitización y silicificación generalmente intensa de la formación Macuchi, la cual frecuentemente va acompañada de vetillas delgadas (de 2 a 10 mm de espesor) de cuarzo lechoso con o sin epidota. Ocasionalmente, se observa la presencia en vetillas de feldespatos (albita) y rosetas de un mineral micáceo, probablemente la moscovita. Esta alteración va acompañada de pirita diseminada y en fisuras delgadas (haircracks), a veces asociada con pirrotina. Localmente se presentan verdaderos stockworks de pirita, frecuentemente meteorizadas como limonita en las rocas menos salificadas.

En la parte Noreste, se observa localmente turmalina negra diseminada, , también es muy común encontrarla en gran porcentaje dentro de las fallas y vetillas. La turmalina también se presenta ocasionalmente dentro de las vetas explotadas del mismo sector. Esta turmalina posiblemente constituye el indicio más claro, aunque marginal, de una zonación de la alteración hidrotermal por comprobarse, mientras que todo el resto del área de estudio es prácticamente completamente homogénea al respecto.



Los análisis petrográficos indican que la propilitización corresponde a la cloritización de los máficos y de la depositación posterior de carbonato, epidota y cuarzo a partir de microvetillas.

La proporción de los minerales secundarios es variable según los lugares. Algunos afloramientos de pillow lavas indican claramente que esta alteración hidrotermal ha sido precedida por una etapa de brechificación.

En las microbechas, la alteración hidrotermal aparece generalmente menos intensa, afectando sobre todo la matriz, con el aporte de cuarzo, epidota, clorita y eventualmente zeolitas. También se ha observado argilitización y cloritización de los clastos.

Con frecuencia en afloramiento, la alteración se presenta con tal intensidad, que la mayor parte de los rasgos singenéticos aparecen obliterados, dificultando la determinación de la roca como lava o microbrechas tobácea, por lo que se ha optado en éstos casos por representar a la formación Macuchi como indiferenciada.

La microcuarzodiorita se presenta fresca o con una alteración hidrotermal que se manifiesta por la cloritización de los máficos y la epidotización y sericitización de la plagioclasa. También se presenta localmente un aporte de cuarzo secundario, o finas vetillas rellenas por carbonatos. (CODIGEM; Programa de Asistencia Técnica a la Cooperativa Bella Rica, Quito, Febrero 1996).

## 2.5 MINERALIZACION.

Los sulfuros son posiblemente contemporáneos con la alteración hidrotermal, ya que los minerales originales de la roca están mediana o enteramente alterados a cloritas y estas a su vez se han transformado a sulfuros especialmente a pirita, arsenopirita, pirrotina y trazas de calcopirita, la forma más común es en vetillas y diseminados en forma de agregados, dentro de las rocas volcánicas e intrusivos. La mayor manifestación de la mineralización, está representado por un sistema de vetas con rumbo preferencial NW y buzamiento semi-vertical dentro de la roca volcánica, la potencia de estas vetas es muy variable llegando a tener de 0,5 a 1 m.

La paragénesis de este sistema de vetas no cambia, o sea en el contacto con la roca de caja se encuentra óxidos de hierro con traza de oro libre, en cambio dentro de las vetas tenemos cuarzo con sulfuros de pirita, arsenopirita y trazas de calcopirita, galena, escalerita y oro.

- **Composición mineralógica.**

Los minerales metálicos primarios que se observan microscópicos dentro de las vetas son, en orden de importancia decreciente: la pirita, la pirrotina, la arsenopirita, la calcopirita, la escalerita, la galena, la hematita: la observación del oro negativo es excepcional. El examen microscópico revela la presencia de la magnetita y marcasita.

Respecto de la magnetita cabe señalar que bloques rodados relativamente grandes (40 cm diámetro) de este mineral con trazas de esfalerita y minerales secundarios de cobre se han encontrado en el sector del río Guanache Bajo. En la vecindad, se observan ocasionalmente, tanto en galería como en rodados la presencia de molibdenita, con asociación de calcopirita dentro de vetillas de cuarzo. Los minerales de enriquecimiento secundario y de oxidación identificados son los siguientes: calcosita, digenita, covelina, cuprita, malaquita, goetita y limonita en general.

Los minerales de ganga observados son siempre el cuarzo y carbonatos (calcita, menos frecuentemente dolomita férrica), clorita, moscovita, epidota. El estudio mineralógico por microscopio eléctrico de barrido realizado por Eurofrut ( 1992) indica además la presencia de otros minerales: altaíta ( PbTe), discracita ( Ag<sub>2</sub>Sb), y jamesita ( Pb<sub>4</sub>Sb<sub>6</sub>S<sub>14</sub>)

La ocurrencia de telurio fue reportada por primera vez por la compañía Copperfields (Bergey, 1979) como anomalías en los sedimentos fluviales, coincidentes con las de oro, pero los minerales de telurio no pudieron ser identificados con seguridad, es importante tomar en cuenta la presencia del telurio, ya que, como señala el informe de Eurofrut “ el oro puede combinarse con este elemento y formar sus correspondientes telururos que son refractarios al ataque del cianuro”.

## 2.6 RESERVAS Y LEYES.

La determinación de las leyes del yacimiento se estableció mediante ensayos, ya sean para determinar el oro total (ensayo al fuego), y oro lixiviable (ensayo de cianuración), las reservas del yacimiento se estiman en 50.000 Tn de mineral, las mismas que fueron proporcionados por técnicos de la empresa (Ing. Hernán Pazmiño). (ver Tabla N° 1)

**Tabla N° 1**

Ensayo	Leyes gr / Tn
Al Fuego (Au Total)	16.4
Cianurable	11.5

A continuación se presenta un análisis petrográfica-mineralógico de una muestra del sector de Santa Martha.



**ESCUELA POLITECNICA NACIONAL**  
**DEPARTAMENTO DE RECURSOS MINERALES Y GEOQUIMICA**

**ANÁLISIS PETROGRAFICO-MINERALOGICO**

**BRECHA HIDROTHERMAL.**

Líticos 40%

Matriz 60%

Cemento – calcáreo rodeando a los líticos

Vidrio – trazas

Líticos:

- de rocas intrusivas ácidas 15%
- de rocas sedimentarias 3%
- de rocas volcánicas 2%

Matriz:

- calcita primaria con clivaje típico
- calcita secundaria (micrita) rodeando líticos y opacos.

Opacos: 20%

Forma:

- amorfa : 20%
- cúbica : 3%
- redonda : 2%

OBSERVACIONES:

- Líticos fracturados, en las fracturas recristalización del material calcáreo.
- Los líticos se encuentran alterados (recristalización de opacos?).
- Adularia primaria del protolito.
- Carbonato se formó por calcificación de rocas ígneas y sedimentarias.

Ing. Halina Lachowicz



## CAPITULO III

# **CARACTERISTICAS TÉCNICO-MINERAS DEL YACIMIENTO**

### 3. CARACTERÍSTICAS TÉCNICO – MINERAS DEL YACIMIENTO.

#### 3.1. CARACTERÍSTICAS GENERALES DEL YACIMIENTO.

Como ya se describió anteriormente la Planta de Beneficio “La López” se encarga de realizar el Tratamiento y Beneficio de la mayor parte de material del sector de “Bella Rica” y actualmente del sector de Santa Martha, área colindante con “Bella Rica”. Para el presente estudio de investigación se utilizó el material que viene del sector de Santa Martha.

En el sector de Santa Martha el yacimiento se presenta con una mineralización en forma de vetillas finas de pirita y entrecruzadas y granos de piritas aislados dentro de las rocas propilitizadas. La intensidad de esta mineralización es variable, pero aumenta con la intensidad de propilitización, especialmente en las diabasas y en los alrededores de las vetas. El yacimiento presenta una gran cantidad de material sulfuroso o refractario, cerca del 30% (pirita, calcopirita, arsenopirita, pirrotina, etc.), como se sabe son sulfuros que son ricos en minerales preciosos como Au, Ag, Cu, etc. El restante 70% se presenta como silicatos (Qz, feldespatos, micas, etc). (CODIGEM; Programa de Asistencia Técnica a la Cooperativa Bella Rica, Quito, Febrero 1996).

#### 3.2. CARACTERÍSTICAS FÍSICO-MECÁNICAS DEL MINERAL

Los valores de las características físicas - mecánicas del mineral fueron obtenidos en el laboratorio de la empresa y datos existentes. Para poder determinar dichos valores se ocupó los siguientes procedimientos:

- **Peso Específico.-** Siendo la relación existente entre su peso y el volumen que ocupa su parte sólida o esqueleto, el método de empleado para la obtención del mismo es el denominado método del picnómetro. Se lo determina por la siguiente expresión matemática:

$$Pe = \frac{g}{g1 + g - g2} \text{ (gr)}$$

donde:

$g$  = Peso de la muestra seca (gr)

$g_1$  = peso del picnómetro con agua destilada (gr)

$g_2$  = peso del picnómetro con la muestra y agua destilada (gr)

De los ensayos realizados a tres muestras del material rocoso mediante el método del picnómetro se obtuvieron los siguientes valores:  $M1 = 2.95 \text{ gr/cm}^3$  ;  $M2 = 2.94 \text{ gr/cm}^3$  ;  $M3 = 3.08 \text{ gr/cm}^3$  quedando como valor final del **Peso específico 2.99 gr/cm<sup>3</sup>**

- **Peso Volumétrico.-** Siendo la relación existente entre su peso y el volumen que ocupa. El método empleado para la obtención del mismo es el denominado de la pesada hidrostática:

$$P_v = \frac{G}{V}$$

Donde:

$V$  = volumen de la muestra,  $\text{m}^3$

De los ensayos realizados a tres muestras del material rocoso se obtuvieron los siguientes valores:  $M1 = 2.70 \text{ gr/cm}^3$  ;  $M2 = 2.60 \text{ gr/cm}^3$  ;  $M3 = 2.65 \text{ gr/cm}^3$  Quedando como valor final del **Peso volumétrico 2.65 gr/cm<sup>3</sup>**

- **Porosidad.-** Es la relación que existe entre el volumen que ocupan sus poros y el volumen total de ellas. Para su determinación se puede expresar relacionando sus pesos específico y volumétrico. Se la establece por la expresión siguiente:

$$K_p = \frac{P_e - P_v}{P_e} * 100$$

donde:

Pv = Peso volumétrico

Pe = Peso específico

Relacionando los valores del peso específico y del peso volumétrico obtenemos un valor de **porosidad de 11.37 %**.

- **Resistencia a la Compresión.**- Es la oposición que presentan las rocas a su destrucción al aplicarle una fuerza por unidad de superficie, el método empleado para el efecto es el Método del Prensamiento. Se determina por la expresión matemática que se describe a continuación:

$$R_c = \frac{P_{\max}}{F_o}$$

donde:

Pmax = Carga máxima sobre la muestra en el momento de su destrucción, Kg.

Fo = Área transversal de la muestra; cm<sup>2</sup>

El ensayo de **resistencia a la compresión** nos da un valor de **750 Kg/ cm<sup>2</sup>**

- **Resistencia a la Tracción.**- Es la oposición que presenta la roca a su destrucción al aplicarle una fuerza de tracción en una unidad de superficie, se lo establece mediante la siguiente expresión:

$$R_c = 10 - 30 R_t$$

$$R_t = \frac{R_c}{20}$$



Reemplazando el valor de la resistencia a la compresión en la expresión matemática tenemos:

$$R_t = \frac{750}{20}$$

$$R_t = 37.5 \text{ Kg / cm}^2$$

- **Resistencia al Cizallamiento.-** Se define a la resistencia que ofrece la parte de un cuerpo sólido a desplazarse en relación con su otra parte, se lo establece mediante la siguiente expresión.

$$R_{cc} = \sqrt{\frac{R_c * R_t}{3}}$$

Reemplazando los valores de resistencia a la compresión y a la tracción en la expresión matemática tenemos:

$$R_{cc} = \sqrt{\frac{750 * 37.5}{3}}$$

$$R_{cc} = 96.8 \text{ Kg / cm}^2$$

- **Coefficiente de esponjamiento.-** Es la relación existente entre el volumen de roca en el macizo rocoso y el volumen de roca extraída del mismo, con uso de cualquier método de arranque. Se puede expresar el mismo en función del peso volumétrico y de la porosidad.

- **Humedad.-** Es la cantidad de agua que se encuentra entre los poros o grietas del macizo. Se la determina por la expresión siguiente.

$$W = \frac{M_1 - M_2}{M_2} * 100$$

donde:

M1 = Masa de la muestra húmeda

M2 = Masa de la muestra seca

De los ensayos realizados a tres muestras del material rocoso se obtuvieron los siguientes valores de humedad: M1 = 0.40 % ; M2 = 0.39 % ; M3 = 0.36 % quedando como valor final de la **Humedad 0.38 %**.

☞ **Resumen de las propiedades físico-mecánicas del mineral**

**Tabla N° 2**

<b>Características Físico-Mecánicas del Mineral</b>	
Peso Específico	2.9 gr/m <sup>3</sup>
Peso Volumétrico	2.65 gr/m <sup>3</sup>
Porosidad	11.37%
Resistencia a la Compresión	750 Kg / cm <sup>2</sup>
Resistencia a la Tracción	37.5 Kg / cm <sup>2</sup>
Resistencia al corte o Cizallamiento	96.8 Kg / cm <sup>2</sup>
Fortaleza	7.5
Coefficiente de Esponjamiento	1.7
Humedad	0.38%

### 3.3. CARACTERÍSTICAS FÍSICO - MECÁNICAS DE LAS ROCAS ENCAJANTES

Los valores de las características físicas - mecánicas de la roca encajante fue obtenida en el laboratorio de la empresa e información adicional; dichos valores son los siguientes:

- **Peso Específico.-**

De los ensayos realizados a tres muestras del material rocoso mediante el método del picnómetro se obtuvieron los siguientes valores:  $M1 = 3.00 \text{ gr/cm}^3$  ;  $M2 = 2.90 \text{ gr/cm}^3$  ;  $M3 = 3.10 \text{ gr/cm}^3$  quedando como valor final del **Peso específico 3 gr/cm<sup>3</sup>**

- **Peso Volumétrico.-**

De los ensayos realizados a tres muestras del material rocoso se obtuvieron los siguientes valores:  $M1 = 2.80 \text{ gr/cm}^3$  ;  $M2 = 2.80 \text{ gr/cm}^3$  ;  $M3 = 2.82 \text{ gr/cm}^3$  Quedando como valor final del **Peso volumétrico 2.80 gr/cm<sup>3</sup>**

- **Porosidad.-**

Relacionando los valores del peso específico y del peso volumétrico obtenemos un valor de **porosidad de 6.67 %**.

- **Resistencia a la compresión.-**

El ensayo de **resistencia a la compresión** nos da un valor de **900 Kg/ cm<sup>2</sup>**

- **Resistencia a la tracción.-**

Reemplazando el valor de la resistencia a la compresión en la expresión matemática tenemos:

$$R_t = \frac{900}{20}$$

$$R_t = 45 \text{ Kg / cm}^2$$

- **Resistencia al cizallamiento.-**

Reemplazando los valores de resistencia a la compresión y a la tracción en la expresión matemática tenemos:

$$R_{cc} = \sqrt{\frac{900 * 45}{3}}$$

$$R_{cc} = 116.18 \text{ Kg / cm}^2$$

- **Humedad.**

De los ensayos realizados a tres muestras del material rocoso se obtuvieron los siguientes valores de humedad: M1 = 0.60 % ; M2 = 0.59 % ; M3 = 0.61 % quedando como valor final de la **Humedad 0.60 %**.

☞ Resumen de las propiedades físico-mecánicas de la roca encajante:

**Tabla N° 3**

Características Físico-Mecánicas de las Roca Encajante	
Peso Específico	3 gr/m <sup>3</sup>
Peso Volumétrico	2.80 gr/m <sup>3</sup>
Porosidad	6.67%
Resistencia a la Compresión	900 kg /cm <sup>2</sup>
Resistencia a la Tracción	45 kg /cm <sup>2</sup>
Resistencia al corte o Cizallamiento	116.18 kg /cm <sup>2</sup>
Fortaleza	9
Coeficiente de Esponjamiento	1.8
Humedad	0.60%

## CAPITULO IV

# **DESCRIPCION DE LAS LABORES DE EXPLOTACION**

#### 4. DESCRIPCIÓN DE LAS LABORES DE EXPLOTACION.

Para la descripción de los trabajos de explotación, fue necesario una visita al campo para tomar como referencia una de las minas del sector de Santa Martha, proveedoras de material para la empresa y del cual se hará el estudio.

Las características minero – técnicas presentes en la mina del Sr. Tito Maldonado son similares a las presentadas en las demás minas del sector de estudio, las cuales tienen tendencia a mineralización similares, niveles de profundización y extracción, método y sistema de arranque; por lo cual se ha visto conveniente el análisis y descripción de este sistema de explotación, **Sistema de Explotación con Almacenamiento de Mineral**, el cual esta siendo utilizado en las minas del sector.

La mina del Sr. Tito Maldonado, del cual se ara la descripción del sistema de explotación se encuentra ubicada en el siguiente centro de coordenadas UTM:

<b>Longitud:</b>	<b>642.940</b>
<b>Latitud:</b>	<b>9'663.919</b>
<b>Cota:</b>	<b>300 msnm</b>

(ver Mapa N° 1/1 )

#### 4.1 SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN.

Se denomina sistema de explotación al conjunto de métodos seguros y económicos de realizar los trabajos mineros de preparación, destape y extracción que permite cumplir con la producción planificada, bajo el empleo racional de las reservas del yacimiento cuidando el entorno natural. El sistema de explotación empleado en la actualidad en las galerías mineras del sector de Sta. Marta es el **Sistema de Explotación con Almacenamiento de Mineral.** (ver tabla N° 4)

TABLA N° 4

CLASIFICACIÓN DE LOS SISTEMAS DE EXPLOTACION		
CLASE	SIST. DE EXPLOTACIÓN	VARIANTES
I	Sin entibado	Bancos descendentes
		Bancos ascendentes
		Por cámaras pisos
		Por cámaras sub-pisos
II	Con entibado natural	Con frente continuo
		Con cámaras y pilares
III	Con almacenamiento mineral	<b>Por cámaras almacén</b>
		Por rebanadas con relleno
IV	Con relleno	Por capas horizontales y relleno
		Por capas inclinadas y relleno
		Relleno obtenido del minado de la roca caja
V	Con entibado artificial	Con entibación reforzada
		Con entibación de cuadros continuos
VI	Con entibado y relleno	Con entibación de cuadros continuos y relleno
		Con entibado reforzado e relleno
		Con entibado simple y relleno
VII	Con hundimiento	De la roca caja
		De la roca caja y mineral
		Por bloque (BLOCK caving)
		Por subniveles (Sublevel caving)
VIII	Combinados	Por grandes tajos
		V.C.R (vertical crater retract)



#### 4.2 SISTEMA DE EXPLOTACIÓN CON ALMACENAMIENTO DE MINERAL

Se caracterizan por ser los más efectivos de todos los sistemas de explotación. Tienen gran aplicabilidad en la explotación de filones y vetas angostas de minerales preciosos así como también en la explotación en yacimientos de potencia media a alta. (ver tabla N° 5)

##### ☞ PRINCIPIO.

En la explotación por cámara almacén, el mineral se arranca por franjas horizontales, empezando desde la parte inferior del cuerpo y avanzando hacia arriba. Parte del mineral tronado se deja en el caserón ya excavado, donde sirve como plataforma de trabajo para la explotación del mineral de arriba y para sostener las paredes del caserón. La roca aumenta su volumen ocupado cerca de un 70 % por la tronadura. Por esto se debe extraer continuamente un 40 % del mineral tronado durante la explotación, para mantener una distancia adecuada entre el techo y la superficie del mineral tronado. Cuando el arranque haya avanzado al límite superior del caserón planeado, se interrumpe el arranque y se puede recuperar el 60 % restante del mineral.

Tabla N° 5: **Resumen del Método de explotación con almacenamiento de mineral:**

1. Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	> 3 m
Buzamiento	> 30°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. Aspectos Geotécnico	Aceptable	Optimo
Resistencia (techo)	< 30 Mpa	> 50 Mpa
Resistencia (mena)		> 50 Mpa
Fracturación (Techo)	Alta-media	Media-Baja
Fracturación (Mena)	Media-Baja	Baja
Campo tensional In-Situ (profundidad)	Cualquiera	< 1000 m
Comportamiento Tenso-deformacional	Elastico	Elástico
3. Aspectos Económicos	Aceptable	Optimo
Valor unitario de la mena	Media-Alto	Alto
Productividad + ritmo de explotación	Media-Baja	NA

#### 4.2.1 PREPARACION DEL BLOQUE.

La preparación del yacimiento consiste en dividir en bloques de explotación de 40 m de longitud por 50 m de altura, para esto en la parte inferior del bloque franqueamos el frontón principal de transporte, en la parte superior del bloque franqueamos la galería de ventilación. Estas dos galerías son conectadas entre si por chimeneas laterales que siguen el eje de los pilares entre bloques. A una altura de 3 m se franqueara una galería de corte que une las dos chimeneas laterales, las mismas que se convierten en el frente inicial de explotación.

El frontón principal de transporte con la galería de corte se unen a través de los buzones de trasiego franqueados en la capa de seguridad estos generalmente se franquean 4-5m, las mismas que en dependencia del buzón, potencia de la veta, propiedades físico mecánicas del mineral, etc., son de descarga directa e indirecta.

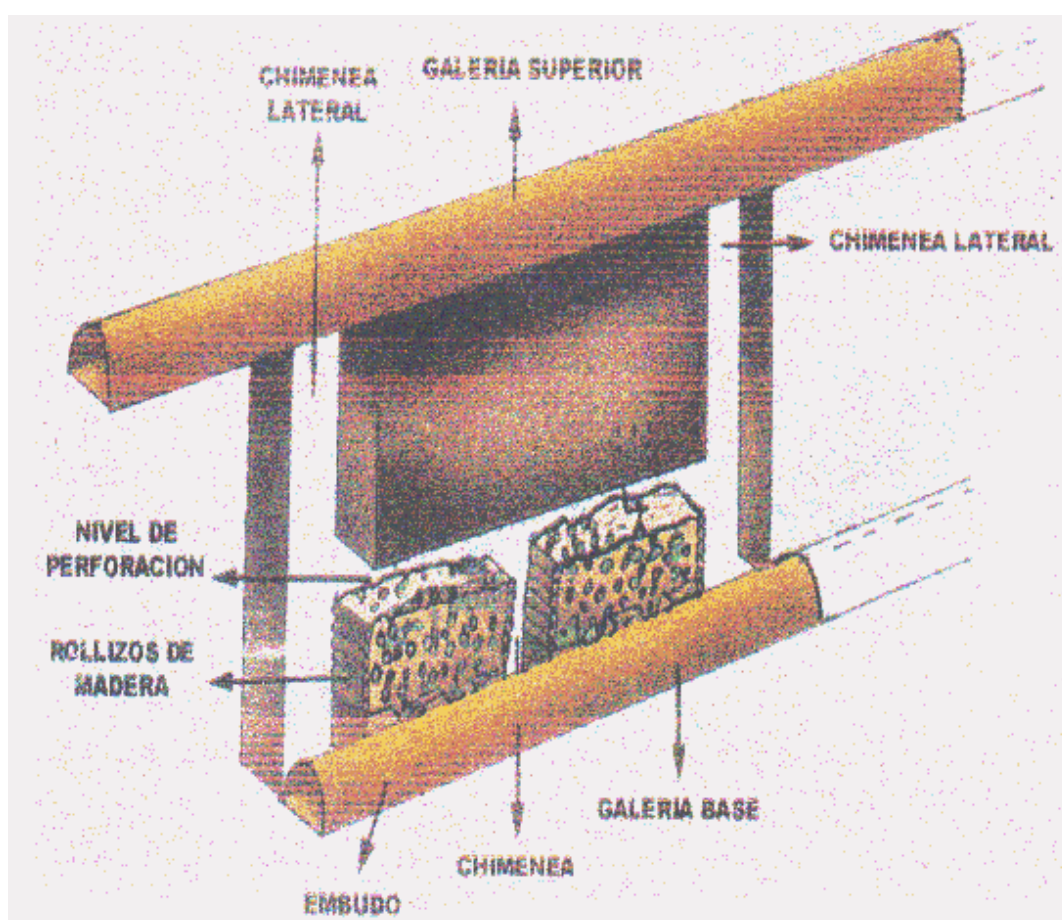


Fig. N° 1 Resumen del Sistema de Explotación

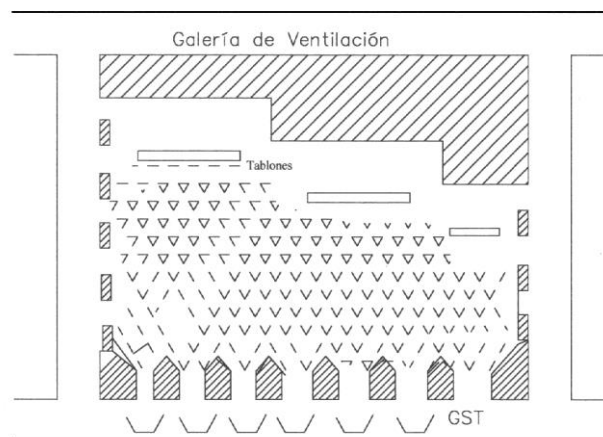
#### 4.2.2 ATAQUE DE ARRANQUE.

El ataque de arranque se lo inicia desde la galería de corte mediante la perforación de huecos de aproximadamente dos metros de largo arrancando franjas de mineral de aproximadamente 10 m de largo, el ataque de arranque se lo efectúa de tal forma que se proteja el pilar entre bloques, el mismo que tendrá un ancho igual de 4 m.

A medida que se avanza con la explotación se va dejando al descubierto el pilar entre bloque. En el mismo se franquean entradas cada 4 m a lo largo de las Chimeneas. Finalmente a una distancia de 2 m bajo la galería de ventilación se deja una capa de seguridad para proteger la galería de ventilación superior. El mineral que se va arrancándose almacenado en el bloque el mismo que sirve para el sostenimiento parcial de las rocas encajantes y como plataforma de perforación. Este mineral quebrado es necesario trasegarlo parcialmente del 30-40% para obtener el espacio suficiente para realizar la siguiente labor de perforación. El trasiego parcial de mineral en algunas ocasiones trae como consecuencia que se quede en cavernas que no son detectadas en la superficie de mineral quebrado, lo cual ocasiona el hundimiento súbito de la superficie al almacenado, por ello es necesario en forma paralela a la nivelación de la superficie del mineral almacenado colocar un tillado de tablonés para evitar posibles accidentes.

Cuando a concluido la explotación total del bloque es trasegado en forma uniforme por todos los buzones de trasiego hasta vaciar completamente el bloque, si es necesario la conservación de la superficie y la paredes del bloque no presentan alta estabilidad es necesario proceder al relleno de los bloque vacíos y cuando no es necesario la conservación de la superficie puede abandonarse el bloque y dejar que las rocas encajantes se hundan paulatinamente o pueden procederse a la recuperación parcial de los pilares. El ataque de arranque se lo inicia desde la galería de corte (que se convierte en nuestro frente de ataque inicial) la perforación de huecos es de aproximadamente 2 m de longitud arrancando franjas de realizando la perforación y voladura de pequeños bancos de 10 m de longitud por 1 m de ancho, dejando un pilar de protección para cada una de las chimeneas laterales (2m).

El mineral quebrado llena los buzones y sirve de plataforma para que el perforador pueda seguir trabajado; trasegando parte del mineral (debido al coeficiente de esponjamiento), hasta dejar un frente de aproximadamente 2 m de altura. Después de cada voladura y luego de trasegar el mineral es aconsejable igualar el piso del mineral quebrado y colocar un tarimado de tablas sobre la cual se va a realizar labores de perforación. Esto se realiza debido a que cuando se efectúa el trasiego parcial de mineral ocasionalmente quedan sectores vacíos que se hunden súbitamente lo que es peligroso para los trabajadores.



**Fig. N° 2: Bloque en Explotación**

Una vez terminada la explotación del bloque, trasegamos totalmente al mineral quebrado en forma uniforme. Los puntos de carga deben estar ubicados de tal manera que cuando se abren las compuertas, el mineral se deposita para llenar los vagones.

#### 4.2.2.1 CALCULO DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

##### ☞ PERFORACION

La perforación puede ejecutarse con tiros horizontales, verticales e inclinados estas modalidades tienen sus ventajas e inconvenientes.

La perforación de tiros horizontales tiene la ventaja de generar un mejor rendimiento tanto del metro barrenado como el explosivo. En efecto, como los tiros horizontales no tienen que vencer el empotramiento, no necesitan pasadura ni tampoco carga de fondo, de modo que los metros barrenados y los kilos de explosivo por tonelada arrancada resultan inferiores que con tiros verticales. Pero por otra parte, los tiros horizontales tiene como inconveniente el de limitar el trabajo de perforista especialmente cuando se trata de vetas angostas, debido a que este debe esperar la eliminación del esponjamiento de un disparo para continuar con su trabajo; en caso contrario debe trasladarse a otra grada.

Por eso, cuando se usa perforación horizontal, es necesaria la creación de varias gradas o sino, se debe organizar el trabajo de modo que el perforista realice otras operaciones como parte del ciclo, por ejemplo, evacuar el esponjamiento, fortificación, construcción de accesos. En el caso de la perforación vertical no existe inconvenientes, puesto que es posible perforar, incluso con bastante anticipación, toda la grada del caserón. Sin embargo, estos tiros verticales tendrán el inconveniente de tener que vencer un empotramiento y serán por lo general más cortos para permitir la correcta introducción de la broca en el tiro, considerando el inconveniente presentado por la altura entre el piso del mineral arrancado y el techo del caserón comprendida entre los 2.0 metros a 2.20 metros. Por este motivo es frecuente la perforación de tiros verticales de solamente 1.60 metros en Shrikage, lo que evidentemente no puede dar buenos rendimientos del metro barrenado ni un buen consumo de explosivo.

No obstante, mirado desde el punto de vista del principio del método, este inconveniente se traduce en una ventaja, puesto que con tiros cortos y un mal consumo de explosivos se obtiene una saca de fragmentación más fina, lo que facilita el vaciado del caserón.

Otra solución sería también la perforación inclinada, que en todo caso resulta más ventajosa que la perforación vertical, pues así es posible disminuir la pasadura, con la cual aumenta la eficiencia del metro barrenado y del explosivo.

Sin embargo, tiene el inconveniente de resultar más engorrosa para el perforista y requiere por lo menos un mayor control. De lo contrario, el obrero rápidamente comienza a alterar el ángulo de inclinación. En conclusión podemos decir, que es preferible la perforación horizontal siempre que el perforista disponga de suficiente lugar para efectuar su trabajo.

#### **4.2.2.2 DETERMINACION DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA**

##### **☞ DIMENSIONES DE LA GALERIA**

##### **- Ancho de la Galeria**

$$B = m + A * n + 2f$$

Donde:

m = Espacio de seguridad ( 0.20 – 0.30 m)

A = Ancho del equipo transporte (0,9 m)

n = Espacio para el paso de personal (0.6 m)

f = Espesor de la fortificación (0.1 m)

$$B = 0,30 + 0.80 * 0.6 + 2(0.1) = 1.90m$$

- **Altura de la Bóveda de equilibrio**

$$h_o = \frac{1}{3} * B$$

$$h_o = \frac{1}{3} * 1.90$$

$$h_o = 0.63m$$

- **Radio lateral de la bóveda de equilibrio**

$$r = 0.262 * B$$

$$r = 0.262 * 1.90$$

$$r = 0.50m$$

- **Radio del arco central de la Bóveda**

$$R = 0.692 * B$$

$$R = 0.692 * 1.90$$

$$R = 1.31m$$

- **Altura de la pared de la galería hasta la intersección con la bóveda de equilibrio**

$$h = h_1 + h_g$$

$$h = 1.5 + 0.1$$

$$h = 1.6m$$

Donde:

$h_1$  = Altura de la pared de la galería

$h_g$  = Altura de la capa de balastro

- **Altura proyecto de la Galería**

$$H_{\text{proy}} = h + h_o$$

$$H_{\text{proy}} = 1.6 + 0.63$$

$$H_{\text{proy}} = 2.23\text{m}$$

- **Sección luz de la Galería**

$$S_{\text{luz}} = [(B * h_1) + (0.26 * B)]$$

$$S_{\text{luz}} = [(1.90 * 1.5) + (0.26 * 1.90)]$$

$$S_{\text{luz}} = 3.34\text{m}^2$$

- **Sección de la cuneta de Desagiie**

$$S_{\text{cu}} = \frac{(a + b)}{2} * p$$

$$S_{\text{cu}} = \frac{(0.35 + 0.25)}{2} * 0.3$$

$$S_{\text{cu}} = 0.09\text{m}^2$$

Donde:

a = Ancho superior de la cuneta

b = Ancho inferior de la Cuneta

p = Profundidad de la cuneta

- **Sección proyecto de la Galería**

$$S_{\text{proy}} = [(B * h) + (0.26 * B)] + S_{\text{cun}}$$

$$S_{\text{proy}} = [(1.90 * 1.60) + (0.26 * 1.90)] + 0.09$$

$$S_{\text{proy}} = 3.62\text{m}^2$$



- **Altura proyecto de la Galería**

$$H_{\text{proy}} = h + h_o$$

$$H_{\text{proy}} = 1.6 + 0.63$$

$$H_{\text{proy}} = 2.23\text{m}$$

- **Sección de Franqueo**

$$S_{\text{franq}} = u * S_{\text{proy}}$$

$$S_{\text{franq}} = 1.1 * 3.62$$

$$S_{\text{franq}} = 3.98\text{m}^2$$

Donde:

u = Coeficiente de sección excedente (1.1-1.2)

☞ **ELECCION DEL TIPO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA**

La sustancia explosiva a utilizar será el EXPLOGEL III 11/8\*7", por ser la más reconocida en el medio y la que mejores condiciones presenta.

☞ **CÁLCULOS DE PERFORACIÓN**

- **Longitud de Perforación**

$$L_p = (0.4 - 1.2) * B$$

$$L_p = (0.6 * 1.90)$$

$$L_p = 1.14\text{m}$$

Donde:

B = Ancho de la galería

0.4-0.7 cuando la sección de la galería < a 20m<sup>2</sup>

0.8-1.2 cuando la sección de galería es > a 20m<sup>2</sup>

- **Diámetro de Perforación**

$$dp = dc + 4$$

$$dp = 28 + 4$$

$$dp = 32mm$$

Donde:

dc = Diámetro del Cartucho de dinamita

- **Longitud de Carga**

$$Lc = Lp * K$$

$$Lc = 1.2 * 0.70$$

$$Lc = 0.84m$$

Donde:

K = Coeficiente de utilización de los Barrenos (0.4-0.9)

- **Longitud de Retacado**

$$Lr = Lp - Lc$$

$$Lr = 1.2 - 0.84$$

$$Lr = 0.36m$$

- **Sección del Barreno**

$$Sb = \Pi * r$$

$$Sb = 3.1416 * (1.6)^2$$

$$Sb = 8.04cm^2$$

Donde:

r = Radio del barreno en centímetros.

☞ **CALCULOS DE VOLADURA**

- **Gasto específico de sustancia explosiva**

$$q = m \left\{ \frac{0.6 * e * \sqrt{f}}{\sqrt{x}} - 0.05 \sqrt{f * Sfranq} \right\}$$

Donde:

m = Coeficiente de afluencia del número de caras libres en el frente

e = Coeficiente que toma en cuenta la capacidad de trabajo de sustancia explosiva y es igual a la relación existente entre la capacidad de trabajo de la dinamita al 62% y la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva que se emplea.

$$e = \frac{360}{Px}$$

$$e = \frac{360}{330}$$

$$e = 1.09$$

Px = Capacidad de trabajo de la sustancia explosiva a emplearse

f = Coeficiente de fortaleza de la roca

x = Coeficiente que depende del diámetro de la dinamita

$$x = \frac{dc}{32}$$

$$x = \frac{28}{32}$$

$$x = 0.875$$

$$q = 1 \left\{ \frac{0.6 * 1.09 * \sqrt{9}}{\sqrt{0.875}} - 0.05 * \sqrt{9 * 3.98} \right\}$$

$$q = 1.80 \text{Kg} / \text{m}^3$$

- **Carga de Sustancia Explosiva en el Frente**

$$Q = q * S_{frang} * L_p$$

$$Q = 1.80 * 3.98 * 1.2$$

$$Q = 8.60Kg$$

- **Número de Barrenos en el Frente**

$$Nb = 12.7 * \frac{q * S_{frang}}{\delta * dc^2 * \Delta c}$$

Donde:

$\delta$  = Densidad de la sustancia explosiva

$\Delta$  = Grado de llenado de los barrenos (0.7-0.8)

dc = Diámetro de los cartuchos, cm

$$Nb = 12.7 * \frac{1.80 * 3.98}{1.03 * (2.8)^2 * 0.60}$$

$$Nb = 18.77$$

$$Nb = 20 \text{ Barrenos}$$

- **Cantidad Media de Carga por Barreno**

$$Qb = \frac{Q}{Nb}$$

$$Qb = \frac{8.60}{20}$$

$$Qb = 0.43Kg$$

- **Cantidad de sustancia explosiva por metro de Barreno**

$$Qm = \frac{Qb}{Lb}$$

$$Qm = \frac{0.43}{1.2}$$

$$Qm = 0.35Kg / m$$

## ☞ DISTRIBUCION DE CARGAS EN EL FRENTE

Las disposición de los barrenos en el frente deben satisfacer las siguientes condiciones:

- Garantizar el coeficiente de utilización de los barrenos máximos.
- Obtener una trituración fina y uniforme de las rocas.
- Evitar que se produzca el lanzamiento de la roca.
- Garantizar la forma y dimensiones requeridas para la sección de la excavación.

Los barrenos que se disponen en el frente pueden ser de tres tipos: corte, arranque y contorno, teniendo cada uno sus funciones específicas.

La relación que se utiliza a continuación es del corte tipo cuña horizontal

<b>Nc</b>	<b>Na</b>	<b>Nco</b>
1	0.4	1.5

$$m = Nc + Na + Nco$$

$$m = 1 + 0.4 + 1.5$$

$$m = 3$$

Donde:

$m$  = Sumatoria de las relaciones para los barrenos

- **Número de Barrenos de Cuele**

$$Nc = \frac{Nb * Nc}{m}$$

$$Nc = \frac{20 * 1}{2.9}$$

$$Nc = 6.89 \cong 7 \text{ Barrenos}$$

- **Numero de Barrenos de Arranque**

$$Na = \frac{Nb * Na}{2.9}$$

$$Na = \frac{20 * 0.4}{2.9}$$

$$Na = 2.75 \cong 3 \text{ Barreno}$$

- **Número de Barrenos de Contorno**

$$Ncont = \frac{Nb * Ncon}{m}$$

$$Ncont = \frac{20 * 1.5}{2.9}$$

$$Ncont = 10.34 \cong 10 \text{ Barrenos}$$

- **Número Total de Barrenos a Perforar**

Se utiliza el tipo de corte en cuña, consecuentemente los barrenos de cuele son distribuidos en pares por lo que se toma el valor de de 8 barrenos

$$Ntb = Nc + Na + Ncont + Ncu + Nd$$

$$Ntb = 8 + 3 + 10 + 1 + 2$$

$$Ntb = 24 \text{ Barrenos}$$

Donde:

$N_{cu}$  = Número de barrenos de cuneta

$N_d$  = Número de barrenos para el desfogue

Se utiliza el tipo de corte en cuña, consecuentemente los barrenos de cuele son distribuidos en pares por lo que se toma el valor de de 8 barrenos

- **Número Total de Barrenos a Cargar**

$$N_{tb} = N_c + N_a + N_{cont} + N_{cu}$$

$$N_{tb} = 8 + 3 + 10 + 1$$

$$N_{tb} = 22 \text{ Barrenos}$$

- **Longitud de Perforación de los Barrenos de Cuele**

$$L_{pc} = \frac{L_p}{\text{seno}(85^\circ)}$$

$$L_{pc} = \frac{1.2}{0.99}$$

$$L_{pc} = 1.21m$$

- **Distancia entre Barrenos de Cuele**

$$d_c = 1.5d_2$$

Donde:

$d_2$  = Diámetro del barreno central, cm. Generalmente es el doble de los barrenos usuales o se puede perforar dos barrenos des mismo diámetro.

$$d_c = 1.5 * 6.4$$

$$d_c = 9.6cm$$

- **Distancia de los Barrenos de Contracuele**

$$dcc = 2.12 * d_2$$

$$dcc = 2.12 * 6.4$$

$$dcc = 13.57cm$$

$$dcc = W_1$$

$$dcc = 13.57cm$$

- **Espaciamiento entre Barrenos de Cuele**

$$W_1 = dc * \sqrt{2}$$

$$W_1 = 9.6 * \sqrt{2}$$

$$W_1 = 13.57cm$$

- **Espaciamiento entre Barrenos de Contracuele**

$$W_2 = 1.5 * W_1 * \sqrt{2}$$

$$W_2 = 1.5 * 13.57 * \sqrt{2}$$

$$W_2 = 28.78cm$$

- **Cantidad de Sustancia Explosiva en los Barrenos de Cuele**

$$qc = (1.1 - 1.2) * Qb$$

$$qc = 1.2 * 0.43$$

$$qc = 0.516Kg$$

- **Carga Total de los Barrenos de Cuele**

$$qtc = Nc * qc$$

$$qtc = 8 * 0.516$$

$$qtc = 4.128Kg$$

- **Número Total de Cartuchos en los Barrenos de Cuele**

$$NCc = \frac{qtc}{G}$$

$$NCc = \frac{4128}{200}$$

$$NCc = 20.64 \cong 21 \text{cartuchos} (\text{Exp log el - III})$$



Donde:

G: Peso dinamita (200 g)

- **Longitud de Carga Real para los Barrenos de Cuele**

$$Lrc = \frac{(Lc * NCc)}{(Lp * Nc)}$$

$$Lrc = \frac{(0.18 * 21)}{(1.2 * 8)}$$

$$Lrc = 0.40m$$

Donde:

Lc = Longitud del cartucho (0.18 m)

- **Longitud de los Barrenos de Arranque**

$$Lparr = Lp$$

$$Lparr = 1.2m$$

- **Carga de Sustancia Explosiva en los Barrenos de Arranque**

$$qarr = Qb$$

$$qarr = 0.43Kg$$

- **Carga Total de la Sustancia Explosiva de los Barrenos de Arranque**

$$qtarr = Na * qarr$$

$$qtarr = 3 * 0.43$$

$$qtarr = 1.29Kg$$

- **Numero de cartuchos en los barrenos de arranque.**

$$NCarr = \frac{qtarr}{G}$$

$$Ncarr = \frac{1290}{200}$$

$$Ncarr = 6.45 \approx 7 \text{ cartuchos}$$

- **Longitud de carga real para los barrenos de arranque.**

$$Larr = \frac{Lc * NCarr}{Lp * Na}$$

$$Larr = \frac{0.18 * 7}{1.20 * 3}$$

$$Larr = 0.35m$$

- **Carga total de la sustancia explosiva de los barrenos de contorno.**

$$qtcont = Q - qtc - qtarr$$

$$qtcont = 8.60 - 4.128 - 1.29$$

$$qtcont = 3.18Kg$$

- **Cantidad de sustancia explosiva en cada barreno de contorno.**

$$qcont = \frac{qtcont}{Ncont}$$

$$qcont = \frac{3.18}{10}$$

$$qcont = 0.32Kg$$

- **Numero de cartuchos en los barrenos de contorno.**

$$NCcont = \frac{qtcont}{G}$$

$$NCcont = \frac{3180}{200}$$

$$NCcont = 15.9 \approx 16cartuchos$$

- **Longitud de carga real de los barrenos de contorno.**

$$Lrcont = \frac{Lc * NCcont}{Lp * Ncont}$$

$$Lrcont = \frac{0.18 + 16}{1.20 * 10}$$

$$Lrcont = 1.35m$$

- **Longitud de perforación de los barrenos de contorno.**

$$L_{pcont} = \frac{L_p}{\text{Seno}85^\circ}$$

$$L_{pcont} = \frac{1.2}{0.996}$$

$$L_{pcont} = 1.204m$$

- **Distancia media entre los barrenos de contorno.**

$$dmcont = \frac{Pe}{Ncont}$$

Donde:

Pe = perímetro de la galería

$$Pe = (2.33 * 1.90) + (2 * 1.60)$$

$$Pe = 7.63 \text{ m}$$

Tenemos:

$$dmcont = \frac{7.63}{10}$$

$$dmcont = 0.76$$

- **Numero de barrenos por el piso.**

$$Ncontp = \frac{B - 2X}{dmcont} + 1$$

$$Ncontp = \frac{1.90 - (2 * 0.20)}{0.76} + 1$$

$$Ncontp = 2.97$$

$$Ncontp = 3 \text{ barrenos por el piso}$$

Donde:

X = distancia de seguridad de la maquina perforadora

- **Distancia entre Barrenos de contorno por el piso.**

$$d_{contp} = \frac{B - 2x}{N_{contp} - 1}$$

$$d_{contp} = \frac{1.90 - (2 * 0.2)}{3 - 1}$$

$$d_{contp} = 0.75m$$

- **Número de barrenos de contorno por los lados.**

$$N_{contl} = \frac{h - x}{dm_{cont}}$$

$$N_{contl} = \frac{1.60 - 0.2}{0.76}$$

$$N_{contl} = 1.84$$

$N_{contl} = 2$  barreno de contorno en cada lado de la galería

- **Distancia de los barrenos de contorno por los lados.**

$$d_{contl} = \frac{h - x}{N_{contl} + 1}$$

$$d_{contl} = \frac{1.60 - 0.2}{2 + 1}$$

$$d_{contl} = 0.47 \text{ m}$$

- **Numero de barrenos de contorno por el techo**

$$N_{connt} = N_{cont} - N_{contp} - 2N_{contl}$$

$$N_{connt} = 10 + 0.75 - (2 * 2)$$

$$N_{connt} = 6.75$$

$N_{connt} = 7$  barrenos de contorno por el techo

- **Distancia entre los barrenos de contorno por el techo**

$$d_{connt} = \frac{Pet}{N_{connt}}$$

Donde:

Pet = Perímetro del techo de la galería

$$Pet = 1,33 * (B - 2 * x)$$

$$Pet = 1,33 * (1,90 - 2 * 0,20) = 1.99m$$

Por lo tanto:

$$dconnt = \frac{1.99}{7} = 0.28m$$

#### ☞ **PARAMETROS TECNICO-ECONOMICOS**

- **Gasto de sustancia explosiva en el frente.**

$$Qr = qc * Nc + qarr * Narr + qcont * Ncont$$

$$Qr = (0.516 * 8) + (0.43 * 3) + (0.32 * 10)$$

$$Qr = 8.62 \text{ Kg}$$

- **Longitud de avance por voladura.**

$$La = Lp * K$$

$$La = 1.20 * 0.9$$

$$La = 1.08 \text{ m}$$

Donde:

K = coeficiente de utilización de los barrenos (0.8-0.95)

- **Volumen del macizo arrancado por voladura**

$$Va = Sfran * La$$

$$Va = 3.98 * 1.08$$

$$Va = 4.3 \text{ m}^3$$

- **Volumen real del macizo arrancado**

$$Vr = Sfranq * La * Ke$$

$$Vr = 3.98 * 1.08 * 1.8$$

$$Vr = 7.7 m^3$$

Donde:

Ke = coeficiente de esponjamiento (1.8)

- **Cantidad total de metros de perforación.**

$$Ltp = (Lpc * Nc) + (Lparr * Narr) + (Lpcont * Ncont)$$

$$Ltp = (1.21 * 8) + (1.2 * 3) + (1.204 * 10)$$

$$Ltp = 25.32 m$$

- **Metros de perforación por pega.**

$$Lavc = \frac{Ltp}{La}$$

$$Lavc = \frac{25.32}{1.08}$$

$$Lavc = 23.44 m$$

- **Metros de perforación por metro cúbico de roca arrancada**

$$Mra = \frac{Ltp}{Vr}$$

$$Mra = \frac{25.32}{7.7}$$

$$Mra = 3.29 m \text{ de perforación por } m^3 \text{ de roca arrancada}$$

- **Gasto de sustancia explosiva por avance**

$$Gl = \frac{Q}{La}$$

$$Gl = \frac{8.60}{1.08}$$

$$Gl = 7.96 \text{ Kg / m}$$

- **Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca**

$$Gv = \frac{Q}{Vr}$$

$$Gv = \frac{8.60}{7.7}$$

$$Gv = 1.12 \text{ Kg / m}^3$$

## ☞ **PARAMETROS DE SEGURIDAD**

- **Tiempo de seguridad.**

$$Ts = \frac{Lsg}{Vh}$$

$$Ts = \frac{100}{0.8}$$

$$Ts = 125 \text{ seg}$$

Donde:

Lsg = Longitud del sitio e seguridad

Vh = Velocidad a la que camina una persona ( $0.8 \frac{m}{s}$  segundo)

- **Longitud de la mecha lenta.**

$$Lml = (Lp + Lam + Lu) * Nb$$

$$Lml = (1.20 + 0.1 + 0.4) * 14$$

$$Lml = 23.8 \text{ m}$$

Donde :

Lp = longitud de perforación

Lm = Longitud de amarre

Lu = longitud de unión

Ntb = numero total de barrenos en el frente

- **Número de cápsulas detonadoras.**

$$N_{cp} = N_{tb}$$

$$N_{cp} = 14$$

- **Magnitud de la mecha de ignición.**

$$L_{mi} = +/- 0.8 \text{ m}$$

(Ver Mapa N° 1/ 1)

### ☞ MÉTODO DE ENCENDIDO

En el encendido de las cargas se realizarán con cordón detonante, el mismo que permitirá detonar un número de cargas simultáneamente. Para esto las cargas se unen entre sí con segmentos de cordón detonante dando lugar a una red de detonación; el encendido del cordón se realiza con la ayuda de un fulminante ordinario # 8 que se activa por la iniciación calorífica de la mecha de fragante. (ver Fig. N° 3)

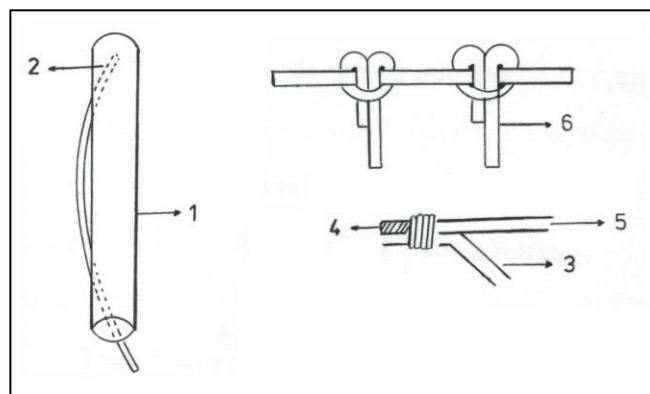


Fig. N° 3

Donde:

1 = Dinamita Explogel III

2 = Cordón detonante

3 = Mecha de fragante

4 = Fulminante # 8

5 = Cordón detonante

6 = Cordón detonante que sale de la carga



☞ **ACCESORIOS PARA VOLADURA.**

**CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LOS EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.**

Explosivos	Densidad gr/cm <sup>3</sup>	Velocidad de detonación m/seg	Presión de detonación Kba	Calor desarrollado Kcal/Kg	Resistencia al agua	Volumen de gases Lt/Kg
Explogel III	1,12	2.800	36	850	Limitada	1,010
Mecha de Seguridad	----	0,03	----	----	Excelentes	----

**FORMA DE PRESENTACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS**

DINAMITA

Producto	Tamaño Pulg.	Unidades Caja	Peso Unidad gr	Peso Caja. Kg
Explogel III	1 1/8*7	188	200	22.7

**CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA MECHA DE SEGURIDAD**

Parámetros	Unidades	Especificaciones.
Peso por metro lineal.	gr/m	20.0
Peso de pólvora negra por metro.		5.5 ± 0.5
Tiempo de combustión a.n.m.	gr/m	
Alcance mínimo de la chispa		165 ± 10
Diámetro externo	seg.	50
Resistencia al agua	mm	4.5
Resistencia a la tracción	mm	excelente
	--	15 durante 5 min.
	Kg	

**FORMA DE PRESENTACIÓN DE LA MECHA DE SEGURIDAD**

Especificaciones	Color	Nro. de metros x rollo	Peso x rollo Kg.	Peso bruto x caja Kg.	Revestimiento exterior	Contenido x caja
Mecha de Seguridad	Negro	509.6	9.6	21	Polietileno	1000 m 2 rollos

**FORMA DE PRESENTACIÓN DEL FULMINANTE**

Descripción del producto	Unidad	Tipo de embalaje	Contenido del embalaje	Capacidad del embalaje	Peso Neto Kg.	Peso Bruto Kg.	Dimensiones exteriores cm.
Fulminante Nro. 8	Pza.	Cartón.	100 cj x 100	10000	14.2	16.7	34 x 31.5 x 26

**FORMA DE PRESENTACIÓN DEL CONECTOR**

Descripción del producto	Unidad	Tipo de embalaje	Contenido del embalaje	Capacidad del embalaje	Peso Neto Kg.	Peso Bruto Kg.	Dimensiones exteriores cm.
Conectores	Pza.	Cartón.	50 cj x 100	5000	5	5.9	34 x 16.5 x 26

### **4.2.3 EXTRACCIÓN**

A esta etapa se la considera como sinónimo de carga y transporte del mineral arrancado hacia la superficie para su posterior utilización.

#### **☞ SANEAMIENTO**

Una vez realizada la voladura y la ventilación, procedemos a ejecutar el saneamiento, el cual consiste en verificar si todas las cargas de sustancia explosiva han detonado, verificar los contornos de la excavación y realizar el desquinche de las rocas que se encuentran flojas y que representen un peligro para el personal que labora en el frente.

#### **4.2.3.1 CARGA**

El material aurífero arrancado del macizo rocoso o producto de la explotación, se lo dispone en saquillos de yute manualmente o con la ayuda de herramienta menor, luego es transportado por los trabajadores en hombros hasta el winche.

#### **4.2.3.2 TRANSPORTE**

Ascendido el material al nivel superior con la ayuda del winche, desde aquí se lo transporta en carritos de madera de 0.5 Tn hasta el exterior de la mina donde se encuentra un canchon que sirve de depósito mineral.

Transcurridos 30 días aproximadamente el material almacenado en el canchon es transportado en un camión facilitado por los dueños de la planta de tratamiento y beneficio hasta la misma.

#### 4.2.4 VENTILACIÓN

La ventilación contempla su objetivo esencial que es el de mantener en las galerías condiciones atmosféricas adecuadas, mediante: un aporte de aire fresco a las labores subterráneas, evacuación del aire viciado de las mismas, evacuar el polvo producto de la perforación, voladura, carga – transporte.

La ventilación del frente de trabajo se lo efectuara llevando el aire fresco por el frontón principal de transporte, ingresa por una de las chimeneas laterales lava el frente de trabajo; el aire viciado es evacuado por la otra chimenea hasta la parte superior donde se ubica la galería de ventilación y luego hasta la superficie.

Para ello se empleara un ventilador axial ubicado en la entrada del túnel empleando el método de inyección.

De esta manera se deberá disponer de un circuito de ventilación artificial en casi todos los casos, salvo si se tiene varios caserones contiguos lo que permitirá tener una sola chimenea de ventilación hacia la galería superior ubicada en uno de los caserones y creando un circuito obligado del aire mediante compuertas, de modo de ubicar los diferentes accesos por la galería base.

Características del ventilador:

Ventilador:	Helicoidal
Tipo:	AMX-30
Número de aspas:	6 aspas
Caudal:	600 – 800 lit/seg
Diámetro rueda:	400 mm
Potencia:	1 ½ Hp

#### 4.2.5 FORTIFICACION.

La fortificación de minas es una construcción artificial que se hace en las excavaciones subterráneas para prevenir la destrucción de las rocas circundantes y preservar las dimensiones de la sección transversal. La fortificación de minas como una obra más de ingeniería debe satisfacer una serie de exigencias técnicas, productivas y económicas.

En nuestro caso se utiliza una fortificación de madera con cudros incompletos es decir consta de un sombrero (1), de los peones o apoyos (2) de madera, y se utiliza un encostillado (3) igualmente de madera sobre la cual se coloca relleno (4) proveniente de la roca caja producto de la explotación, lo que garantiza un trabajo más uniforme de la presión minera, y ayuda a preservar las dimensiones de las galerías. (ver fig. N° 4)



Fig. N° 4

## 4.2.6 DESAGÜE Y ALUMBRADO

### 4.2.6.1 DESAGÜE

En lo que concierne al desagüe este se realizara cada vez que sea necesario, ya que por ser una construcción vertical descendente el agua tiende a acumularse en el frente de ataque. Las características de la bomba son:

Marca	Modelo	Potencia	Altura	Velc.	Capacidad
Grindex	Minor	4.1 Kw	45 mt.	3400 Rpm	13 Lit/Sg

### 4.2.6.2 ALUMBRADO

La iluminación consiste en colocar bombillos a una longitud de 3 m entre estos, con focos de 60 w, estos serán colocados a lo largo del compartimiento de escaleras, en cada descanso (cada 3m).

## 4.3. VENTAJAS E INCONVENIENTES DEL SISTEMA:

### ☞ VENTAJAS

Las ventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

1. Una parte importante del mineral arrancado se extrae por gravedad, 100% en el caso que el esponjamiento se extraiga también por gravedad y 60% si su extracción se efectúa por bujías artificiales, eso permite disminuir de manera notable los gastos de marina y aumentar los rendimientos de la explotación.
2. Este método permite sostener provisoriamente las paredes laterales del caserón con el mismo material arrancado. Además, el obrero puede controlar el techo del caserón.
3. En ciertos casos disponer de una reserva de mineral arrancado que puede extraer de la mina rápidamente y con un alto rendimiento.

## DESVENTAJAS

Las desventajas de este método de explotación son fundamentalmente las siguientes:

1. Seguridad, en ciertos casos este método puede ser peligroso debido a la formación de bóvedas durante la evacuación por gravedad del esponjamiento, puesto que los obreros confinados en la horizontalidad del piso del mineral arrancado, pueden empezar a trabajar y ser repentinamente chupados por el derrumbe de estas bóvedas. También se pueden formar bóvedas durante el período de vaciado del caserón que, al derrumbarse, pueden dañar el techo de la galería base en el caso que tenga techo artificial.
2. Dilución de la ley, el Shkinkage implica, por lo general, una dilución de la ley debido a que durante la fase de vaciado del caserón se mezclan corrientemente zonas de estériles que se derrumban de las paredes. Es frecuente que al final de la fase de vaciado sea necesario desechar capas de mineral de ley demasiado baja disminuyendo aún más la recuperación del yacimiento.

La recuperación del yacimiento no es muy buena por varias razones:

- Este método no se adapta bien a la explotación de aquellas zonas mineralizadas secundarias que se forma alrededor de la mineralización principal.
- La recuperación de los pilares es muy difícil y hemos visto que estos pilares son indispensables. Salvo en casos excepcionales, la recuperación de un yacimiento de bastante importancia es del orden del 70 a 80 % con este método de explotación.
- Algunas especies de minerales se oxidan muy fácilmente provocando dificultades relacionadas con la recuperación en planta. Conocemos varios casos donde se puede apreciar una pérdida de recuperación de un 5% por solo hecho de que los sulfuros metálicos se han oxidado.

4. La posibilidad de producción instantánea es baja en la primera fase, debido a que se extrae solamente el 40% del mineral arrancado. Claro que una vez finalizado el arranque de un caserón, es posible la creación de un ciclo de producción más regular, compensado de este modo la baja producción de un caserón en la fase de arranque con cada uno en la fase de vaciado.
5. La acumulación de mineral arrancado en los caserones durante la primera fase y antes de alcanzar un ciclo regular de producción, obliga a una inversión adicional necesaria para el arranque del 60% del mineral restante de esos caserones.
6. Por último, es bastante engorroso controlar los costos y los rendimientos de este método de explotación, debido a la influencia del mineral acumulado.

#### **4.3.1 FORMAS DE DISMINUIR LAS DESVENTAJAS RELATIVAS A ESTE METODO DE EXPLOTACION**

Es posible la eliminación parcial de estas desventajas, adoptando las siguientes medidas:

1. Aumento de la velocidad de explotación. Para ello, la solución consiste en trabajar con caserones más reducidos, aumentando también los lugares de perforación. Efectivamente, si es posible explotar de manera más rápida, se eliminan automáticamente algunas de las desventajas, como son:
  - La oxidación del sulfuro será intensa y las paredes dispondrán de menos tiempo en deformarse.
  - La fase de vaciado se puede comenzar antes y, por lo tanto, los intereses del capital que representa este mineral acumulado, se aplican a un período más corto.



2. Disponer de mayores medidas de seguridad. En lo que a seguridad sé refiere como en:

- Sostenimiento de las paredes. Se debe suponer de antemano, que las cajas van a empujar el mineral arrancado y que, por lo general, se van a derrumbar parcialmente durante el período de vaciado.
- Formación de bóvedas. El otro factor importante en relación con la seguridad, es el que se refiere a la formación de bóvedas en el mineral arrancado. La dificultad de escurrimiento de la saca proveniente de la escasa diferencia entre el tamaño de los bolones y la reducida dimensión del caserón.

CAPITULO V

**FUNDAMENTOS DE LA  
CONCENTRACIÓN DE  
MINERALES**

## **5. FUNDAMENTOS EN LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES**

### **5.1 GENERALIDADES**

La razón para procesar la gran mayoría de los minerales que se extraen de las minas, es obtener los minerales valiosos en una forma más concentrada. En el presente capítulo se analizarán los principios y las técnicas de los procesos de concentración.

El método de concentración que se selecciona para una separación en particular, depende de la naturaleza del mineral natural y de las propiedades de los minerales que han de separarse de éste (así como de las diferencias que existan entre dichas propiedades). Para que sea posible la separación, las partículas del mineral deben reducirse de tamaño hasta lograr por lo menos un cierto grado de liberación. Como el tamaño de la partícula afecta a la eficiencia de todas las separaciones por concentración, el tamaño al cual ocurre la liberación puede influir en la selección del proceso de concentración. A continuación se hará una breve descripción de los diferentes métodos de concentración de minerales tales como: concentración Gravimétrica, Amalgamación, flotación, Cianuración y Concentración combinada.<sup>1</sup>

### **5.2 CONCENTRACIÓN DE MINERALES**

Es el tratamiento que se le da al mineral en su estado natural, con la finalidad de separar los componentes útiles de la masa, para convertirlos en un producto de valor comercial, utilizando para ello métodos que en general no destruyan su identidad física o química. Las separaciones se basan en diferencia de tamaños o de estado, o en diversas propiedades físicas o químicas de los minerales sólidos, y en dependencia de éstas diferencias se pondrá en juego fuerzas de separación a actuar sobre ellas.

Todos los procesos de separación comercial o industrial, son aproximaciones estadísticas, ya que la separación absoluta a escala industrial es prácticamente imposible.

---

<sup>1</sup> Introducción al procesamiento de minerales. Errol G.Kelly, David J. Editorial Limusa.México,1990.

### 5.3 CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

La concentración por gravedad o gravimétrica, que fue el método más importante empleado para efectuar la concentración hasta la década de 1920, aparentemente dejó de serlo con el advenimiento de la flotación. Sin embargo, aunque los concentradores por gravedad pueden no dar la precisión de separación que puede lograrse con la flotación, generalmente tienen menores costos. Este método se basa en la diferencia de densidades de los materiales a concentrar. (ver fig. N° 5)

- Se le llama “Concentración gravimétrica”.
- Se le considera como el método más económico en beneficio. ( no se gasta reactivos).

- Este método se basa en, tres parámetros:
  - 1. Diferencia de densidades:  $\left\{ \begin{array}{l} \text{Au: } 19.3 \text{ gr / cm}^3 \\ \text{Ganga: } < 5 \text{ gr / cm}^3 \end{array} \right.$
  - 2. Tamaño de la partícula:  $\left\{ \begin{array}{l} \text{macro} \\ \text{Microscópica} \end{array} \right.$
  - 3. La forma:  $\left\{ \begin{array}{l} \text{Regular} \\ \text{irregular} \\ \text{Laminar} \end{array} \right.$

- En este medio se considera:

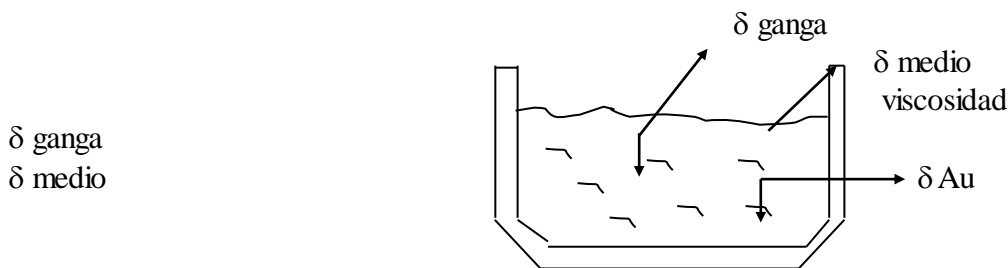
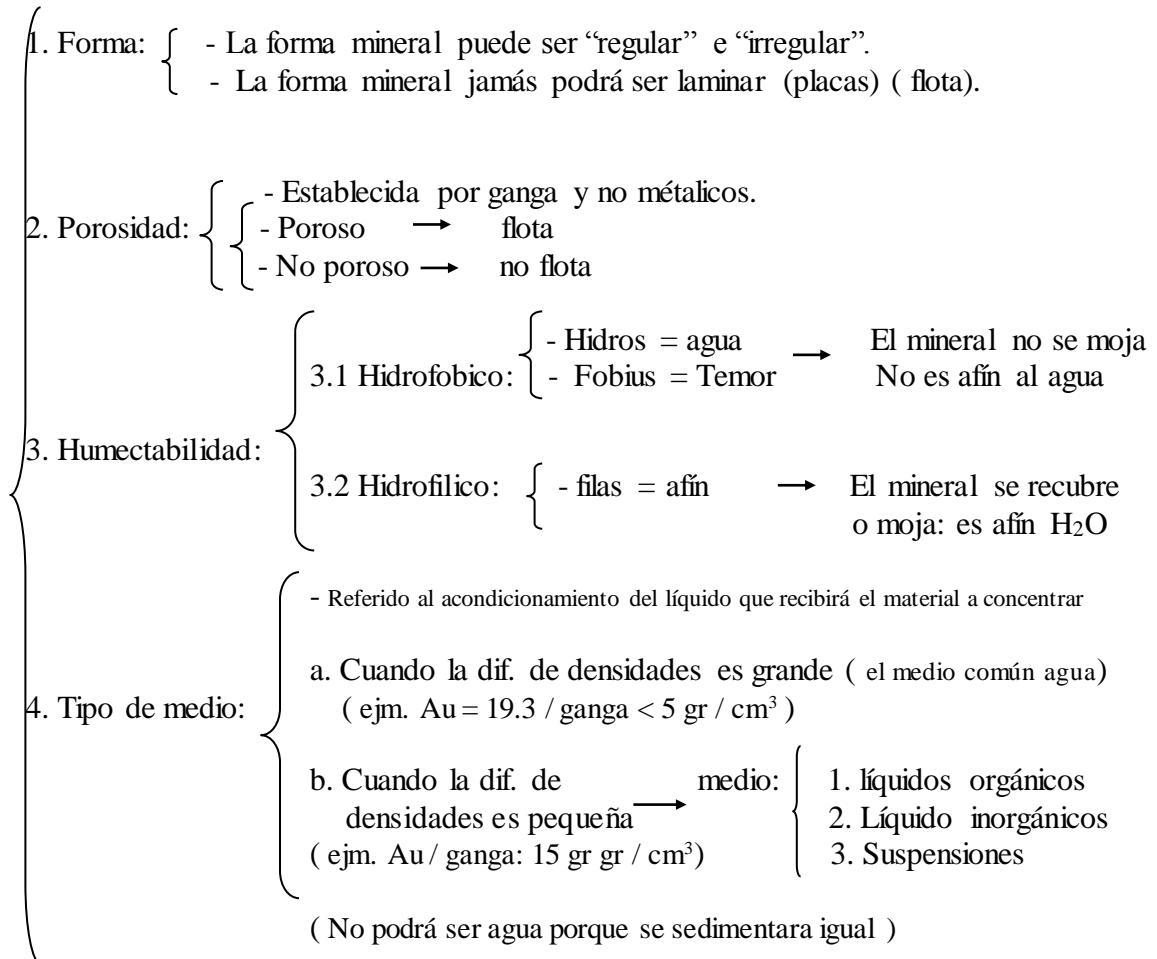


Fig. N° 5

- 1. gravedad
- 2. Arquímedes ( rozamiento )
- 3. Viscosidad ( resistencia entre medios
- 4. Fuerzas mecánicas ( partícula – partícula )

➤ **Factores que influyen en Concentración Gravimétrica**

- Se constituyen como factores que regulan el porcentaje de  $E_{jm}^{Au}$



- En esta razón:  
El material molido:

{	<ul style="list-style-type: none"> <li>1. Puede poseer cualquier forma menos laminar,</li> <li>2. material aurífero; no existen problemas en la porosidad</li> <li>3. Se considera su afinidad o no al agua,</li> <li>4. Se debe conocer el medio en el que se produce</li> </ul>
---	---

➤ **Equipos para Concentración Gravimétrica**

Considerando la dirección de las corrientes actuantes, se puede tener 2 grupos de equipos:

**GRUPO I: Equipo con corriente Vertical**

- Se los denomina “Concentradores de Impulso”
- Aplican: Un movimiento oscilatorio vertical al flujo del mineral(pulpa)
- Su representante más importante es el “JIGS” y sus variedades

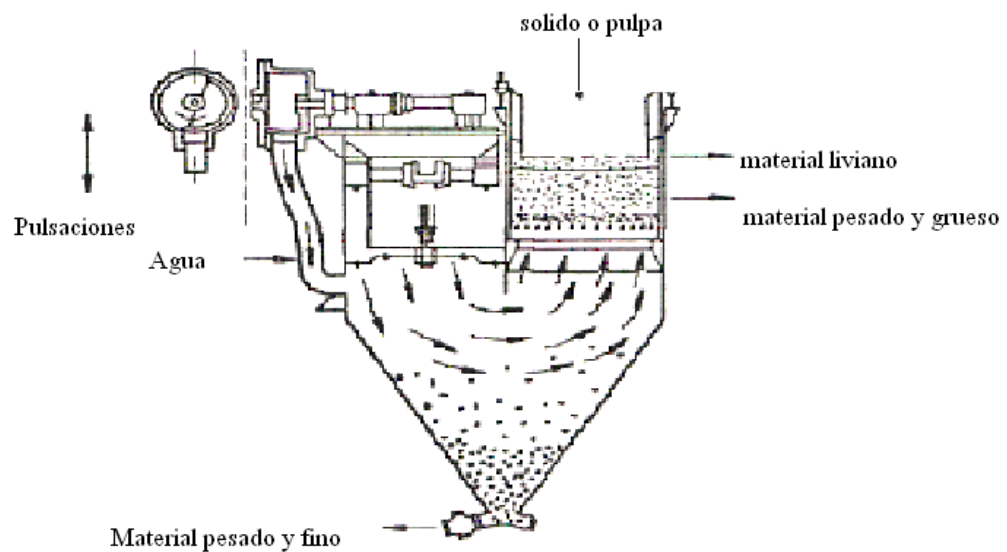


Fig. N° 6

**GRUPO II: Equipos con corriente Horizontal**

- Se los denominan “Concentradores de Corrientes Horizontal”
- Se aplica un movimiento oscilatorio Horizontal (ver Fig. N° 7)
- Su representante más común es: “La mesa concentradora”, Vibratorio o de sacudida.

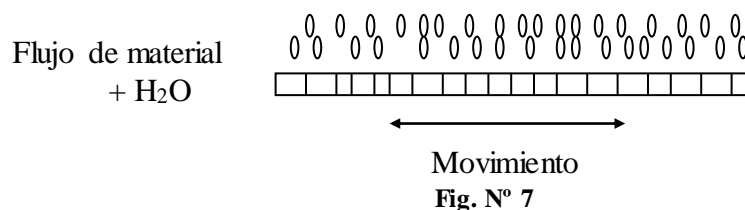


Fig. N° 7

➤ **JIGS**

El principio de funcionamiento es uno de los más eficientes, los equipos actuales presentan cribas ampliamente eficientes en concentrado, a los **JIGS** se los suele llamar **Cribas Pulsantes Hidráulicas (C.P.H)**.

Estos Jigs se pueden clasificar, en forma general en dos grupos:

**1.- JIGS DE CRIBA FIJA.-** En este Jig el movimiento lo realiza “El fluido sobre el material”, posee una criba o tamiz removible sin movimiento, se aplica un pistoneo de bombeo. (ver fig. N° 8)

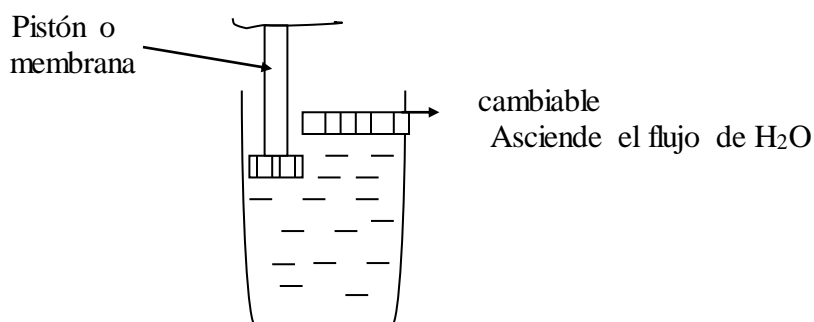


Fig. N° 8

**2.- JIGS DE CRIBA MOVIL.-** En este el Jig el movimiento lo realiza “La criba o tamiz sobre el fluido”, las cribas son removibles, el movimiento es aplicado por las cribas. (ver fig.N° 9)

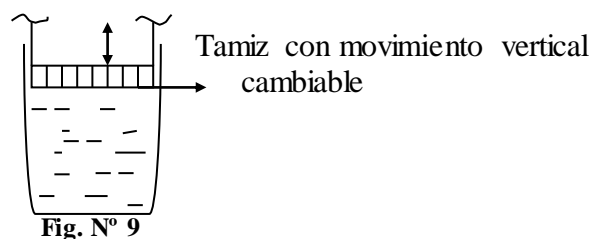


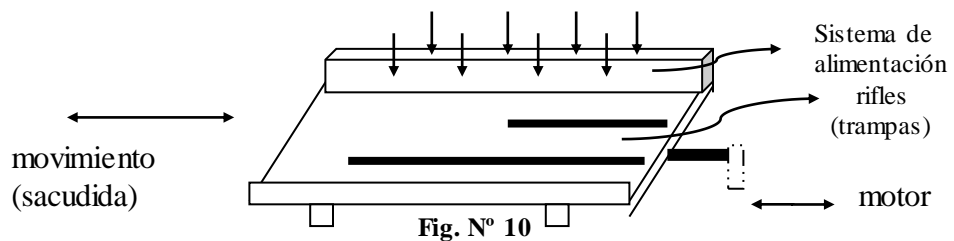
Fig. N° 9

➤ **MESAS DE CONCENTRACION**

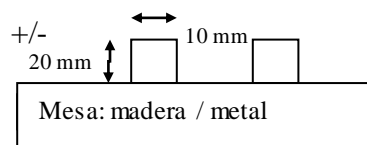
Son las representantes del movimiento de corriente horizontal, se las puede denominar también: concentradoras de superficie por sacudida, mesas de concentración vibratoria, etc. Algunas de las características constructivas tenemos: (ver fig. N° 10)

- **La mesa.-**
  - Puede ser
    - Madera
    - Metal cubierto (Inoxidable)
    - Fibra de Vidrio
  - La relación en dimensiones
    - Largo\*Ancho\*Altura
    - 3 : 1 : 1
    - 3.5: 1 : 1
  - Posee un brazo de sacudida más un motor

En forma general se componen de:



- **Rifles.-**
  - Funciona como trampas
  - Viene en un número aproximado de 10-20 en función del tipo de mesas (ver fig. N° 11)
  - Pueden ser: de madera o Aluminio, fibras de vidrio
  - Sus dimensiones

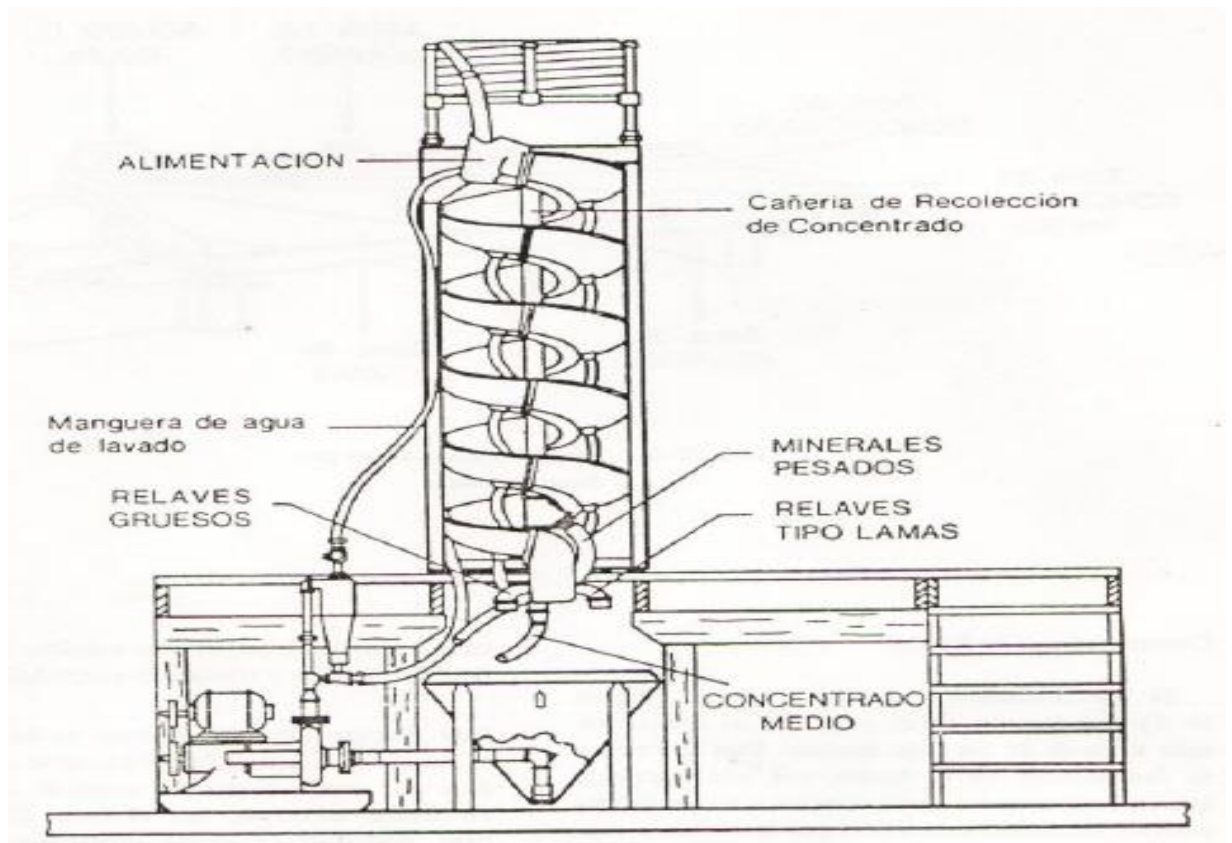


## ➤ CANALETAS

En forma general tenemos que las canaletas se dividen en:

- Canaletas Helicoidales
  - Espiral Humphrey/Richert (ver fig. N° 12)
  - Concentrador espiral
- Canaletas Horizontales
  - Canaletas común





**Fig. N° 12 Espiral de Humphrey**

Las canaletas más empleadas son los denominados Canalones

- **CANALONES**

Los canalones se basan en la concentración de los sedimentos pesados al actuar el principio de clasificación en lámina delgada, Las arenas pesadas se quedan en el fondo que generalmente son las lonas, mallas o alfombras y los livianos que se transportan en la corriente. (ver fig. N° 13)

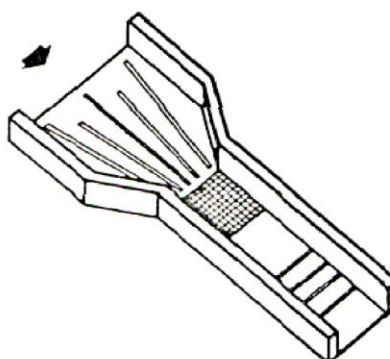


Fig. N° 13

### Elementos y características de los canalones

- Granulometría de alimentación: La grava a procesar en canalón son generalmente menor de 10 mm. De diámetro, de acuerdo a estas condiciones dependerán el largo de los canalones.

A si para:

Tratar arenas muy finas, será necesario canalones largos y anchos y el ángulo de inclinación lo menor posible.

El porcentaje de sólidos y minerales pesados: Se deberá trabajar con 1-10% de sólidos.

Si es mayor, la longitud será mayor y el ángulo de inclinación será mayor, si se emplean rifles, el espacio entre estos deberán ser lo mayor posible, en estos casos mallas expandidas no es recomendable porque no fluyen los pesados, alfombras sintéticas sin fondo es apropiado.

- El ángulo de inclinación: (3-6 grados)

La importancia de la inclinación es fundamental para que se sedimenten los granos en las alfombras. Si se tiene que:

El ángulo es menor, las arenas no fluirán y se llenarán de material, sin tener oportunidad de sedimentarse el oro en las alfombras, si el ángulo es mayor el oro arrancado de de los espacios de sedimentación, en combinación con trabillas de madera o rifles metálicos o mallas expandidas el ángulo deberá ser tal para que formen turbulencias tras los rifles y no se rellenen con sedimentos.

- El ancho de los canalones: (0.4 – 1.2m.)

En función de la cantidad de pulpa a tratar: Si la pulpa no es de concentrados pesados será de 18m<sup>3</sup>/hora/pie de ancho. El problema fundamental de los canalones es el manipuleo de los concentrados.<sup>2</sup>

#### ➤ Recuperación con los Equipos de Concentración Gravimétrica

Equipo	Aplicación	% de Recuperación
Canaletas	Placeres	40 – 70 %
Jigs	Menas en general	40 – 70 %
Mesa Concentración	Menas, concentrados y otras pulpas finas	40 – 70 %
Espirales	Concentrados y material fino	50 – 80 %

## 5.4 CONCENTRACIÓN POR AMALGAMACIÓN

La amalgamación es un proceso de concentración en el cual los metales nativos son separados de los minerales no metálicos que forman la ganga, en razón de su mojabilidad selectiva de la superficie del metal por mercurio en medio acuoso, mientras que el agua moja selectivamente a los minerales no metálicos. Entre los metales amalgamables figuran el Zinc, estaño, cobre, cadmio, plomo, bismuto y sodio.

El oro es ligeramente soluble en mercurio (aproximadamente 0.06% a 20°C y 15.7% a 100°C), habiéndose logrado aislar dos componentes de oro-mercurio, cuya composición es Au<sub>19</sub>Hg<sub>4</sub> y Au<sub>19</sub>Hg<sub>4</sub>.

La tensión superficial del mercurio es 375 dinas/cm. y del agua es 73. La densidad del cuarzo es 2,6, del mercurio 13,5 y del oro 19,2 gr./cc<sup>2</sup>.

---

<sup>2</sup> Seminario, La metalurgia de Oro En El Ecuador

Ahora bien, si se usa mercurio como medio líquido de separación, el cuarzo flotará y el oro se hundirá. Como se podrá ver, la fuerza de la gravedad es la responsable del hundimiento del oro en el mercurio aparte de cualquier reducción en la tensión superficial como consecuencia de la sorción.

En realidad, la gravedad es la fuerza más importante que entra en juego en este proceso, ya que las partículas de oro muy pequeñas puede que no sean amalgamadas, sin embargo, la contaminación de la superficie del oro es responsable en parte de ese defecto.

El mercurio puede estar contaminado por varias sustancias presentes en la pulpa (mineral + agua), tales como ácidos grasos y sus sales que podrían provenir de las máquinas de trituración y molienda.

Los factores negativos que influyen en la amalgamación:

- Falta de contacto entre el oro y el mercurio.
- Presencia de oro en condiciones desfavorables para la amalgamación.
- Oro demasiado fino de comportamiento coloidal o cuando se presenta en laminillas muy delgadas que sobrenadan sin ponerse en contacto con el mercurio.
- Cuando el oro se encuentra como teluluro.
- Oro enclavado en sulfuros; Ej. Pirita aurífera
- La superficie del oro esta cubierta por una película de materias extrañas.
- El mercurio es impuro.
- Oro que se pierde como amalgama.
- Las partículas muy finas de oro flotan y no toman contacto con el mercurio

Criterios para una mayor eficacia en la amalgamación:

- El oro y la plata deberían ser los únicos compuestos metálicos presentes en el mineral.
- Los granos de oro deben estar libres, limpios y ser mejorados por el mercurio.
- El mercurio debe llegar a mojar el oro (Para que se de el proceso de dilución)
- El tamaño de el oro debe ser mayor que 50  $\mu\text{m}$ .

- El oro presente como telururos o seleniuros no se amalgama.
- Un buen contacto de la pulpa con el mercurio como es el caso de las chanchas, con bolas o barras de acero, limpia y libera mejor la superficie del oro.
- El exceso de molienda baja la recuperación del oro en la amalgamación.
- La presencia de hidrocarburos o aceites baja la eficiencia de amalgama.<sup>3</sup>

## 5.5 CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

La flotación de minerales es un fenómeno físico-químico, usado como un proceso de concentración de minerales finamente divididos, que comprende el tratamiento físico y químico de una pulpa de mineral creando condiciones favorables, para la adhesión de partículas de un mineral predeterminado a las burbujas de aire.

En este proceso que es bastante complejo, en el cual se efectúa la separación, está compuesto por tres fases: La fase líquida, generalmente agua, la cual es química y físicamente muy activa; la fase gaseosa, generalmente aire, la cual es relativamente simple y la fase sólida la que puede ser considerada infinitamente variable. Las partículas de aire o burbujas llevan los minerales seleccionados desde el fondo de las máquinas o celdas de flotación hasta la superficie de la pulpa formando una espuma estabilizada de la cual las partículas son recuperadas.

J. M. Currie(Sutulov) señala el siguiente resumen del proceso de flotación de minerales que nos permiten anotarlo:

1.- El mineral es molido húmedo hasta aproximadamente 48 mallas (297 micrones).

2.- La pulpa que se forma, es diluida con agua hasta alcanzar alcanzar un porcentaje de sólidos en peso entre 25% y 45%.

---

<sup>3</sup> Introducción al Campo de procesamiento de Minerales. Ing José Valencia. Octubre 2001

3.- Se adicionan pequeñas cantidades de reactivos, que modifican la superficie de determinados minerales.

4.- Otro reactivo, específicamente seleccionado, se adiciona para que actúe sobre el mineral que se desea separar por flotación. Este reactivo cubre la superficie del mineral haciéndola aerofílica e hidrofóbica.

5.- Luego se adiciona otro reactivo, que ayuda a establecer una espuma estable.

6.- La pulpa químicamente tratada en un depósito apropiado, entre en contacto con aire introducido por agitación o por adición directa de aire a baja presión.

7.- El material aerofílico, como parte de la espuma, sube a la superficie de donde es extraído. La pulpa empobrecida, pasa a través de una serie de tanques o celdas, con el objetivo de proveer tiempo y oportunidad a las partículas de mineral para contactar burbujas de aire y pueden ser recuperadas en la espuma.<sup>4</sup>

### **5.5.1 PARAMETROS DE FLOTACION**

La flotación se puede realizar de dos maneras:

- Una flotación colectiva o "Bulk" en la que se produce la separación de varios componentes en dos grupos de distinta especie (los deseados y los no deseados) como por ejemplo: los sulfuros de los no sulfuros.

- Una flotación diferencial o selectiva donde se realiza la separación entre minerales de la misma especie en productos que contienen no más de un mineral, como por ejemplo, pirita de sulfuros.

### **5.5.2 MOLIENDA-GRANULOMETRIA**

---

<sup>4</sup> Sutulov, Alexander. Flotación de minerales. Universidad de Concepción, Instituto de Investigaciones Tecnológicas, Chile, 1963

Todo mineral para ser flotado tiene que ser reducido en su tamaño a tal punto, que cada partícula represente una sola especie mineralógica, a esto se le denomina liberación. El tamaño debe ser apropiado, para que las burbujas de aire puedan transportarlos hasta la superficie de la celda de flotación. En este sentido, la flotación de sulfuros es distinta a la de no sulfuros, ya que, en la flotación de minerales metálicos las partículas son más pequeñas que en la de minerales no metálicos.

El tamaño máximo apropiado para la flotación se considera alrededor de 48 mallas, es decir, cerca de 0,3 mm. Diámetros mayores de partículas ofrecen ciertas dificultades por la liberación misma o por su peso.

La liberación de las partículas minerales para su flotación óptima, crea otro problema serio: la sobremolienda. Las especies mineralógicas dentro de una mena no son de la misma dureza. Por ejemplo: los sulfuros (dureza 3.5 a 6.5) están acompañados de cuarzo (dureza 7), como éste último es más duro que aquellos, las partículas de cuarzo, después de la molienda serán de mayor tamaño que las partículas de sulfuros. En este caso, el proceso de molienda se puede guiar por la liberación de los sulfuros sin que se presenten problemas serios con la ganga.

Debido a los costos operacionales asociados con la molienda, las tendencias actuales indican moler tan grueso como sea posible sin sacrificar la recuperación.

### **5.5.3 DENSIDAD DE PULPA**

Una práctica usual de laboratorio es conducir la flotación primaria “rouger” en pulpas de 25% a 35% de sólidos. Densidades más altas son aceptables cuando sube la gravedad específica de los sólidos del mineral, de lo contrario las desventajas que ofrece una pulpa demasiado densa 40% de sólidos o más, son la reducción drástica en la cinética de flotación y la disminución de las recuperaciones.

### **5.5.4 PH DE LA PULPA.**

Es común flotar a un Ph natural o alcalino. La alcalinidad se ajusta con cal, carbonato de sodio, hidróxido de sodio dependiendo de las aplicaciones particulares. Los circuitos ácidos se utilizan si las ventajas metalúrgicas sobrepasan los mayores costos de operación y de equipos.

### **5.5.5 CALIDAD DE AGUA**

La aplicación del agua es un factor de primordial importancia y magnitud, porque no solo es el medio en que se desarrolle el proceso, sino también la causa de muchos problemas metalúrgicos.

Las sales solubles pueden causar una activación indeseable o depresión de varios minerales, que afectan significativamente la estructura de la espuma el consumo de los espumantes y otros reactivos. Principalmente son problemáticas las sales de: magnesio, hierro y cobre; el problema de los metálicos se soluciona en forma satisfactoria al adoptar un circuito alcalino de flotación. La mayoría de los metales en estos circuitos forman hidróxidos insolubles. Es preferible conducir los estudios de flotación usando agua de la fuente local para simular el comportamiento en una futura planta.

### **5.5.6 TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO Y FLOTACION**

La flotación consta esencialmente de las siguientes etapas:

- 1.- Adsorción de los reactivos sobre las superficies minerales.
- 2.- Encuentro de las partículas preparadas con las burbujas de aire.
- 3.- Transporte de las partículas hasta la superficie de la celda de flotación.



Cada etapa se realiza en un tiempo determinado, distinto para cada una de ellas. En condiciones industriales el tiempo necesarios para acondicionar los reactivos normalmente varia entre minutos y media hora.

Una pulpa bien agitada y adecuadamente acondicionada no tendrá problema para que las partículas recubiertas con un colector apropiado se adhieran a las burbujas en forma instantánea, siempre que estén liberadas y posean un tamaño granulométrico adecuado.

El tiempo necesario para desarrollar la flotación vería normalmente entre 5 y 30 minutos, siendo de 8 a 10 minutos el tiempo promedio. Para propósitos de operaciones en planta piloto es usual considerar por lo menos el doble del tiempo de flotación obtenido en el laboratorio.

### **5.5.7 REACTIVOS DE FLOTACIÓN**

El número de minerales de alta flotabilidad natural es muy restringido (grafito, talco, azufre, etc.) y su importancia relativa tan limitada que no es posible afirmar que la flotación de minerales en la actualidad pueda efectuarse sin la activa participación de los reactivos, por lo que debemos reiterar que son sumamente importantes.

Siendo elementos tan importantes para la flotación de minerales, los reactivos lo influyen además con una gran sensibilidad, no solo influye el tipo de reactivo que se agrega, sino que también influye toda la combinación de reactivos, sus cantidades o dosificaciones, los puntos y medios en los que se alimentan a los circuitos y muchos otros que escapan a una definición precisa.

La selección de los mejores reactivos de flotación es una etapa muy compleja, la adsorción de los reactivos se basa en el equilibrio de iones de la pulpa que determina el potencial cinética, el potencial electroquímico y la hidratación de las partículas de mineral. Este equilibrio es difícil de controlar o prever, ya que aparte de los reactivos,

en la pulpa existe una cantidad considerable de iones provenientes de las impurezas que trae el mineral y las aguas utilizadas.

Los reactivos de flotación, son productos químicos naturales o artificiales, que aseguran que la flotación de minerales sea selectiva y eficientes y produce condiciones óptimas para mejorar este método de concentración de minerales. Son generalmente surfactantes o modificadores de la superficie de los minerales.

## ➤ REACTIVOS UTILIZADOS

### 1.- MODIFICADORES DE PH

El pH desempeña una función muy importante con relación a la eficiencia de los reactivos.

Cuatro reactivos son usados más frecuentemente con éste propósito en la industria de la flotación. (ver tabla N° 6) la elección sobre cual escoger deberá basarse en su eficiencia como alcalinizante, en los beneficios suplementarios brindados y en los costos.

**Tabla N° 6**

MODIFICADORES	FORMA DE ACCION	ACCION CARACTERISTICA SOBRE VARIOS MINERALES
Cal	Polvo	Deprime sulfuros de hierro, plomo, zinc y Ciertos minerales de cobre si se usa en exceso. Deprime oro.
Carbonato de sodio	Polvo	Ayuda a la separación entre sulfuros. Dispersa lamas de la ganga. Con sulfato de Cu. ayuda a recuperar la arsenopirita
Hidróxido de sodio	Solución 5%-10%	Regulador de lamas de la ganga. Con sulfato de Cu activa la arsenopirita.
Ácido sulfúrico	Solución 10%	Ayuda a recuperar sulfuros de hierro, especialmente Después de la depresión con cal o cianuro.

### 2.- ACTIVADORES Y DEPRESORES

➤ **Depresores**

Un reactivo que previene la adsorción de un colector sobre la superficie de un mineral es llamado un depresor.

Típicamente, el sulfhidrato de sodio es un depresor de cobre tal como sulfato de Zinc es un depresor de Zinc.

➤ **Activadores**

Los activadores son los reactivos usados para fomentar la adsorción de un colector. El sulfhidrato de Sodio en cantidades pequeñas se usa para la activación de óxidos de cobre. El sulfato de cobre se usa para la activación de zinc

El sulfato de cobre es el activador más usado en el caso de la flotación de oro o de los minerales portadores de oro tales como: pirita, pirrotina, arsenopirita, estibina.

### **3.- COLECTORES**

Los colectores son sustancias químicas usadas en la flotación para capturar minerales y a la vez transformarlas en conglomerados hidrofóbicos.

Prácticamente todos los colectores son orgánicos. El colector consiste de dos partes: uno polar y el otro no - polar. La parte no - polar es un hidrocarburo y por lo tanto es hidrofóbico. La sección polar puede reaccionar con agua.

Los colectores pueden ser **ANIONICOS** y **CATIONICOS**

➤ **ANIONICOS:** Este tipo de colectores son los más usados actualmente en la industria de minerales sulfurados. Los colectores aniónicos vienen en varios grupos: entre ellos, los carboxílicos y los sulfidrílicos

El más usado de los sulfidrílicos es el **XANTATO**. El tiofosfato también es del tipo sulfidrílico usualmente llamados **AEROFLOATS**.

Los colectores aniónicos son usados para la flotación de cobre, zinc, níquel, plomo, platas argentíferas, molibdeno y en fin, todos los minerales asociados en parte con sulfuros.

➤ **CATIONICOS**: Estos, caracterizados por los aminos ( $R - NH_2$ ), son reactivos muy populares para la flotación de minerales de carácter aniónico como Silicio, Talco, Cuarzo y en general, para minerales no metálicos.

Un colector ideal debe cumplir con los siguientes aspectos:

- Efecto colector fuerte
- Selectividad mineral alta
- Estabilidad (rango de pH alto, almacenamiento)
- Facilidad de solubilidad en agua
- Carencia de efecto espumante
- Bajo costo
- Disponibilidad en el mercado

Tendencias actuales en flotación de minerales establecen, que generalmente de dos o más colectores distintos proporcionan mejores resultados que el dado por el uso de un sólo tipo de colector. Particularmente la combinación de xantatos con ditiofosfatos, ha mostrado mejores recuperaciones, leyes de los concentrados y cinética de flotación.

#### **4.- ESPUMANTES**

Se consideran ideales, los espumantes que tienen un solo grupo polar que no tenga afinidad por la superficie de los minerales es decir, sin propiedades colectoras.

Igualmente no se puede trabajar de forma conveniente con un espumante que cambia sus propiedades con las condiciones del medio.

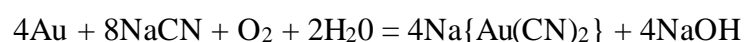
En resumen, un buen espumante no debe tener más que la función de espumación y debe realizarla con la misma eficiencia en las distintas condiciones que pueden existir en un circuito de flotación.

Estos requisitos precisamente los cumple la mayoría de los alcoholes tanto los aromáticos: aceite de pino y el ácido cresílico, como los alifáticos comercialmente llamados Aerofroth 70, 73 y 77, en todos estos casos los reactivos tienen componentes que limitan su solubilidad en agua, factor que la bibliografía (King) indica incrementar tanto la selectividad como la calidad del espumante.

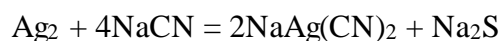
Debido a que el aerofroth 65 (que no es un alcohol sino un producto sintético: polipropileno glicol), es un espumante totalmente soluble en agua, con espumación fuerte, ampliamente usado para sulfuros de metales base, minerales de oro y plata, que además cumple con propiedades exclusivamente espumantes, por ello consideramos que es el espumante idóneo para las pruebas de flotación de sulfuros.

## 5.6 CONCENTRACIÓN POR CIANURACIÓN

La clásica cianuración viene desde 1890(África). El oro era atacado con soluciones de cianuro de sodio en soluciones alcalinas. Su reacción es bien descrita por la ecuación de ELSNER:

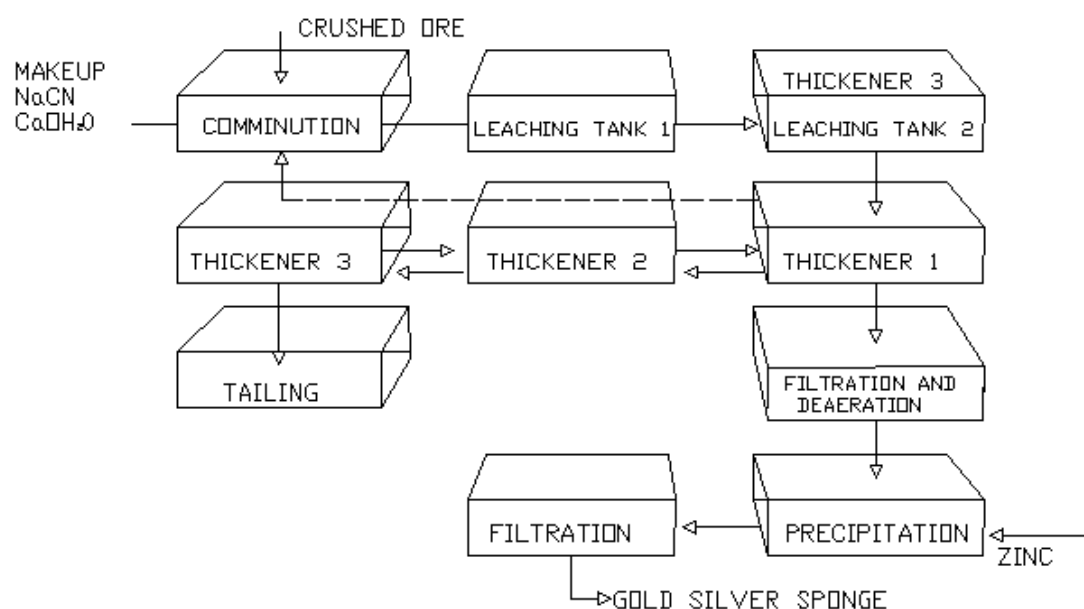


La plata, que generalmente se encuentra atado a una u otra forma de sulfuros tiende a seguir las siguientes ecuaciones:



Esta última es reversible y no procede si se mantiene el sulfuro de sodio en solución. Afortunadamente, el sulfuro de sodio tiende a descomponerse rápidamente, dando lugar a que continúe la reacción.

El circuito original de cianuración se caracteriza por el siguiente circuito



El mecanismo de contactar el cianuro con el mineral, tal como en cobre, aún se hace por métodos de irrigación de terrones o por agitación en tanques. El método empleado depende de la viabilidad económica.

Es cierto que un proceso contenido (Ej. Tanques de lixiviación) por lo general da recuperaciones más altas.

La concentración de cianuro típicamente es 2% con una aplicación de 0.4 a 8 Lt/m<sup>2</sup>/día (4 a 75 Gal/Ft<sup>2</sup>/día).

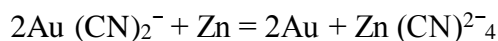
### ➤ **Métodos de Extracción de Oro del Cianuro**

El proceso de cianuración generalmente produce soluciones auríferas conteniendo no más de 10 ppm (partes por millón de oro).

Un proceso que ha existido desde que entró la cianuración es el precipitado con polvo de Zinc.

#### **Precipitado con Polvo de Zinc**

Como en cualquier proceso de cementación, se basa en que el metal a ser recuperado es más noble que el metal usado para la cementación. La reacción es:



Un mínimo de concentración de cianuro libre (entre 2 y 1.7 g/Lt) es requerido para que la reacción proceda de izquierda a derecha. El oro es precipitado, lavado, fundido y refinado después de ser cementado.

Mejoras en el proceso, ahora llamado Merrill- Crowe, son básicamente en la separación de los sólidos y el licor. Estas mejoras son para la desaereación de las soluciones antes del precipitado. Esto ha probado ser muy efectivo en mejorar el consumo de zinc. El sistema Merrill- Crowe son procesos modulares, y se prestan mucho para las plantas de bajo tonelaje.

### ➤ **Adsorción de oro en Carbón**

El beneficio de carbón para adsorber el oro y la plata ha sido conocido desde 1984. Por muchos años fue el método de recuperación de oro. El carbón era flotado en celdas de flotación, pasado por mallas, quemado para que el oro y la plata pudieran ser capturados.

Lo que cambio fue la invención de métodos para la regeneración del carbón.

El proceso con carbón tiene dos pasos:

### **1.- Adsorción**

### **2.- Elusión (Stripping) y Regeneración**

#### ➤ **Adsorción.**

El proceso de adsorción puede hacerse usando diferentes diagramas de flujo:

- 1.- Carbón en Columnas
- 2.- Carbón en Pulpa
- 3.- Carbón en Lixiviación

#### **1.- Carbón en Columna**

Columnas de carbón son usadas cuando las soluciones son aplicadas a terreros, ó provienen de la decantación de pulpa en los espesadores. El proceso es contra corriente.

#### **2.- Proceso de Carbón en Pulpa**

Este proceso es el más común de todos y es aplicado a materiales finos en tanques con agitación. La gran ventaja de este proceso de separación de sólido-líquido como lo requiere el Merrill- Crowe.

La pulpa lixiviada es pasada por cribas (28 mesh), para remover basura, madera, etc. El flujo es contra –corriente con el carbón.

El relave contiene menos de 0.02% de NaCN y es descartado.

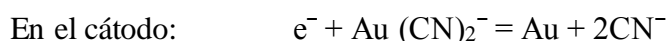
#### **3.- Proceso de Carbón en la Lixiviación**



Esta innovación al proceso de CIP consiste en ejecutar las funciones de Lixiviación y adsorción en los mismo tanques. A medida que el oro y la plata se van disolviendo, se van adsorbiendo a la superficie del carbón. Como el proceso de adsorción demora menos, es usual de no usar todos los tanques para la adsorción, sino los últimos del proceso. La desventaja del proceso es que se requiere más carbón por unidad de oro que el CIP. Esto quiere decir que el inventario de oro en el proceso es mayor.

### ➤ **Electrodeposición de Oro**

Los pasos de la electro deposición del oro son similares a los del cobre.



Importante fue el descubrimiento de existir un acelerado proceso con el aumento de área de electro deposición del cátodo. Por esta razón, el cátodo en la actualidad es de esponja de hierro. La concentración de oro en el alimentado varia de una operación a otra entre 500 y 1000 ppm. Se está haciendo investigaciones para la electro deposición con soluciones **dilutas** de 10 ppm. La idea es de pasar un volumen de solución una multitud de veces por la celda de electro deposición hasta que la concentración de oro baje a 10 ppm. El flujo de la solución está entre 250 a 500 litros por minuto por metro cuadrado de celda. Esta última cifra siendo la que generalmente determina el tamaño de la celda.

### ➤ **Equipo de Deposición**

El equipo original, usado por muchos años fue la celda Zadra, circular en tipo y aún empleado. Con el incremento de volúmenes, ha existido la necesidad de diseñar celdas más grandes. Los diseños cuadrados han tomado fuerza. (ver fig. N° 14)

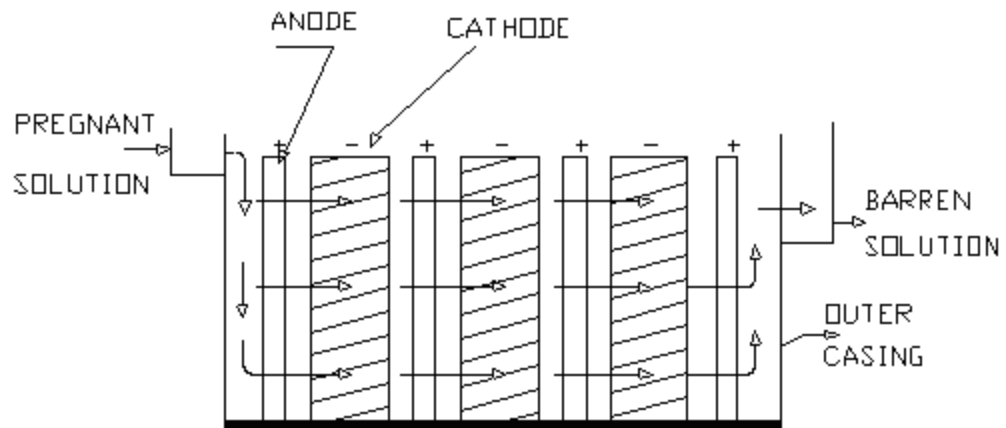


Fig. N° 14 Celda Cuadrada de Electro deposición.

## 5.7 CONCENTRACIÓN COMBINADA

No es más que la combinación de dos o más métodos de concentración, sean estos gravimétricos, flotación o cianuración, con la finalidad de obtener las más altas recuperaciones del metal o de los metales presentes en la masa mineral.

Durante la utilización de procesos combinados de concentración, por lo general en la primera etapa se realiza concentración gravitacional, con lo cual obtenemos un primera recuperación del metal presente en la masa mineral, posteriormente en una según da etapa, ya sea por flotación o cianuración recuperamos la otra parte del metal contenido en el mineral restante.

## CAPITULO VI

# **EVALUACION DEL SISTEMA ACTUAL DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO DEL ORO**

## **6.- EVALUACIÓN DEL SISTEMA ACTUAL DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO DEL ORO**

### **a. GENERALIDADES.**

La Planta en la actualidad procesa mediante el proceso de cianuración aproximadamente 35 toneladas diarias de la cual; 30 Tn (85%) corresponden a material colas o relaves que se compra a los mineros de Bella Rica, las restantes 5 Tn (15%) de material es macizo rocoso que compra a pequeños mineros del sector de Sta. Martha. Como producto final del proceso de cianuración, se obtiene oro con una ley comprendida en un rango de 80-95% equivalente a 22 quilates, debiéndose señalar que se recupera aproximadamente el 60% del mineral contenido en las colas o relaves, lo ocasiona pérdidas de un 40% en vista de que el material es refractario. El análisis granulométrico realizado en el Laboratorio, demuestra que la molienda para los materiales que compra a los mineros del sector de Sta. Martha es aceptable para el actual sistema de beneficio. El tamaño granulométrico está alrededor de 80-100 # TY



**Fotografía N° 1: Vista General de la Planta**

## **6.2 DESCRIPCIÓN DEL ACTUAL SISTEMA DE TRATAMIENTO**

### **6.2.1 TRITURACIÓN.**

Trituración es la destrucción de las fuerzas internas de cohesión mediante fuerzas exteriores aplicadas. Los principales objetivos de la trituración es liberar la masa mineral de la masa estéril y dejar la mayor superficie libre del mineral para que actúen los procesos físico-químicos. El principio de funcionamiento en el que se basan las trituradoras de mandíbulas utilizadas por la empresa, es el principio de trabajo de la mandíbula de los animales, cuyo mecanismo principal es la compresión y como mecanismo auxiliar el hendimiento, desgaste y choque.

Para llevar a cabo la trituración del material que compra a los pequeños mineros del sector de Santa Martha, la empresa cuenta con dos trituradoras de mandíbulas modelo TC 75, una de las cuales se encuentra en el laboratorio y la otra en el sector de los molinos. Las trituradoras cuentan con las siguientes características técnicas.

DATOS TECNICOS	
Alimentación:	Manual
Boca de entrada (B):	15 cm
Boca de salida (b):	6 cm
Potencia motriz:	5 Hp
Tipo de energía:	Motor Electrico
Productividad:	25 Tn / dia material húmedo 40 Tn / dia material seco

El material que esta por debajo de los 6 cm no se lo tritura sino que pasa directamente al molino. El material triturado es conducido por paleo hasta la boca de entrada para la alimentación del molino chileno.



**Fotografía N° 2: Trituradora de Mandíbula y Molino Chileno**

### 6.2.2 MOLIENDA

La molienda es la última etapa de las operaciones de reducción de tamaño; es estas operaciones las partículas minerales se muelen por medio del impacto y la fricción, esta se la lleva a cabo por vía húmeda.

El material fraccionado en la trituradora de mandíbulas a un tamaño  $<6$  cm es trasladado manualmente hasta el correspondiente molino. En la molienda se utiliza un molino chileno MC 200.

El molino chileno MC tiene una pista de dos metros de diámetro, el espesor de las paredes de la pista es de 30mm. El fondo 2", mas planchas sobrepuestas de fácil reposición. Funciona con tres rodillos de 1,20 metros de diámetro, por 5" de ancho, el peso aproximado de cada rodillo es de 1,25 toneladas, los rodillos son accionados por

un motor de 15 HP. Al dar vuelta los rodillos en un radio pequeño producen un restregamiento o arrastre lo cual provoca el desmenuzamiento del mineral, la producción de los molinos es de 30 Ton/día cuando el material es suave y de 18-20 Ton/día si el material es competente.

La alimentación de agua al molino se realiza por medio de 3 entradas; 2 laterales de 2" y 1 de ½" las cuales llevan llaves de paso esféricas. La descarga del material desmenuzado se lo efectúa a través de tres salidas, provistas cada una de ellas de doble malla de acero inoxidable (36 x 40 cm.) en serie 0,25 mm. Estos a su vez están conectados por tubería de PVC que van directamente ha piscinas de sedimentación donde posteriormente serán bombeadas a los tanques de cianuración, es necesario mencionar que el proceso de concentración gravimetrica no se lo realiza.

### **6.3 DESCRIPCIÓN DEL ACTUAL SISTEMA DE BENEFICIO**

#### **6.3.1 CONCENTRACIÓN POR CIANURACIÓN**

Los relaves son tratados en reactores de agitación en continuo. Cada reactor esta constituido por un motor agitador central y un sistema de aireación; el aire es suministrado por un compresor. La Planta procesa entre 30 - 35 toneladas/de mineral aurífero. El oro es lixiviado en soluciones alcalinas de cianuro de sodio y recuperado con carbón activado por el método del CIP (carbón en pulpa)

El carbón cargado es sometido a un proceso de desorción con precipitación electrolítica, obteniéndose un producto bruto, que luego de una refinación y posterior fundición se convierte en el producto final para la venta.



Fotografía N° 3: Tanque de Cianuración

- **FASE DE PRETRATAMIENTO.**

Se realiza en los tres primeros tanques y consiste en el acondicionamiento de la pulpa a un pH mayor de 10 y proporcionarle una aireación oxidante para atenuar el consumo de cianuro en la siguiente fase. El tiempo de residencia del material en estos tanques es de aproximadamente 3 horas.

- **FASE DE CIANURACION.**

Esta fase se realiza en los tanques 4 y 5. En estos se agrega el cianuro y se controla la dosis requerida para el proceso. Aquí la concentración del cianuro es mantenida a 1 gr. / lt



### 6.3.2 FASE DE ADSORCION

#### CARBÓN EN PULPA (CIP)

Este proceso es el más común de todos y es aplicado a materiales finos en tanques con agitación. La gran ventaja de este proceso de separación de sólido-líquido como lo requiere Merrill-Crowe. La pulpa lixiviada es pasada por cribas (28 mesh), para remover basura, madera etc. El flujo es contra corriente con el carbón.

El relave contiene menos de 0,02% de NaCN y es descartado

En la Planta de Beneficio “La López” el oro es lixiviado en soluciones alcalinas de NaCN y recuperado con carbón activado por el método CIP (Carbón en Pulpa). (ver fotografía N° 4)



Fotografía N° 4: Cribado del Carbón Activado

Se realiza en los tanques 6 al 10. En donde la concentración de cianuro continua manteniéndose en 1 gr. / lt. Se suma una dosis de 40 Kg. de carbón activado por cada tanque, lo cual se realiza en contracorriente, es decir, se empieza a poner el carbón activado desde es tanque número 10 hacia el 6.

La planta llega a procesar hasta 1000 toneladas mensuales y consume un promedio de 3000 Kg de cianuro de sodio al mes. El volumen de efluentes descargado es de entre 60 y 80 m<sup>3</sup> al día, los cuales son descargadas en las diferentes piscinas para que pierdan su toxicidad naturalmente y luego desfogados al río. (ver fotografía N° 5); (ver Estudio de Impacto Ambiental).



**Fotografía N° 5: Piscina de Relaves.**

### **6.3.3 DESORCIÓN DEL CARBÓN ACTIVADO.**

Se refiere al proceso o conjunto de procesos destinados a extraer el oro del carbón activado teniendo como resultado una solución rica en oro y un carbón destinado a recirculación

El oro en solución es absorbido y concentrado mediante el uso del carbón activado; una vez que el carbón es absorbido durante un cierto periodo de tiempo, se procede a extraerle el oro. Para el efecto ORENAS cuenta con una planta de desorción del tipo Zadra presurizada. Consiste principalmente de 2 torres de desorción para 2000 Kg. de carbón activado, cada una; 1 caldero; intercambiadores de calor y una celda electrolítica con una capacidad de 1,5 Kg. de oro.(ver fotografía N° 6)

El producto obtenido de la electrodeposición, que es un bulk de hierro, cobre, plata y oro, es atacado mediante ácidos para eliminar la presencia de metales no deseados y finalmente fundido al soplete.



**Fotografía N° 6: Planta de desorción del tipo Zadra Presurizada**

### 6.3.3.1 LAVADO ÁCIDO

Una vez que el carbón está cargado, se le realiza un lavado ácido. El lavado ácido consiste en llenar un tanque con agua a 100 grados de temperatura a la cual se le agrega el agente ácido, que es el ácido clorhídrico, para luego agregar el carbón y lavar, esto, es para limpiar los poros del carbón de impurezas, principalmente del calcico ( $\text{CaCO}_3$ ) que proviene de la cal los pasos a seguir son:

1. Llenar el sistema
2. Encender el caldero y esperar  $T = 100$  grados, luego apagar el caldero
3. Llenar el tanque de lavado ácido con agua del sistema
4. Agregar al tanque 3 canecas de 5 galones de HCl al 5 % y agitar por 15 segundos
5. Agregar al carbón, dejar por una hora y agitar durante esta cada 20 minutos, por 15 segundos.
6. Desechar solución ácida del tanque
7. Lavar en forma continua por medio del sistema durante 5 horas; cada 20 minutos dejar llenar el tanque y agitar por 15 segundos.
8. La última hora agregar al tanque lleno 5 kilogramos de soda y agitar por 15 segundos y continuar lavando.
9. Apagar bombas y sacar el agua del tanque y cribar

### 6.3.4 ELUCION

El carbón que sale del tanque de lavado es depositado en dos torres de elusión. Las dos torres de elusión forman parte de un sistema cerrado, que consta además, de un caldero, intercambiadores de calor tanques de enfriamiento, tanque de alimentación, y una celda electrolítica. El sistema tiene una capacidad de 3 m<sup>3</sup> de agua y 900 kilogramos de carbón.

Por el tanque de alimentación se llena el sistema, también se le agrega 50 kilogramos de soda y 60 kilogramos de cianuros, la primera para aumentar la

conductividad eléctrica del agua, la segunda para que el oro extraído del carbón se mantenga en solución; el agua se calienta en el caldero y se presuriza manipulando adecuadamente ciertas válvulas del caldero pasas a las torres de elusión de éstas a los intercambiadores de calor para bajar la temperatura y despresurizar ya que de estas pasan a las celdas electrolíticas las cuales se encuentran a la presión atmosférica.

La celda electrolítica cuenta de 12 cátodos de lana de acero con una tensión de 300 amperios de un voltaje de 10, los cuales son adecuados para la deposición del oro, el caudal es otro factor importante y debe ser de 0.5 lit/segundo. De las celdas el líquido sale y regresa al caldero cerrándose el circuito. (ver fotografía N° 7)

El control de la deposición de oro en los cátodos se lo lleva tomando muestras de entrada y salida en la celda electrolítica, la diferencia entre estas da aproximadamente la deposición de oro en los cátodos la toma de muestra anteriormente mencionado y el control de los parámetros como presión, temperatura y caudal se lo hace cada hora. El proceso es concluido cuando la lectura de la muestra de entrada en la celda es menos o igual a 5 ppm, luego se apaga el caldero se enfría el sistema se sacan los cátodos se limpia la celda, se desecha la solución y se lava el sistema, haciendo circular agua.



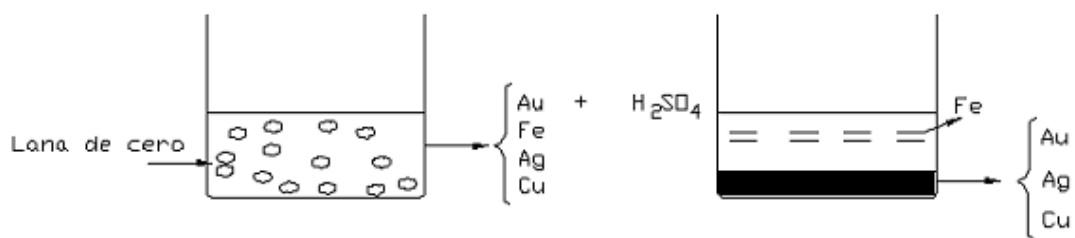
Fotografía N° 7: Electrowing

### 6.3.5 REFINACIÓN Y FUNDICIÓN

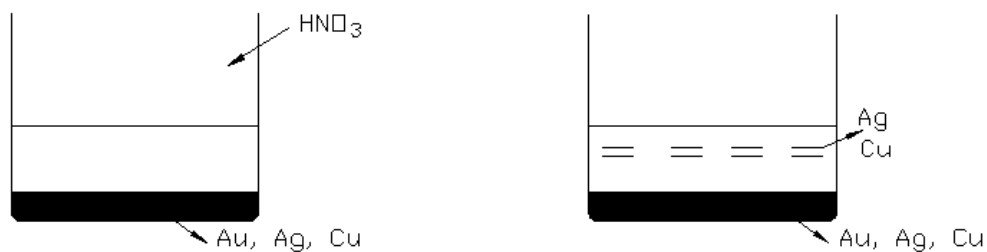
#### ☞ REFINACIÓN.

Los cátodos de lanas de acero cargados, no solo contienen oro, sino plata y algo de cobre, entonces aquí comienza el proceso de refinación.

En un recipiente se coloca la lana de acero la cual contiene Au, Ag, Cu, se le agrega ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) con lo cual se pasa a solución el hierro de la lana de acero y el residuo o parte sólida consta de Au, Ag, Cu.



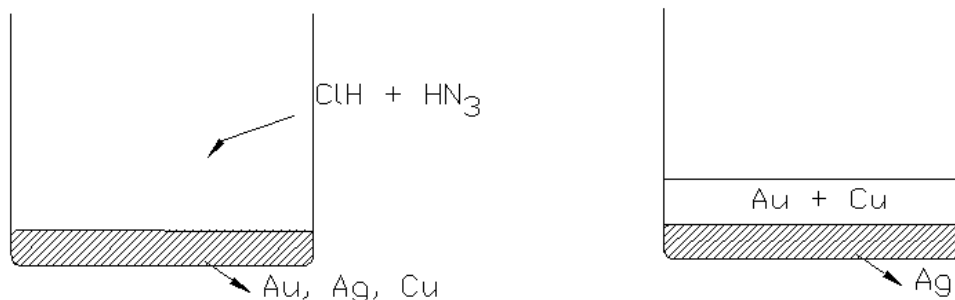
Se desecha la parte líquida y a la sólida se le agrega ácido nítrico (6 lit) el cual pasa a solución la mayor parte de Cu y Ag (80-90%).



Luego la parte líquida es depositada en otro recipiente, ya que se tiene que recuperar la plata.



Al recipiente 1 se le agrega agua regia (3 partes de HCl y 1 Parte de HNO<sub>3</sub>), la cual lleva a solución el oro y el poco cobre que hay y precipita la plata (ClAg), entonces se separan estas dos fases.



A la parte líquida (Au, Cu) se le agrega metabisulfito de sodio el cual precipita al oro.



Se decanta y se separa el sólido desechan la parte líquida. La parte sólida que es oro se lo seca y funde obteniendo un oro de un 98-99% de pureza.

Para la plata se sigue el siguiente proceso: El contenido del recipiente 2 y el residuo del ataque ácido se los une en un recipiente; aquí la plata se encuentra en forma de un cloruro. Para la refinación se la pone en contacto con la lana de acero; de este proceso de cementación se obtiene la plata que se encuentra hecha de un lodo de color argentino, a diferencia del oro que es de color rojizo, luego al igual que el oro se la seca y funde.

### ☞ FUNDICIÓN

El oro y la plata se secan, y estas hechas polvos son vertidas en crisoles y vertidas en lingoteras que previamente han sido cubiertas en su interior por una capa de carbón,



utilizando la llama reductora del soplete, además se le agrega al oro y plata en polvo, borax y nitrato de potasio (Nitro) para disminuir el punto de fusión y extraer impurezas respectivamente. La pureza que se obtiene es del 96-98%. (ver fotografía N° 8)



Fotografía N° 8: **Producto Final**

#### **6.4 RESULTADOS Y RECUPERACIÓN.**

De la información obtenida en la compañía se tiene que la ley de oro está comprendida en 96-98% de pureza como ya se menciono el material procesado es producto de colas o relaves de otras sociedades y este es mezclado con el material que se compra a pequeños mineros, la recuperación total del oro es de 70-80%. Las bajas recuperaciones se deben a que se tiene gran cantidad de material refractario o sulfuroso.

De lo expuesto anteriormente se concluye que dada la baja recuperación de oro, mediante cianuración en los materiales refractarios o sulfurosos, se hace necesario

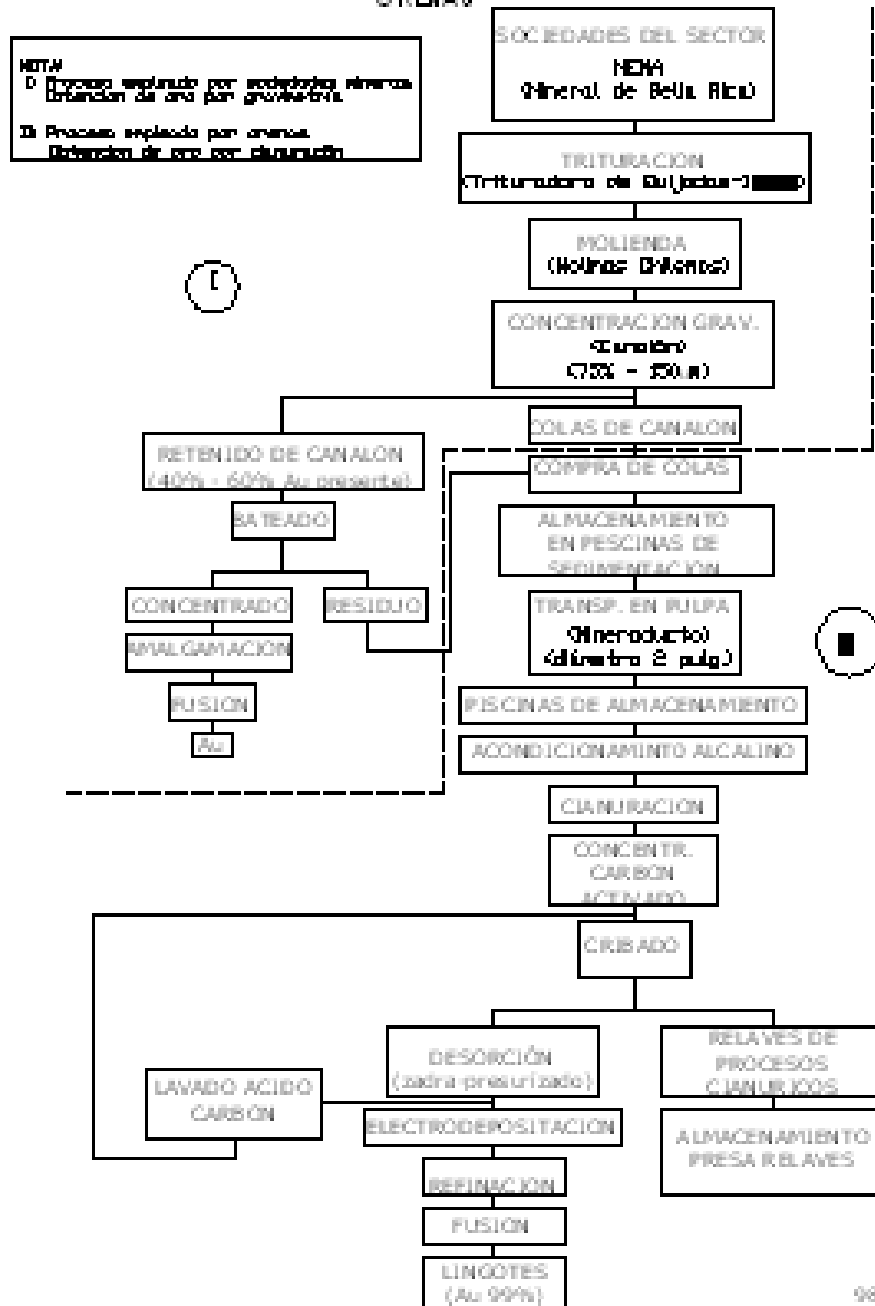
realizar nuevos estudios, a fin de encontrar un sistema de concentración que nos permita, obtener las más altas recuperaciones a un precio relativamente bajo.

## **6.5 COMERCIALIZACION.**

La comercialización del producto acabado (barra de oro 96 % - 98 % pureza) se lo realiza en la ciudad de Machala, para lo cual la empresa de seguridad "Tevcol", se encarga de transportar el mineral valioso desde la planta de Beneficio "La López" hasta la compañía que compra el oro.

El valor de venta del oro a la empresa y con el cual se trabajara en los cálculos económicos es de 12,5 USD/ gr de oro, valor al cual se encontraba el mineral valioso en el mes de septiembre del 2004.

8.6 DIAGRAMA DE FLUJO:  
OBTENCIÓN DE ARENAS Y PROCESO METALÚRGICO APLICADO EN ORENAS



## CAPITULO VII

# **PRUEBAS EXPERIMENTALES**

## 7. PRUEBAS EXPERIMENTALES

### 7.1 Generalidades

Las pruebas experimentales están encaminadas a determinar las propiedades del material, como principio se partió realizando un análisis granulométrico, esto permitirá establecer los porcentajes de peso y el contenido de oro total en cada fracción granulométrica.

Realizado el análisis granulométrico, se procedió a los ensayos de concentración gravimétrica, cianuración y flotación.

Concentración gravimétrica es el proceso más simple y consecuentemente de menor costo, este ensayo permitirá determinar la cantidad de oro libre en la arenas.

Cianuración es un proceso físico-químico que establecerá: la cantidad de oro lixiviable de las arenas, el consumo de reactivos y el tiempo de disolución. Con estos datos se evalúa porcentaje de Oro recuperable frente al oro total y el nivel de refractariedad del material de cabeza.

Flotación es un proceso de pre-concentración, el producto servirá para realizar pruebas que técnica y económicamente resulten rentables en busca de este objetivo, se presentan alternativas como:

- La venta de concentrados al Perú
- La cianuración intensiva de concentrados
- Métodos de oxidación de concentrados tostación

Algunos de estos procesos son químicos, físicos y físico-químicos, para lograr resultados óptimos se considera que la dosis de reactivos sea lo estrictamente necesario.

Los productos de cada prueba (concentrados y colas) serán analizados mediante sus respectivos ensayos al fuego, un balance metalúrgico y determinación de la alternativa de concentración para dicho material.

### 7.1.1 Ensayos Pirometalúrgicos

Para determinar el oro total o ley de cabeza de las arenas es necesario realizar un ensayo al fuego el mismo que consiste en:

Tomar 1 kg de muestra y secarla, realizar una remolienda, mediante un molino de bolas tipo laboratorio, de tal forma que el producto pase al menos un 80% la malla 200, luego se procede a cuartear y tomar 20 grs.

A los 20 grs. de muestra se añade 115 grs de carga fundente para sulfuros. La carga consiste en:

- 70 grs de Litargirio u óxido de Plomo (PbO)
- 20 grs de Carbonato de Sodio
- 15 grs de Borax
- 5.5 grs de Sílice
- 4.5 Nitrato de Potasio.

Luego que la muestra y la carga fundente están en el crisol se incuarta añadiendo plata pura o en forma de nitrato de plata, provocando un exceso 4 a 1 en la relación plata –oro respectivamente.

En una concentración de 6.2 gr/litro, según la cantidad de oro que contenga la muestra, 1 ml equivale a 10 gr<sup>Au</sup> / Tn si la muestra tuviese 30 gr de Au / Tn le ponemos 3 ml de nitrato de plata. Luego se cubre con bórax el crisol, y se coloca en el horno durante 30 a 40 minutos.

Sacamos el crisol del horno y vertimos la carga fundida en una lingotera, enfriamos hasta obtener un botón de plomo, el mismo es colocado en copela que previamente es calentada y ubicada en el horno en un portacopelas, para que se disuelva el plomo.

La copelación tarda un tiempo de 40 a 60 minutos y finaliza con la formación del doré (que es una diminuta esfera de metales preciosos; oro, plata y cobre) al que se lo retira de la copela para darle mayor superficie formando una lámina delgada que se enjuaga y se la coloca en un beacker, para ser atacado con ácido nítrico al 50 %, la plata, cobre se disuelve mientras que el oro quedara libre, se lava varias veces con agua destilada,

El oro es atacado con agua regia, mezcla de ácido clorhídrico y ácido nítrico, en una relación de 4:1 respectivamente. Se coloca en una plancha caliente para que el proceso se agilite este se deja por un tiempo de 5 minutos.

La solución remanente en el beacker se vierte en probeta de 25 ml y se enrasa con ácido clorhídrico al 10%.

El contenido de la probeta se lleva a un equipo de absorción atómica (AAS), calibrado con lámpara para mediciones de oro, realizamos la lectura y obtenemos el resultado en ppm, la transformación a gr/Tn se realiza de la siguiente manera:

$$\frac{(ppm * 25ml)}{20grs} = gr / Tm$$

Donde: ppm = partes por millón o mg por litro

25 ml = volumen de la probeta

20 grs = La cantidad de muestra

El resultado de los ensayos se determina a continuación:

$$\frac{(19.7 * 25ml)}{20grs} = 16.41gr / Tm$$

Lo que nos permite determinar que la ley de ensayo al fuego o la ley de cabeza de las arenas es de 16.41 gr/Tm, la misma nos servirá como patrón para todos los posteriores ensayos.

## 7.2 Análisis Granulométrico

El objetivo primordial del análisis granulométrico será determinar el grado de liberación de las partículas de oro, por ende la malla a la cual se libera, (ver tabla N° 7). Se utilizó el siguiente procedimiento:

### **Procedimiento**

Se realizó un muestreo general de las piscinas donde se almacena las arenas de los molinos chilenos, mediante el método de triángulos; el mismo que consiste en: tomar una muestra de todos los vértices y parte central de la piscina, las piscinas tienen las siguientes dimensiones: 3 m de largo; 2 m ancho; 1,5 m profundidad; la toma de muestras es cada 50 cm de profundidad. El muestreo es sistemático, es decir, el contorno y el centro de la piscina, de tal forma que sea representativa. Se tomó 1.0 Tm de arena para realizar todos los ensayos en adelante.

De la tonelada de material se procedió a realizar un muestreo para tener así mismo una muestra representativa y realizar el análisis granulométrico, 10 kilos de material seco son los recomendados por los técnicos de la empresa y proceder a realizar un tamizado en húmedo.



**Materiales y Equipos:**

- Tamices

**Tabla N° 7**

<b>Malla (Tyler)</b>	<b>Abertura (<math>\mu\text{m}</math>)</b>
45	354
70	210
100	149
170	88
200	74

Manual de productos para minería Cyanamid

- Tamizador en Húmedo (FRITSCH)
- Balanza
- Fundas Plásticas
- Marcador

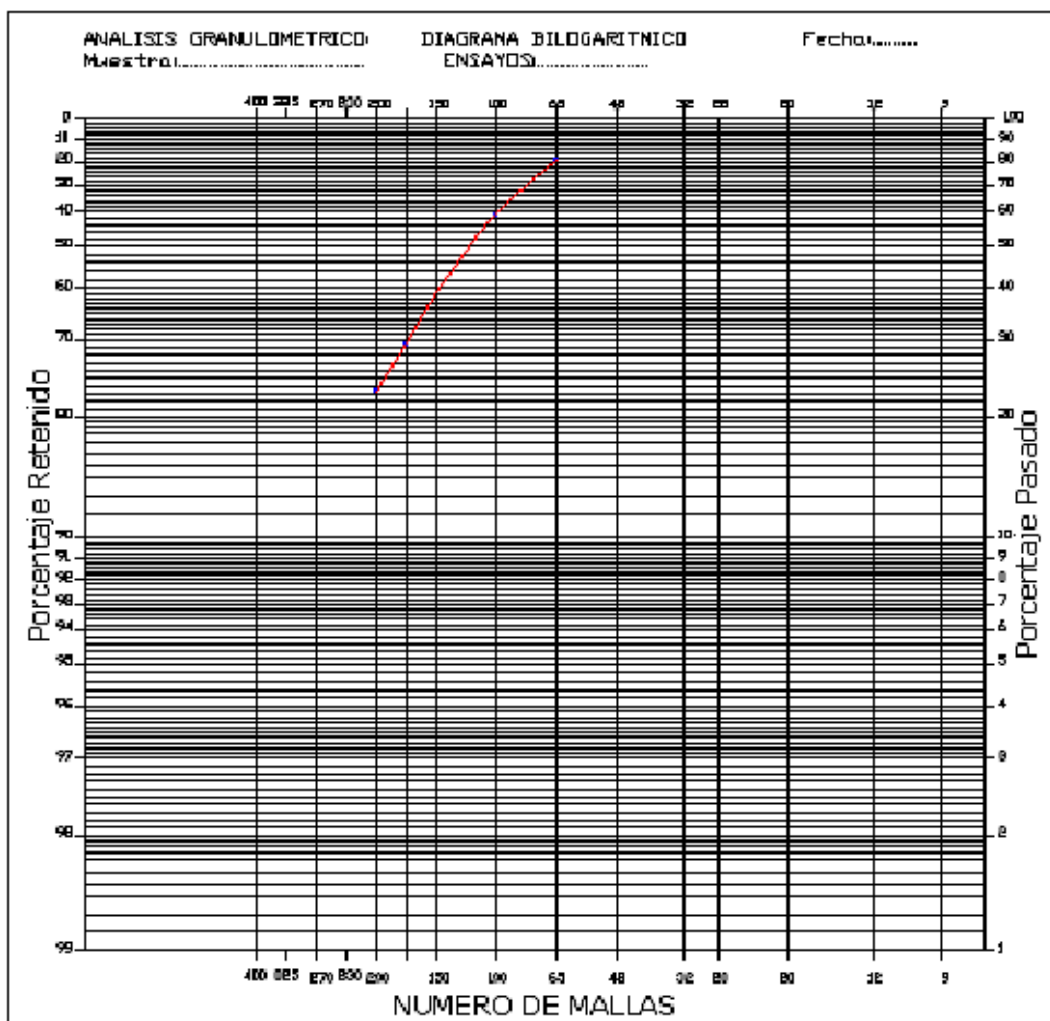
Para el análisis granulométrico se secaron las arenas, posteriormente se procede a cuartear, pesar 10 kilos de material en seco para el análisis.

El resultado del análisis granulométrico se presenta en la siguiente tabla:

<b>ANALISIS GRANULOMETRICO</b>					
Malla (Tyler)	Abertura ( $\mu\text{m}$ )	Pesos (gr)	% Retenido Parcial	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
45	354	0	0	0	0
70	210	1860	19.21	19.21	80.79
100	149	2543	26.26	45.46	54.54
170	88	2452.2	25.32	70.78	29.22
200	74	575.58	5.94	76.73	23.27
Fondo	< 74	2254	23.27	100.00	0.00
Total		9684.78	100.00		

La sumatoria de los pesos de material retenido en cada malla nos tendrá que dar el valor inicial con que se inicio el análisis granulométrico es decir, 10 Kg, la sumatoria para este caso resulta ser 9.68 Kg, lo que significa una perdida en el proceso 0.32 Kg atribuidos a minerales solubles y perdidas por ultrafinos.

## CURVA GRANULOMETRICA



### 7.2.1 Caracterización del Oro

- El Análisis microscópico de una muestra de roca de veta sobre una sección pulida, del sector de Santa Martha, se lo realizo en el laboratorio de GEOXINSA, en Lima – Perú.



## MICROSCOPIA DE MINERALES OPACOS

**DESCRIPCION:** Los minerales determinados en esta muestra son los siguientes:  
ORO, piritita, pirrotita, esfalerita, calcopirita, marcasita, melnikovita, galena y gangas (éstos están integrados por los cuarzos y los carbonatos (calcitas)).

### MINERALES PRIMARIOS:

MINERAL	%	FORMA	TAMANO (mm)	OBSERVACIONES
ORO	0,05	Euhedral a anhedral	< 0,209	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Se encuentran incluidos en las pirrotitas, con tamaños variables desde menores de 0,059 mm.</li> <li>-Se hallan ubicados en los intersticios de los cristales de pirrotita con variables de 0,004 mm (4 micras) hasta de 0,329 mm</li> <li>-Son observados incluidos en los cristales de cuarzo con tamaños variables de 0,004 mm (4 micras) hasta de 0,015 mm (15 micras).</li> <li>-Han sido observados granos de oro ubicados en los intersticios de los cristales de cuarzo con tamaños variables desde 0,004 mm (4 micras) hasta 0,209 mm (209 micras).</li> <li>-En los intersticios y microfracturas de las pirrotitas se hallan asociadas a la galena con tamaños menores de 0,083 mm (83 micras).</li> <li>-Están entre los contactos de los cristales de la pirrotita y del cuarzo con tamaños menores de 0,222 mm (222 micras).</li> <li>-Son observados entre los contactos de los cristales de melnikovita y de cuarzo con tamaños menores de 0,118 mm (118 micras).</li> <li>-Se hallan ubicados entre las microvenillas integradas por los carbonatos (calcitas), en este caso sus tamaños son menores de</li> <li>-Están entre los contactos de la pirrotita con los carbonatos (calcitas), en este caso sus tamaños son menores de 0,062 mm (62 micras).</li> <li>-Ocurren ubicados en los intersticios de los cristales de melnikovita con tamaños menores de 0,021 mm (21 micras).</li> <li>-Muy pocos cristales están incluidos en algunos cristales de piritita y en este caso sus tamaños son menores de 0,027 mm (27 micras).</li> <li>-Ocurre ubicado en los contactos de la pirrotita con la calcopirita, en este caso sus tamaños son menores de 0,041 mm (41 micras).</li> </ul>

Pirrotita	60	Anhedral	Hasta algunos centímetros de longitud	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Se encuentra como parte integrante de la veta.</li> <li>-Se han ubicado entre los intersticios de los cristales de cuarzo y de pirita.</li> <li>-Se hallan reemplazadas por la calcopirita y esfalerita.</li> </ul>
Pirita	5	Subhedral a anhedral	< 3,678	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Se encuentra ubicada en los intersticios del cuarzo y también hay cristales que están como remanentes esqueléticos reemplazados por el cuarzo.</li> <li>-Han sido reemplazados, parcialmente, por la pirrotita, melnikovita, calcopirita y esfalerita.</li> <li>-Es parte integrante de la veta.</li> </ul>
Melnikovita	3	Anhedral	< 1,986	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Se encuentra como parte integrante de la veta.</li> <li>-Aparentemente se ha originado por la alteración de la pirrotita.</li> <li>-Mayormente están ubicadas en los intersticios de los cristales de cuarzo.</li> <li>-Presenta hábito coliforme concéntrico.</li> </ul>
Marcasita	1	Anhedral	0,544	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Están como agregados lamelares como producto de la alteración de algunos cristales de pirita.</li> <li>-Se hallan ubicadas en los intersticios de los cristales de cuarzo, asociadas a la pirrotita y melnikovita.</li> </ul>
Calcopirita	1	Anhedral	< 3,678	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Presenta dos etapas de cristalización, la de la primera etapa es aquella que está en exsolución en la esfalerita, mientras que la de la segunda etapa es aquella que está ubicada en las microfracturas de la esfalerita, entre los intersticios de la pirrotita, en los intersticios de la marcasita y melnikovita.</li> <li>-En los intersticios del cuarzo se halla reemplazada por los carbonatos.</li> </ul>
Esfalerita	Trz	Anhedral	< 0,588	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Es parte integrante de la veta, asociada a la pirrotita, calcopirita, pirita, melnikovita, marcasita y cuarzo.</li> <li>-Presenta dos etapas de cristalización, la de la primera se manifiesta con exsoluciones de calcopirita, está como relleno de los intersticios y microfracturas de la pirita, pirrotita y cuarzo; mientras que la de la segunda etapa es aquella que está en exsolución con la calcopirita, en este caso se exhiben con hábito en forma de estrellas.</li> </ul>
Galena	Trz	Anhedral	< 0,038	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Están ubicadas en los intersticios de los cristales pirrotita, asociada al oro.</li> <li>-Se hallan incluidas en algunas porosidades de la pirrotita, en este caso también están asociadas al oro.</li> </ul>

**RELACION PROPORCIONAL ENTRE LOS MINERALES SECUNDARIOS Y PRIMARIOS:**

No se han observado minerales secundarios.

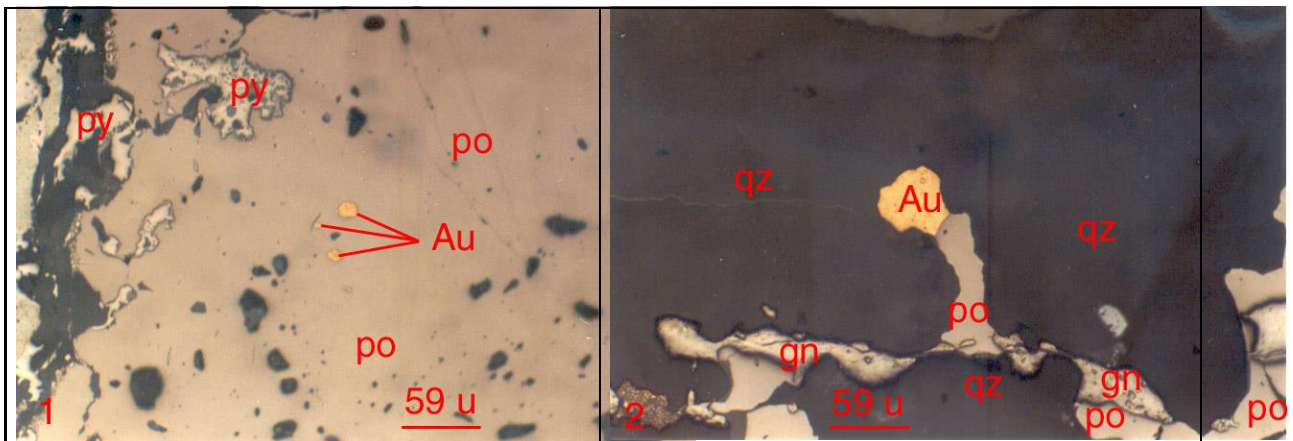
**PARAGENESIS:**

A.- Alteración hidrotermal de la roca encajante:

B.- Deposition hidrotermal de los minerales:

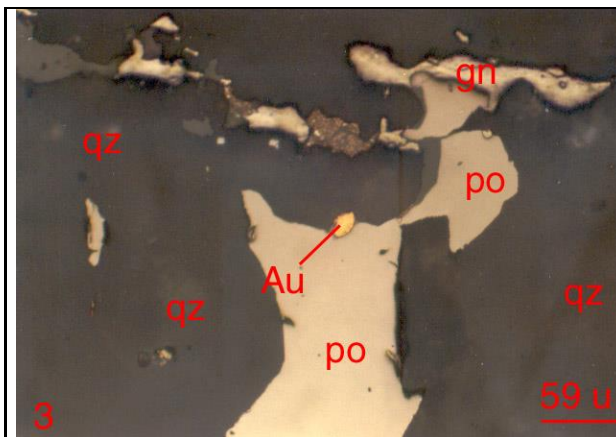
1. Cuarzo I.
2. Pirita.
3. Cuarzo II.
4. Pirrotita.
5. Esfalerita I – calcopirita I.
6. Melnikovita.
7. Oro.
8. Calcopirita II – esfalerita II.
9. Marcasita.
10. Galena.

C.- Deposition supérgena de los minerales:

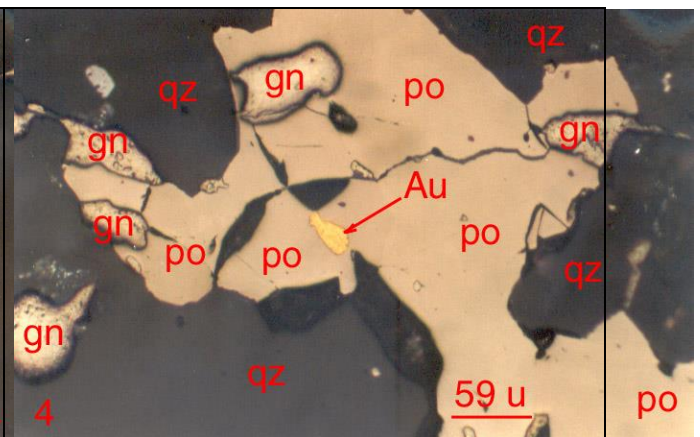


Fot. 1. Tres granos de ORO (Au) incluidos en la pirrotita (po), nótese las magnitudes de éstos. Hacia la izquierda se observan remanentes esqueléticos de pirita (py). Magnificación: 200X.

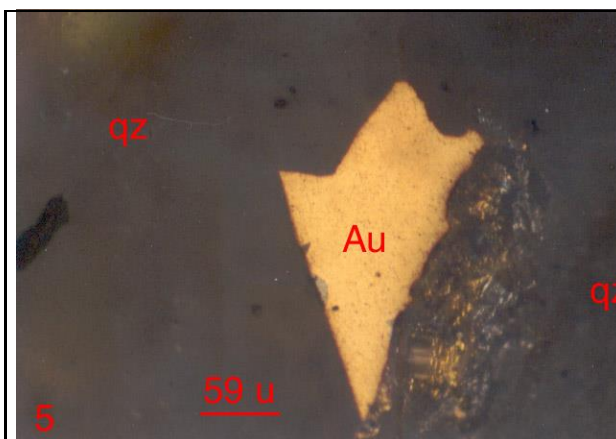
Fot. 2. Grano de ORO (Au) en el contacto de la pirrotita (po) con el cuarzo (qz). También se observan granos de galena (gn) en el contacto de la pirrotita (po) con el cuarzo (qz). Magnificación: 200X.



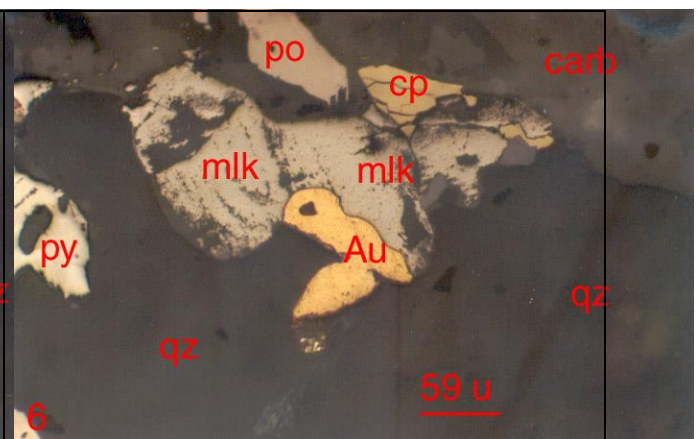
Fot. 3. Grano de ORO (Au) en el contacto de la pirrotita (po) con el cuarzo (qz); adyacente a ellos se observa a la galena (gn) intersticial. Magnificación: 200X.



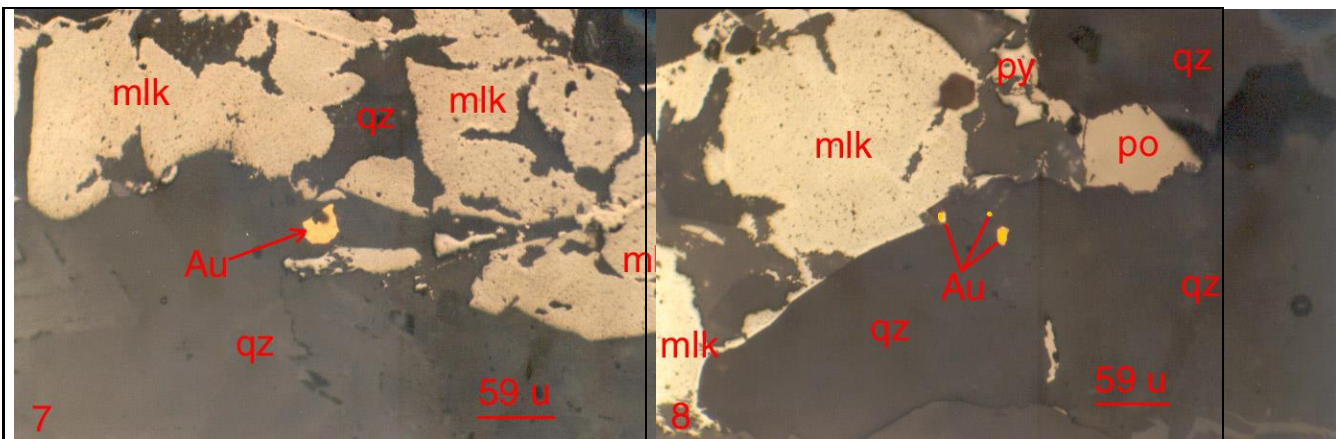
Fot. 4. Grano de ORO (Au) en el intersticio de los cristales de pirrotita (po) y ésta se halla también ubicada en el intersticio del cuarzo (qz), igualmente la galena (gn). Magnificación: 200X.



Fot. 5. Grano de ORO (Au) ubicado en el intersticio del cuarzo (qz). Magnificación: 200X.

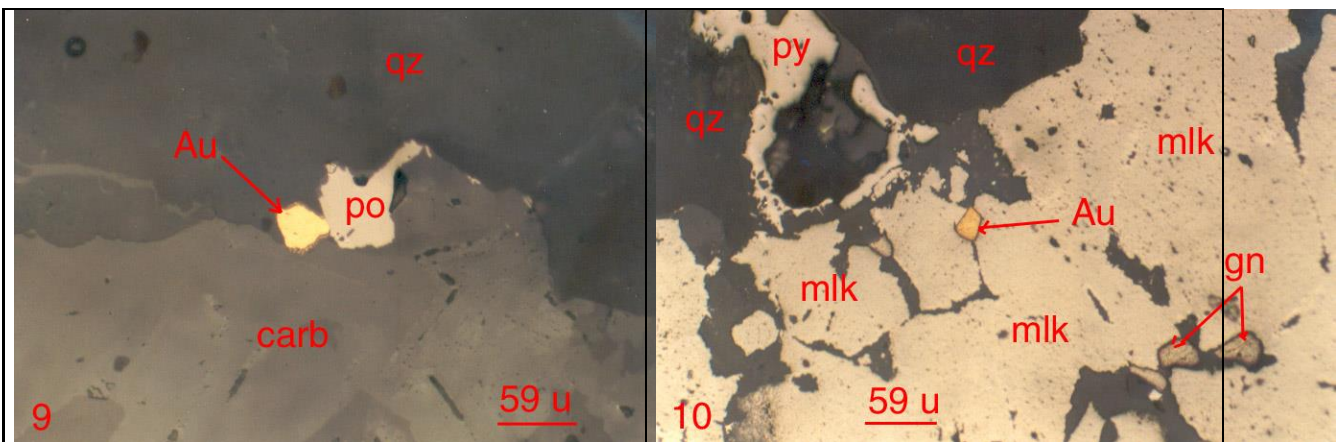


Fot. 6. Grano de ORO (Au) en el contacto de la melnikovita (mlk) con el cuarzo (qz); adyacente a ellos se observan a la pirita (py) y a la calcopirita (cp). En conjunto están en el intersticio de los granos de cuarzo (qz). Magnificación: 200X.



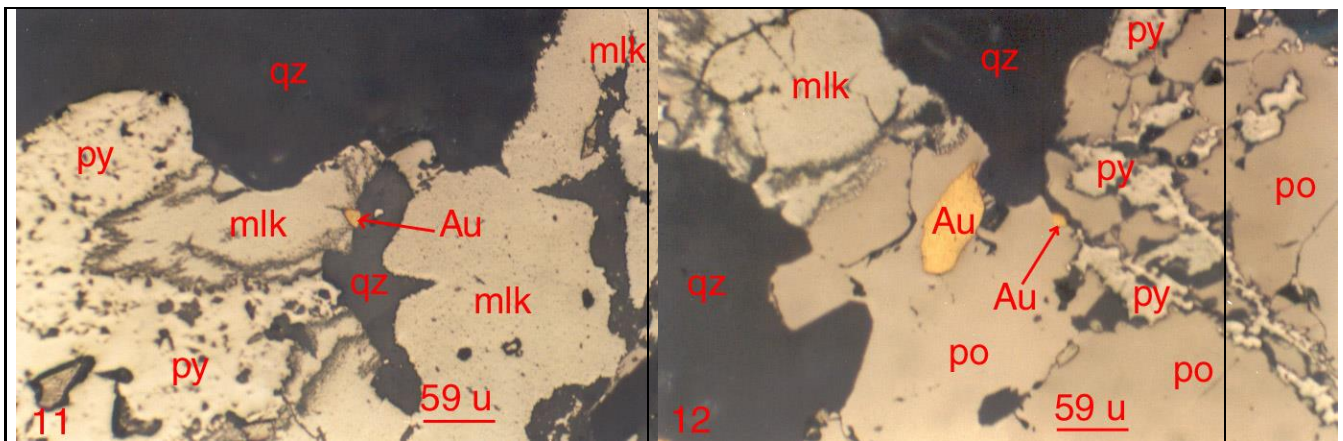
Fot. 7. Grano de ORO (Au) en el intersticio del cuarzo (qz), del mismo modo se halla la melnikovita (mlk). Magnificación: 200X.

Fot. 8. Granos de ORO (Au) incluidos en las porosidades del cuarzo (qz), nótese las magnitudes de esos granos. Adyacente se halla la melnikovita (mlk) y la pirrotita (py) ubicadas en los intersticios del cuarzo (qz). Magnificación: 200X.



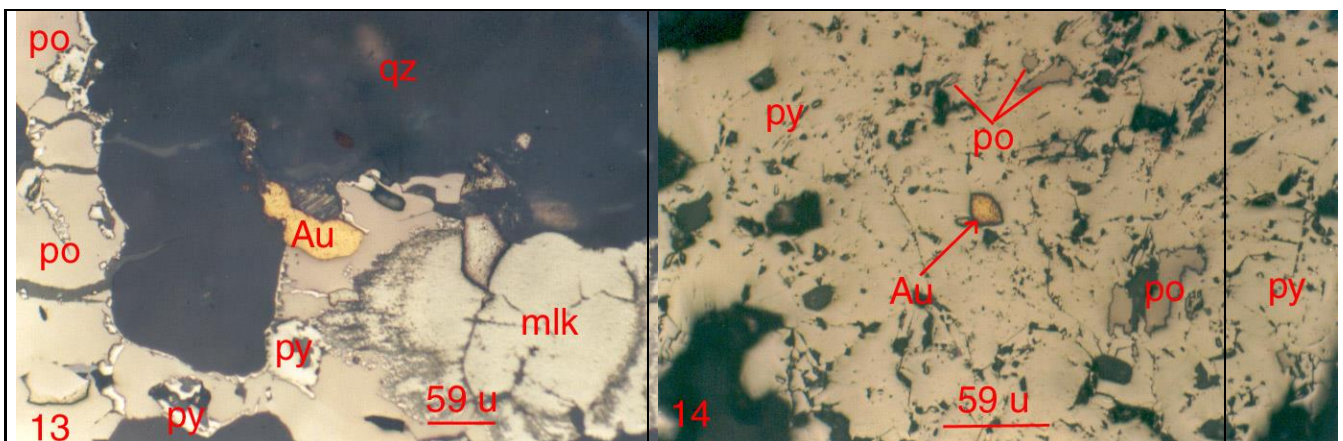
Fot. 9. Grano de ORO (Au) en el contacto del cuarzo, pirrotita (py) y carbonatos (carb). Magnificación: 200X.

Fot. 10. Grano de ORO (Au) en el intersticio de la melnikovita (mlk), del mismo modo se halla los granos de galena (gn). Magnificación: 200X.



Fot. 11. Grano de ORO (Au) en el contacto de melnikovita (mlk) con el cuarzo (qz). Adyacente se halla la pirita (py). Todos se hallan ubicados en el intersticio de los granos de cuarzo (qz). Magnificación: 200X.

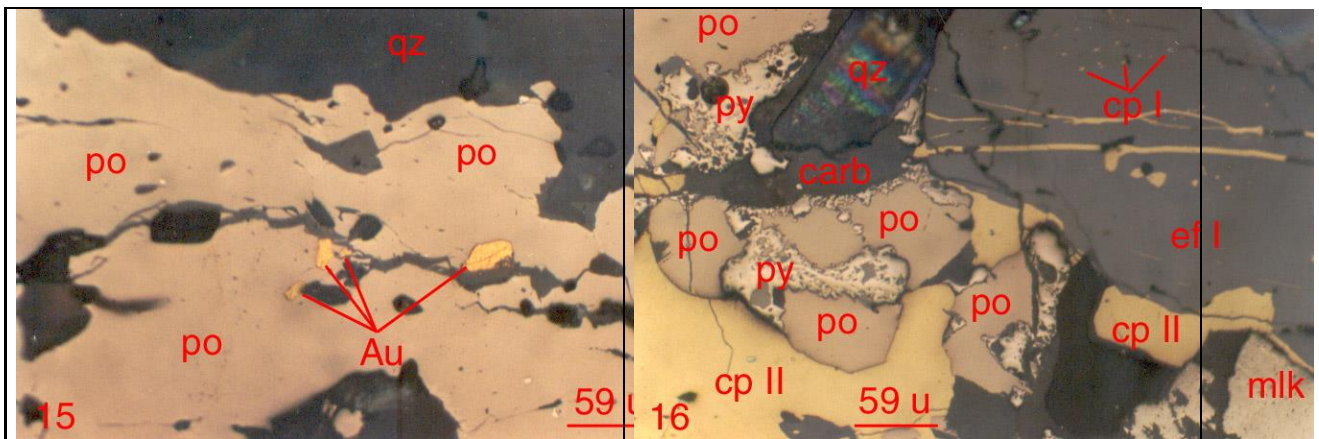
Fot. 12. Grano de ORO (Au) en el contacto de la pirrotita (po) y el cuarzo (qz). La pirita (py) está como remanentes esqueléticos en la pirrotita (po). A la izquierda se halla la melnikovita (mlk), ubicada en el intersticio del cuarzo (qz). Magnificación: 200X.



Fot. 13. Grano del ORO (Au) en el contacto de la pirrotita (po) y del cuarzo (qz); se observan remanentes de pirita (py) y alteración de la pirrotita (po) a melnikovita (mlk). Magnificación: 200X.

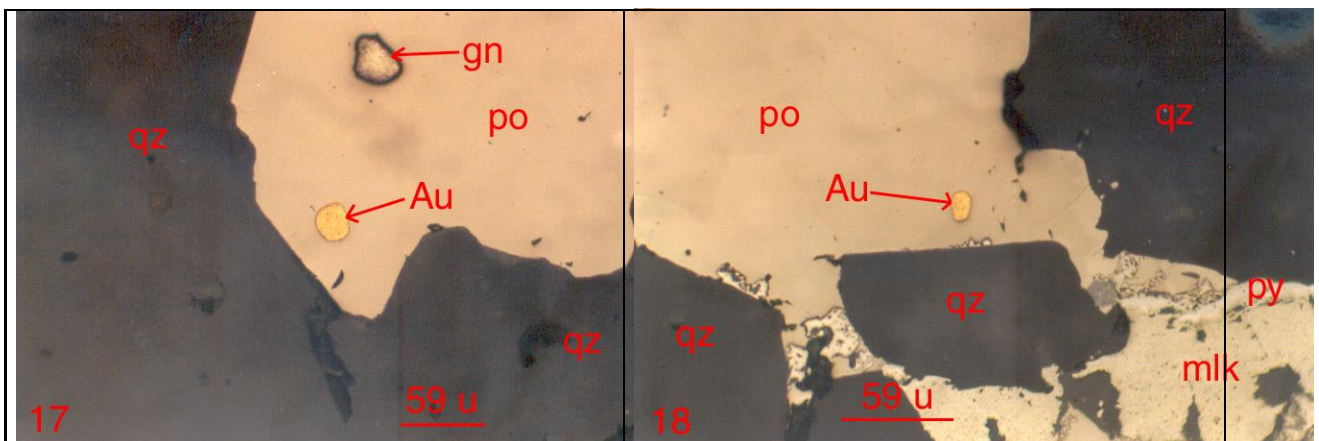
Fot. 14. Grano de ORO (AU) incluido en la pirita (py), del mismo modo se hallan los granos de la pirrotita (po). Magnificación: 200X.





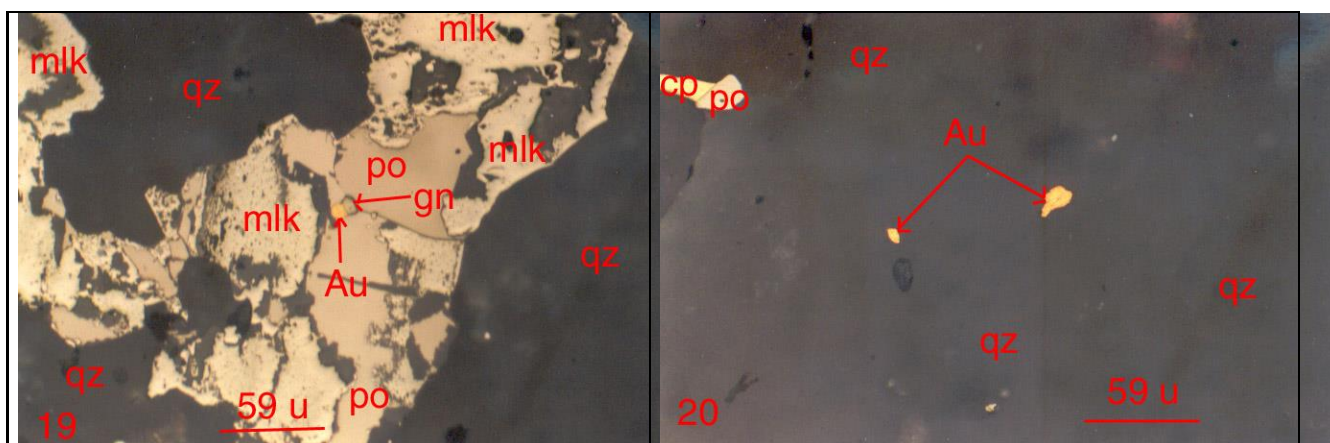
Fot. 15. Granos de ORO (Au) en los intersticios y microfracturas de la pirrotita (po), ésta ocupa también el intersticio del cuarzo (qz). Magnificación: 200X.

Fot. 16. Vista donde se aprecian a la esfalerita (ef I con exsolución de la calcopirita I (cp I) de primera generación, también a la calcopirita II (cp II) de segunda generación, nótese que éstos han reemplazado parcialmente a la pirrotita (po) y ésta ha reemplazado a la pirita (py). Magnificación: 200X.



Fot. 17. Grano de ORO (Au) y de galena (gn) incluido en la porosidad de la pirrotita (po), ésta ocupa el intersticio del cuarzo (qz). Magnificación: 200X.

Fot. 18. Grano de ORO (Au) incluido en la porosidad de la pirrotita (po), nótese a la melnikovita derivada de la pirrotita (po) y el esqueleto de pirita (py). Magnificación: 200X.



Fot. 19. Grano de ORO (Au) asociado a la galena (gn) ambos están ubicados en el intersticio de la pirrotita (po), la cual muestra alteración a melnikovita (mlk); todo el conjunto se halla en el intersticio del cuarzo. Magnificación: 200X.

Fot. 20. Grano de ORO (Au) incluidos en el cuarzo (qz), obsérvese las dimensiones de los granos de oro (Au), lo cual dificultará la recuperación total del oro. A la izquierda se halla la calcopirita (cp) y la pirrotita (po) en el intersticio del cuarzo (qz). Magnificación: 200X.

#### OBSERVACIONES:

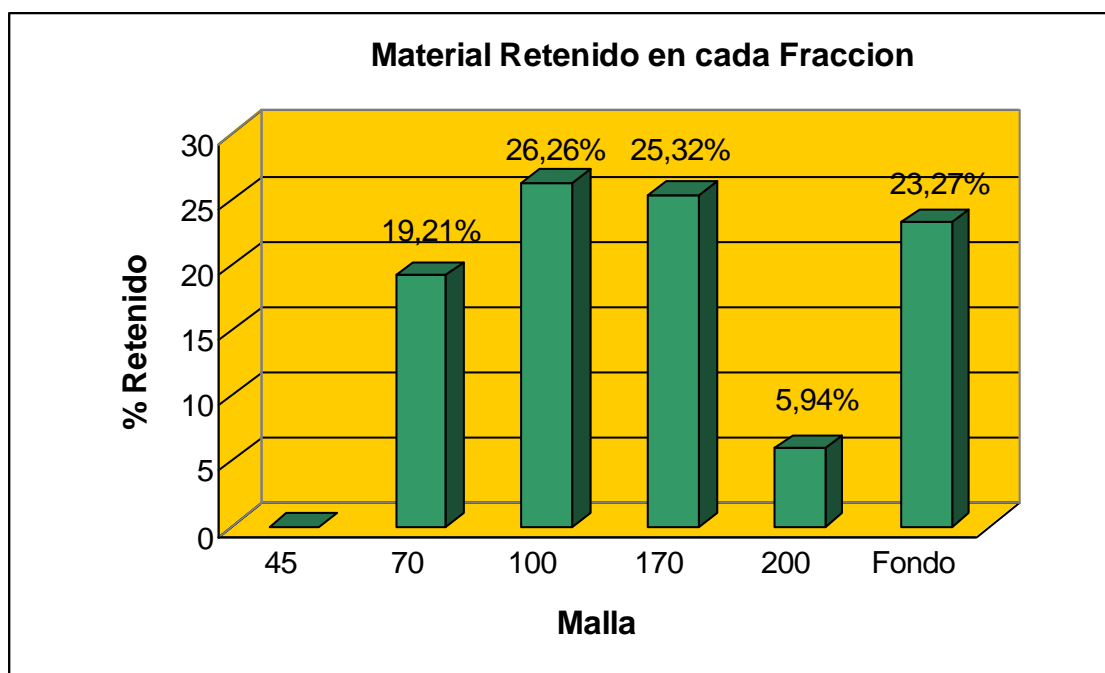
Según las laminas pulidas analizadas por el laboratorio Geoexinsa, de Lima – Perú Tenemos:

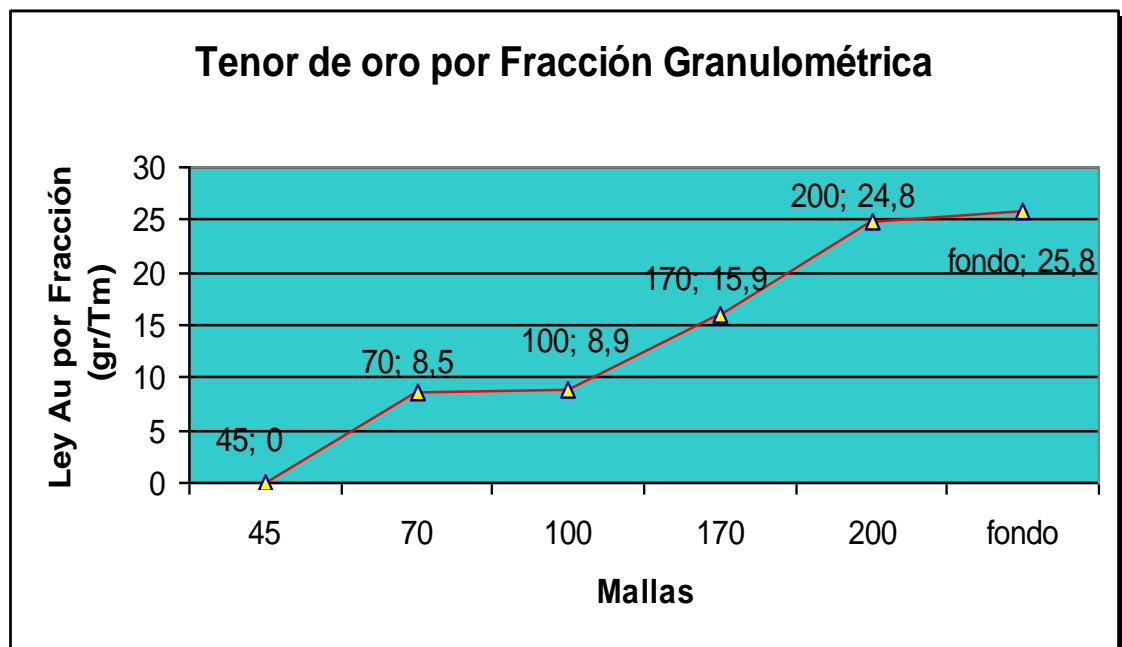
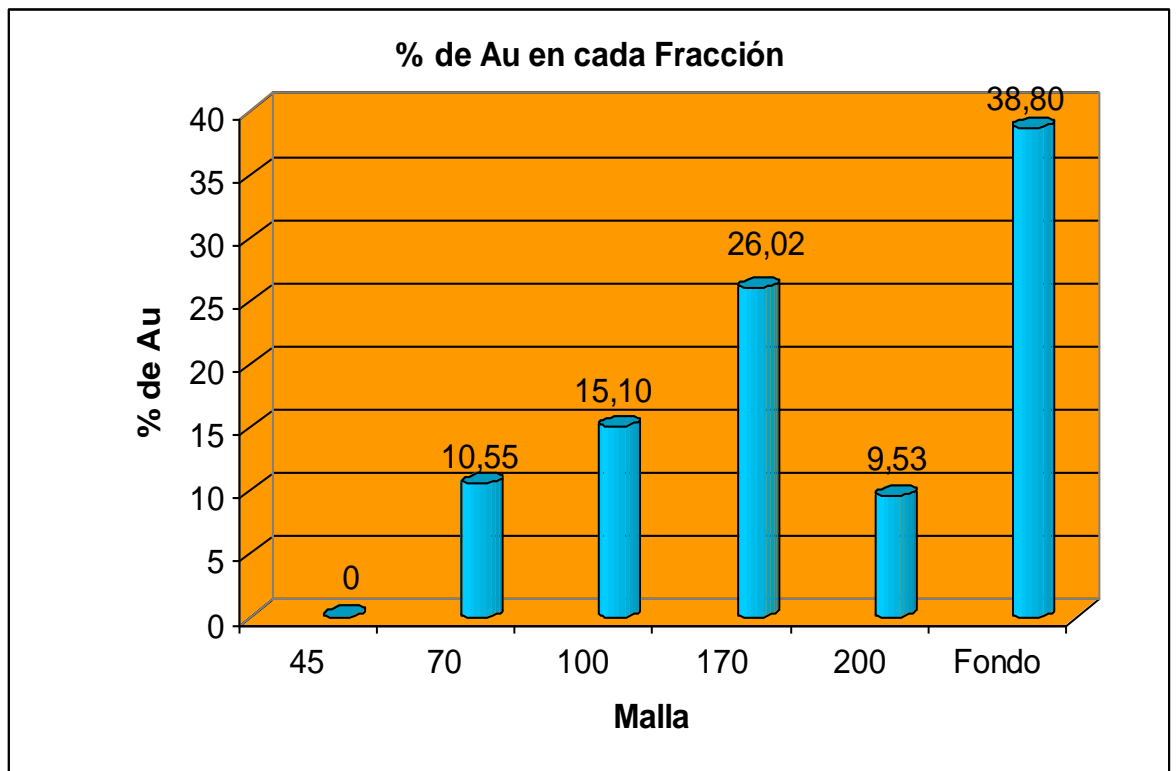
- Los granos de oro pueden ser clasificados en dos grupos, los de granulometría gruesa, es decir, mayores de 0,098 mm ( 98 micras), este caso corresponde a los de malla mayores a 150; mientras que los de granulometría con tamaños menores a 0,073 mm (73 micras), son considerados de granulometría fina, correspondientes a la malla –200.
- Los granos de oro que están incluidos en las porosidades de la pirrotita y del cuarzo, en mayor porcentaje, corresponden a los de granulometría fina, cuyos tamaños mayormente están por el rango promedio, menor a, 0,015 mm (15 micras), inclusive hay granos con tamaños de 0,004 mm (4 micras), en este caso corresponde a la malla, aproximada, +4000.
- Las dimensiones en los cuales se presentan los granos de oro, dificultarán los procesos metalúrgicos, permitiendo que en los relaves o colas, siempre, estarán presente valores de oro.

Es importante conocer a que malla el oro se encuentra en mayor presencia, de los resultados obtenidos en base a los ensayos al fuego de cada una de las fracciones se determinó que el mayor porcentaje de oro esta por debajo malla 170, tal como lo indica la tabla N° 8; de esta forma reafirmamos lo obtenido en las laminas pulidas

Tabla N° 8

TENOR DE ORO POR FRACCION GRANULOMETRICA					
Malla	Peso	Peso por Fracción	Au Total por Fracción	Balance Au	Au en cada Fracción
(Tyler)	(Tm)	%	(gr/Tm)	(gr)	%
45	0	0	0	0,00	0,00
70	$1.86 \times 10^{-3}$	19.21	8.50	0,01581	10,55
100	$2.54 \times 10^{-3}$	26.26	8.90	0,0226327	15,10
170	$2.45 \times 10^{-3}$	25.32	15.90	0,03898998	26,02
200	$5.75 \times 10^{-4}$	5.94	24.80	0,01427438	9,53
Fondo	$2.25 \times 10^{-3}$	23.27	25.80	0,0581532	38,80
Total	$9.6 \times 10^{-3}$	100.00		0,14986026	100,00
Ley Au Total x Balance					15.47 gr/Tm
Ley de Cabeza					16.41 gr/Tm



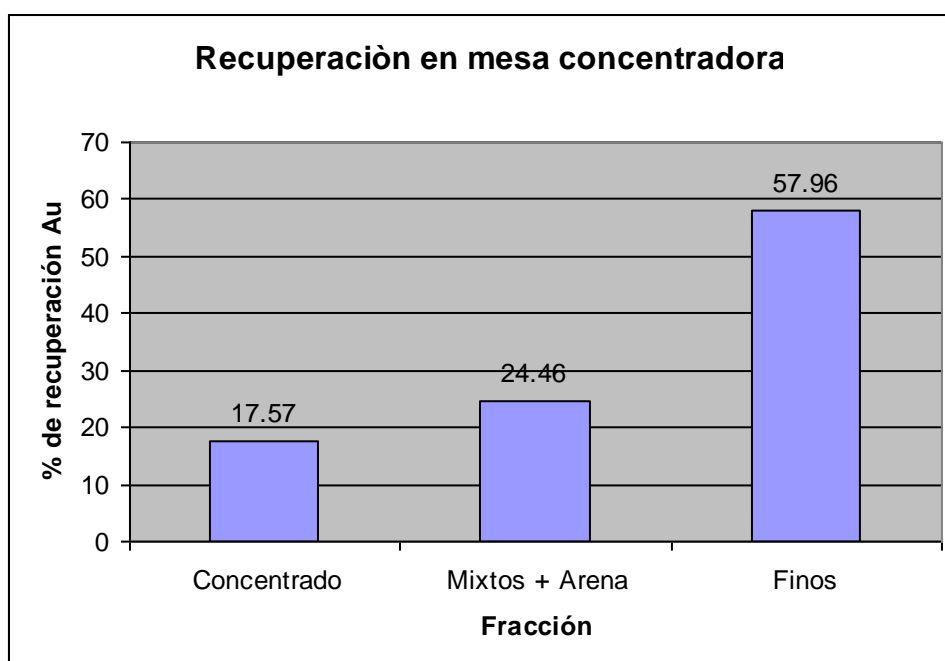


### 7.3 Pruebas Experimentales de Concentración Gravimétrica.

El ensayo de concentración gravitacional se realizó en una mesa Wilfley de laboratorio, utilizando 1 kilogramo de peso a la granulometría natural (75%-100Mesh) durante 6 minutos. La cantidad de sólidos es de 20% y un consumo de agua de 8 lt/min, la inclinación del tablero es de 3° con un desplazamiento de 11mm.

De los resultados de la prueba se obtiene que un 9.4 % de la masa mineral se recupera como finos, el cual contiene el 57.96 % del oro presente.

Fracción	Peso (g)	% Peso	Au (g/ton)	Repartición Au %
Concentrado	336	33.97	8.5	17.57
Mixto + Arenas	560	56.62	7.1	24.46
Finos	93	9.40	101.3	57.96
<b>Total</b>	<b>989</b>	<b>100.0</b>	<b>16.4</b>	<b>100</b>



## 7.4 Pruebas Experimentales de Flotación

Las pruebas de flotación están encaminadas a lograr la mayor recuperación de concentrados sulfurosos ricos en oro, a los más bajos costos. Es conocido que la flotación se la puede realizar de dos maneras:

- ☞ Una flotación colectiva o “Bulk flotación” cuando todos los minerales valiosos o de un solo tipo mineralógico ( por ejemplo: sulfuros) salen en la espuma.
- ☞ Una flotación diferencial o selectiva donde se realiza la separación entre minerales de la misma especie en productos que contienen no más de un mineral. Así por ejemplo, en el caso de sulfuros, se flotan sucesivamente sulfuros de cobre, plomo, zinc y hierro a partir de una mena única.

Los ensayos que se realizaron de flotación fueron realizados en base a una flotación colectiva o “Bulk” por ser la que menos complicaciones presenta y mejores resultados establece.

### 7.4.1 Flotación Directa “Bulk” del Mineral

#### 7.4.1.1 Principales Variables en el Proceso de Flotación

##### a.- Muestreo

Un número suficiente de muestras de varias partes de las arenas fueron recolectadas de manera que los resultados de las pruebas subsecuentes reflejen realmente lo que pueda esperarse a escala piloto. Debido a que la mayoría de los minerales sulfurosos están sujetos a cambios, las muestras son tomadas lo suficientemente grandes de tal manera que se pueda completar la investigación entera con una sola muestra, sin tener que volver a muestrear el depósito de arenas.

### **b.- Molienda**

Debido a los costos de operación asociados con la molienda, las tendencias actuales indican moler tan grueso como sea posible sin sacrificar la recuperación. La granulometría en teoría indica estar en el rango de malla 200 (74  $\mu\text{m}$ ), pero en la práctica se suele trabajar con el producto que se obtiene de los molinos chilenos. Para las pruebas de flotación se utiliza arenas con su granulometría natural (55% - 100 Mesh).

### **c.- Alcalinidad**

La práctica usual es flotar a un pH natural o en un circuito alcalino ajustado con cal, en algunos casos el uso de carbonato de sodio, hidróxido de sodio pueden ser ventajosos. Los circuitos ácidos se utilizan si las ventajas metalúrgicas sobrepasan los mayores costos de operación y de equipo.

### **d.- Calidad de Agua**

La calidad de agua puede tener un efecto substancial en la metalurgia. Las sales solubles pueden causar una activación indeseable o depresión de varios minerales, que afectan significativamente la estructura de la espuma y el consumo de los espumantes así como el consumo de otros reactivos. Las sales de magnesio, hierro y cobre son particularmente problemáticas.

### **e.- Densidad de Pulpa**

Es práctica usual en pruebas de laboratorio conducir la flotación en pulpas de 25% a 35% de sólidos.

### **f.- Tiempo de flotación- Cinética de Flotación**

La flotación consta esencialmente de las siguientes etapas:

- 1.- Adsorción de los reactivos sobre las superficies minerales.
- 2.- Encuentro de las partículas preparadas con las burbujas de aire.
- 3.- Transporte de las partículas hasta la superficie de la celda de flotación.

Cada etapa se realiza en un tiempo determinado, distinto para cada una de ellas. En condiciones industriales el tiempo necesario para acondicionar los reactivos normalmente varía entre minutos y media hora. El tiempo para desarrollar la flotación varía normalmente entre 5 y 30 minutos, siendo de 8 a 10 minutos el tiempo promedio.

Para propósitos de diseño de plantas piloto y su operación actual práctica, es usual considerar por lo menos el doble del tiempo de flotación obtenido en el laboratorio.

#### 7.4.1.2 Reactivos de Flotación

##### a.- Colectores

Los xantatos (xantogenatos) y los ditiofosfatos (aerofloats) son los más importantes y más utilizados en la flotación de minerales sulfurosos y metales nativos.

##### **Xantatos.**

Los xantatos son las sales del ácido xantogénico, son sustancias cristalinas con un olor característico, que les es propio gracias a la existencia de una ínfima cantidad de mercaptanos. Los Xantatos de metales alcalinos tienen generalmente tonos claros: desde blanco hasta amarillo claro. Debido a su bajo costo y sus fuertes propiedades colectoras este grupo de colectores tienen una gran difusión, considerándolos fundamentales para la flotación de sulfuros de metales base y metales nativos (Au, Ag, Cu).

El xantato más empleado en las pruebas de flotación es:

Nombre Comercial	Forma	Dosificación g/t	Aplicación
Xantato AERO 350 (Amilico de potasio) (Kax)	Sólido	10-100	Usado a menudo como colector en el "scavenger", después de un colector más selectivo en el "rougher".



En la practica se usa el nombre químico y comercial designado por los fabricantes, así, la Dow Chemical emplea la letra Z y un número para identificar al Xantato, para este caso Z6.

### **Ditiofosfatos o Aerofloats.**

Los ditiofosfatos son colectores de menor potencia y más solubles que los xantatos. Tienen un considerable uso en la flotación primaria y constituye el hecho que son menos vulnerables a la hidrólisis que los xantatos, lo que permite usarlos hasta en circuitos ácidos.

Para obtener buenas recuperaciones en circuitos primarios, a veces la acción colectora de los aerofloats se fortalece con la acción de otros colectores tales como los xantatos.

Generalmente son de menor fuerza de colección pero son más selectivos frente a la pirita, en comparación a los xantatos, casi siempre se usan en mezclas de colector.

### **Reactivos empleados en la Pruebas.**

<b>Nombre Comercial</b>	<b>Aplicaciones</b>
<b>Promotor Aerofloats 208</b>	Colector selectivo para minerales de cobre. Excelente colector de Au, Ag y Cu nativo.
<b>Promotor AERO 3477</b>	Un colector fuerte y aun selectivo para Cu, Ni y minerales de Zn activados. Mejora la recuperación de metales preciosos.
<b>Promotor Aerofloats 25</b>	Forma ácida. Bueno para Ag, Pb, Cu y sulfuros activados de Zinc.
<b>Promotor AERO 400</b>	Usado principalmente para flotación de piritas auríferas en circuitos ácidos.

## b.- Activadores y Depresores

### Activadores

Los activadores son reactivos que facilitan la adsorción del colector e incrementan la cantidad de colector absorbido en la superficie del mineral, dando lugar a un aumento en las propiedades hidrofóbicas y flotabilidad del mineral. El principal activador es el sulfato de cobre.

El sulfato de cobre es el activador más usado en el caso de la flotación de oro o de los minerales portadores de oro tales como: pirita, pirrotina, arsenopirita, estibina. De acuerdo a las propiedades señaladas, lo utilizamos en nuestras pruebas.

Nombre Comercial	Forma	Dosificación g/t	Aplicación
Sulfato de Cobre (SO <sub>4</sub> Cu)	Sólido granular	250-1000	Activa los sulfuros de Zinc. Ayuda en la recuperación de arsenopirita, arseniuros de cobalto, sulfuros de cobre y también los de hierro.

### Depresores

Los depresores son reactivos que hidrofilizan las superficies de los minerales, previniendo de esta manera su colección y posterior flotación. Depresores empleados:

Nombre Comercial	Forma	Dosificación g/t	Aplicación
Metasilicato de Sodio (SiO <sub>3</sub> Na)	Polvo	250-2500	Deprime el cuarzo y silicatos, dispersa las lamas de la ganga.
Cianuro (NaCN)	Granular	5-250	Deprime los sulfuros de zinc y sulfuros de hierro, disuelve el oro y plata.
Cal (CaO)	Polvo	250-2500	Deprime el oro, poco efecto sobre sulfuros de plata.
Permanganato de Potasio (KMnO <sub>4</sub> )	Sólido Granular	50-1000	Depresores selectivas de pirrotina y arsenopirita contra la pirita-Acción depresiva sobre la esfalerita.

### c.- Reguladores del pH

Los reguladores (o modificadores) del pH controlan la concentración iónica de las pulpas y sus reacciones a través de su acidez o alcalinidad. Los reguladores de pH empleados en estas pruebas son:

Nombre Comercial	Forma	Dosificación g/t	Aplicación
Ácido sulfúrico Industrial. (H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> )	Líquido	250-1000	Disminuir pH
Carbonato de Sodio. (CO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub> )	Polvo	250-1500	Aumentar el pH

### d.- Espumantes

Para la formación de burbujas y espuma, en la práctica se usan compuestos químicos tenso-activos, conocidos con el nombre genérico de espumantes.

La experiencia indica que el uso de un espumante en la flotación incrementa significativamente: primero, la posibilidad de contacto de burbuja-partícula y segundo, la eficiencia de una adhesión estable después del contacto. Así, el rol más importante de un espumante es incrementar significativamente la velocidad de flotación.

Los espumantes son compuestos orgánicos heteropolares, en muchos aspectos químicos son similares a los colectores. En el desarrollo de las pruebas se utilizó el espumante más eficaz del mercado:

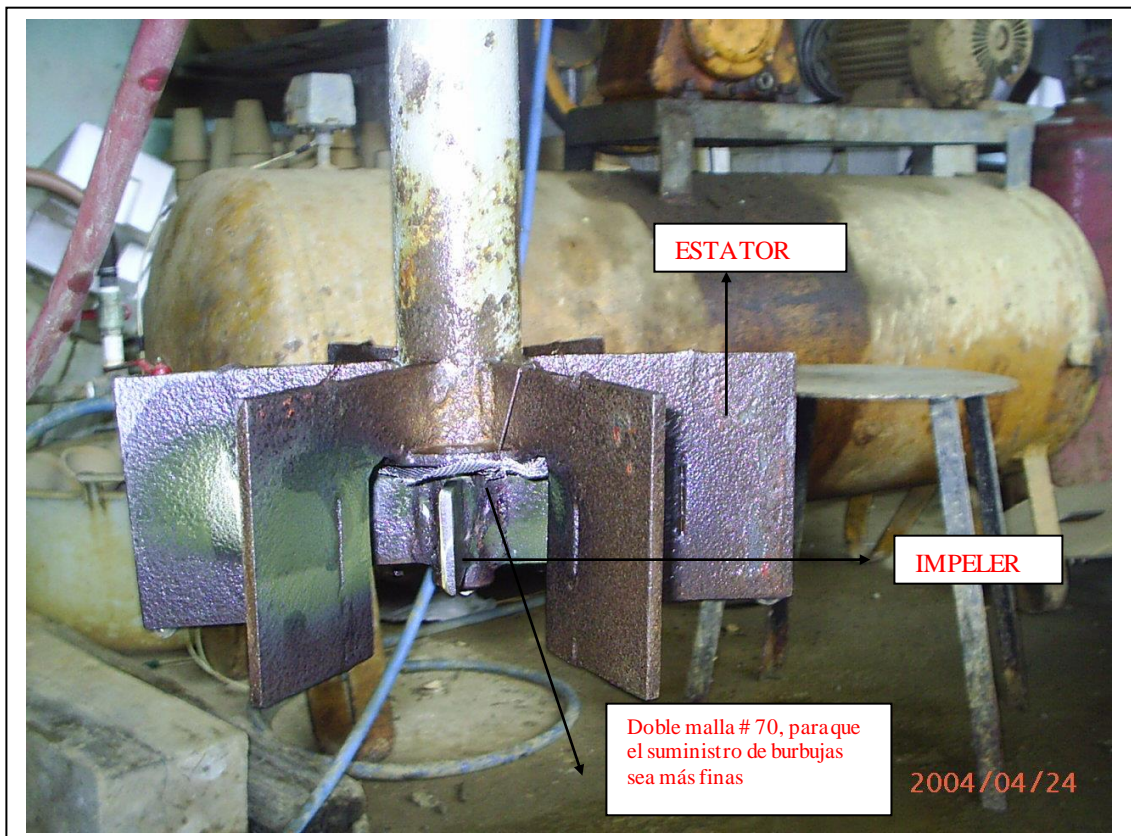
Nombre Comercial	Forma	Dosificación g/t	Comentarios
AEROFROTH 65	Líquido	5-100	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Totalmente soluble en agua</li> <li>- Ampliamente usado para sulfuros de metales base, minerales de oro y plata.</li> <li>- Es un espumante fuerte muy usado cuando el rompimiento prematuro de la espuma es un problema.</li> <li>- No posee propiedades colectoras.</li> </ul>

### 7.4.1.3 Celda Empleada

La celda empleada para las pruebas de flotación es una Máquina de Flotación de Laboratorio del tipo Serrano (Diseño Peruano). Se realizan ensayos de 1000 hasta 10000 gramos de material. Esta celda fue construida en la empresa, el aire es suministrado mediante un compresor exterior, las revoluciones del motor es de 1200 RPM, cuya potencia se transmite mediante dos poleas a las aspas, tal como se observa en la fotografía N° 9,10,11 siguientes fotografías.



Fotografía N° 9



Fotografía N° 10



Fotografía N° 11

#### 7.4.1.4 Metodología Empleada

Las pruebas de flotación están encaminadas en primera instancia a determinar cual es el pH optimo para trabajar. La metodología en general es como se describe, posteriormente se establecerá los valores reales para cada flotación.

Proceso:

- Es necesario determinar el porcentaje de sólidos por peso a utilizar en la celda, para ello se estableció trabajar en un 30 % de sólidos , por lo tanto formaremos una pulpa con 10 Kg de material y 18 litros de agua.
- Utilizamos agua del sector, la misma que se usa en el proceso industrial.
- Encendemos la celda, colocamos el material por un tiempo determinado para acondicionar la pulpa.
- Regulamos el pH cuando es necesario.
- Agregamos el depresor de ganga, activador y colector.
- Se añade el espumante, y dejamos por un tiempo, hasta la inyección de aire, para que se produzca la flotación.

## 7.5 Pruebas Experimentales de Cianuración

Como se estableció la cianuración es un proceso físico-químico en donde el Cianuro tiene la propiedad de disolver metales preciosos como es el caso de Au y Ag. Los ensayos de cianuración son realizados para determinar: la cantidad de oro lixiviable, consumos de cal y cianuro, tiempo de lixiviación y establecerá si el material es refractario o no comparando con un ensayo de oro total.

La granulometría del material a ser cianurado será el mismo del que sale de los molinos chilenos es decir, (55% - 100 Mesh).

En vista de que la compañía tiene ya establecido de una manera clara y precisa el proceso de cianuración no se hará una introducción a fondo del proceso de cianuración.

### ➤ **Factores Decisivos en la Tasa de Disolución del oro en Soluciones de Cianuro**

A continuación se examinarán los factores que condicionan el proceso de disolución del oro. Estos factores son principalmente:

- concentración de cianuro
- concentración de oxígeno y agentes oxidantes
- factor temperatura
- factor alcalinidad protectora

### ➤ **Factor Concentración de Cianuro**

Se puede establecer que la tasa de disolución de oro crece al aumentar la concentración de cianuro, hasta un punto crítico y después alcanza un valor constante.

### ➤ **Factor Concentración de Oxígeno y Agentes Oxidantes**

El oxígeno de acuerdo a la ecuación de Elsner, es esencial para el proceso de disolución del oro y la plata.

La tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro es en cierto grado proporcional a la tasa de disolución de oxígeno, el aumento de la concentración de oxígeno incrementa la disolución pero hasta un cierto punto, sobre el cuál hay un descenso en la disolución.

➤ **Factor de Temperatura**

El aumento de temperatura de la solución de cianuro, acelera la velocidad de disolución al aumentar la actividad química de la misma, pero la concentración de oxígeno disminuye por lo que la solubilidad de los gases baja con el aumento de temperatura.

Las desventajas principales del aumento de temperatura a las soluciones de cianuro son su elevado costo y el crecimiento de la descomposición a causa de la aceleración en las relaciones de los cianicidas de la mena.

➤ **Factor Alcalinidad Protectora**

Para poder evitar una pérdida de cianuro por hidrólisis se procura mantener el pH de la solución alta (10.5-11), pues el ambiente ácido facilita la descomposición del cianuro.

Para poder subir y mantener el pH se emplea la cal o algún otro alcalí pero en la práctica la cal es lo más utilizado.

Además de elevar el pH la cal facilita el asentamiento de partículas finas, lo cual permite la limpieza más rápida de la solución preñada.

**Desventajas:** El principal inconveniente de la aplicación de cal es su alta actividad para reaccionar con muchas menas y formar varios compuestos.

La mezcla de agua y cal convierte el sulfato férrico básico insoluble a hidróxido férrico y sulfato de calcio.

El sulfato de calcio se forma en soluciones saturadas y se deposita en los conductos de agua.

El hidróxido férrico se disuelve en las soluciones de cianuro y forma ferrocianicidas y adsorbe oxígeno.

La cal no protege al cianuro de las sales de cobre, ni de materiales que contienen sulfatos ferrosos y sulfuros.



La cal además previene pérdidas de cianuro por la acción del anhídrido carbónico del aire, descompone a los bicarbonatos del agua previo uso de la cianuración y neutraliza los componentes ácidos resultantes de la descomposición de los diferentes minerales de mena en soluciones de cianuro.

### **Preparación de la Muestra**

Se debe tomar una muestra lo suficientemente representativa.

### **Equipos, Materiales y Reactivos**

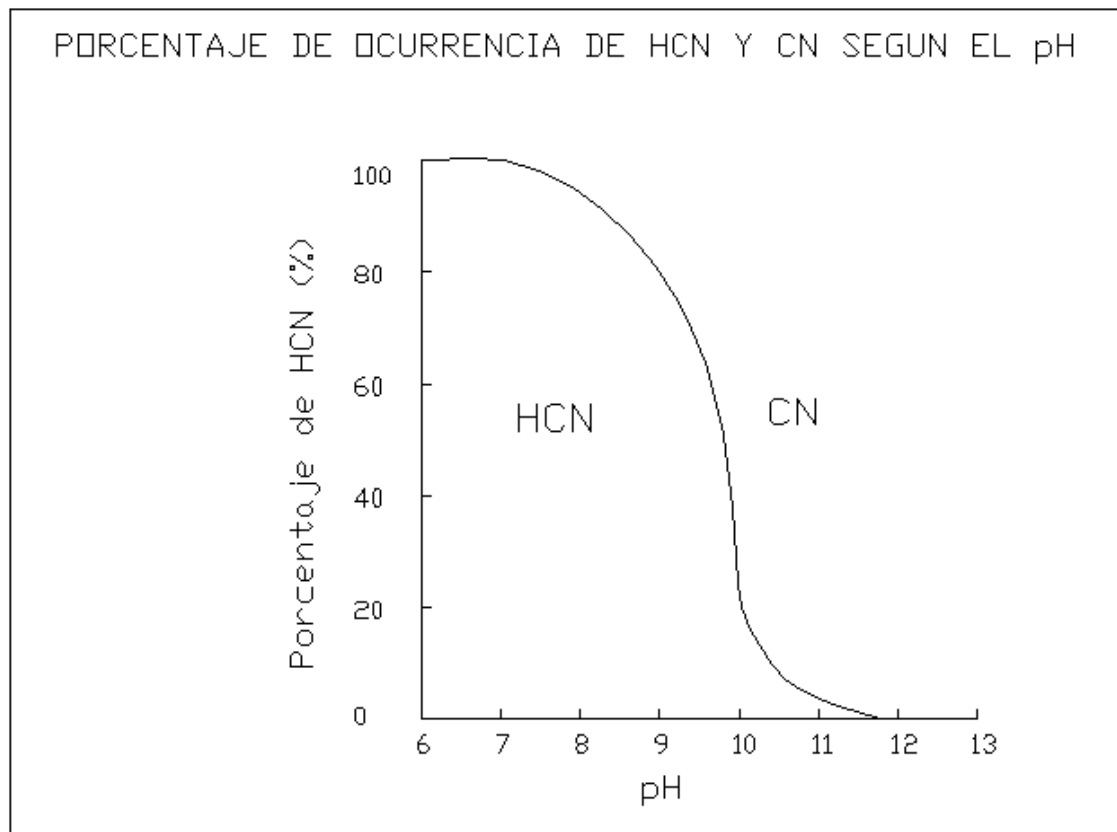
- Horno
- Agitador de Botellas
- Botellas de Cianuración
- Balanza
- Cianuro [NaCN]
- Cal [CaO]
- Nitrato de Plata
- Yoduro de Potasio
- Pipeta
- Bureta
- Beacker
- Embudo
- Papel Filtro

### **Metodología Empleada**

- La muestra recolectada es llevada al horno por un determinado periodo de tiempo de tal forma que se haya secado.
- El material seco es cuarteado y pesado.
- Se coloca en las botellas el material y agua en una relación de 1 Kilogramo de material y 2 Litros de agua.

- Agregamos cal hasta que el pH este en el rango de 10.5-11, menor a este pH el cianuro es altamente toxico y se encuentra en forma de HCN y no produce la lixiviación del oro, tal como demuestra la figura N° 15\*

**Figura N° 15\***

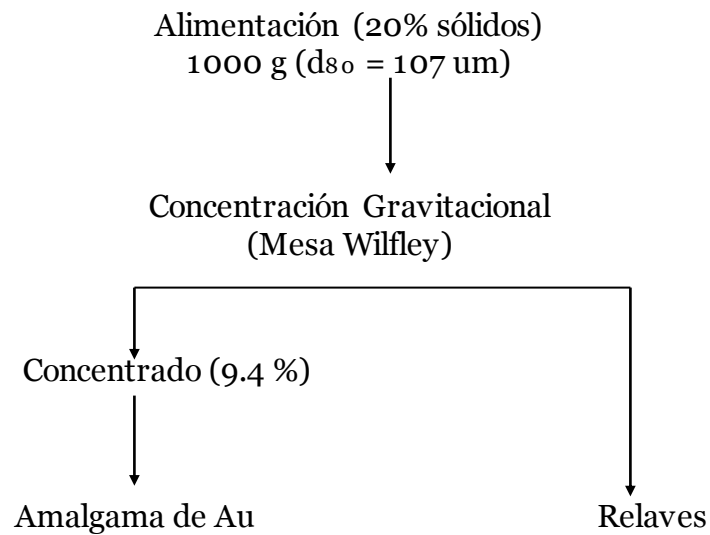


- Finalmente se agrega NaCN (Cianuro de sodio).
- El periodo de cianuración se ejecuta en 24 horas, la titulación y control para determinar la falta de  $\text{CN}^-$  y CaO se realiza cada tres horas.

\* The Extractive Metallurgy of gold

## 7.6 Diagrama de Flujo del Proceso Experimental, Desarrollo y Balance Metalúrgico de la Pruebas Experimentales

### 7.6.1 DIAGRAMA DE FLUJO: Concentración Gravitacional.



### 7.6.2 Flotación

Las pruebas de flotación se realizaron en tres etapas:

#### ETAPA 1

En esta etapa se regula el pH del material a partir de 6 a 11, de tal forma que se logre determinar el mejor pH el mismo que servirá para las siguientes etapas; los datos y valores para empezar con el proceso de flotación se describen en la siguiente Tabla.

#### MATERIAL INICIAL PARA TODAS LAS FLOTACIONES

pH	Sólido con Humedad Kgs	Sólido sin Humedad Kgs	Humedad %	Líquido Litros	Sólido %	Líquido %	Cantidad Sulf. %
6	10	8,27	17,3	18	30	70	26
7	10	8,27	17,3	18	30	70	26
8	10	8,27	17,3	18	30	70	26
9	10	8,27	17,3	18	30	70	26
10	10	8,27	17,3	18	30	70	26
11	10	8,27	17,3	18	30	70	26

La primera etapa de flotación se realizó con Kax, para todos los pH, las dosificaciones se especifican continuación:

#### REACTIVOS EN FUNCION pH

pH 6	Reactivos	Nombre	Dosificaciones
	Colector	Kax	0,83 gr.
	Depresor	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	4,1 gr.
	Activador	SO <sub>4</sub> Cu	0,83 gr.
	Espumante	A-65	0.7 cc *
	Regulador-pH	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	115 cc

⇒ KAX: Xantato Amilico de Potasio, 350, Z6, 100 GPT (gramos por tonelada)

⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga (Silicatos (Qz, feldespato)), 500 GPT

⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Sulfato de Cobre, Activador de sulfuros, 100 GPT

⇒ A-65: AEROFROTH 65, 100 GPT

⇒ H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>: Ácido sulfúrico industrial

⇒ \* 1 cc equivalente a 36 gotas

**DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS**

Pulpeo y Dist. Reactivos		Tiempos	Min.	Características
Formación Pulpa	Agregar R	0:00	min	-
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>		1:00	min	-
SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>		2:00	min	Diluido (blanco)
SO <sub>4</sub> Cu		3:00	min	Diluido (azul)
KAX		4:00	min	Diluido (amarillo)
A-65		5:00	min	-
Flotación		11:00	min	-
Fin de flotación		15:00	min	-

**BALANCE METALURGICO**

	Pesos	Peso	Ley CN	Ley EF	AU Balance	%Au	Au Balance	% Au
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	2,22	26,97	38,2	52,1	84,80	85,82	115,66	86,90
COLAS	6,01	73,03	1,6	2,9	9,62	10,18	17,43	13,10
TOTAL	8,23	100			94,42	100	133,09	100

KBZ CN: 11,50 gr/Tm

KBZ BALANCE CN:11,47 gr/Tm

KBZ EF: 16,41 gr/Tm

KBZ BALANCE EF:16,17 gr/Tm

**REACTIVOS EN FUNCION pH**

pH 7	Reactivos	Nombre	Dosificaciones
	Colector	KAX	0,83 gr.
	Depresor	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	4,1 gr.
	Activador	SO <sub>4</sub> Cu	0,83 gr.
	Espumante	A-65	0.7cc *
	Regulador-pH	-	-

⇒ KAX: Amilico de potasio, 350, Z6, 100 GPT(gramos por tonelada)

⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga, 500 GPT

⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros, 100 GPT

⇒ A-65: AEROFROTH 65, 100 GPT

⇒ \* 1 cc equivalente a 36 gotas

**BALANCE METALURGICO**

	Pesos	Peso	Ley CN	Ley EF	AU Balance	%Au	Au Balance	% Au
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	2.16	26,41	36,1	54,3	77,98	84,37	117,29	88,23
COLAS	6,02	73,59	2,4	2,6	14,45	15,63	15,65	11,77
TOTAL	8,18	100			92,42	132,94	132,94	100

KBZ CN: 11,50 gr/Tm

KBZ BALANCE CN: 11,30 gr/Tm

KBZ EF: 16,41 gr/Tm

KBZ BALANCE EF:16,35 gr/Tm

**REACTIVOS EN FUNCION pH**

<b>pH 8</b>	<b>Reactivos</b>	<b>Nombre</b>	<b>Dosificaciones</b>
	Colector	KAX	0,83 gr.
	Depresor	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	4,1 gr.
	Activador	SO <sub>4</sub> Cu	0,83 gr.
	Espumante	A-65	0.7cc *
	Regulador-pH	C0 <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	6 gr

⇒ KAX: Amilico de potasio, 350, Z6, 100 GPT(gramos por tonelada)

⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga, 500 GPT

⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros, 100 GPT

⇒ A-65: AEROFROTH 65, 100 GPT

**BALANCE METALURGICO**

	Pesos	Peso	Ley CN	Ley EF	AU Balance	%Au	Au Balance	% Au
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	2.17	26,30	32,8	54,3	71,11	86,03	117,83	87,77
COLAS	6,08	73,70	1,9	2,7	11,55	13,97	16,42	12,23
TOTAL	8,25	100			82,66	100	134,25	100

KBZ CN: 11,50 gr/Tm

KBZ BALANCE CN:10,02 gr/Tm

KBZ EF: 16,41 gr/Tm

KBZ BALANCE EF:16,27 gr/Tm

**REACTIVOS EN FUNCION pH**

<b>pH 9</b>	<b>Reactivos</b>	<b>Nombre</b>	<b>Dosificaciones</b>
	Colector	KAX	0,83 gr.
	Depresor	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	4,1 gr.
	Activador	SO <sub>4</sub> Cu	0,83 gr.
	Espumante	A-65	0.7 cc *
	Regulador-pH	C0 <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	15 gr.

⇒ KAX: Amilico de potasio, 350, Z6, 100 GPT(gramos por tonelada)

⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga, 500 GPT

⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros, 100 GPT

⇒ A-65: AEROFROTH 65, 100 GPT

⇒ C0<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Carbonato de sodio

**BALANCE METALURGICO**

	Pesos	Peso	Ley CN	Ley EF	AU Balance	%Au	Au Balance	% Au
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	2,21	27,05	28,00	50,7	61,95	78,19	111,94	87,84
COLAS	5,96	72,95	2,9	2,6	17,28	21,81	15,50	12,16
TOTAL	8,17	100			79,23	100	127,43	100

KBZ CN: 11,50 gr/Tm

KBZ BALANCE CN:9,70 gr/Tm

KBZ EF: 16,41 gr/Tm

KBZ BALANCE EF:15,60 gr/Tm

**REACTIVOS EN FUNCION pH**

<b>pH 10</b>	Reactivos	Nombre	Dosificaciones
	Colector	KAX	0,83 gr.
	Depresor	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	4,1 gr.
	Activador	SO <sub>4</sub> Cu	0,83 gr.
	Espumante	A-65	0.7 cc *
	Regulador-pH	CO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	60 gr.

⇒ KAX: Amilico de potasio, 350, Z6, 100 GPT(gramos por tonelada)

⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga, 500 GPT

⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros, 100 GPT

⇒ A-65: AEROFROTH 65, 100 GPT

⇒ CO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Carbonato de sodio

**BALANCE METALURGICO**

	Pesos	Peso	Ley CN	Ley EF	AU Balance	%Au	Au Balance	% Au
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	2.28	27,64	32,7	50,1	74,44	88,65	114,27	88,86
COLAS	5,97	72,36	1,44	2,4	8,60	10,35	14,33	11,14
TOTAL	8,25	100			83,04	100	128,60	100

KBZ CN: 11,50 gr/Tm

KBZ BALANCE CN:10,07 gr/Tm

KBZ EF: 16,41 gr/Tm

KBZ BALANCE EF:15,59 gr/Tm

**REACTIVOS EN FUNCION pH**

<b>pH 11</b>	Reactivos	Nombre	Dosificaciones
	Colector	KAX	0,83 gr.
	Depresor	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	4,1 gr.
	Activador	SO <sub>4</sub> Cu	0,83 gr.
	Espumante	A-65	0.7cc *
	Regulador-pH	CO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	100 gr.

- ⇒ KAX: Amilico de potasio, 350, Z6, 100 GPT(gramos por tonelada)
- ⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga, 500 GPT
- ⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros, 100 GPT
- ⇒ A-65: AEROFROTH 65, 100 GPT
- ⇒ CO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Carbonato de sodio

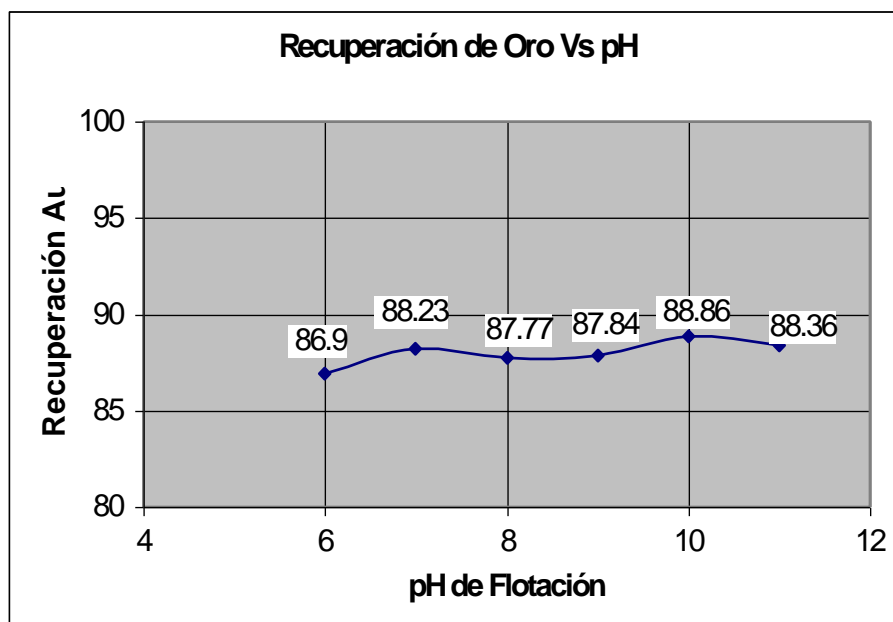
**BALANCE METALURGICO**

	<b>Pesos</b>	<b>Peso</b>	<b>Ley CN</b>	<b>Ley EF</b>	<b>AU Balance</b>	<b>%Au</b>	<b>Au Balance</b>	<b>% Au</b>
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	2.28	27,64	32,7	50,1	74,44	88,65	114,27	88,86
COLAS	5,97	72,36	1,44	2,4	8,60	10,35	14,33	11,14
<b>TOTAL</b>	<b>8,25</b>	<b>100</b>			<b>83,04</b>	<b>100</b>	<b>128,60</b>	<b>100</b>

KBZ CN: 11,50 gr/Tm  
 KBZ EF: 16,41 gr/Tm  
 gr/Tm

KBZ BALANCE CN:11,04 gr/Tm  
 KBZ BALANCE EF: 15,86

**RESUMEN DE RESULTADOS DE PRUEBAS CON KAX**





## ETAPA 2

Una vez determinado el mejor pH donde se obtiene la mejor recuperación de concentrado rico en oro, se trabaja con una combinación de colectores, las combinaciones de las diferentes clases de colectores, como los Xantatos con ditiofosfatos, generalmente demuestran mejor comportamiento metalúrgico que los colectores usados solos.<sup>5</sup>

La utilización de ditiofosfatos es muy generosa en el sentido de que son reactivos que permiten una mejor selectividad de un tipo de sulfuros, el Kax en cambio es una sustancia que permite hacer un barrido general de todo tipo de sulfuros, en estas pruebas se utilizó como colector primario un ditiofosfato y en una segundo periodo Kax. El pH seleccionado es 7; pH natural del material flotado en vista de que presenta una muy buena recuperación y no se necesita un agente modificador del medio.

### REACTIVOS EN FUNCION pH

pH Natural	Reactivos	Nombre	Dosificaciones
	Colector primario	A-208	0.35 cc *
	Colector Secund.	KAX	0.41 gr.
	Depresor	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	4.1 gr.
	Activador	SO <sub>4</sub> Cu	0,83 gr.
	Espumante	A-65	0.35 cc *

- ⇒ A-208: 50 GPT (gramos por tonelada )
- ⇒ KAX: Amilico de potasio, 350, K6, 50 GPT(gramos por tonelada)
- ⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga, 500 GPT
- ⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros, 100 GPT
- ⇒ A-65: AEROFROTH 65, 50 GPT( primera fase), 100 GPT(segunda fase)

### DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE I

Pulpeo y Dist. Reactivos		Tiempos	Min.	Características
Formación de Pulpa	Agrega R	0:00	min	-
SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>		1:00	min	Diluido (blanco)
SO <sub>4</sub> Cu		2:00	min	Diluido (azul)
A-208		3:00	min	-
A-65		4:00	min	-
Flotación		8:00	min	-
Fin de flotación		12:00	min	-

<sup>5</sup> Manual para Productos de Minería ,Cyanamid

**DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE II**

Distribución Reactivos	Tiempos	Min.	Características
KAX	12:00	min	Diluido (amarillo)
A-65	13:00	min	-
Flotación	20:00	min	-
Fin de flotación	24:00	min	-

**BALANCE METALURGICO**

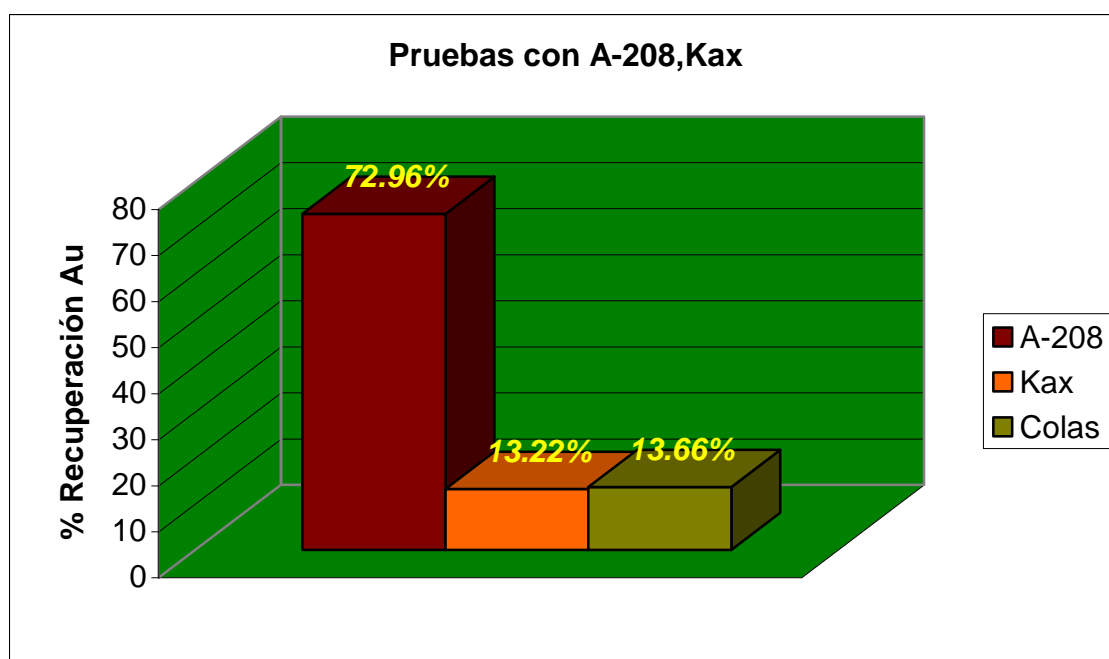
	Pesos	Peso	Ley CN	Ley EF	AU Balance	%Au	Au Balance	% Au
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	1.44	17.57	48.4	67.4	69.70	72.37	97.07	72.96
CONC.2	0.69	8.42	16.2	25.5	11.18	11.93	17.59	13.22
COLAS	6.06	73.95	2.12	3.0	12.85	13.71	18.18	13.66
TOTAL	8,19	100			93.73	100	132,84	100

KBZ CN: 11.50 gr/Tm

KBZ EF: 16,41 gr/Tm

KBZ BALANCE CN: 11.44 gr/Tm

KBZ BALANCE EF:16,22 gr/Tm



### REACTIVOS EN FUNCION pH

pH Natural	Reactivos	Nombre	Dosificaciones
	Colector primario	A-3477	0.35 cc *
	Colector Secund.	KAX	0.41 gr.
	Depresor	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	4.1 gr.
	Activador	SO <sub>4</sub> Cu	0,83 gr.
	Espumante	A-65	0.35 cc *

- ⇒ A-3477: 50 GPT (gramos por tonelada )
- ⇒ KAX: Amilico de potasio, 350, K6, 50 GPT(gramos por tonelada)
- ⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga, 500 GPT
- ⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros, 100 GPT
- ⇒ A-65: AEROFROTH 65, 50 GPT( primera fase), 100 GPT(segunda fase)

### DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE I

Pulpeo y Dist. Reactivos		Tiempos	Min.	Características
Tiempo de pulpeo	Agregar R	0:00	min	-
SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>		1:00	min	Diluido (blanco)
SO <sub>4</sub> Cu		2:00	min	Diluido (azul)
A-3477		3:00	min	-
A-65		4:00	min	-
Flotación		8:00	min	-
Fin de flotación		12:00	min	-

### DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE II

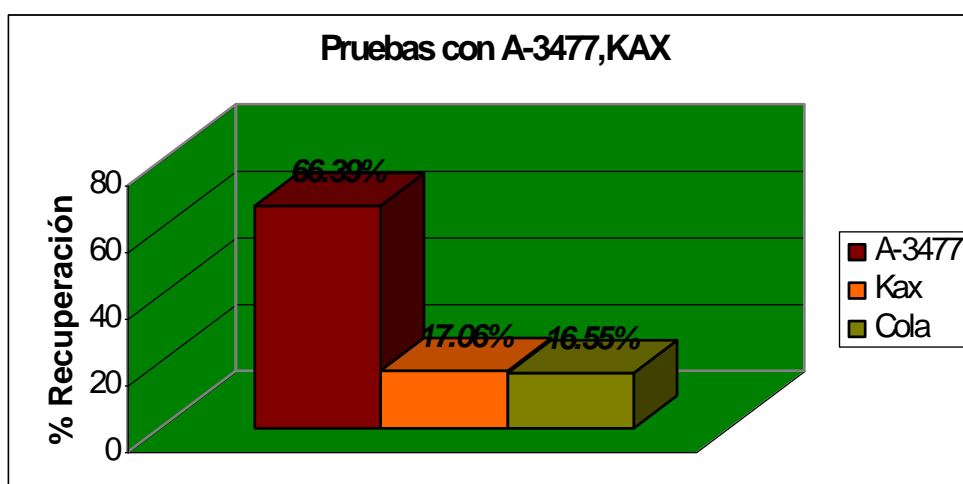
Distribución Reactivos	Tiempos	Min.	Características
KAX	12:00	min	Diluido (amarillo)
A-65	13:00	min	-
Flotación	20:00	min	-
Fin de flotación	24:00	min	-

### BALANCE METALURGICO

	Pesos	Peso	Ley CN	Ley EF	AU Balance	%Au	Au Balance	% Au
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	1.34	16.35	45.4	65.4	60.84	65.54	87.64	66.39
CONC.2	0.79	9.64	24.2	28.5	19.12	20.60	22.52	17.06
COLAS	6.07	74.07	2.12	3.6	12.87	13.86	21.85	16.55
TOTAL	8,2	100			92.82	100	132	100

KBZ CN: 11.50 gr/Tm  
KBZ EF: 16.41 gr/Tm

KBZ BALANCE CN: 11.32 gr/Tm  
KBZ BALANCE EF:16.22 gr/Tm



**REACTIVOS EN FUNCION pH**

<b>pH Natural</b>	<b>Reactivos</b>	<b>Nombre</b>	<b>Dosificaciones</b>
	Colector primario	A-25	0.35 cc *
	Colector Secund.	KAx	0.41 gr.
	Depresor	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	4.1 gr.
	Activador	SO <sub>4</sub> Cu	0,83 gr.
	Espumante	A-65	0.35 cc *

- ⇒ A-25: 50 GPT (gramos por tonelada )
- ⇒ KAX: Amilico de potasio, 350, K6, 50 GPT(gramos por tonelada)
- ⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga, 500 GPT
- ⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros, 100 GPT
- ⇒ A-65: AEROFROTH 65, 50 GPT(en primera etapa), 100 GPT(segunda fase)

**DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE I**

<b>Pulpeo y Dist. Reactivos</b>		<b>Tiempos</b>	<b>Min.</b>	<b>Características</b>
Tiempo de pulpeo	<b>Agregar R</b>	0:00	min	-
SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>		1:00	min	Diluido (blanco)
SO <sub>4</sub> Cu		2:00	min	Diluido (azul)
A-25		3:00	min	-
A-65		4:00	min	-
Flotación		8:00	min	-
Fin de flotación		12:00	min	-

**DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE II**

Distribución Reactivos	Tiempos	Min.	Características
KAX	12:00	min	Diluido (amarillo)
A-65	13:00	min	-
Flotación	20:00	min	-
Fin de flotacion	24:00	min	-

**BALANCE METALURGICO**

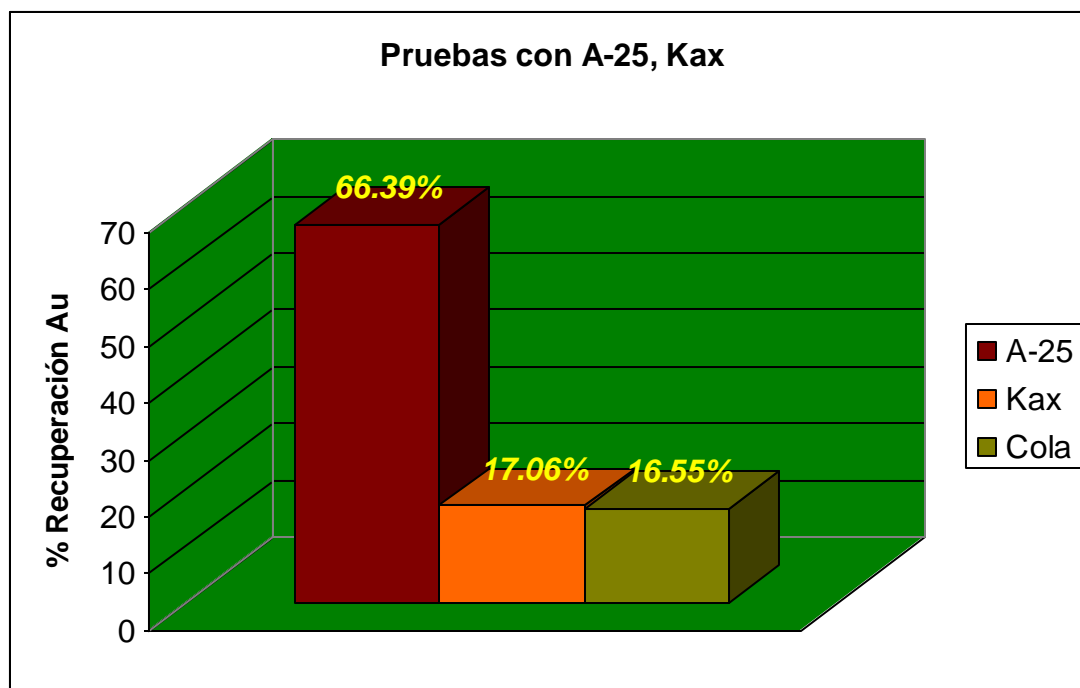
	Pesos	Peso	Ley CN	Ley EF	AU Balance	%Au	Au Balance	% Au
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	1.78	21.72	43.4	56.0	77.25	76.53	99.68	77.23
CONC.2	0.31	3.78	19.2	25.7	5.95	6.53	7.97	6.17
COLAS	6.12	74.68	1,7	3.5	10.40	11.11	21.42	16.10
TOTAL	8,21	100			93.61	100	129.07	100

KBZ CN: 11.50 gr./Tm

KBZ EF: 16,41 gr./Tm

KBZ BALANCE CN: 11.40Gr gr/Tm

KBZ BALANCE EF:15.72 gr/Tm



### ETAPA 3

En esta tipo de pruebas se trata de realizar flotaciones de manera selectiva tratando de flotar por separado varios sulfuros.

**a.- DIFERENCIADA EN 2 PRODUCTOS**

Trabajamos con el mismo material (cantidad y porcentajes igual a las anteriores)

#### REACTIVOS EN FUNCION pH

FLOTACION	Reactivos	Nombre	Dosificaciones
	Colector primera F.	A-400	0.35 cc *
	Colector Segunda F.	A-3477	0.35 cc *
	Colector Secundario	KAx	0.41 gr.
	Depresor ganga 1	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	1.6 gr.
	Depresor Aspy.2	KMnO <sub>4</sub>	3.1 gr.
	Activador Aspy. 3	SO <sub>4</sub> Cu	3.2 gr.
	Espumante	A-65	0.35 cc *
	Regulador pH	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	200cc

- ⇒ A-400: 50 GPT (gramos por tonelada )
- ⇒ A-3477: 50 GPT
- ⇒ KAX: Amilico de potasio, 350, Z6, 50 GPT(gramos por tonelada)
- ⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio depresor de ganga, 500 GPT
- ⇒ KMnO<sub>4</sub>: Permanganato de Potasio, 375 GPT
- ⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros, 475 GPT
- ⇒ H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>: Ácido sulfúrico
- ⇒ A-65: AEROFROTH 65, 50 GPT(en primer producto), 100 GPT(segundo producto).

#### DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE I FLOTACION DE PIRITAS Y PIRROTINAS

pH 5	Pulpeo y Dist. Reactivos	Agregar R	Tiempos	Min.	Características
	Tiempo de pulpeo		0:00	min	-
	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>		1:00	min	Diluido (blanco)
	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>		2:00	min	Diluido (blanco)
	KMnO <sub>4</sub>		3:00	min	Diluido (café)
	A-400		4:00	min	-
	A-65		5:00	min	-
	Flotación		8:00	min	-
	Fin de flotación		12:00	min	-

Terminada esta flotación se procede a decantar y eliminar agua, para nuevamente poner agua nueva, y poder trabajar con el mismo material a un pH natural.

**DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE II  
FLOTACION DE ARSENOPIRITA**

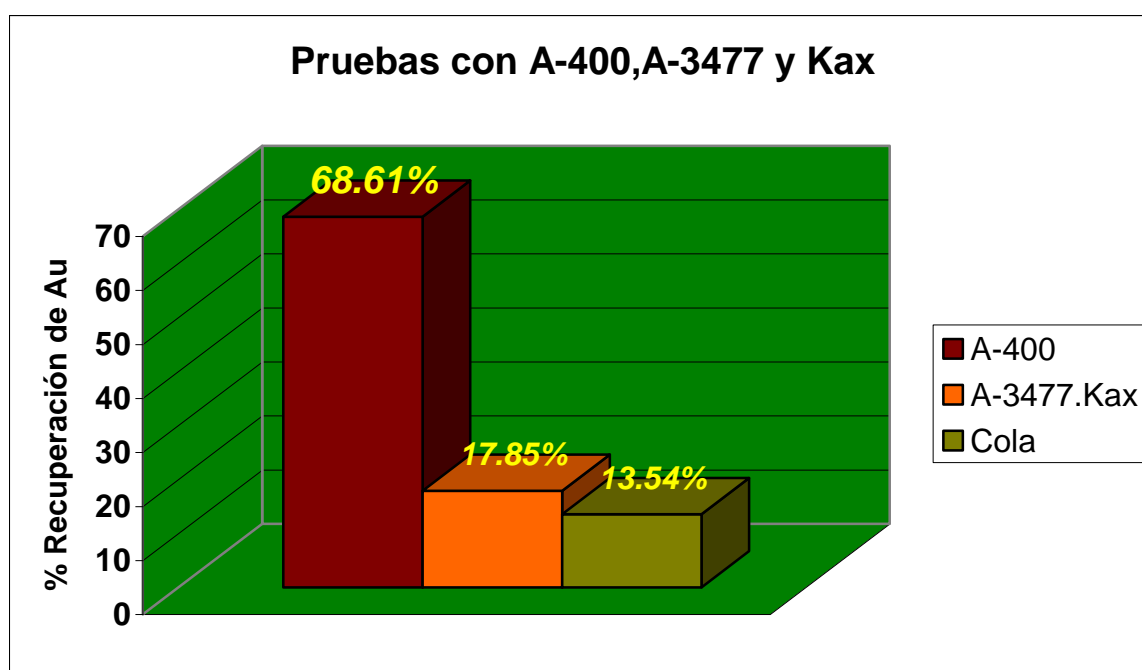
Distribución Reactivos	Tiempos	Min.	Características
SO <sub>4</sub> Cu	12:00	min	Diluido (azul)
A-3477	13:00	min	-
KAX	14:00	min	Diluido (amarillo)
A-65	15:00	min	-
Flotación	20:00	min	-
Fin de flotación	24:00	min	-

**BALANCE METALURGICO**

	Pesos	Peso	Ley CN	Ley EF	AU Balance	%Au	Au Balance	% Au
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	1.58	19.43	38.6	56.9	60.99	66.35	89.11	68.61
CONC.2	0.69	8.49	28.7	33.6	19.80	21.54	23.18	17.85
COLAS	5.86	72.08	1.9	3.0	11.13	12.11	17.58	13.54
TOTAL	8,13	100			91.93	100	126.50	100

KBZ CN: 11.50 gr/Tm  
KBZ EF: 16,41 gr/Tm

KBZ BALANCE CN:11.31 gr/Tm  
KBZ BALANCE EF:15.97 gr/Tm



**b.- DIFERENCIADA EN 3 PRODUCTOS**

**REACTIVOS EN FUNCION pH**

FLOTACION	Reactivos	Nombre	Dosificaciones
	Colector primera F.	A-3477	0.35 cc *
	Colector Segunda F.	A-400	0,35 cc *
	Colector Secundario	KAX	0.41 gr.
	Depresor ganga 1	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	1.6 gr.
	Depresor de Pirita	[CN] y Cal	5 gr./15 gr
	Depresor Aspy.2	KMnO <sub>4</sub>	3.1 gr.
	Activador Aspy. 3	SO <sub>4</sub> Cu	3.2 gr.
	Espumante	A-65	0,35 cc *
	Regulador pH	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	200cc

- ⇒ A-400: 50 GPT (gramos por tonelada )
- ⇒ A-3477: 50 GPT
- ⇒ KAX: Amilico de potasio ( 350, Z6)50,GPT(gramos por tonelada)
- ⇒ SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub>: Metasilicato de sodio ;depresor de ganga, 500 GPT
- ⇒ KMnO<sub>4</sub>: Permanganato de Potasio; 375 GPT
- ⇒ SO<sub>4</sub>Cu: Activador de sulfuros;100 GPT
- ⇒ Cianuro NaCN: 500 GPT, CAL
- ⇒ H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>: Ácido sulfúrico
- ⇒ A-65: AEROFROTH 65, 50 GPT (primera fase), 100 GPT (segunda fase), 100 GPT (tercera fase).

**DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE I  
FLOTACION DE CALCOPIRITA**

pH 11	Pulpeo y Dist. Reactivos	Agregar R	Tiempos	Min.	Características
	Tiempo de pulpeo		0:00	min	-
	NaCN y CAL		1:00	min	Diluido (blanco)
	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>		2:00	min	Diluido (blanco)
	A-3477		3:00	min	-
	A-65		4:00	min	-
	Flotación		8:00	min	-
	Fin de flotación		12:00	min	-

Finalizado esta flotación se procede acidificar.



**DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE II  
FLOTACION DE PIRITAS Y PIRROTINAS**

<b>pH 5</b>	<b>Pulpeo y Dist. Reactivos</b>	<b>Agregar R</b>	<b>Tiempos</b>	<b>Min.</b>	<b>Características</b>
	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>		12:00	min	-
	KMnO <sub>4</sub>		13:00	min	Diluido (café)
	A-400		14:00	min	-
	A-65		15:00	min	-
	Flotación		20:00	min	-
	Fin de flotación		24:00	min	-

Terminada esta segunda flotación se decanta el líquido y se repone con agua nueva, y lograr así trabajar con un pH natural.

**DISTRIBUCION DE REACTIVOS Y TIEMPOS FASE III  
FLOTACION ARSENOPIRITAS**

<b>pH 7</b>	<b>Pulpeo y Dist. Reactivos</b>	<b>Agregar R</b>	<b>Tiempos</b>	<b>Min.</b>	<b>Características</b>
	SO <sub>4</sub> Cu		24:00	min	Diluido (azul)
	A-3477		25:00	min	-
	KAX		25:00	min	Diluido (amarillo)
	A-65		25:00	min	-
	Flotación		32:00	min	-
	Fin de flotación		36:00	min	-

**BALANCE METALURGICO**

	<b>Pesos</b>	<b>Peso</b>	<b>Ley CN</b>	<b>Ley EF</b>	<b>AU Balance</b>	<b>%Au</b>	<b>Au Balance</b>	<b>% Au</b>
	Kgs	%	gr/Tm	gr/Tm	CN	CN	EF	EF
CONC.1	0.036	0.43	16.4	29.7	0.59	0.66	1.07	0.85
CONC.2	0.5	6.01	98.4	115.2	49.2	54.61	57.60	45.71
CONC.3	1.69	20.30	16.2	26.6	27.38	30.39	44.79	35.34
COLAS	6.1	73.26	2.12	3.7	12.93	14.35	22.57	17.91
<b>TOTAL</b>	<b>8.236</b>	<b>100</b>			<b>90.10</b>	<b>100</b>	<b>116.02</b>	<b>100</b>

KBZ CN:11.50 gr/Tm

KBZ EF: 16,41 gr/Tm

KBZ BALANCE CN:10.82 gr/Tm

KBZ BALANCE EF:15.14 gr/Tm

### 7.6.3 Cianuración

Para los ensayos de cianuración se estableció realizar 3 ensayos con diferentes concentraciones de cianuro [NaCN].

El procedimiento consiste en pesar 1 kilogramo de material, medir 2 litros de agua, cianuro de sodio se agrega de acuerdo a la concentración que se determine para realizar las pruebas, la cal se agrega hasta regular el pH de tal forma que se establezca en un pH de 10-11.5. Se coloca en las botellas y se agita por un periodo de 24 horas, el control de NaCN para comprobar si necesita o logra mantenerse se lo determina por el proceso conocido como titulación y se lo realiza cada tres horas.

#### Titulación

Cada tres horas se procede a tomar una muestra de las botellas en agitación, esta muestra se coloca en un embudo con papel filtro el producto se recolecta en un beacker, del mismo tomamos 5 cc con una pipeta en un nuevo beacker y agregamos solución de yoduro de potasio 10% [IK] el cual es simplemente un indicador.

Mediante una bureta agregamos solución de Nitrato de Plata [NO<sub>3</sub>Ag] en una concentración de 1.2 gr. NO<sub>3</sub>Ag en 1 litro de agua destilada, hasta que la solución cambie de color generalmente toma un color amarillo débil, seguidamente se procede a medir el gasto de nitrato de plata en la bureta y se determina según fórmula el nivel de Cianuro libre en la solución mediante la siguiente proceso:

- Si la concentración de CN<sup>-</sup> que se utilizó en el ensayo es por ejemplo: 0.5 gr/Litro, y si se utilizó 1 kilogramo de material por 2 litros entonces se colocará 1 gr de CN<sup>-</sup>.
- Al momento de titular se registra en la bureta la cantidad de nitrato de plata que consumió hasta que cambio de color (amarillo débil).
- Este valor obtenido se lo multiplica por 2 ( 2 por que dos moles de nitrato de plata titulan 1 mol de CNNa).
- El dato anterior lo multiplicamos por un factor  $f = 0.06$ , que se lo determina de la siguiente manera:

$$2 \left[ \frac{1.2 \text{ grs. AgNO}_3}{\text{Lt.}} \right] * \frac{1 \text{ Mol. AgNO}_3}{169.87 \text{ grs.}} * \text{Gasto. AgNO}_3 = \frac{[\text{NaCN}]}{49 \text{ grs}} * 5 \text{ cc}$$

$$2 \left[ \frac{1.2 * 49}{169.87 * 5} \right] * \text{Gasto} = [\text{CN}^-]$$

$$f = 0.069$$

- Una vez multiplicado, se tiene un valor que es la cantidad de cianuro que todavía contiene la botella, y se procede a restar de la cantidad inicial de cianuro con que se inicio la prueba.
- El valor obtenido es multiplicado por los litros de agua entonces se tendrá la cantidad exacta de cianuro agregar a la botella.







Desarrollando este ejemplo:

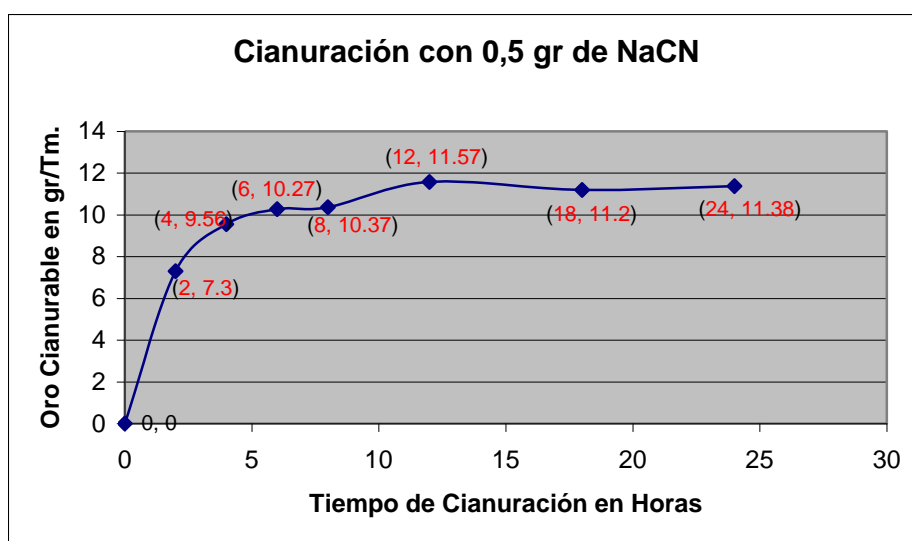
$$2 * f * Gasto = [CN^-]$$

$2 * 0.06 * 16 = 1.92 [CN^-]$  que todavía posee la botella, ahora 1.92 gr.  $[CN^-]$  se debe restar de 2, que son los gramos de Cianuro por litro, establecida la diferencia se multiplica por 2, por que son dos litros de agua, el total que se agregara será 0.16 gr. de Cianuro de sodio en esta titulación.

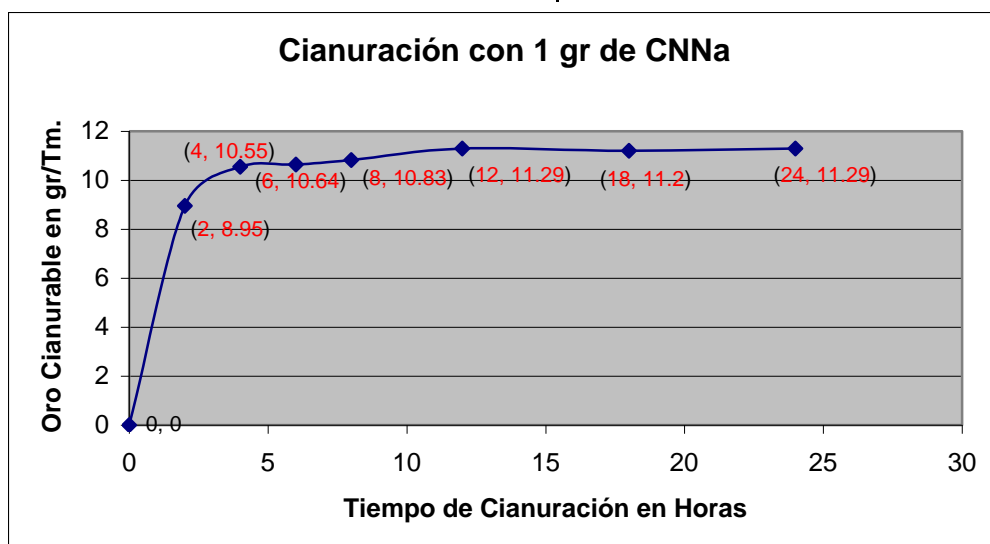
Para todos los casos se emplea este método, desde 0.5 hasta 2 gramos de cianuro por litro.

➤ **Recuperación en el proceso de Cianuración**

PRUEBA: CON 0,5 gr NaCN/Litro		
Sólido: 1 Kg		
Líquido: 2 litros		
% Sólidos: 33		
Tiempo	Au CN	Consumo NaCN
Horas	gr/Tm.	Kg/Tm.
0	0	1
2	7.3	1.36
4	9.56	1.52
6	10.27	1.63
8	10.37	1.67
12	11.57	1.67
18	11.2	1.67
24	11.38	1.67
		Total: 1.67

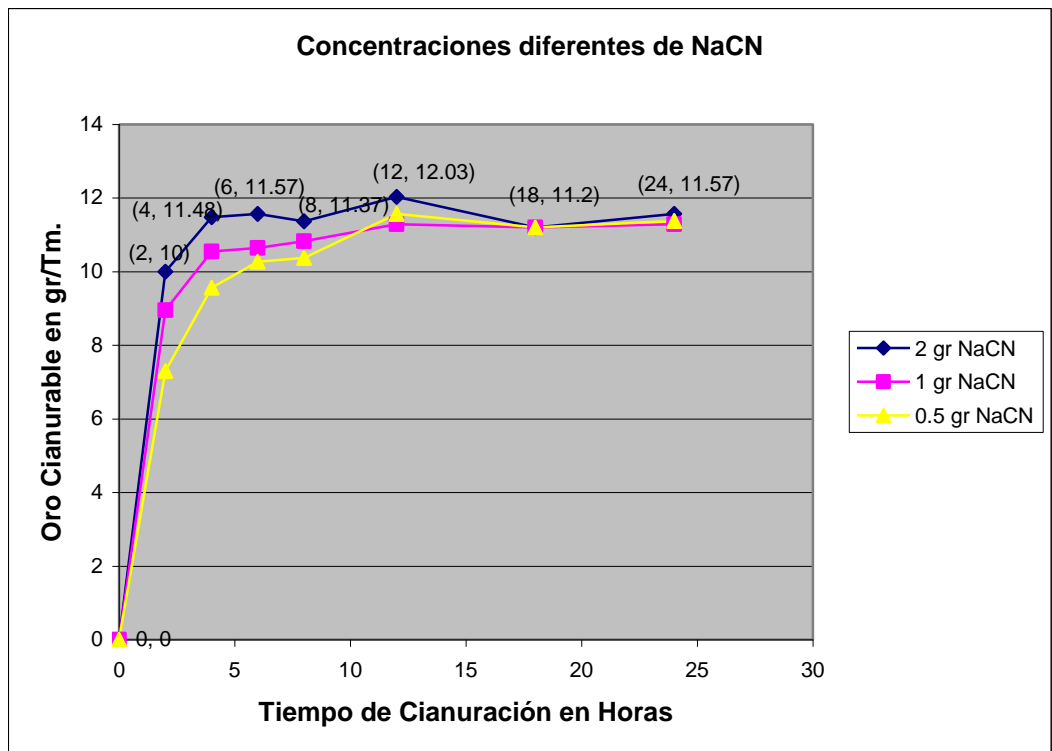
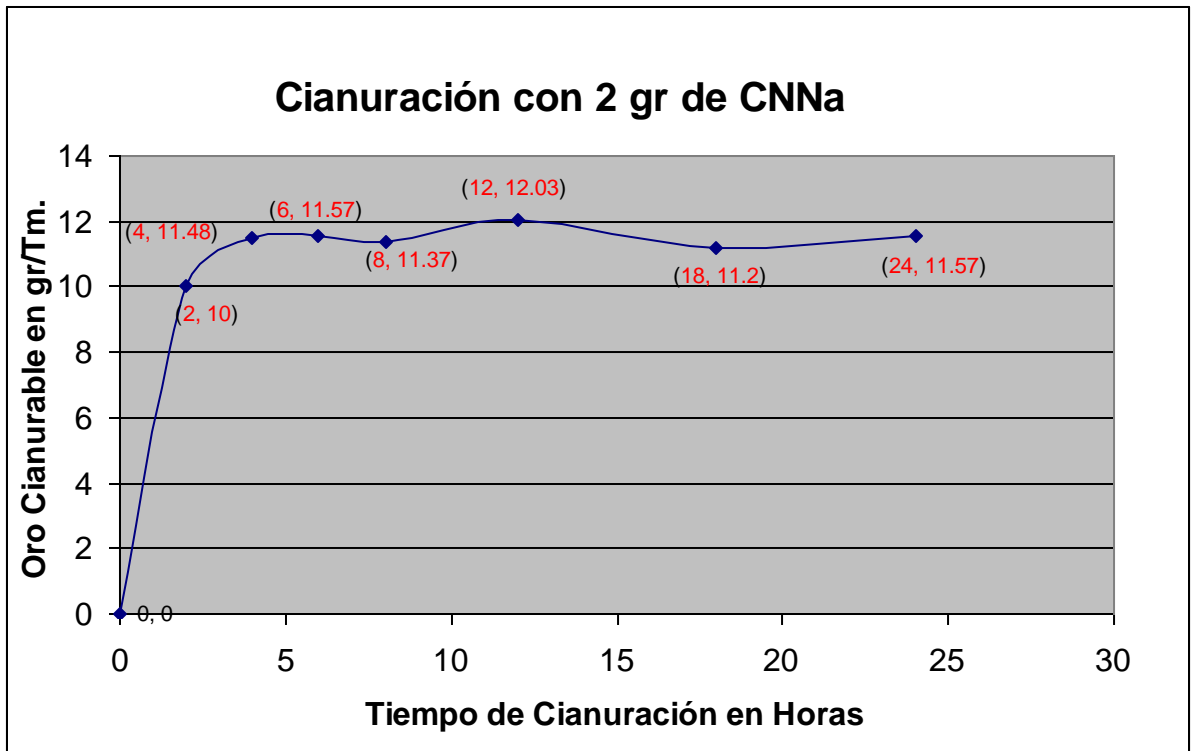


PRUEBA: CON 1 gr NaCN/Litro		
Sólido:1 Kg		
Líquido: 2 litros		
% Sólidos: 33		
Tiempo	Au CN	Consumo NaCN
Horas	gr/Tm.	Kg/Tm.
0	0	2
2	8.95	2.32
4	10.55	2.4
6	10.64	2.48
8	10.83	2.48
12	11.29	2.56
18	11.2	2.64
24	11.29	2.72
		Total: 2.56



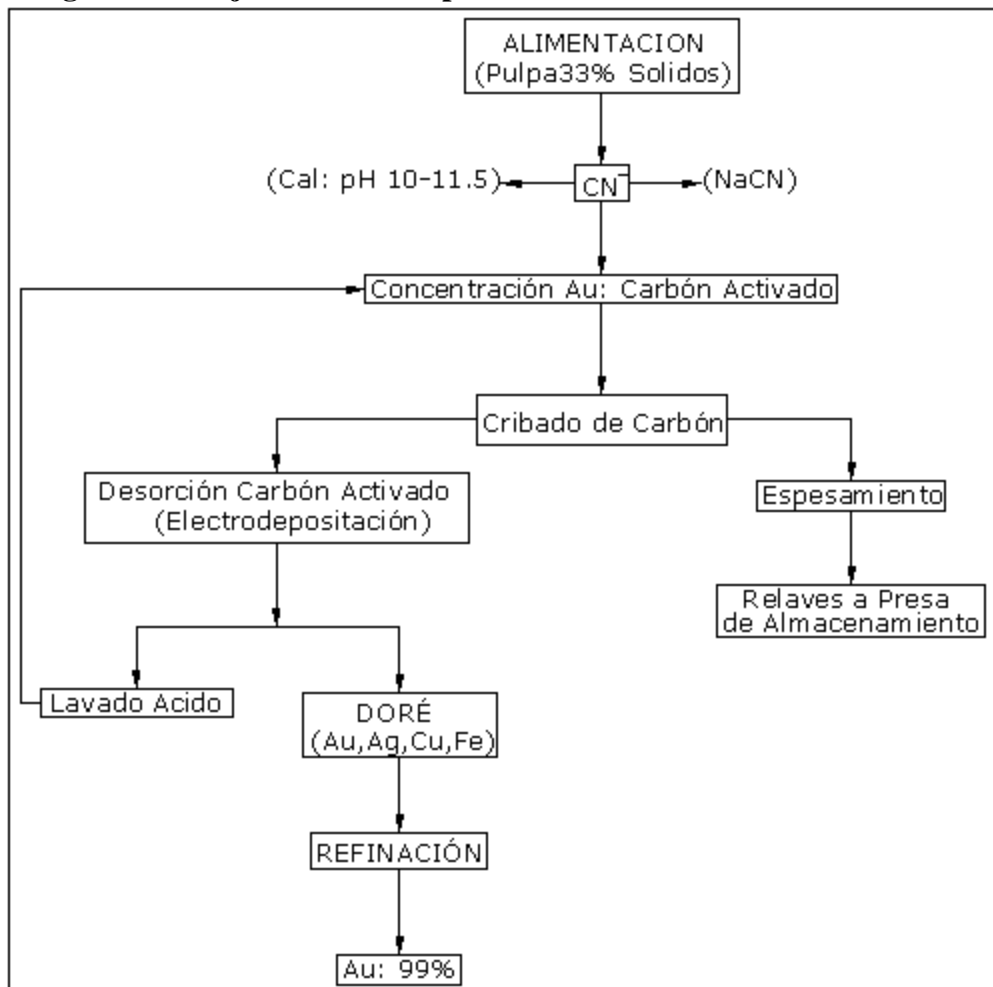
PRUEBA: CON 2 gr NaCN/Litro		
Sólido:1 Kg		
Líquido: 2 litros		
% Sólidos: 33		
Tiempo	Au CN	Consumo NaCN
Horas	gr/Tm.	Kg/Tm.
0	0	4
2	10	4.16
4	11.48	4.16
6	11.57	4.16
8	11.37	4.16
12	12.03	4.16
18	11.2	4.16
24	11.57	4.16
		Total: 4.16





De los resultados obtenidos en los ensayos con diferentes concentraciones con  $CN^-$  se puede determinar que, una dosis de 2 gr de  $CN^-$  por litro es la que mejor recuperación se obtiene ya sea para un periodo corto de tiempo, 6 horas (11.57 gr/Tm.) , como para un periodo de 24 horas (11.57 gr/Tm), tal como lo demuestra la figura anterior.

**Diagrama de flujo: Lixiviación por Cianuración**



El proceso para las pruebas de cianuración se lo realizó en un agitador de rodillos.  
(ver fotografías N° 12, 13)

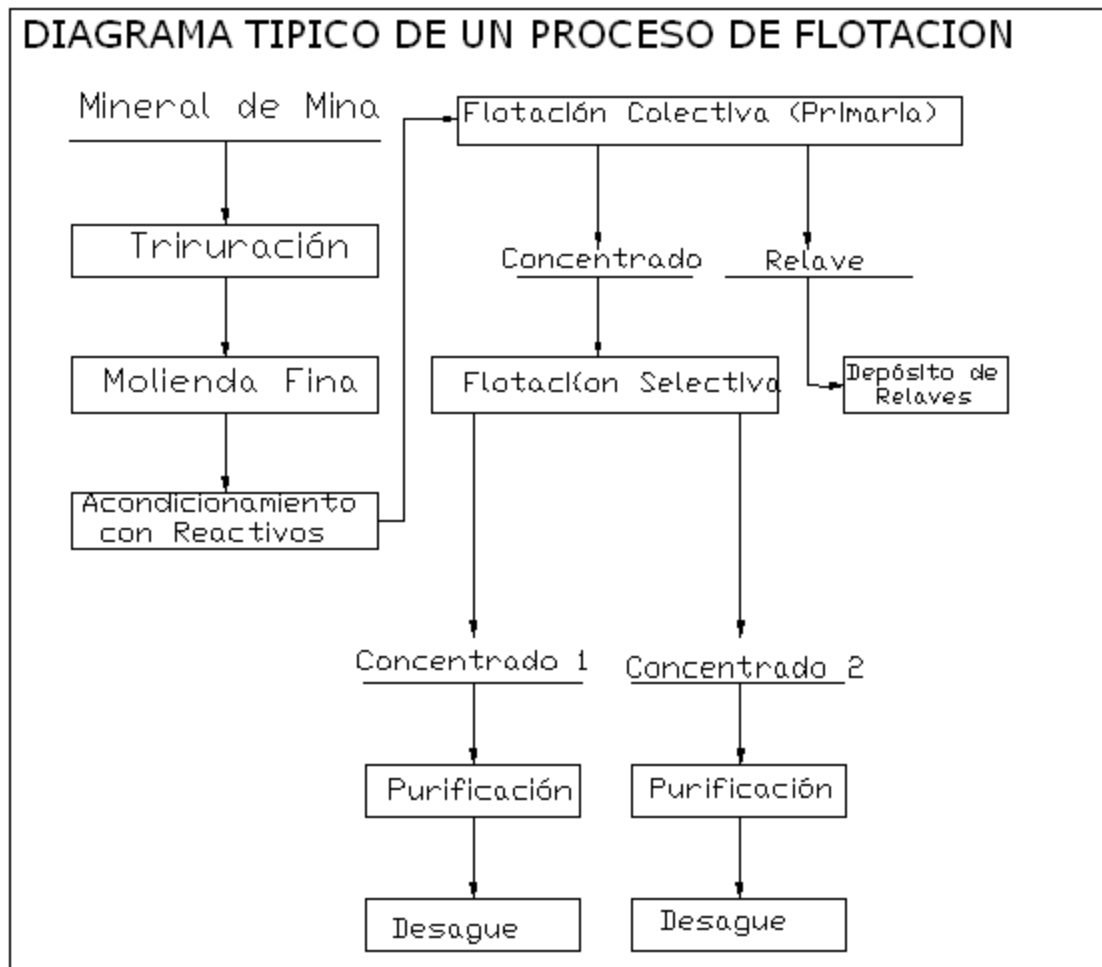


**Fotografía N° 12 Agitador Mecánica de Pomas de Prueba**



**Fotografía N° 13 Agitador Mecánica de Pomas de Prueba**

**Diagrama de flujo: Concentración por Flotación**



En forma general el proceso de Flotación en la práctica se establece de la siguiente manera como lo demuestra las siguientes fotografías:



**Fotografía N° 14 Celda de Flotación Tipo Serrano**



**Fotografía N° 15 Fluido del agua en forma Turbulenta**



**Fotografía N° 16 Formación de Pulpa**



**Fotografía N° 17 Inyección de Aire**



**Fotografía N° 18 Burbuja Finas**





**Fotografía N° 19 Flotación con A-25**



**Fotografía N° 20 Flotación con A-25**



**Flotación Directa Tipo "Bulk"**

### **7.3 Interpretación de los Resultados de Cianuración**

➤ En base a los ensayos de cianuración se determinó que la ley cianurable promedio para el material es de 11.57 gr/Tm y consumos de cianuro y cal promedio de 2.72 kg/Tm; 3.35 Kg/Tm, y 4.16 kg/Tm; 3.35 Kg/Tm para concentraciones de 1 gr/Litro y 2 gr/Litro de NaCN respectivamente, el factor que determina la velocidad de disolución del Au, en un periodo más corto de tiempo es sin duda la concentración de  $CN^-$ .

### **7.4 Interpretación de los Resultados de Flotación**

➤ De las pruebas de flotación realizadas con pH 6 a pH 11 utilizando Xantato Amílico de Potasio se determina que la mejor recuperación de acuerdo a los Balances metalúrgicos de cada uno es con pH natural.

- Las pruebas de flotación utilizando una combinación de colectores como los ditiofosfatos como colector primario y KAX como secundario en un pH natural; los que mayor recuperación alcanzan son los Aerofloats 208 y 3477.
- En las pruebas de flotación diferenciadas el que mejor recuperación presenta es A-400, a un pH natural.
- A continuación se presenta una tabla de los análisis realizados por la SGS, a muestras de algunos de los ensayos:

RESULTADOS SGS										
Código	Descripción	pH	Au Total	Au CN <sup>-</sup>	Ag	Cu	Pb	Zc	As	Sb
SGS	Muestras		Gr/Tm	Gr/Tm	Gr/Tm	Gr/Tm	Gr/Tm	Gr/Tm	Gr/Tm	Gr/Tm
100	KBZ		16.41	11.5	19.2	2453	51	1592	8020	310
101	Conc. Kax	7	54.3	36.1	59.3	8125	151	5097	>1000	779
102	Conc. 1 A208	7	67.4	48.4	75.9	>1000	142	6125	>1000	995
103	Conc. 2 A208/Kax	7	25	16.2	26	2952	130	3495	>1000	425
104	Conc. 1 A3477	7	67	45.4	89.2	>1000	144	7094	>1000	988
105	Conc. 2 A3477/Kax	7	25.5	24.2	21.8	1937	124	1480	>1000	436
106	Dif. I A 400	7	54	38.6	>100	>1000	165	>1000	>1000	1396
107	Dif. II A 400/Kax	7	32.6	28.7	26.1	2362	98	1476	>1000	445
108	Conc. 1 A25	7	56	43.4	61.6	8518	142	4856	>1000	553
109	Cola Flot. Kax	7	2.6	2.4	2.6	309	28	184	1140	76

**Nomenclatura:**

KBZ: Cabeza

Conc.: Concentrado

Dif.: Diferenciado

- Por todo lo expuesto anteriormente se puede concluir que la mejor alternativa para un proceso de flotación tipo "Bulk" es la utilización de Aerofloats 208 y Xantato Anfílico de Potasio a un pH natural, en vista de que presenta una muy buena recuperación de concentrado de sulfuros (presencia de Au), si bien es cierto que regulando el pH se logra una mejor recuperación, la condicionante radica en que bajar o subir el pH implica la utilización de modificadores del medio que poseen un costo en el mercado por lo que encarecería el proceso de flotación y disminuiría las utilidades.

CAPITULO VIII  
**TRATAMIENTO DE  
MINERALES.**

## 8 TRATAMIENTO DE MINERALES

De modo general, el tratamiento no es más que la unión de varias etapas o procesos, sean estos: trituración, molienda, cribado y clasificación; con la finalidad de preparar mecánicamente el mineral para su beneficio.

Generalmente las primeras operaciones en cualquier proceso mineralúrgico comienza con la trituración y molienda del material, con la finalidad de separar la ganga de la parte valuable.

El término aplicado al proceso de reducción de rocas grandes a pequeñas partículas es “Conminución”. La conminución en la actualidad, se realiza generalmente en dos etapas; Trituración y Molienda.

El proceso industrial de reducción de tamaño por su elevado consumo energético requiere gran atención en el desarrollo de cualquier proyecto. Basta decir que aproximadamente el 60 a 65 % del consumo total de energía de una planta puede corresponder a molienda.<sup>6</sup>

### 8.1 Conminución

Un pre - requisito para cualquier proceso de minerales es QUEBRAMIENTO del mineral hasta el punto de LIBERACION de las especies de minerales presentes para que el desperdicio pueda ser separado de la parte valuable.

El término aplicado al proceso de reducción de rocas grandes a pequeñas partículas es CONMINUCION. Conminución en eras modernas, es generalmente hecho en dos etapas: CHANCADO Y MOLIENDA.

---

<sup>6</sup> Beneficio Mineral P. Tagle pp.42

En conminución la energía mecánica - cinética es transformada en energía de tensión y calor. La energía mecánica puede ser medida y viene siendo parte integral de un diseño de un circuito de conminución. La eficiencia de dicho circuito de conminución es difícil de determinar. Lo que si puede hacerse es comparar la energía requerida para triturar y/o moler una masa determinada de mineral de cierto tamaño de partículas ( F80 ) a un producto de cierto tamaño ( F80 ).

Varias teorías han sido postulados que describen el proceso de reducción de tamaño. Una de ellas, la de Fred Bond, es la que se acepta universalmente como la más correcta. Bond postuló que la energía mecánica consumida por una roca era directamente proporcional a la longitud de nuevas grietas creadas. La correlación empírica de Bond fue producto de miles de pruebas estándar de laboratorio con datos operacionales de planta. Los trabajos de Bond fueron expuestos en su Tercera Ley de Conminución.

### **POSTULADO DE BOND (1952)**

Como los postulados de Kick y Rittinger no satisfacían todos los resultados experimentales observados en la práctica y como se necesitaba en a industria de uno norma estándar para clasificar los materiales según sus respuestas a la conminución, Bond postuló en 1952 una Ley empírica que se denominó la Tercera Ley de la Conminución. Dicha teoría puede enunciarse como sigue:

“La energía consumida para reducir el tamaño 80% de un material, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del tamaño 80%; siendo este último igual a la abertura del tamiz (en micrones) que deja pasar el 80% en peso de las partículas”. Es decir:

$$E_B = K_B \left( \frac{1}{\sqrt{d_P}} - \frac{1}{\sqrt{d_F}} \right)$$

Donde:

EB = consumo de energía específica (Kwh/ton.corta), de acuerdo a la teoría de Bond.

KB = parámetro de Bond

dp = tamaño 80% pasante del producto ( $\mu\text{m}$ )

dF = tamaño 80% pasante de la alimentación ( $\mu\text{m}$ )

F. Bond definió el parámetro KB en función del Work Index, W<sub>i</sub> (Índice de Trabajo del material), que corresponde al trabajo total (expresado en kwh/ton corta) necesario para reducir una tonelada corta de material desde un tamaño teóricamente Infinito (dF  $\infty$ ) hasta partículas que en un 80% sean, inferiores a 100 micrones (dp = 100  $\mu\text{m}$ ; o sea, aproximadamente 67 % - 200 mallas).

Entonces:

$$W_i = K_B * \left( \frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\infty} \right) = \frac{K_B}{10}$$

De donde : KB = 10 W<sub>i</sub>

Al reemplazar:

$$W = W_i * \left( \frac{10}{P_{80}} - \frac{10}{F_{80}} \right)$$

Donde:

P<sub>80</sub> = dp = tamaño 80% pasante del producto ( $\mu\text{m}$ )

F<sub>80</sub> = dF = tamaño 80% pasante de la alimentación ( $\mu\text{m}$ )

W<sub>i</sub> = Índice de trabajo del Material (kwh/ton corta)

W = EB = consumo de energía específica (kwh/ton corta), para reducir un material desde un tamaño inicial F<sub>80</sub> a un tamaño final P<sub>80</sub>.

### 8.1.1 CHANCADO

Chancado es considerado como el grupo de operaciones encargado de reducir las rocas grandes provenientes de la mina a material de tamaño no menor a 1/4 de pulgada.

Eficiencia de chancadoras es de 0.3% a 30%. El material de alimento varía con el tipo de chancador. El tamaño más grande puede llegar a 5 pies de diámetro.

La acción de una chancadora en el proceso de reducción es de mover una placa móvil hacia una estacionaria. A medida que pasan las rocas, van siendo trituradas entre las dos caras.

### CLASIFICACION DE LAS CHANCADORAS

Las chancadoras son clasificadas de acuerdo con el rango de tamaños en el alimento y del producto:

☞ CHANCADORAS PRIMARIAS: alimentación de la mina ( máximo de 60 ' ) y chancan a 5 a 8 '.

☞ CHANCADORAS SECUNDARIAS: toman el alimento de la chancadora primaria y la reducen a 1.5 a 3 pulgadas.

☞ CHANCADORAS TERCIARIAS: toman el alimento de la chancadora secundarias y la reducen a 1 / 2" a 3 / 8".

En chancado primario, las chancadoras de preferencia son las de Mandíbula o las Giratorias. Para el chancado secundario, se usan las chancadoras giratorias y las de Cono. Y en el chancado terciario, universalmente se usan chancadoras de Cono.



### 8.1.2 MOLIENDA

Molienda es la Unidad Operacional que trata de la última etapa de conminución.

El objetivo en molienda es de producir un material LIBERADO. En general el material de alimento tiene un tamaño entre 9,000 y 10,000 micrones ( 3 / 8” ).

El producto generalmente es de menos de 35 Mesh y puede llegar directamente a 200 Mesh.

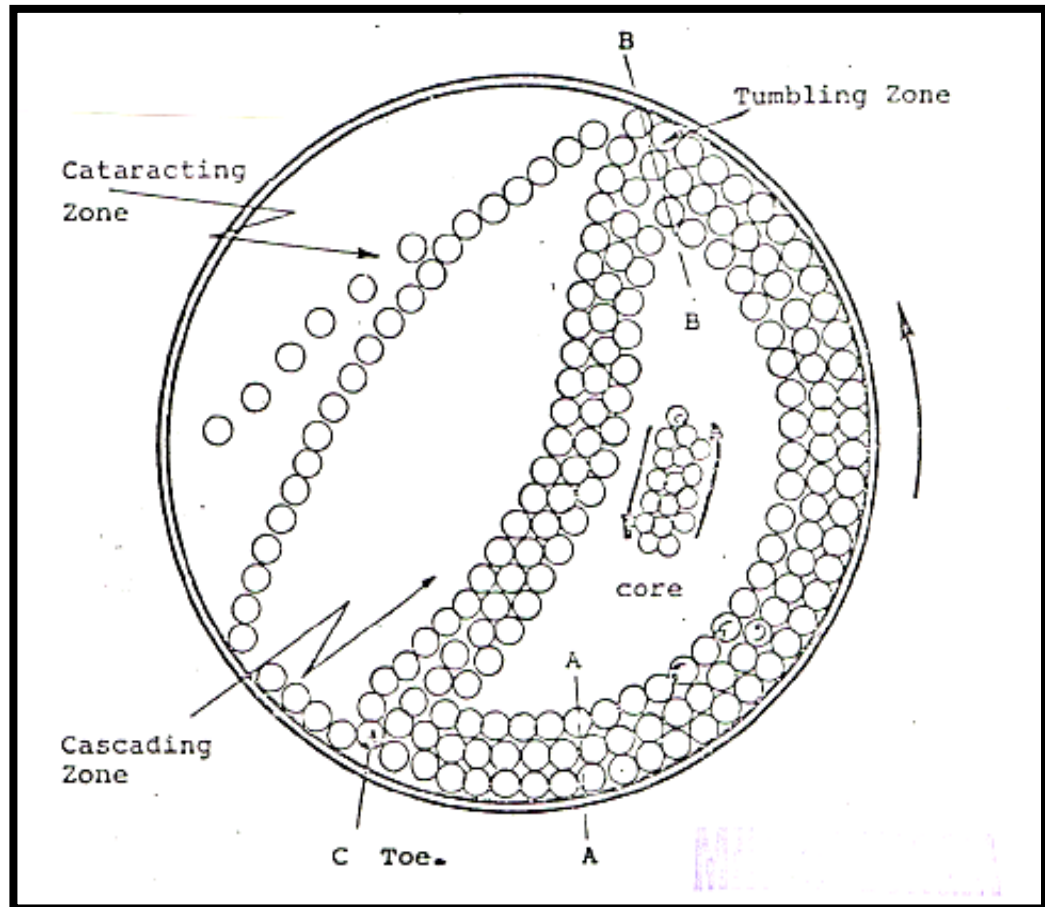
En Molienda, entre más fino se muele, más costoso es el proceso. Acá entra de manera muy obvia el concepto de economía: la fineza óptima es aquel donde se consideran los retornos por la fineza ( debido a la mayor recuperación ) y el costo de operación en lograr dicha fineza.

### TEORIAS DE MOLIENDA

Un molino básicamente es un tambor operando en revoluciones. Dentro del molino se le ha puesto un medio de molienda hasta aproximadamente 50% de su volumen. Este medio puede ser barras de fierro, bolas ó guijarros (*pedras*, generalmente *pedras de chispa*). El molino es alimentado de manera continua con rocas de diversos tamaños que van de acuerdo con el tipo de molino usado.

El alimento es mezclado con agua (y químicos para el proceso) para darle plasticidad a la pulpa y que de esa manera, rebalse por el lado de salida.

Fig. N°16 PROCESO DE MOLIENDA EN UN MOLINO DE BOLAS

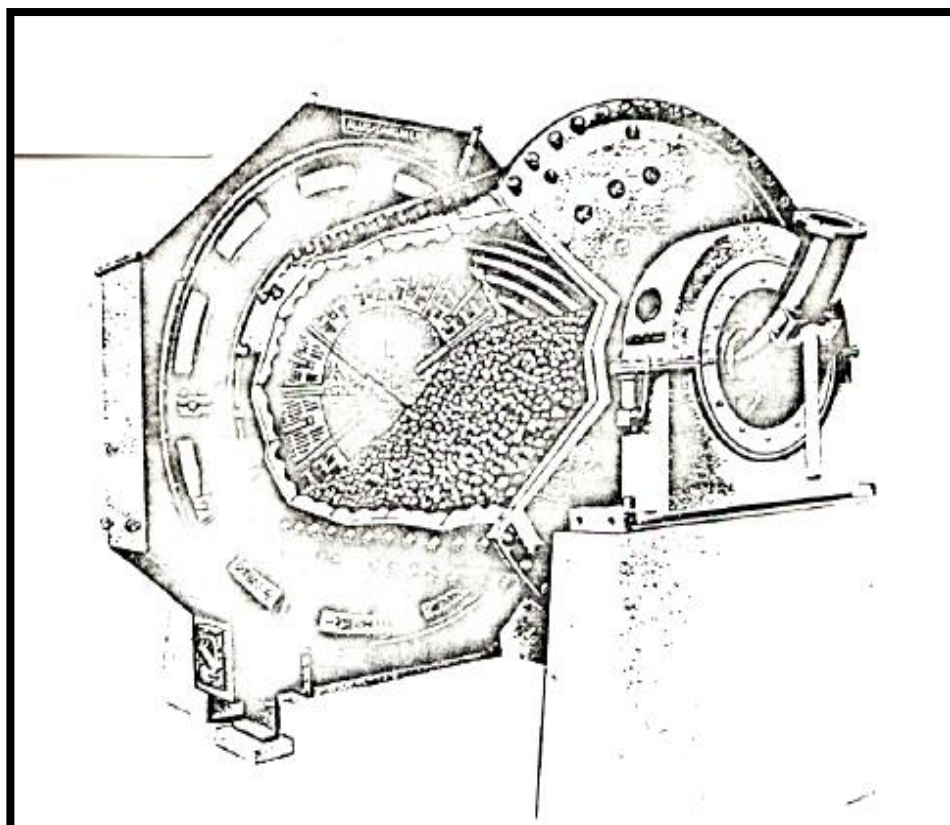


### El Medio de molienda:

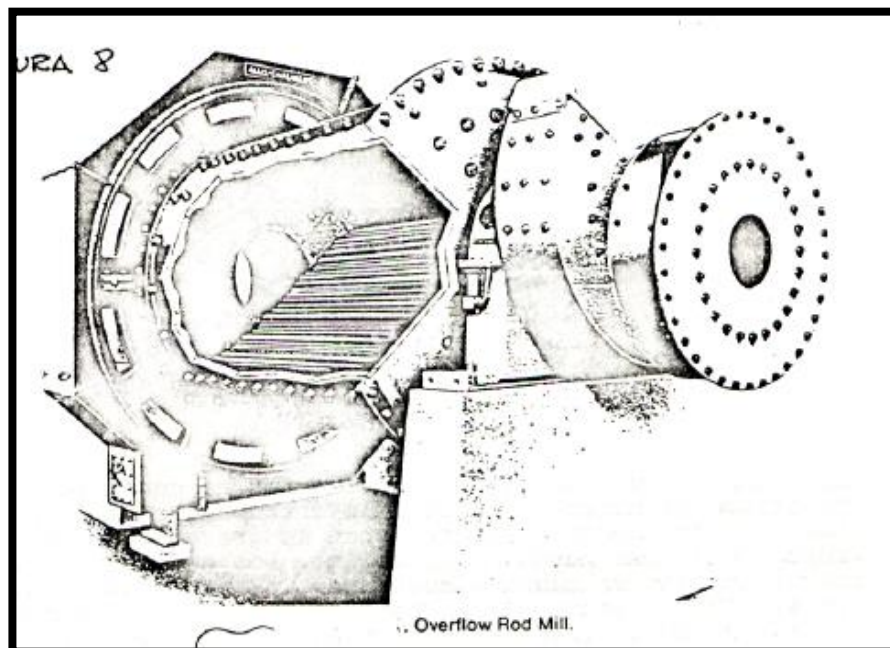
Los medios de molienda son cuerpos no conectados, pesados relativos al mineral, que son levantados por los forros de los molinos hasta un punto donde la gravedad es mayor que la fricción de las paredes del molino. Los medios caen, en forma de catarata y en cascada quebrando las partículas en unas más finas. (Ver Figura N° 16).

Los Molinos generalmente tienen medios de Bolas (Molino de Bolas (ver fig. N° 17) ó de barras (Molino de Barras (ver fig. N° 18).

**Fig. N°17 MOLINO DE BOLAS**



**Fig. N°18 MOLINO DE BARRAS**



## 8.2 CRIBADO

El cribado es un proceso de separación del material de acuerdo a su tamaño, mediante el cernido del material el cual es separado en clases de tamaño, el mineral cuyo diámetro es mayor al tamaño de los orificios de la criba es retenido en la superficie de trabajo de esta (rejilla); mientras que el mineral menor a la abertura de la malla pasa a través de ella.

En los procesos tecnológicos de tratamiento y beneficio de minerales se distinguen

dos tipos de cribados: cribado previo y cribado de control.

### **8.2.1 Cribado Previo**

Como su nombre lo indica este tipo de cribado se realiza antes del proceso de reducción de tamaño del mineral, con el objetivo de evitar el paso del mineral cuyo tamaño no sea el adecuado para los procesos posteriores como trituración o molienda.

### **8.2.2 Cribado de Control**

Este cribado se realiza para regular el tamaño del mineral luego del proceso de trituración o molienda, evitando una excesiva reducción de tamaño de material fino, así como también determinar si el material necesita regresar nuevamente al proceso anterior de conminución.

## **8.2 CLASIFICACIÓN**

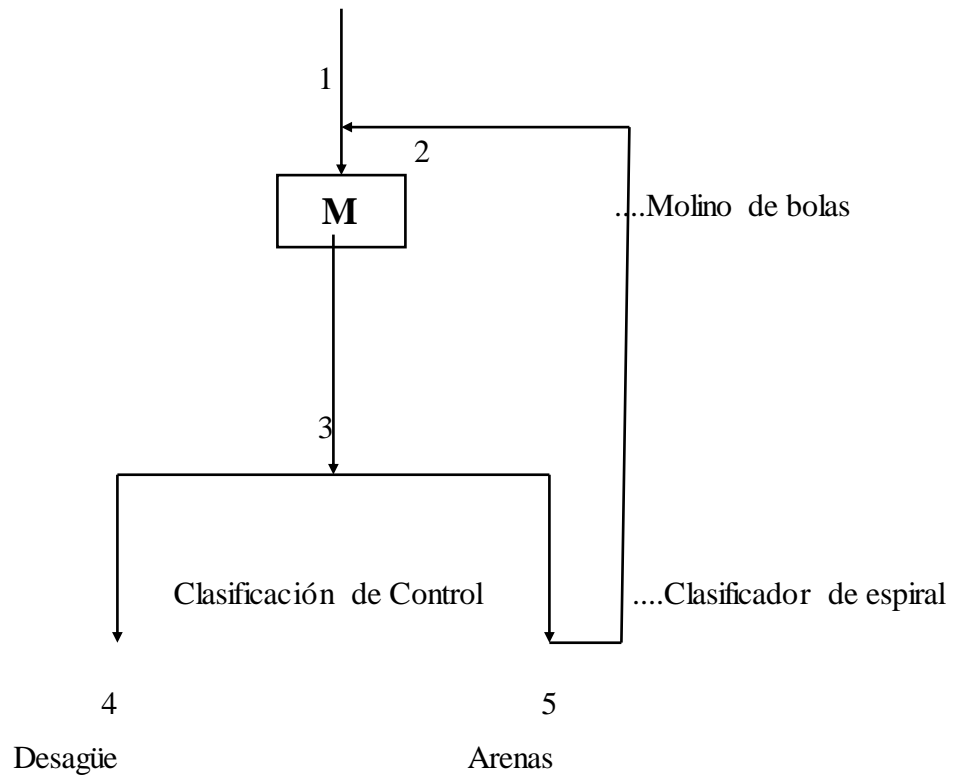
Al igual que el cribado la clasificación se emplea para separar el mineral por clases de tamaño con la diferencia que la clasificación se emplea para tamaños menores a 0.25 mm. La separación de los granos se basa en la diferencia de trayectorias de los mismos. Así como en el caso anterior se puede realiza una clasificación previa como también una clasificación de control.

## **8.3 ELECCIÓN Y CÁLCULO DE LA MAQUINARIA PARA EL PROCESO DE TRATAMIENTO**

### **8.3.1 Cálculo de la maquinaria para la molienda**

Primeramente procedemos ha realizar la elección y cálculo del esquema de tratamiento, tomando en cuenta de que este proceso se realizará durante un tiempo de 8 horas diarias y con una alimentación inicial de 1 Tn/h.

El esquema de tratamiento del mineral elegido es el siguiente:



Determinamos el valor de  $Q_5$  y  $Q_2$  con la ayuda de las siguientes formulas; pero previamente designamos la carga circulante óptima,  $c_{\text{ópt}} = 300\%$

$$Q_5 = Q_1 * c_{\text{ópt}}$$

$$Q_5 = 1 * 3$$

$$Q_5 = 3 \text{ Tn/h}$$

$$Q_2 = Q_3$$

$$Q_3 = Q_5 + Q_1$$

$$Q_2 = 3 \text{ Tn/h} + 1 \text{ Tn/h}$$

$$Q_2 = 4 \text{ Tn/h}$$

$$Q_4 = Q_1$$

Ahora procedemos a calcular y elegir la maquinaria para el esquema anteriormente calculado, empleando para ello el método de Bond.

### Cálculo del consumo específico de energía por la formula: “Ley De Bond”

$$W = 10 * Wi * \left[ \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right]$$

Donde:

$P_{80}$  = Tamaño 80% pasante del producto micrones (Um) 800 um

$F_{80}$  = Tamaño 80% pasante de la alimentación (< 50 mm) = 5000 um

$Wi$  = Índice de trabajo para el mineral (Índice de Bond)

Las ecuaciones básicas, derivadas de la teoría de Bond, empleadas en la pruebas son:

$$Wi = \frac{44.5}{(P_1)^{0.23} * (Gbp)^{0.82} * \left[ \left( \frac{10}{\sqrt{P_2}} \right) - \left( \frac{10}{\sqrt{F_2}} \right) \right]}$$

Donde:

$Wi$  = índice de trabajo para molino de bolas

$P_1$  = abertura de la malla de prueba [ $\mu\text{m}$ ]

$Gbp$  = promedio del producto neto por revolución de los 3 últimos ciclos de molienda en el laboratorio

$P_2$  = tamaño del 80% pasante del producto del último ciclo [ $\mu\text{m}$ ]

$F_2$  = Tamaño del 80% pasante de la nueva alimentación al molino [ $\mu\text{m}$ ]

Se calcula reemplazando directamente en la fórmula:

$$Wi = \frac{44.5}{(75)^{0.23} (0.9775)^{0.82} \left( \frac{10}{\sqrt{50}} - \frac{10}{\sqrt{350}} \right)}$$

$$Wi = 19.09 \text{ KWh} / T.corta, \acute{o}$$

$$Wi = 21.05 \text{ KWh} / Tm$$

Comparando el índice de trabajo de la mena con los índices de la tabla N° 9, se puede decir, que el material es duro.

**Tabla N°9 Descripción del material según el Wi**

DESCRIPCION	LIMITE Wi [Kwh./Tc]
Muy blando	8
Blando	8 – 12
Medio	12 – 16
Duro	16 – 20
Muy duro	20 – 24
Extremadamente duro	24

Remplazando en la formula:

$$W = 10 * Wi * \left[ \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right]$$

$$W = 4.39 \text{ KW.h} / Tm$$

### Consumo Específico de Energía para la molienda

$$W_{prec} = W * \left[ \frac{2.4}{D - e} \right]^{0.3}$$

$$W_{prec} = 4.39 * \left[ \frac{2.4}{0.9 - 0.05} \right]^{0.3}$$

$$W_{prec} = 5.97 \text{ KW.h} / Tm$$

Donde:

D = Diámetro del tambor del molino (900 mm)



$e$  = Espesor del blindaje del molino (liners) = 50 mm

Es necesario acotar que luego de haber analizado las diferentes variantes (en dependencia de las dimensiones de los molinos) se optó por el molino con dimensiones:

Diámetro = 900 mm

Longitud = 1800 m

### Cálculo de la potencia consumida por el molino

$$N_b = 3.82 * db * D^{2.3} * L * KQb * KWb$$

Donde:

$N_b$  = Potencia que consume el molino en el árbol del piñón de la transmisión

$db$  = Densidad de relleno de la carga de bolas (Ver Tabla N° 16)

$D$  = Diámetro interior real del tambor del molino; m

$$D = D_t - e$$

$D_t$  = Diámetro total del molino = 900 mm = 0.9 m

$e$  = Espesor del revestimiento del tambor (liners) = 50 mm = 0.05 m

$$D = 0.9 - 0.05$$

$$D = 0.85 \text{ m}$$

$L$  = Longitud del tambor del molino, m

$KQb$  = Coeficiente que toma en consideración el relleno del molino con bolas (Ver Tabla N° 10)

$KWb$  = Coeficiente que toma en consideración la frecuencia relativa de rotación del molino (Ver Tabla N° 11)

Tabla N° 10 **DENSIDAD DE RELLENO DE LAS BOLAS EN EL MOLINO**

Tipo de la carga	Densidad de relleno, Tn/m <sup>3</sup>
Bolas forjadas, que ya han sido empleadas	4.65
Bolas forjadas de fundición	4.15

Tabla N° 11 VALORES DE LOS COEFICIENTES KQb Y KWb

<b>Valores de Q</b>	0.25	0.30	0.35	0.40	0.45	0.50	-	-
<b>KQb = Q*(3.2 - 3 Q)</b>	0.612	0.690	0.754	0.80	0.833	0.859	-	-
<b>Valores de W</b>	0.5	0.6	0.7	0.8	0.85	0.9	0.95	1.0
<b>KWb = Q* (1 - 0.1/ 2<sup>9-10 W</sup>)</b>	0.495	0.594	0.682	0.76	0.79	0.81	0.825	0.8

Para aplicar la tabla N° 11 primeramente definiremos los valores de Q (relación entre el volumen de la carga y el volumen del molino:  $Q = 0.25 - 0.50$ ) y de W (frecuencia relativa de rotación del tambor).

$$W = \frac{n \cdot \sqrt{Dm}}{42,3}$$

$$n = \frac{42,3}{\sqrt{Dm}}$$

$$n = \frac{42,3}{\sqrt{0.9}}$$

$$n = 44.62 \text{ r.p.m}$$

(n = frecuencia de rotación; r.p.m)

$$W = \frac{44.62 \cdot \sqrt{0.9}}{42,3}$$

$$W = 1,00$$

Con los valores de Q y W determinamos los valores de KQb y KWb y procedemos a calcular la potencia consumida por el molino.

$$N = 3, 82 \cdot db \cdot Db^{2,3} \cdot L \cdot KQd \cdot KWd$$

$$N = 3, 82 \cdot 4, 15 \cdot (0.9 - 0, 05)^{2,3} \cdot 3, 0 \cdot 0, 80 \cdot 0, 80$$

$$N = 0,357 \text{ KW}$$

#### Definimos el rendimiento del Molino

$$Q = \frac{N}{W_{prec}}$$

$$Q = \frac{12.57 \text{ KW}}{5.97 \text{ KW.h / tm}}$$

$$Q = 2.10 \text{ Tm / hora}$$

**Tabla N° 12 CARACTERÍSTICAS DEL MOLINO DE BOLAS**

<b>DESCRIPCION</b>	<b>VALORES</b>
Dimensiones del molino de Bolas:	
Diámetro: mm	900
Longitud: mm	1800
Rendimiento del Molino Tm/hora	2.1
Frecuencia de rotación del tambor del molino r.p.m.	44.62
Energía consumida por el Molino KW.	5.97

#### 8.4 CALCULO Y ELECCION DE CLASIFICADOR

Elegimos un clasificador espiral para las siguientes condiciones:

- Rendimiento según el desagüe 1 Tn/h ; dilución del desagüe 33% de sólidos;

Razón L:S requerida en el desagüe del clasificador 2,0; densidad del mineral 2,99

TN/m<sup>3</sup> mineral con alto contenido de lamas ,ángulo de inclinación del clasificador

17°.

- Definimos el valor de los coeficiente de corrección KB,Kd, Kdes K&

a. Corrección para el grosor del desagüe KB= 1,70 (Ver tabla N° 06)

b. Corrección para la densidad de la mena según la formula:

$$Kd = \frac{d}{2.7}$$

$$Kd = \frac{2.99}{2.7}$$

$$Kd = 1.07$$

c. Corrección para el grosor del desagüe; en la tabla N° 06 hallamos la dilución básica  $R_{2,7} = 2,0$ , a continuación la razón  $R_{reg}/R_{2,7}=2,0/2,0=1,0$ , en la tabla Nro.07, para la razón  $R_{reg}/R_{2,7}=1,0$  y la densidad de la mena 2,9 TN/m<sup>3</sup> encontramos el valor del coeficiente  $Kdes = 1,07$

d. Corrección para el ángulo de inclinación del clasificador  $K\&= 1,03$  (ver tabla Nro. 08)

- **Determinamos el diámetro**

$$D^{1,765} = \frac{Q}{4,55 * m * KB * Kd * Kdes * k \&};m$$

$$D^{1,765} = \frac{1Tm / h}{4,55 * 1 * 1,7 * 1,07 * 1,07 * 1,03}$$

$$D^{1,765} = 0.1$$

$$D^{1,765} = 0.27 \cong 0.30m$$

Aducimos valores próximos del diámetro de la espiral para el clasificador estándar. Ver tabla Nro. 09.

- Calculamos el rendimiento del clasificador de una espiral de D=0.3m.

$$Q = 4.55 * m * KB * Kd * Kdes * K \& * D^{1,765}$$

$$Q = 4.55 * 1 * 1.7 * 1.07 * 1.07 * 1.03 * 0.12$$

$$Q = 1.09Tn/h$$

Pero a este rendimiento calculado disminuimos el 25%, por tanto;

$$Q = 0.81Tn/h$$

**TABLA Nro. 13 COEFICIENTE KB QUE TOMA EN CONSIDERACION EL GROSOR DEL DESAGÜE**

Grosor nominal del desagüe D95 mm		1,17	0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074
Contenido de las Clases en el Desagüe, %	-0,074 mm	17	23	31	41	53	65	78	88	95
	-0,045 mm	11	15	20	27	36	45	50	72	83
Básico	L:S según	1,3	1,5	1,6	1,8	2,0	2,33	4,0	4,5	5,7

(convencional mente mínimo)	la masa R <sub>2,7</sub>									
Dilución del desagüe	Del sólido %	43	40	38	36	33	30	20	18	16,5
Coefficiente KB		2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,0	0,67	0,46

**TABLA N° 14 COEFICIENTE Kdes. QUE TOMA EN CONSIDERACIÓN  
LA DILUCIÓN DEL DESAGÜE**

Densidad de la mena d. T/m <sup>3</sup>	Razón Rreq: R <sub>2,7</sub>					
	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5
2,7	0,60	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33
3,0	0,63	0,77	0,93	1,07	1,23	1,44
3,3	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55
3,5	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63
4,0	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81
4,5	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99

**TABLA Nro 15 COEFICIENTE QUE TOMA EN CONSIDERACION  
EL ANGULO DE INCLINACION DEL FONDO DEL CLASIFICADOR**

&°	14	15	16	17	18	19	20
K&	1,12	1,10	1,06	1,03	1	0,97	0,94

**TABLA Nro. 16 VALORES DE D<sup>1,765</sup> PARA  
LOS CLASIFICADORES ESTANDAR**

Dm	0,3	0,5	0,75	1,0	1,2	1,5	2,0	2,4	3,0
D <sup>1,765</sup>	0,12	0,27	0,60	1,00	1,38	2,04	3,40	4,70	6,97

**TABLA Nro. 17 RESUMEN DE LAS CARACTERÍSTICAS  
DEL CLASIFICADOR DE ESPIRAL**

<b>Índices</b>	
Rendimiento según el desagüe Tn/h	1 Tn/h
Rendimiento según las arenas Tn/h	3 Tn/h
Grosor del desagüe mm	0.30
Dilución del desagüe (33 % sólidos)	2.0
Diámetro del espiral mm	300
Ángulo de inclinación del fondo del clasificador, °	17

**8.5 RONOGRAMA DE ACTIVIDADES DEL PROCESO DE TRATAMIENTO**

**CRONOGRAMA DIARIO**

ACTIVIDADES	TIEMPO EN HORAS																							
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Molienda	—																							
Clasificación	—																							

# CAPITULO IX

## **SISTEMA DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO PROPUESTO**

### **9. SISTEMA DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO PROPUESTO**

Las investigaciones efectuadas en el laboratorio, son generalmente efectuadas en pequeñas máquinas a nivel de planta piloto. En estas pruebas se considera que los fenómenos que se observan en pequeña escala, se van a repetir a gran escala.

Por esta razón, son importantes no solamente los resultados metalúrgicos finales, sino, también las observaciones y comportamiento de las variables que intervienen en el proceso estudiado.

Concluido todos los ensayos de Concentración gravimétrica, Cianuración y Flotación, se puede determinar el comportamiento del mineral para cada una de estos ensayos y en consecuencia el resultado en recuperación.

El objetivo central del presente trabajo es brindar alternativas técnicas y económicamente aplicables para el tratamiento de materiales auríferos refractarios del sector de Santa Martha, cantón Ponce Enríquez, se determinó como opciones viables a corto plazo:

- **La Exportación de concentrados de Flotación y cianuración de las colas**
- **La Cianuración directa del materia de cabeza.**

La ruta a seguir dependerá principalmente del nivel de refractariedad del material, su contenido de oro total, el % de elementos castigables , el precio del oro entre otros.

El proceso de flotación es actualmente utilizado a escala mundial en casi todas las plantas concentradoras de minerales y en los últimos años se ha llegado a modernizar y optimizar sus circuitos y elementos constructivos.

También se han registrado adelantos en técnicas operativas, reactivos y equipos relacionados al proceso, lo que ha permitido reducir costos y aumentar la eficiencia.<sup>7</sup>

El sistema de concentración por flotación es aplicado a minerales de veta, igualmente como en todo proceso de concentración el mineral valioso debe ser previamente liberado, consecuentemente, lo normal es que existan etapas previas de chancado y molienda hasta obtener la liberación.

---

<sup>7</sup> Revista, Minería (Organo del instituto de Ingenieros de Minas del Perú) pp.68.



Luego, con la adición de reactivos, con el debido tiempo de acondicionamiento de dichos reactivos el mineral valioso es “FLOTADO” obteniéndose un producto final con un alto grado de contenido de oro que se denomina “Concentrado”.

## 9.1 PARÁMETROS DEL NUEVO SISTEMA

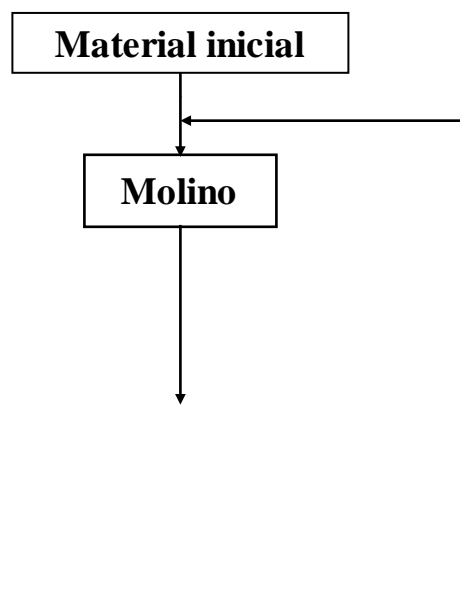
### 9.1.1 Tratamiento

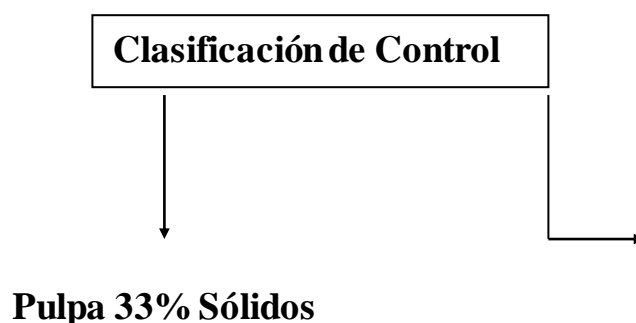
En la selección del nuevo sistema de tratamiento, se han considerado aspectos importantes tales como:

- ☞ Propiedades físicas de la mena tales como: tenacidad, composición granulométrica, humedad, triturbilidad.
- ☞ Grosor del material que ingresa a la Planta de tratamiento, y grosor requerido en el posterior proceso de beneficio.
- ☞ Condiciones generales: condiciones climáticas de la región, productividad de la empresa.

Considerando todos estos parámetros se procedió a definir el diagrama de flujo para el tratamiento de minerales.

### ESQUEMA DE TRATAMIENTO





El material procedente de la mina en primera instancia será llevada a una trituradora de mandíbulas que posee la planta.

El sistema de tratamiento consta de una etapa de preparación del mineral, la cual se efectuará en un ciclo cerrado con clasificación de control; este sistema funcionara con una producción de 8 Tn/día. El proceso se realiza de la siguiente manera.

El material triturado proveniente de la trituradora de mandíbulas posee un grosor máximo de 60 mm el cual será sometido al proceso de molienda el cual se realizara en ciclo cerrado con clasificación de control, para aumentar el rendimiento del molino y garantizar el diámetro optimo para el posterior proceso de beneficio del mineral.

El proceso de molienda se realizará por vía húmeda en un molino de bolas de descarga lateral cuyas dimensiones son: 900 mm de diámetro y 1800 mm de longitud, en un tiempo de 8 horas diarias.

La molienda se realizara por percusión a la vez que por rozamiento debido a la fricción del elemento moedor con el material. Como elemento moedor se emplearan bolas forjadas de acero con diámetros de 50 a 75 mm, la capacidad de llenado del

molino estará en 75 – 80 % con una relación líquido – sólido de 2:1; el rendimiento requerido del molino es 2.67 Tn/h.

El material descargado por el molino, pasara luego a un proceso de clasificación de control, en vista de la necesidad de verificar que el grosor del producto molido sea 80 % pasante la malla 200 (74 $\mu$ m) diámetro requerido para el proceso de concentración por flotación. Para lo cual utilizaremos un clasificador de espiral, con diámetro de la espiral de 0.30 m, cuyo rendimiento según el desague es de 3 Tn/h.

### 9.1.2 Beneficio

La concentración del material valioso procedente del área de estudio, se lo hará por el método de concentración por flotación, debido a que la mayoría del material procedente de Santa Martha son del tipo denominado “Refractarias” por lo difícil que resulta cianurarlas. Los sulfuros son refractarios porque contienen en su interior partículas submicroscópicas de oro, tal como lo demuestran las laminas pulidas, a las que el cianuro de la pulpa no tiene acceso y por lo tanto no puede disolver. Otra razón radica en el alto contenido de piritas (sulfuro de hierro), pirrotinas, arsenopiritas, estibinas, minerales cianicidas que son consumidores de cianuro y de oxígeno.

El oro que se presenta en este material esta en un 80% pasante la malla 200, por lo que es difícil realizar una concentración gravimétrica, consecuentemente el proceso de flotación será el primer proceso de beneficio que se hará a este material, el producto de las flotaciones (concentrado rico en oro) servirá posteriormente para realizar el proceso de **tostación**, el mismo que consiste en elevar la temperatura del material hasta 700-750 grados y lograr la oxidación de los sulfuros, con lo cual se desprende SO<sub>2</sub> a la atmósfera y se libera así el oro atrapado.

Otro proceso conocido es el de **Cianuración a Presión**, este proceso consiste en lixiviar en autoclaves a temperatura de 150-180 grados y presiones de 5 hasta 50 atmósferas, usualmente se utiliza oxígeno puro como atmósfera en el interior del autoclave. Por diversas razones hemos juzgado que no sería conveniente el uso de uno

de los procesos indicados. El primero (Tostación) por lo costoso que resultaría tostar el material, y el segundo, por el tipo de material que requiere el autoclave: titanio, el cual debe resistir la elevada corrosión que se generaría su interior. Un tercer método que en los últimos años ha logrado alcanzar alguna popularidad entre los industriales es el denominado de "bioleaching" o "**Biolixiviación**", este proceso tiene algunas ventajas de tipo ambiental que lo vuelven atractivo, ya que no contamina la atmósfera, como lo hace la tostación, y no requiere de sofisticados materiales o aparatos costosos o exóticos, como es el caso de la cianuración a presión. De todas maneras, antes de descartar definitivamente un método, se requiere estudiar en detalle las particularidades de los mismos, las inversiones que hay que realizar y la eficiencias que se puede lograr, pero estos serían temas para otras investigaciones.

Para este caso en particular, el concentrado de las flotaciones tipo "**Bulk**" serán acumulados, previamente cotizados y exportados hacia el Perú. Es importante tener en cuenta el contenido de elementos gratificados como el oro, plata y cobre en el concentrado y elementos castigables como el arsénico, antimonio, plomo, zinc, bismuto.

### **Prueba de concentración en Celda piloto con Material de Santa Martha**

**Objetivo:** Realizar flotaciones tipo "Bulk", determinar metalúrgicamente las ventajas de este método en términos de recuperación de oro.

**Material:** Material de Santa Martha, según los resultados de ensayo al fuego de material de cabeza se obtuvo 16.41 gr/Tn, ley cianurable del material 11.50 gr/Tn.

**Agua:** El agua será la que se tiene en el sector, especialmente la que viene del area de OROMINAS.

**Cantidad total de material a tratarse:** En las pruebas que se realizo se utilizó 8 Kilogramos de material seco.

**Equipo utilizado:**

- 1.- Celda Piloto( provista de agitación mecánica e inyección de aire)
- 2.- Peachimetro
- 3.- Buffers de pH
- 4.- Pipetas( 5cc,25cc)
- 5.- Vasos de precipitación (o beackers)
- 6.- Cronómetro
- 7.- Paleta o recogedor de espuma
- 8.- Jarra de 2 Litros.

**Reactivos:**

**a.- Reguladores del Medio**

Acido sulfurico industrial( $H_2SO_4$ )

Carbonato de sodio( $CO_2Na_2$ )

**b.- Depresores**

Metasilicato de sodio( $\text{SiO}_3\text{Na}_2$ )

Cianuro de Sodio ( $\text{NaCN}$ )

**c.-Activadores**

Sulfato de cobre( $\text{SO}_4\text{Cu}$ )

Permanganato de potasio( $\text{KMnO}_4$ )

**d.- Colectores**

Amil-Xantato de Potasio ( $\text{Kax}$ , Z6)

Promotor AERO 3477 (A-3477)

Promotor AEROFLOAT 25 (A-25)

Promotor AEROFLOAT 208 (A-208)

Promotor AERO 400 (A-400)

**e.- Espumante**

AEROFROTH 65 (A-65)

**Procedimiento:**

Realizamos un procedimiento convencional para flotar sulfuros portadores de oro (principalmente de hierro). Este tipo de flotación será DIRECTA, porque en la espuma se evacuarán minerales de mena, y ROUGHER, porque nos interesa empobrecer al máximo la cola que obtengamos separando todos los constituyentes sulfurosos de los no sulfurosos.

1.- Preparamos una pulpa al 30 % de sólidos por peso llenando la celda primeramente con 18 litros de agua y luego 8 Kilogramos de material seco.

2.- Se debe tomar en consideración que la agitación del agua dentro de la celda debe ser de una forma turbulenta y no laminar, en el caso de producirse una corriente en sentido laminar se debe de corregir para tener una buena flotación.

3.- Agitamos la pulpa por 1 minuto, leemos el pH y se inicia la fase de acondicionamiento, que cubre un tiempo de 12 minutos y consiste en agregar todos los reactivos necesarios para depresar la ganga y flotar los sulfuros.

- Cuando se trata de bajar el pH a un medio ácido primero adicionamos ácido sulfúrico industrial, mientras que si se va a trabajar en un medio alcalino entonces adicionaremos carbonato de calcio.
- Luego en el siguiente orden: activador, colector principal, colectores de refuerzo y finalmente el espumante.

4.- Abrimos un 100% la válvula de aire y se inicia la flotación ( el color de la espuma depende de tipo de reactivo a utilizar), experimentalmente en la celda piloto, los primeros minutos de flotación la espuma se evacua por si misma, luego se utiliza una paleta para descargar la espuma remanente.

5.- El concentrado flotado y la cola depresada se depositan en recipientes diferentes, se decantan los sólidos por un determinado tiempo y realizar los respectivos análisis.

Los reactivos, dosis, tiempos y los resultados de los ensayos de flotación se encuentran descritos de una forma detallada en el capítulo VII.

## **9.2 Control del proceso**

Con el objetivo de obtener resultados óptimos se hace imprescindible la utilización de métodos de control diario en los diversos procesos de la planta de proceso y beneficio. El control de tratamiento de minerales lo realizaremos en una hoja de

control en la cual constaran los datos de la trituración primaria, así como de la molienda y la respectiva granulometría obtenida durante el turno controlado. Es necesario además llevar un estricto control en los porcentajes establecidos de los reactivos utilizados, con el fin de obtener una normal y técnica recuperación. Razones por las cuales se hace necesario llevar a cabo siempre un balance metalúrgico.

- **Control en el Proceso de Tratamiento.-** Para el control durante el proceso se utilizará una hoja con el formato siguiente:

PLANTA DE TRATAMIENTO DE MINERALES					
HOJA DE CONTROL DIARIO					
<b>Mineral de Mina:</b>		<b>Fecha:</b>		<b>Turno:</b>	
<b>Controlador:</b>					
<b>Observaciones:</b>					
MOLIENDA					
Granulometría					
Mallas #	Peso (g)	Peso (%)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Hora de verificación
<b>Observaciones:</b>					
<b>Recomendaciones:</b>					

- **Control del Proceso de Beneficio**



El proceso de beneficio se lo hará en base los reactivos empleados y la siguiente tabla para el balance metalúrgico que nos permite determinar la recuperación de oro en el concentrado y así mismo el oro cianurable.

<b>FLOTACION</b>								
<b>Fecha:</b>								
<b>Condiciones Iniciales</b>								
<b>Sólido:</b>			<b>Líquido:</b>			<b>% Sólidos:</b>		
<b>Reactivos</b>								
<b>Depresor:</b>			<b>Colector 1:</b>			<b>Espumante:</b>		
<b>Activador:</b>			<b>Colector 2:</b>			<b>pH:</b>		
			<b>Colector 3:</b>					
<b>Resultados Balance Metalúrgico</b>								
	<b>Pesos</b>	<b>Peso</b>	<b>Ley</b>	<b>Ley</b>	<b>AU</b>	<b>%Au</b>	<b>Au</b>	<b>% Au</b>
	<b>Kgs</b>	<b>%</b>	<b>Gr/TN</b>	<b>Gr/TN</b>	<b>CN</b>	<b>CN</b>	<b>EF</b>	<b>EF</b>
<b>CONC.1</b>								
<b>COLAS</b>								
<b>TOTAL</b>								

**KBZ CN: ..... Gr/Tn**

**KBZ BALANCE CN:..... Gr/Tn**

**KBZ EF: .....Gr/Tn**

**KBZ BALANCE EF:.....Gr/Tn**

### 9.3 Producción Necesaria

En base a los resultados obtenidos y la necesidad de obtener una producción apreciable se ha establecido que la producción necesaria para la operación de una planta de flotación será de 20 Tn/día.

#### **9.4 Eficiencia**

El contenido de oro presente en el material es 16.41gr/Tn ley de cabeza, 11.50 gr/Tn ley cianurable, lo que significa que un 30% de oro es refractario, y que se pierde si se aplica lixiviación con cianuración, la eficiencia de la flotación radica fundamentalmente en exportar los concentrados al Perú, pagan hasta el 95% del oro total del material de cabeza, es decir, 15.88 gr / Tn

CAPITULO X

**ANALISIS ECONOMICO  
DEL PROYECTO**

El análisis económico se realizó basándose en factores como los costos del proceso de tratamiento y beneficio de minerales actualmente utilizado, así como también de los costos del método proyectado y la comercialización de concentrados de flotación al Perú; los cuales serán de importancia al momento de determinar la rentabilidad del proyecto y justificar las inversiones necesarias para ponerlo en marcha.

Los cálculos económicos en el presente capítulo están basados en datos proporcionados por la Planta de Beneficio “La López” y sus proveedores de materia prima en general, así como también sueldos y salarios con los cuales ellos remuneran a todo el personal que labora en la planta.

Es necesario puntualizar que los cálculos de costos de inversión del proceso se han realizado únicamente hasta obtener el concentrado de flotación, efectuaremos los cálculos de ingresos en base a la venta del concentrado hacia el Perú y concretamente a la Empresa Peruana con sede en Callao denominada “CORMIN CALLAO S.A.”.

Como valor de ingresos (venta del mineral) como es lógico se tomara del pago del concentrado de la empresa Peruana “CORMIN CALLAO S.A”, para lo cual se presentara los resultados de una cotización de la empresa a una muestra de concentrado que se envió a la misma.

## **10.1 INVERSIONES**

Para la puesta en marcha de un determinado proyecto, las inversiones limitan generalmente a dos objetivos;

- ✓ Determinación de las inversiones fijas
- ✓ Determinación del capital de trabajo

### **10.1.1 Inversiones fijas**

Las inversiones fijas se componen de los bienes sujetos a depreciación, a los activos fijos se los puede clasificar en tangibles e intangibles: Dentro de los activos tangibles se encuentran la infraestructura física, maquinaria y equipos, mientras que los activos intangibles se ubican los gastos de organización, patentes y puesta en marcha, entre otros.

### **10.1.2 Capital de Trabajo**

El capital de trabajo corresponde al monto de dinero disponible que debe tener una empresa para solventar las necesidades ordinarias de operación; es decir los fondos necesarios para la adquisición de suministros, combustibles, salarios y otros gastos operacionales.

## **10.2 COSTOS DE EXPLOTACION DE MINERAL.**

En el análisis de los costos de explotación solamente se determinara los gastos de producción u operación; ya que lo concerniente a inversiones fijas (infraestructura, maquinaria, equipo y herramientas) por estar actualmente realizándose las labores de explotación, estas ya han sido realizadas; con el fin de determinar el costo por tonelada de mineral extraído.

#### ☞ RUBRO: COSTOS DE PERSONAL

Comprende los costos de mano de obra ya sea esta directa o indirecta.

DESCRIPCION	N°	Salario	Total	Total
		Mensual	Mensual	Anual
<b>Mano de Obra Directa</b>				
Obrero de mina	30.00	240.00	7,200.00	86,400.00
Perforista y Ayudantes	4.00	450.00	1,800.00	21,600.00
Capataz de mina	2.00	500.00	1,000.00	12,000.00
Mecánico	1.00	240.00	240.00	2,880.00
Ayud. Mecánico	1.00	120.00	120.00	1,440.00
Electricista	1.00	240.00	240.00	2,880.00
<b>Subtotal Mano de Obra Directa</b>			<b>10,600.00</b>	<b>127,200.00</b>
<b>Mano de Obra Indirecta</b>				
Ingeniero Jefe de Proy.	1.00	1,200.00	1,200.00	14,400.00
Ingeniero de Mina	1.00	750.00	750.00	9,000.00
Chofer de camioneta	2.00	180.00	360.00	4,320.00
<b>Subtotal Mano de Obra Indirecta</b>			<b>2,310.00</b>	<b>27,720.00</b>
<b>Personal administrativo</b>				
Secretario-Contadora	1.00	240.00	240.00	2,880.00
Guardia	2.00	180.00	360.00	4,320.00
Bodeguero	1.00	180.00	180.00	2,160.00
<b>Subtotal Personal Administrativo</b>			<b>780.00</b>	<b>9,360.00</b>
<b>Total (USD)</b>			<b>13,690.00</b>	<b>164,280.00</b>

#### ☞ RUBRO: COSTOS DE MATERIALES DE VOLADURA

Estos gastos se establecen para una galería de corte con sección de 4.1 m<sup>2</sup> y una producción de mineral de 20 Tn/día. Mediante dos voladuras diarias.

Descripción	Unidad	Cantidad	Precio Unitario	Precio total
Explogel III 1" * 8"	caja	10.12	74.00	748.88
Cordón detonante	rollo	3.08	110.00	338.80
Mecha lenta	rollo	0.2	60.00	12.00
Micro-retardo	caja	1.32	34.00	44.88
Fulminante	caja	0.44	13.00	5.72
<b>Total Mensual (USD)</b>				<b>1,150.28</b>

#### ☞ RUBRO: COSTOS DE COMBUSTIBLES

Esta determinado por el consumo mensual de diesel del compresor, se calcula en base a la siguiente formula:

$$Cc = 0.04 * Hp; gal / hora$$

Donde:

$Cc$  = Costos de Combustible (USD/Mes)

$HP$  = Potencia del equipo, HP

El costo de combustible mensual se calcula por la multiplicación del consumo de combustible por el número de horas de trabajo al día y por el número de días laborables al mes, finalmente multiplicado por el precio del combustible.

Equipo	Factor	Potencia	Consumo	Hora de	Dias Lab.	Precio	Costo Mes
		Hp	(gal/hora)	Trabajo Dia	Mes	Unitario	(USD)
Perforadora	0.04	50	2	8	30	1.2	576.00
<b>Total Costo Combustible</b>							<b>576.00</b>

#### ☞ RUBRO: COSTOS VARIABLES

- **Lubricantes:** Se asume 25% del gasto de combustible.

$$Cl = 0.25 * 576.0$$

$$Cl = 144 \text{ USD/Mes}$$

- **Reparación y Mantenimiento:** Un valor igual al 30% del gasto de combustible.

$$Crm = 0.30 * 576.0$$

$$Crm = 172.8 \text{ USD/Mes}$$

- **Alimentación**

$$Ca = (30 \text{ Días/mes}) * (47 \text{ personas}) * (4 \text{ USD})$$

$$Ca = 5,640 \text{ USD/Mes}$$

Donde: 4 USD: Costo de Alimentación por Persona diaria

#### ☞ RUBRO: COSTO DE TRASPORTE

En vista de que el mineral a tratar no se encuentra cerca de la Planta de Tratamiento y Beneficio, es preciso establecer el costo del transporte del mineral por tonelada desde que sale de la mina hasta que llega a los molinos.

El costo de una tonelada de mineral transportado desde la bocamina (Santa Martha) a los molinos (Planta de Beneficio) incluyendo wincheo y estibaje actualmente es igual a:

Transporte Material = 8 .50 USD/Tn

8.50 USD/Tn \* 600 Tn/mes

5,100 USD / mes en transporte

61,200 USD / anual en transporte

#### 10.2.1 RESUMEN DE COSTO TOTAL DE OPERACIÓN MENSUAL

<b>COSTO DE PERSONAL</b>	<b>Mes (USD)</b>
Mano de Obra Directa	10,600.00
Mano de Obra Indirecta	2,310.00
Personal Administrativo	780.00
<b>COSTO DE MATERIALES DE VOLADURA</b>	
Explogel III 1" * 8"	748.88
Cordón Detonante	338.80
Mecha Lenta	12.00
Micro-Retardo	44.88
Fulminante	5.72
<b>COSTO DE COMBUSTIBLE</b>	
Diesel	576.00
<b>COSTO VARIABLES</b>	
Lubricantes	144.00
Reparación y Mantenimiento	172.80
Otros (Alimentación)	5,640.00
Transporte a la Planta de Beneficio	5,100.00
<b>COSTO TOTAL MENSUAL</b>	<b>26,473.08</b>



La producción diaria del mineral esta proyectada para 20 Tn/Dia, por lo tanto mensualmente será:

$$Pm = P.día * 30(días)$$

$$Pm = \frac{20Tn}{dia} * 30días$$

$$Pm = 600 Tn/Mes$$

Por lo tanto el costo por tonelada de mineral explotada puesta en la Planta de Beneficio "La Lopez" mensualmente será equivalente a:

$$Costo Tn = 26,473.08 USD / 600 Tn$$

$$Costo Tn = 44.12 USD$$

### 10.3 COSTOS DEL MÉTODO ACTUAL DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO.

La determinación de los costos del método actual de tratamiento y beneficio estará basada únicamente en los costos de producción, ya que en lo que respecta a las inversiones fijas (gastos previos, infraestructura, maquinaria o equipo, herramientas, entre otros) por estar la planta de tratamiento y beneficio en funcionamiento por más de 12 años, estos ya han sido realizados.

#### Rubro: Costos de Materia prima

DESCRIPCION	COSTO ANUAL
Materia Prima	317,676.96
<b>TOTAL USD</b>	<b>317,676.96</b>

#### 10.3.1 COSTOS DE MOLIENDA

##### Rubro: Costos de Operación

Los costos de una operación de molienda se calcula de la siguiente manera:

##### ☞ Costos Energéticos

**MOLINO**.-Se determino que para nuestras condiciones de operación serán de 8 KWH/Tn. A un costo de 0.08USD el KWH, el costo sería igual a:

$$\begin{aligned}
 8 \text{ KWH} / \text{Tn} * 0.08\text{USD} / \text{KWH} &= \mathbf{0.64 \text{ USD} / \text{Tn.}} \\
 &= \mathbf{384 \text{ USD} / \text{mensuales}} \\
 &= \mathbf{4,608 \text{ USD/año}}
 \end{aligned}$$

**ESPESADORES.-** Son necesarios dos espesadores en los que se provea a la pulpa la densidad adecuada previo envío ya sea a los tanques de cianuración o las celdas de Flotación.

Estos tanques espesadores trabajan cada uno con un motor de 1.5 HP, y su consumo en conjunto expresado como costo sería igual a **0.20 USD / Tn.**

$$= \frac{3Hp}{1.34} = \frac{2.2KWH}{Tm} * \frac{0.08\$}{KWH} = 0.20USD/Tm$$

$$= \mathbf{120\ USD/ mensuales}$$

#### ☞ **Costos por desgaste de bolas y Blindaje**

El desgaste que sufren las bolas en el proceso es de (0.40 Kgs / Tn). El blindaje por su parte se desgasta a un ritmo 7 veces inferior (0.06 Kgs / Tn). Es importante puntualizar que estos datos pertenecen a aceros especiales que se usan en la molienda y cuya composición es más o menos la siguiente:

Carbón	=	0.85 – 1.03 %
Manganeso	=	0.60 – 0.90 %
Sílice	=	0.15 – 0.30 %
Azufre	=	0.05 % Max.
Fósforo	=	0.04 % Max.

Los costos para las bolas de acero y el blindaje son los siguientes (1991):

Kg. de blindaje	=	1.32 USD
Kg. de bolas	=	0.50 USD

Mediante cálculos se obtiene:

Desgaste por blindaje	=	0.08 USD / Tn
	=	<b>48 USD/ mensuales</b>
Desgaste de bolas	=	0.20 USD / Tn
	=	<b>120 USD/ mensuales</b>

**Rubro: Costos de Personal**

La operación se puede realizar con 4 trabajadores que se encarguen de alimentar al molino, deben de ubicarse cerca del material a procesar. Los 4 trabajadores estarán en capacidad de alimentar en 24 horas cerca de 20 Tn. Trabajando 3 turnos día de 8 horas cada uno, tendríamos 1 obrero primer turno, 1 obrero segundo turno y 2 obreros para el tercer turno. Si cada obrero nos representa un costo de 200 USD / mes entonces el costo de personal por Tn será:

DESCRIPCION	N°	Salario	Total	Total
		Mensual	Mensual	Anual
Obreros de Molienda	4.00	200.00	800.00	9,600.00
<b>SUBTOTAL USD</b>			<b>800.00</b>	<b>9,600.00</b>

El costo de personal de molienda será: = **1.33 USD/ Tn**

**RESUMEN DE COSTOS DE MOLIENDA.**

COSTOS	USD/Tm	USD/mes	USD/año
<b>Costos Energéticos</b>			
Molino	0.64	384.00	4,608.00
Clasificación	0.04	24.00	1,440.00
<b>Costos por Desgaste</b>			
Bolas	0.20	120.00	1,440.00
Blindaje	0.08	48.00	576.00
<b>Costo de Personal</b>			
Trabajadores	1.33	800.40	9,600.00
<b>TOTAL</b>	<b>2.29</b>	<b>1,376.40</b>	<b>17,664.00</b>

### 10.3.2 COSTOS DE CIANURACIÓN

#### Rubro: Costos Fijos

Dentro del grupo de Costos Fijos se han considerado todos los rubros cuyos gasto tiene muy poca o ninguna relación con la cantidad de mineral que se procesa en la Planta, así tenemos:

- Sueldos y otros egresos del personal que labora en la Planta.
- El pago por concepto de seguro social.
- Compra de materiales para el mantenimiento y producción de la Planta
- Las compras en equipos pequeños y artículos no fungibles
- Consumo de combustible
- Alimentación.
- Consumo de energía eléctrica para iluminación de la Planta.
- Gastos por servicio de teléfono y agua potable.
- Pago por cuota a cooperativa.
- Costos por depreciación de los activos fijos.
- Entre otros.

Consecuentemente los costos fijos de operación de la Planta actualmente se establece en: 22 USD/Tn => 440 USD / día => 13,200 USD / mes =>  
= **158,400 USD / año**

#### Rubro: Costos Químicos

Se determinan en base a los ensayos realizados en las pruebas de cianuración y sus respectivas dosis.

Químicos	Dosis Kg/Tm	Precio Kg	Costo USD/Tm	Costo USD/mes
NaCN	4.20	2.68	11.26	6,753.60
Cal	3.35	0.21	0.70	418.08
<b>TOTAL USD *</b>			<b>11.96</b>	<b>7,176.00</b>

\* Precio de los químicos puestos en Planta.

= **11.96 USD/Tn** => **7,176 USD/mes** => **86,112 USD/ año**

**Rubro: Costos de Energía**

Se determinó tomando como referencia que un tanque de Cianuración procesa en promedio 10 Tn durante 24 horas y esta provisto de un motor 15 HP:

$$\begin{aligned}
 &= 11.25KW * 24Horas \\
 &= 270KWH \\
 &= \frac{270KWH}{10Tm.} = 27.0KWH / Tm
 \end{aligned}$$

Por lo tanto, el costo de energía será:

$$\begin{aligned}
 &= \frac{27KWH}{Tm} * \frac{0.08USD}{1KWH} \\
 &= \mathbf{2.16 USD/Tn.} \\
 &= \mathbf{1296 USD/mes.}
 \end{aligned}$$

**Rubro: Costos de Mantenimiento**

Se considera el 10% del costo de energía Utilizada en Cianuración:

$$\begin{aligned}
 &= \mathbf{2.16 USD/Tn*0.1} \\
 &= \mathbf{0.216 USD/Tn}
 \end{aligned}$$

**RESUMEN DE COSTOS CIANURACION**

<b>COSTO</b>	<b>USD/Tm</b>	<b>USD/mes</b>	<b>USD/año</b>
Costos Fijos	22.00	13,200.00	158,400.00
Costos Energeticos	2.16	1,296.00	15,552.00
Costo de Químicos	11.96	7,176.00	86,112.00
Costos de Mantenimiento	0.21	126.00	1,512.00
<b>TOTAL USD</b>	<b>36.33</b>	<b>21,798.00</b>	<b>261,576.00</b>

**RESUMEN DE LOS COSTOS TOTALES DE OPERACIÓN ANUAL.****RESUMEN DE COSTOS DE MATERIA PRIMA.**

<b>DESCRIPCION</b>	<b>COSTO ANUAL</b>
Materia Prima	317,676.96
<b>TOTAL USD</b>	<b>317,676.96</b>

**RESUMEN DE COSTOS DE MOLIENDA ANUALMENTE.**

<b>COSTOS</b>	<b>USD/Tm</b>	<b>USD/mes</b>	<b>USD/año</b>
<b>Costos Energéticos</b>			
Molino	0.64	384.00	4,608.00
Clasificación	0.04	24.00	1,440.00
<b>Costos por Desgaste</b>			
Bolas	0.20	120.00	1,440.00
Blindaje	0.08	48.00	576.00
<b>Costo de Personal</b>			
Trabajadores	1.33	800.40	9,600.00
<b>TOTAL</b>	<b>2.29</b>	<b>1,376.40</b>	<b>17,664.00</b>

**RESUMEN COSTOS DE CIANURACION ANUALMENTE**

<b>COSTO</b>	<b>USD/Tm</b>	<b>USD/mes</b>	<b>USD/año</b>
Costos Fijos	22.00	13,200.00	158,400.00
Costos Energeticos	2.16	1,296.00	15,552.00
Costo de Químicos	11.96	7,176.00	86,112.00
Costos de Mantenimiento	0.21	126.00	1,512.00
<b>TOTAL USD</b>	<b>36.33</b>	<b>21,798.00</b>	<b>261,576.00</b>

**Gasto Total Anual: 596,916.96 USD/AÑO**

### 10.3.3 INGRESOS

El ingreso de capital se lo obtiene únicamente por la comercialización del Oro. El cual lo determinamos sobre la base de la producción, el grado de recuperación, ley mineral y la cotización del oro y se representa en la siguiente fórmula:

$$I = Pa * R * Lm * CO$$

Donde:

I = Ingreso

Pa = Producción anual = 7200 Tn

R = Grado de Recuperación del metal valioso = 60 %

Lm = Ley mineral = 16.40 gr/Tn

CO = Costo del metal valioso = 12.5 USD/gr

$$I (\text{anual}) = (7200 \text{ Tn/año}) * (0.6) * (16.40 \text{ gr/tn}) * (12.5 \text{ USD/gr})$$

$$I (\text{anual}) = 885,600 \text{ USD/Año}$$

### Resultados

#### ➡ UTILIDAD BRUTA (Por Año)

Utilidad Bruta (UB) = Ingresos (I) – Egresos (E)

Utilidad Bruta (UB) = 885,600 USD/AÑO – 596,916.96 USD/AÑO

Utilidad Bruta (UB) = **288,683.04 USD/AÑO**

#### ➡ UTILIDAD NETA (Por Año)

Utilidad Neta (UN) = Utilidad bruta (UB) – Impuestos (Im)

Impuestos:

- Impuesto a la Renta 25 % UB = 72,170.76 USD / Año
- Reparto de utilidades a los trabajadores 14% UB = 40,415.62 USD/Año
- Regalías de producción 3 % UB = 8,660.49 USD/Año



Total Impuestos = 121,246.87 USD/Año

Utilidad Neta (UN) = 288,683.04 USD/AÑO – 121,246.87 USD/Año

Utilidad Neta (UN) = **167,436.17 USD/Año**

### ➤ **RENTABILIDAD**

Rentabilidad = (Utilidad Neta / Inversión Total) \* 100

Inversión total = Gasto total de operación = **596,916.96 USD/AÑO**

$$\text{Rentabilidad} = \frac{167,436.17 \text{ USD/Año}}{596,916.96 \text{ USD/AÑO}} * 100\%$$

Rentabilidad = **28.05 %**

## 10.4 ANALISIS ECONOMICO DEL PROYECTO PROPUESTO

### 10.4.1 INVERSIONES

#### 10.4.1.1 INVERSIONES FIJAS

##### ☞ EQUIPO Y HERRAMIENTA

#### Rubro: Equipo

Descripcion	Cantidad	Costo unitario USD	Costo Total USD
Celdas de Flotación	4	10000	40000
Tanque acondicionador	2	2500	5000
Clasificador Espiral	1	3000	3000
Molino de bolas	1	8000	8000
<b>Subtotal</b>			56000
Imprevistos 5 %			2800
<b>TOTAL USD</b>			<b>58800.00</b>

#### Rubro: Herramienta

Descripcion	Cantidad	Costo unitario USD	Costo Total USD
Cascos	10	15	150
Mascarillas	10	30	300
Guantes	10	4	40
Palas	10	6	60
Botas	10	7	70
Orejas	10	5	50
<b>Subtotal</b>			670
Imprevistos 5 %			34
<b>TOTAL USD</b>			<b>703.50</b>

**TOTAL ACTIVOS FIJOS**

**59503.50**

## 10.4.2 CAPITAL DE TRABAJO

### ☞ GASTOS DE OPERACIÓN POR AÑO

#### Rubro: Costos de Materia prima

El costo de materia prima comprende el mineral inicial. (material que contiene el metal valioso)

DESCRIPCION	COSTO ANUAL
Materia Prima	317,676.96
<b>TOTAL USD</b>	<b>317,676.96</b>

**Rubro: Molienda: 15,552 USD / año**

**Rubro: Transporte de material a Perú a “Cormin” 86,400 USD / año**

#### Rubro: Costos de Personal.

Esta operación esta concebida para trabajar con un equipo de 7 personas que se divide en: 1 Ingeniero de Flotación, 1 Supervisor y 5 obreros. Siendo así el costo de personal como sigue:

DESCRIPCION	N°	Salario Mensual	Total Mensual	Total Anual
Ingeniero Flotación	1	750.0	750.0	9000.0
Supervisor	1	450.0	450.0	5400.0
Obreros de Flotación	5	200.0	1000.0	12000.0
Alimentación	7	840.0	5880.0	70560.0
<b>SUBTOTAL USD</b>			<b>8080.0</b>	<b>96960.0</b>

El costo mensual en personal y alimentación es de 8,080 USD, para una producción mensual de 600 Tn/Mes.

☞ **COSTOS DE FLOTACION.**

**Rubro: Químicos para Flotación**

Los químicos con sus respectivas dosis y precios son los que se presentan a continuación:

REACTIVO	Dosis Kg/Tm	Precio USD/Kg	Costo USD/Tm
Meta-Silicato de Sodio	0.50	1.50	0.75
Sulfato de Cobre	0.10	2.50	0.25
Aerofloat 208	0.05	6.00	0.30
KAX	0.05	5.00	0.25
Aerofroth 65	0.10	4.00	0.40
<b>TOTAL USD *</b>			<b>1.95</b>

\* Precio de los químicos puestos en Planta.

= 1.95 USD/Tn => 39 USD / día => 1,170 USD / Mes => **14,040 USD / año**

**Rubro: Costos Energéticos (20 Tn / día)**

Descripción	Unidades (HP)
2 Tanques Acondicionadores 2 HP c/u	4.00
1 Clasificador espiral 5Hp	5.00
1 Tanque Acondicionador 4 Hp	4.00
4 Celdas de Flotación de 2HP c/u	8.00
Sistema de suministro de aire 5 HP	5.00
<b>TOTAL ENERGIA</b>	<b>26.00</b>

Esta potencia equivale a 20 KWH, en una hora se procesa 0.8 Tn. Por lo que el requerimiento sería de 16 KWH / Tn. El precio del KWH lo fijaremos en 0.08 USD por lo que el costo por tonelada métrica será igual a:

= 1.3 USD/ Tn => 26 USD / día => 780 USD / mes => **9,360 USD / año**

**Rubro: Costo de Mantenimiento Equipos**

Para determinar el costo de mantenimiento se calcula el 10% de los costos energéticos de flotación:

= 1.3 USD / Tn\*0.1 => 0.13 USD / Tn => **936 USD / año**

**RESUMEN DE COSTOS DE FLOTACIÓN ANUAL**

<b>COSTO</b>	<b>USD/Anual</b>
Costos Energéticos	9,360.00
Costo de Químicos	14,040.00
Mantenimiento de Equipos	936.00
<b>TOTAL USD</b>	<b>24,336.00</b>

**RESUMEN COSTO TOTAL DE PRODUCCION**

<b>COSTO</b>	<b>USD/Anual</b>
Materia Prima	317,676.96
Molienda	15,552.00
Transporte a Perú	86,400.00
Mano de obra	96,960.00
Costos de flotación	24,336.00
Gastos Fijos	158,400.00
<b>SUBTOTAL</b>	<b>699,324.96</b>
<b>IMPREVISTOS 5 %</b>	<b>34,966.25</b>
<b>TOTAL USD</b>	<b>734,291.21</b>

**RESUMEN DE INVERSIONES**

<b>Rubro</b>	<b>USD/Anual</b>
<b>1. Inversiones Fijas</b>	
Equipo	58,800.00
Herramienta	703.50
<b>Total inversiones Fijas</b>	<b>59,503.50</b>
<b>2. Capital de Trabajo</b>	
Materia Prima	317,676.96
Molienda	15,552.00
Transporte Peru	86,400.00
Mano de obra	96,960.00
Costos de flotación	24,336.00
Gastos fijos	158,400.00
<b>SUBTOTAL</b>	<b>699,324.96</b>
<b>IMPREVISTOS 5 %</b>	<b>34,966.25</b>
<b>Total capital de trabajo</b>	<b>734,291.21</b>
<b>TOTAL USD</b>	<b>793,794.71</b>

- **TOTAL DE INVERSIONES**

Gran Total = Inversiones Fijas

Gran Total = **59,503.50 USD**

### **10.4.3 INGRESOS**

Los ingresos a obtenerse serán únicamente a través de la comercialización del metal valioso (Oro). Se tomara en cuenta la producción anual del concentrado ya que se planifica flotar 600 Tn de mineral mensuales para obtener un concentrado de 180 Tn./mes. Según los análisis de los concentrados estos tienen una ley promedio de 63.87 gr/Tn.

Como valor de ingresos (venta del mineral) como es lógico se tomara del pago del concentrado de la empresa Peruana “CORMIN CALLAO S.A.”, para lo cual se presentara los resultados de una cotización de la empresa a una muestra de concentrado que se envió a la misma.

### **10.4.4 ALTERNATIVA DE EXPORTACIÓN DE CONCENTRADOS**

La comercialización de concentrados, deriva de los elevados costos que generaría el tratamiento de concentrados refractarios y por la falta de tecnología accesible en términos económicos en el país. Al analizar esta alternativa se expondrá los beneficios y castigos a los que se someten los concentrados de flotación para la Empresa Peruana con sede en Callao denominada “CORMIN CALLAO S.A.”

## **10.5 METODO DE EVALUACION DE LOS CONCENTRADOS POR “CORMIN”**

### **10.5.1 PESO NETO SECO DE CONCENTRADO (TN)**

Se determina el peso húmedo bruto en Toneladas métricas (TN) menos el porcentaje de humedad y se aplica una merma o castigo del 1 %.

### **10.5.2 COTIZACIONES**

Para evaluar los ingresos por los metales preciosos se cotizan en el mercado internacional los siguientes elementos:

- ORO.- En dólares americanos por Onza Troy según el mercado de Londres
- PLATA.- En dólares americanos por Onza Troy según el mercado de Londres
- COBRE.- En centavos de dólar por libra según el mercado de Londres.

### **10.5.3 LEYES**

Se determinan las leyes en el concentrado de los siguientes elementos:

- ORO.- En Onzas Troy por Tonelada métrica
- PLATA.- En Onzas Troy por Tonelada métrica
- COBRE.- En porcentaje
- ARSENICO.- En porcentaje
- ANTIMONIO.- En porcentaje
- BISMUTO.- En porcentaje
- PLOMO.- En porcentaje
- ZINC.- En porcentaje

### **10.5.4 PAGOS POR TONELADA METRICA**

La comercializadora de concentrado paga de la siguiente manera:

- ORO.- Paga el 95% de la ley de oro total
- PLATA.- Paga el 95% de la ley de plata total
- COBRE.- Paga el % de cobre menos el 1.2 unidades

### **10.5.5 DEDUCCIONES**

#### **10.5.5.1 MAQUILA**

“CORMIN” cobra 115 USD por tonelada métrica

### 10.5.5.2 GASTOR POR REFINACION

- ORO.- 10 dólares por Onza Troy
- PLATA.- 0.35 dólares por Onza Troy
- COBRE.- 0.10 dólares por libra

### 10.5.5.3 PENALIDADES

- ARSENICO: El % de As. en el concentrado menos una base de 0.30%, este resultado multiplicado por 1.6 dólares por tonelada por 10.
- ANTIMONIO: El % de Sb. en el concentrado menos una base de 0.30%, este resultado multiplicado por 1.5 dólares por tonelada por 10.
- BISMUTO: El % de Bi. en el concentrado menos una base de 0.03%, este resultado multiplicado por 1.5 dólares por tonelada por 100.
- PLOMO Y ZINC: El % de Pb y Zn en el concentrado menos una base de 7.0%, este resultado multiplicado por 3 dólares por tonelada.

### 10.5.5.4 VALOR TOTAL

Es la diferencia de: los pagos por tonelada métrica menos maquila, gastos por refinación y penalidades esto multiplicado por el peso neto seco y expresado en dólares.

### 10.5.5.5 SIMULACION DE EXPORTACIÓN

Se aplicara la modalidad de compra de concentrados por la empresa "CORMIN CALLAO S.A.C", para una muestra enviada el 14 de septiembre del 2004 la cual fue evaluada por el laboratorio de dicha comercializadora obteniéndose los siguientes resultados:

Elementos	Ley
Ag	73 gr/Tn
Au	64.87 gr/Tn
Cu	0.924%
Pb	0.02%
Zn	0.72%
As	2.84%
Sb	0.12%
Bi	0.01%
Fe	37.18%
SiO <sub>2</sub>	8.38%
Hg	16 ppm

CORMIN CALLAO S.A.C.



## 10.5.6 CONCENTRADOS DE ORO Y PLATA

### 10.5.6.1 PESO NETO SECO DE CONCENTRADO (TN)

$$\begin{aligned}
 180 \text{ Tn} - 4 \% \text{ Humedad} &= 7.2 \text{ Tn} \\
 180 \text{ Tn} - 7.2 &= 172.80 \text{ Tn} \\
 172.80 - 1\% \text{ Merma} &= 172.80 - 1.728 \text{ Tn} \\
 &= \mathbf{171.072 \text{ Tn}}
 \end{aligned}$$

### 10.5.6.2 COTIZACIONES

Au: 12.5 USD/gr

Ag: 0.19 Centavos/gr

### 10.5.6.3 PAGOS POR TONELADA METRICA (TN)

- Au: Ley \* 95 % (Au total)\* Cotización USD/gr
  - = 64.87 gr/ Tn \* 0.95 \* 12.5 USD/gr
  - = **770.33 USD/Tn**
- Ag : Ley Oz/Tc \* 95 % (Ag total)\*Cotización USD/gr
  - = 73 gr/Tn \* 0.95\* 0.19 centavos/gr
  - = **13.17 USD/Tn**
- Cu : No se analiza por no tener la base necesaria

### 10.5.6.4 TOTAL DE PAGOS EN USD /Tn

$$\begin{aligned}
 &= \text{Pagos Au} + \text{Pagos Ag} \\
 &= 770.33 \text{ USD/Tn} + 13.17 \text{ USD/Tn} \\
 &= \mathbf{783.5 \text{ USD/Tn}}
 \end{aligned}$$

## 10.5.7 DEDUCCIONES

### 10.5.7.1 MAQUILA

Es el costo que cobra la empresa por proceso del concentrado actualmente se establece en:

- **Maquila : 115 USD/Tn**

### 10.5.7.2 GASTOS POR REFINACIÓN

- Au: Ley Oz/Tn \* 95% \* Costo de refinación

$$= 64.87 \text{ gr/Tn} * 0.95 * 0.32 \text{ USD/gr}$$

$$= \mathbf{19.72 \text{ USD/Tn}}$$

- Ag: Ley Oz/Tn \* 95% \* Costo de refinación

$$= 73 \text{ Oz/Tn} * 0.95 * 0.01 \text{ USD/Oz}$$

$$= \mathbf{0.69 \text{ USD/Tn}}$$

### 10.5.7.3 PENALIDADES

- As: ((Ley de As. % - una base en % ) \* costo la penalidad)\*10

$$= ((2.840-0.30)*1.600 \text{ USD/Tn})*10$$

$$= \mathbf{40.64 \text{ USD/Tn}}$$

- Sb: ((Ley de Sb. % - una base en % ) \* costo la penalidad)\*10

$$= ((0.120-0.30)*1.500)*10$$

$$= \mathbf{0.00 \text{ USD/Tn}}$$

- Bi: ((Ley de Bi. % - una base en % ) \* costo la penalidad)\*100

$$= ((0.011-0.03)*1.500)/0.01$$

$$= \mathbf{0.00 \text{ USD/Tn}}$$

- Pb + Zn: (Ley de Pb+Zn. % - una base en % ) \* costo la penalidad

$$= (0.740-7.00)*3.00$$

$$= \mathbf{0.00 \text{ USD/Tn}}$$

### 10.5.7.4 TOTAL DEDUCCIONES

= Maquila + Gastos por refinación + Penalidades

$$= (115 \text{ USD/Tn}) + (19.72 \text{ USD/Tn} + 0.69 \text{ USD/Tn}) + (40.640 \text{ USD/Tn})$$

$$= \mathbf{176.05 \text{ USD/Tn}}$$

**10.5.7.5 VALOR TOTAL A PAGAR POR TONELADA**

$$\begin{aligned} &= \text{Total de pagos en USD /Tn- Total Deducciones en USD /Tn} \\ &= 783.5 \text{ USD/Tn} - 176.05 \text{ USD/Tn} \\ &= \mathbf{607.45 \text{ USD/Tn}} \end{aligned}$$

**10.5.7.6 VALOR TOTAL A PAGAR DEL CONCENTRADO**

$$\begin{aligned} &= \text{Peso Neto Seco de concentrado (Tn) * Valor total a pagar por tonelada} \\ &\quad \text{(USD/Tn).} \\ &= 171.072 \text{ Tn} * 607.45 \text{ USD/Tn} \\ &= \mathbf{103,917.68 \text{ USD (mes)} \Rightarrow 103,917.68 \text{ USD} * 12 = \mathbf{1'247,012.16 \text{ USD (año)}}} \end{aligned}$$

$$\mathbf{\text{Ingreso Anual} = 1'247,012.16 \text{ USD}}$$

## 10.6 EGRESOS

### 10.6.1 Recuperación de la Inversión Fija

⇒ **COSTO DE POSESIÓN.-** Es una cantidad d dinero que permite recuperar la inversión realizada al inicio del proyecto, ya sea por la compra de maquinaria, equipos, herramientas, terrenos, etc.

$$C_p = \frac{\text{Inv.}}{N}$$

Donde:

$C_p$  = Costo posesión

Inv = Inversión por Maquinaria

N = Número de años para recuperar la inversión = 5 años

$$C_p = \frac{59,503.50 \text{ USD}}{5}$$

**$C_p = 11,900.70 \text{ USD/Año}$**

⇒ **INTERESES O COSTO DEL CAPITAL.-** Monto que se fija para recuperar la perdida del valor del capital debido a la devaluación.

$$\text{INT} = \frac{n + 1}{2n} * \text{Inv.} * \text{T.int}$$

Donde:

INT = Intereses

n = Número de años

Inv.F = Inversión

T.int = Tasa de interés = 15% anual

$$\text{INT} = \frac{5 + 1}{2 * (5)} * 59,503.50 * 0.15$$

$$\text{INT} = \mathbf{5,355.315 \text{ USD/Año}}$$

⇒ **AMORTIZACIÓN DEL EQUIPO.**- La amortización es un monto de dinero que se paga periódicamente, para restituir la maquinaria y/o equipo. La amortización se la calcula basándose en el tiempo de vida útil de la maquinaria o equipo.

$$A = \frac{\text{Pe} * r}{(1 + r)^n - 1}$$

Donde:

A = Amortización

Pe = Costo total del Equipo

r = Interés = 15 % anual (Fuente BNF)

n = Tiempo de vida útil del equipo = 10 años

$$A = \frac{58,800 * 0.15}{(1 + 0.15)^{10} - 1}$$

$$A = \mathbf{2,896.02 \text{ USD / Anual}}$$

### 10.6.1 EGRESO TOTAL ANUAL

<b>Costos de Operación</b>	<b>734.291.21 USD / Año</b>
<b>Costos de Posesión</b>	<b>11,900.70 USD/Año</b>
<b>Intereses</b>	<b>5,355.315 USD/Año</b>
<b>Amortización del equipo</b>	<b>2,896.02 USD / Año</b>
<b>Total Egresos</b>	<b>754,443.24 USD/Año</b>

## 10.6.2 RESULTADOS

### ➤ UTILIDAD BRUTA (Por Año)

Utilidad Bruta (UB) = Ingresos (I) – Egresos (E)

Utilidad Bruta (UB) = 1'298,971 USD/Año – 754,443.24 USD/Anual

Utilidad Bruta (UB) = **544,527.76 USD/Año**

### ➤ UTILIDAD NETA (Por Año)

Utilidad Neta (UN) = Utilidad bruta (UB) – Impuestos (Im)

#### **Impuestos:**

- Impuesto a la Renta 25 % UB = 136,131.94 USD/Año

-Reparto de utilidades a los trabajadores 14% UB = 76,233.88 USD/Año

- Regalías de producción 3 % UB = 16,335.83 USD/Año

Total Impuestos = **228,701.65 USD/Año**

Utilidad Neta (UN) = 544,527.76 USD/Año - 228,701.65 USD/Año

Utilidad Neta (UN) = **315,826.11 USD/Año**

### 10.6.3 ÍNDICES TÉCNICOS ECONÓMICOS

➔ **Punto de Equilibrio Económico.-** El punto de equilibrio económico nos permite determinar en función de las ventas cual es el flujo mínimo de dinero que debe ingresar para que la empresa no sufra pérdidas.

$$PE = \frac{CF}{1 - \frac{CV}{V}}$$

Donde:

PE = Punto de Equilibrio Económico

CF = Costos Fijos

CV = Costos variables

V = Ventas

Costos de Personal	96,960.00
Costos de Poseción	11,900.70
Interes	5,355.32
Amortización	2,896.02
<b>Total Costos Fijos:</b>	<b>117,112.04</b>
<b>Costos Variables</b>	<b>USD/Anual</b>
Materia prima	317,676.96
Molienda	15,552.00
Transporte a Perú	86,400.00
Costos de Flotación	24,336.00
Gastos Fijos	158,400.00
<b>Total Costos Fijos:</b>	<b>602,364.96</b>
<b>Ventas</b>	<b>USD/Anual</b>
Ingreso Anual	1'298,971

$$PE = \frac{117,112.04 \text{ USD/Año}}{1 - \frac{602.364.96 \text{ USD/Año}}{1'298,971 \text{ USD/Año}}}$$

$$PE = \frac{117,112.04}{0.53}$$

$$PE = 218,380.45 \text{ USD/Año}$$

➔ **Ley Crítica.-** Contenido mínimo de mineral que debe tener una mina para no producir pérdidas ni ganancias.

$$Lc = \frac{C_{\text{prod}}}{N * f * c}$$

Donde:

Lc = Ley Crítica

C<sub>prod</sub> = Costos de producción

N = Grado de recuperación en la planta de tratamiento

f = Factor : 15 para minerales basa; 1 para minerales preciosos

c = Preció del mineral en el mercado

$$C_{\text{prod}} = \frac{Et}{\text{Prod}}$$

Donde:

Et = Egreso total

Prod = Producción anual



$$C_{\text{prod}} = \frac{754,443.24 \text{ USD/Año}}{2160 \text{ Tn/Año}}$$

$$C_{\text{prod}} = \mathbf{349.27 \text{ USD/Tn}}$$

$$L_c = \frac{349.27 \text{ USD/Tn}}{0.95 * 1 * 12.5 \text{ USD/gr}}$$

$$L_c = \mathbf{29.41 \text{ gr/Tn}}$$

⇒ **Producción Crítica.-** Producción mínima que una empresa debe generar para no obtener pérdidas ni ganancias. Toda producción por debajo de la producción crítica genera pérdidas mientras que una producción superior a la producción crítica genera ganancias.

$$PC = \frac{\text{Prod} * L_c}{L_m}$$

Donde:

PC = Producción crítica

Lc = Ley crítica

Lm = Ley mineral

$$PC = \frac{180 \text{ Tn/mes} * 29.41 \text{ gr/Tn}}{64.87 \text{ gr/Tn}}$$

$$PC = \mathbf{81.61 \text{ Tn/mes}}$$

#### 10.6.4 Rentabilidad

Rentabilidad = (Utilidad Neta / Inversión Total anual ) \* 100

Inversión total = Gasto total de operación = 734,291.21 USD/Año

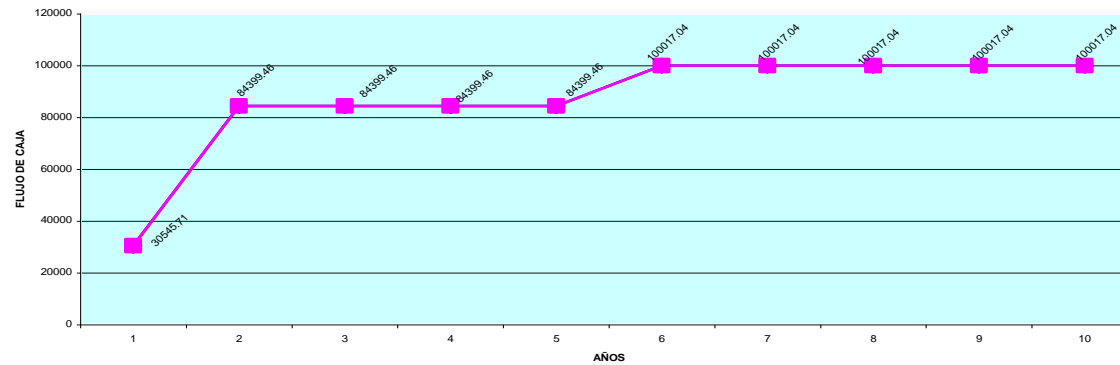
$$\text{Rentabilidad} = \frac{315,826.11 \text{ USD/Año}}{734,291.21 \text{ USD/Año}} * 100\%$$

Rentabilidad = **43.01 %**

FLUJO DE CAJA LIQUIDO

Concepto	TIEMPO ( AÑOS )									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Inversión Fija	-53853.75									
Cosots de operación	-505675.44	-505675.44	-505675.44	-505675.44	-505675.44	-505675.44	-505675.44	-505675.44	-505675.44	-505675.44
Costos de posesión	-10770.75	-10770.75	-10770.75	-10770.75	-10770.75					
Amortización	-2622.67	-2622.67	-2622.67	-2622.67	-2622.67	-2622.67	-2622.67	-2622.67	-2622.67	-2622.67
Interes	-4846.83	-4846.83	-4846.83	-4846.83	-4846.83					
Impuestos	-440504.04	-440504.04	-440504.04	-440504.04	-440504.04	-440504.04	-440504.04	-440504.04	-440504.04	-440504.04
Ingresos	1048819.19	1048819.19	1048819.19	1048819.19	1048819.19	1048819.19	1048819.19	1048819.19	1048819.19	1048819.19
<b>Flujo de caja Liquida</b>	<b>30545.71</b>	<b>84399.46</b>	<b>84399.46</b>	<b>84399.46</b>	<b>84399.46</b>	<b>100017.04</b>	<b>100017.04</b>	<b>100017.04</b>	<b>100017.04</b>	<b>100017.04</b>

DIAGRAMA FLUJO DE CAJA LIQUIDO



### 10.6.5 TASA INTERNA DE RETORNO

La tasa interna de retorno se la calcula en función del valor actual líquido de un flujo de caja a diferentes tasas de interés.

$$\text{TIR} = r_i + \{ (r_s - r_i) * \left[ \frac{\text{VAL}_i}{\text{VAL}_i - \text{VAL}_s} \right] \}$$

Donde:

$r_i$  = Tasa de interés inferior

$r_s$  = Tasa de interés superior

$\text{VAL}_i$  = Valor actual líquido inferior

$\text{VAL}_s$  = Valor actual líquido superior

### ➤ VALOR ACTUAL LIQUIDO (VAL)

$$\text{VAL} = P(1+r)^{-n}$$

Donde:

$P$  = Utilidad neta actual

$r$  = Tasa de interés

$n$  = número de año

$$\begin{aligned} \text{VAL}_i(27\%) &= [-1'037,603.39*(1+0.27)^{-0}] + [320,871.11*(1+0.27)^{-1}] + \\ &[320,871.11*(1+0.27)^{-2}] + [320,871.11*(1+0.27)^{-3}] + [320,871.11*(1+0.27)^{-4}] \\ &+ [333,082.11*(1+0.27)^{-5}] + [333,082.11*(1+0.27)^{-6}] + [333,082.11*(1+0.27)^{-7}] \\ &+ [333,082.11*(1+0.27)^{-8}] + [333,082.11*(1+0.27)^{-9}] \end{aligned}$$

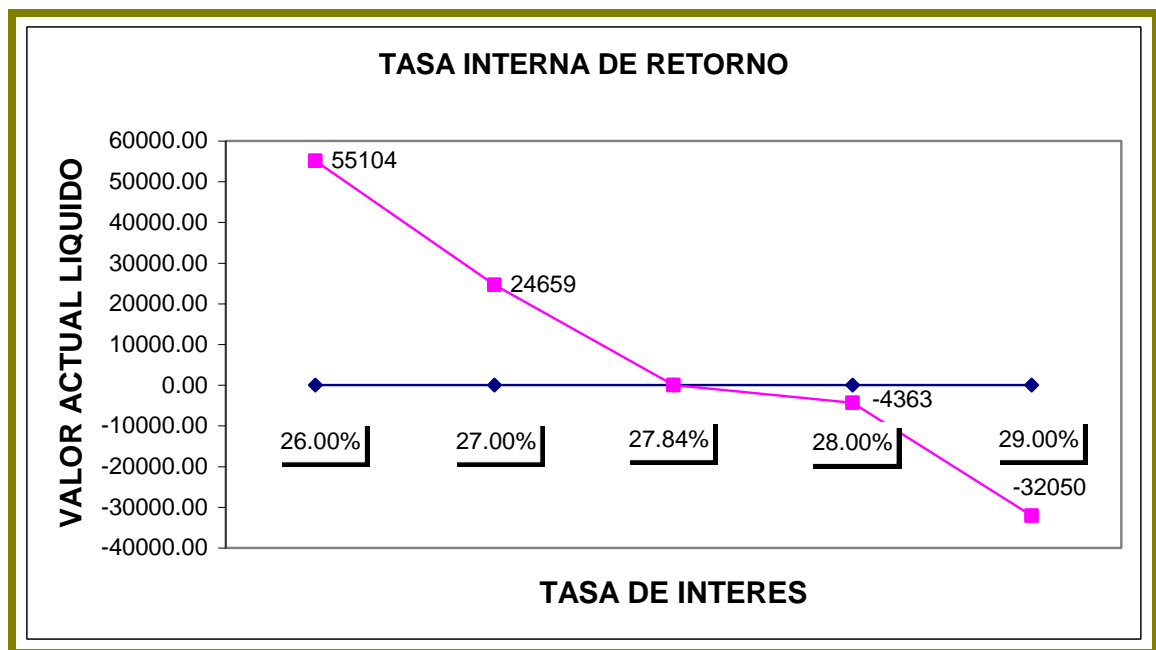
$$\text{VAL}_i(27\%) = 24,659.28$$

$$\begin{aligned} \text{VALs( 28 \% )} &= [-1'037,603.39*(1+0.28)^{-0}] + [320,871.11*(1+0.28)^{-1}] + \\ &[320,871.11*(1+0.28)^{-2}] + [320,871.11*(1+0.28)^{-3}] + [320,871.11*(1+0.28)^{-4}] \\ &+ [333,082.11*(1+0.28)^{-5}] + [333,082.11*(1+0.28)^{-6}] + [333,082.11*(1+0.28)^{-7}] \\ &+ [333,082.11*(1+0.28)^{-8}] + [333,082.11*(1+0.28)^{-9}] \\ \text{VALs( 28 \% )} &= - 4363.28931 \end{aligned}$$

$$\text{TIR} = \text{ri} + \{ (\text{rs} - \text{ri}) * \left[ \frac{\text{VALi}}{\text{VALi} - \text{VALs}} \right] \}$$

$$\text{TIR} = 27 + \{ (28 - 27) * \left[ \frac{24,659.28}{24,659.28 - (- 4363.28931)} \right] \}$$

**TIR =27.84 %**



## CAPITULO XI

# **ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL**

## **11 ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL**

### **11.1 IDENTIFICACIÓN DE LOS IMPACTOS AMBIENTALES**

#### **11.1.1 MEDIO FÍSICO**

#### **11.1.2 CLIMA Y FACTORES ECOCLIMÁTICOS.**

Según Luis Cañadas, Mapa Bioclimático del Ecuador, el área de influencia de la planta, se encuentra ubicada en la región bioclimática Muy Seca que se localiza en el Suroeste del país. En esta región las máximas precipitaciones ocurren de Enero a Abril, debido especialmente a la influencia de la zona de convergencias intertropical y de la Corriente del Niño.

##### **☞ TEMPERATURA**

Esta región se encuentra desde los 5 msnm hasta la cota de los 600 msnm, con una temperatura media anual de 23 a 26 °C. Respecto a las temperaturas promedio mensuales, los meses de enero hasta abril son los más calurosos, que coinciden con la época de invierno; siendo una de las características propias de la región costera de nuestro país.

##### **☞ PRECIPITACIÓN**

La precipitación promedio regionalmente varía entre 500 y 1900 mm de lluvia al año. Los meses más lluviosos están comprendidos entre los meses de enero a abril, que corresponden al periodo de invierno que experimenta nuestra región costera. El resto del año la zona recibe precipitaciones que van en el orden de los 32 mm hasta los 79 mm, considerado como la época de verano.

##### **☞ EVAPORACIÓN.**

Debido a la evaporación que se produce en el suelo y la transpiración de las plantas, el terreno pierde una cierta cantidad de agua a la que se le denomina Evapotranspiración. Se analizó que el suelo pierde alrededor de los 896,2 mm durante el año.

La estación climatológica de Pagua es la más cercana al área del proyecto y dispone de la información regional. La ubicación geográfica de la estación es la siguiente: Latitud: 03° 04' 10" S ; Longitud: 79° 46' 04" W; Altitud 30 msnm

### ☞ USO ACTUAL DEL SUELO.

Los suelos de la zona de influencia de la planta de tratamiento y beneficio tienen un limitado valor para las actividades agrícolas. No existe un bosque natural; en la superficie donde se ubica la planta existe poca vegetación únicamente en la ribera del río siete.

## 11.1.2 MEDIO BIÓTICO

### 11.1.2.1 FLORA Y FAUNA

#### ☞ FLORA.

Según Luis Cañadas en el Mapa Bioclimático del Ecuador, 1983, la zona de estudio corresponde a la Formación Vegetal de Holdrige Bosque muy seco Tropical en un rango altitudinal que oscila entre 0 y 300 msnm.

<b>LISTA DE ESPECIES VEGETALES REPRESENTATIVAS</b>	
<b>NOMBRE VULGAR</b>	<b>NOMBRE CIENTÍFICO</b>
Laurel	<i>Cordia alliodora</i>
Vainillo	<i>Cassia</i> sp.
Palma	<i>Iriartea gigantea</i>
Faique	<i>Acacia macracantha</i>
Balsa	<i>Ochroma pyramidale</i>
Guayacán	<i>Tabebuia chrysantha</i>

#### ☞ FAUNA

Para la identificación de especies faunísticas naturales representativas de la zona se recurrió a la información bibliográfica existente en la clasificación de pisos zoogeográfico del Ecuador (Luis Albuja, 1980) que pertenece al piso tropical Suroccidental.



<b>LISTA DE ESPECIES ANIMALES REPRESENTATIVAS</b>		
<b>NOMBRE VULGAR</b>		<b>NOMBRE CIENTÍFICO</b>
ANFIBIOS	Rana	Eleutherodactylus
	Sapo	Bufo bufo
	Lagartija	Anolis Nigrolineatus
REPTILES	Equis	Bothrops sp
	Dormilona	Trachyboa gularis
AVES	Lechuza	Tito Alba
	Gavilán	Accipiter Bicolor
	Rata	Rattus norvegicus
MAMÍFEROS	Ratón	Oryzomys sp
	Murciélago	Desmodus Rotundus

### 11.1.3 MEDIO SOCIO - AMBIENTAL

La minería además de generar impactos sobre el medio físico y biótico, también genera impactos sobre el medio socio ambiental y sobre los aspectos que lo componen, entre los cuales podemos mencionar los siguientes:

#### 11.1.3.1 POBLACIÓN

La población del recinto esta constituida por 30 familias poseedoras de fincas de 3 a 10 hectáreas destinadas a la producción de cacao y a pastizales para la crianza de ganado vacuno. La estructura familiar promedio es de 6 a 7 miembros, nucleada desde las labores agropecuarias. En el centro rector del recinto, alrededor de la plaza central, tiene su vivienda 10 familias. Las demás se encuentran dispersas y su vivienda esta situada al interior de las fincas. La construcción de la vivienda en general, es mixta y distribuida funcionalmente.

### **11.1.3.2 INFRAESTRUCTURA.**

El pequeño caserío, carece de alcantarillado y de un sistema alternativo para la evacuación de aguas servidas. Los desechos sólidos son enterrados o quemados en los huertos. La López se encuentra completamente electrificada y el abastecimiento de agua se lo realiza mediante entubamiento desde la captación de vertientes que bajan de la cordillera.

El servicio de educación escolar es satisfecho por la presencia de una escuela fiscal, de carácter unidocente; mientras que la educación secundaria es atendida en el Colegio fiscal de Ponce Enríquez.

En cuanto al sector Salud, la población esporádicamente es atendida a través de campañas de vacunación realizadas desde El centro de salud de Ponce Enríquez y en casos de emergencia al hospital público de la ciudad de Machala.

En cuanto a la vía de comunicación desde Ponce Enríquez hasta el caserío se vuelve intransitable para las camionetas de sector público en épocas de lluvias; para lo cual los moradores se ven obligados a buscar apoyo a las empresas mineras del sector y con la ayuda comunal en “mingas “ se logra superar de alguna manera el problema.

### **11.1.3.3 EMPLEO**

La actividad económica de los pobladores del recinto se basa principalmente en la producción esencialmente de café, cacao, banano y la crianza de ganado vacuno.

El número total de trabajadores de la planta es de 42, distribuidos en tres turnos diarios durante las 24 horas del día, como se indica a continuación:

- 9 Personal técnico – Administrativo
- 4 Personal de seguridad (guardias de seguridad)
- 20 Personal para producción (supervisores, operadores y ayudantes)
- 10 Personal de servicio (bodeguero, soldadores , albañiles, mecánico, chofer)

## 11.2 VALORACIÓN DE LOS IMPACTOS AMBIENTALES

A pesar de las diferentes técnicas de valoración de impacto ambiental ampliamente utilizadas en la literatura internacional, se emplea una matriz de causa-efecto para valorar y cuantificar la magnitud de dichos impactos.

En el presente estudio para valor y cuantificar los impactos al medio ambiente se utilizo como base la matriz de Leopold.

Los criterios de medida en que se basa esta técnica de valoración de los impactos ambientales son los siguientes:

- **Naturaleza (N).**- Está en función del bienestar o perjuicio causado al medio ambiente, se lo cuantifica de la siguiente manera:

Si el impacto es beneficioso (+)

Si el impacto es perjudicial (-)

Si el impacto no produce un efecto significativo (n)

- **Duración (D).**- Está en función del tiempo en que el impacto se hace presente, y se lo valora de la siguiente manera:

Corto Plazo (Cp) = 1- menor a 2 años después de haber iniciado la actividad

Mediano plazo (Mp) = 2 ; de 2 a 5 años

Largo plaza (Lp) = 3 ; de 5 a 10 años

Residuales (R) = 4

- **Extensión (E).**- Según el área de influencia que pueda tener el impacto, se lo califica de la siguiente manera:

Puntual = 1

Parcial = 2

Total = 3

Crítico = 4

- **Intensidad (I).**- Se basa en la profundidad de los cambios que se producen en los factores ambientales, se los valora:

Baja =1

Media =2

Alta =3

Muy Alta =4

- **Momento (M).**- Tiempo en el cual el impacto se manifiesta, se lo cuantifica así:

A largo plazo = 1

Mediano plazo = 2

Inmediato = 3

Crítico = 4

- **Persistencia (P).**- Es la duración en función del tiempo del impacto.

Fugaz = 1

Temporal =2

Pertinaz = 3

Permanente =4

- **Reversibilidad (R).**- Es el plazo de tiempo o posibilidad en que se recuperen los efectos del impacto.

A corto plazo = 1

A mediano plazo = 2

A largo Plazo = 3

Irreversible = 4

- **Ponderación (P).**- Para la ponderación de los impactos se ha considerado que los factores de intensidad y extensión, son los principales ya que por una parte la extensión representa el área de influencia del impacto y por otra parte la intensidad muestra la profundidad de los cambios que se producen sobre los factores ambientales, por lo que se propone su multiplicación y para los criterios de momento, persistencia y reversibilidad se los sumara; como se muestra en la siguiente expresión.

$$P = E * I + (M + P + R)$$

- **Importancia (Ip).**- Es la valoración cualitativa sobre la base de los resultados cuantitativos de la ponderación de los impactos ambientales se lo expresa de la siguiente manera:

Fuertes (F) = Valores mayores o iguales a 11

Moderados (M) = Valores entre 10 y 9

Leves (L) = Valores menores e iguales a 9

**(Ver Excel Matriz de Impacto Ambiental)**

De los resultados de la evaluación y valoración se puede apreciar los impactos más importantes que a continuación se detallan:

En cuanto a la valoración de los Impactos Ambientales, existen impactos negativos en lo que se refiere al **Medio Físico** así; tenemos: que la contaminación del agua superficial le corresponde una ponderación de 16 significando que es una importancia Fuerte; siendo la ponderación más alta y por lo tanto a la que deberá tomársela más en cuenta para el plan de manejo ambiental, mientras que la contaminación del agua subterránea tiene una ponderación de 11, con una importancia Fuerte. La afectación al aire le corresponde una ponderación de 7, teniendo una importancia Leve.

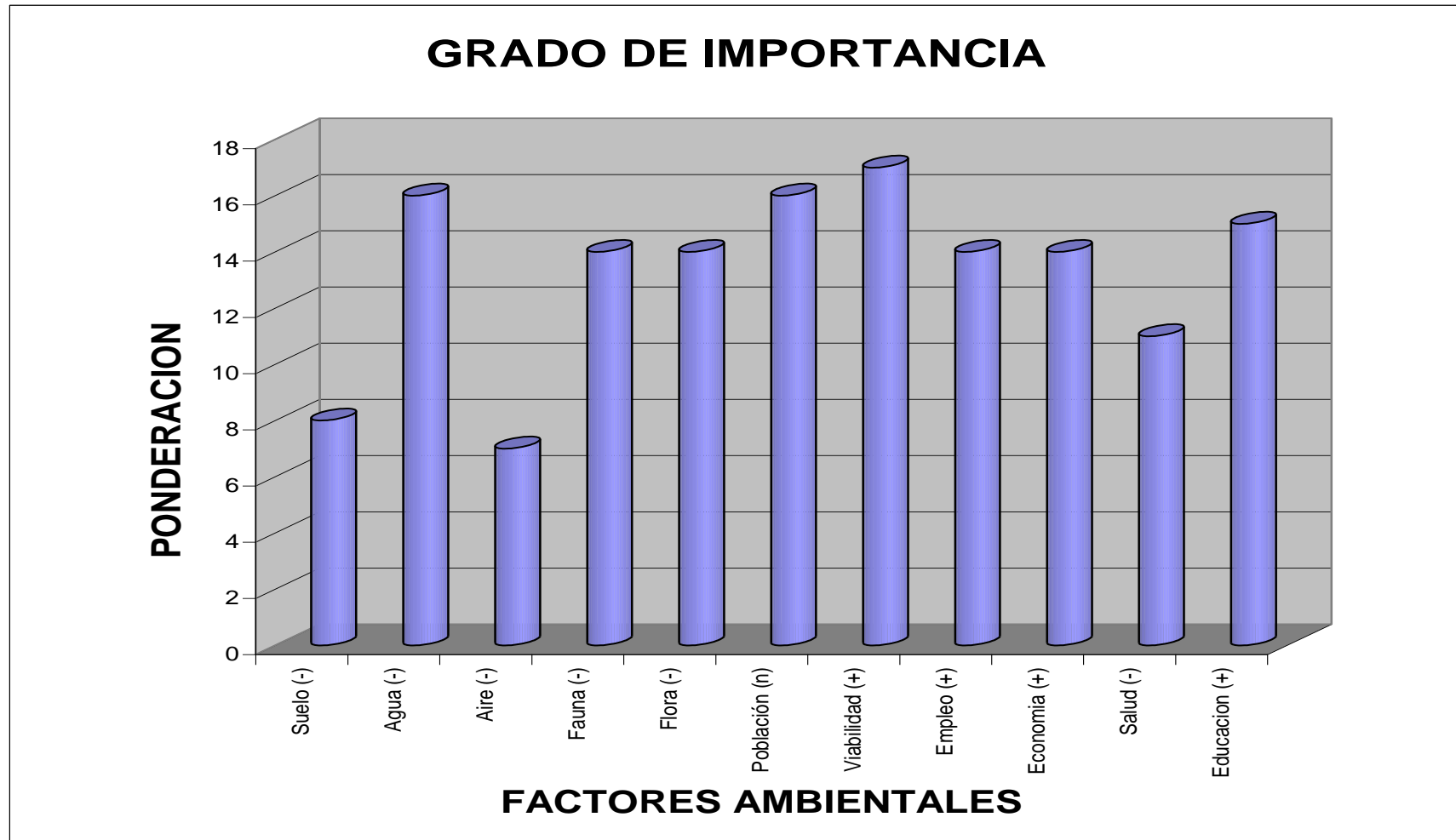
En el **Medio Biótico** existe una ponderación de 14, tanto para flora y fauna en lo que respecta a la migración de la fauna local, pérdida de especies fuaunisticas, así como pérdida de la cubierta vegetal y deforestación.

En cuanto al medio **Socio-Económico** existen impactos positivos en lo que se refiere al mejoramiento de vías de acceso, aumento de mano de obra, mejoramiento de la economía, Capacitación de trabajadores, así; la ponderación más alta se refiere al mejoramiento de vías de acceso y capacitación de los trabajadores con una ponderación de 17 y 15 respectivamente, equivaliéndoles una importancia Leve. Al aumento de mano de obra y mejoramiento de la economía les corresponde una ponderación de 14 determinándose una importancia Fuerte.

En lo que respecta a salud la obra causa un efecto negativo con una ponderación de 11, causada principalmente por la gran cantidad de polvo y gases que se producen en la planta.

Existe un impacto neutro que corresponde al incremento de asentamientos humanos.

**PONDERACION**



**Grafico 1: VALORACION DE LOS IMPACTOS AMBIENTALE**

### 11.3 MEDIDAS DE MITIGACION DE LOS IMPACTOS.

Los propósitos de la mitigación son:

- ☞ Buscar las mejores alternativas para hacer las cosas, de forma que los impactos negativos de una propuesta sean eliminados o minimizados y los beneficios sean potenciados; y,
- ☞ Asegurarse que los individuos no tengan que enfrentar costos que sean mayores que los beneficios que supuestamente recibirán por la implementación del proyecto.

#### 11.3.1 TRATAMIENTO DE EFLUENTES.

Una de las principales problemas asociados a la minería es la contribución de sustancias tóxicas y no tóxicas a las aguas superficiales, sea por descarga directa, en los casos de una mala práctica de almacenamiento y control de los lixiviados y colas, por arrastres ocasionados por las lluvias y la escorrentía superficial e incluso vía subterráneas que reciben las infiltraciones desde los sitios mineros y afloran eventualmente en cuerpos superficiales.

Para el tratamiento de efluentes se recomienda las siguientes actividades:

- ☞ Se deberá tratar de reducir la contaminación física-química y microbiológica del cuerpo del río Siete mediante la prohibición absoluta de verter directamente sobre los mismos, toda clase de desechos líquidos (combustibles, lubricantes, aguas residuales del proceso de tratamiento del mineral y aguas servidas) y sólidos (material de suelo removido y otros desechos)
- ☞ Alrededor de las diferentes instalaciones de la planta se deberán construir un sistema de canales interiores comunicados a uno principal para la recolección de las aguas servidas producidas en la sección de la cocina y baños, no serán vertidas directamente en los cursos de agua, sino que deberán ser recolectados y conducidas adecuadamente a uno o varios pozos sépticos con la suficiente capacidad, que deberán ser construidos para su recolección, degradación y lixiviación.



☞ La destoxificación del cianuro contenido en los efluentes puede removerse por los siguientes métodos:

- El cianuro se atenúa mediante procesos naturales. Con el transcurso del tiempo, los procesos naturales, como la exposición a la luz del sol, pueden reducir la concentración de las formas tóxicas del cianuro en soluciones a valores muy bajos. El principal mecanismo de degradación natural es la volatilización con posteriores transformaciones atmosféricas a sustancias químicas menos tóxicas. Sin embargo este procedimiento puede llevar varias semanas, requiriéndose grandes áreas de almacenamiento de los efluentes del proceso de lixiviación.

- La destoxificación del cianuro de las soluciones efluentes puede ser realizado mediante el proceso AVR (Acidificación, volatilización y reneutralización). Teniendo en cuenta la practicidad de su aplicación, así como los resultados obtenidos sobre la eficiencia de destoxificación en las pruebas de laboratorio, ORENAS ha creído conveniente continuar investigando sobre su implementación. Su concepto. Soluciones alcalinas de lixiviación con cianuro son acidificadas, el ácido cianhídrico producido es removido por volatilización mediante una corriente de aire y finalmente, este gas es reabsorbido nuevamente dentro de la solución alcalina.

### **11.3.2 TRATAMIENTO DE DESECHOS SÓLIDOS.**

Para el tratamiento de desechos sólidos se recomienda las siguientes actividades.

☞ Los desechos biodegradables producidos durante el cumplimiento de las diferentes actividades no serán vertidos directamente en el suelo ni tampoco en los cuerpos de agua, sino que serán recolectados en recipientes adecuados para su disposición final en un pozo ciego abierto para este fin. Se utilizarán los recipientes vacíos de cianuro debidamente pintados.

☞ Los recipientes metálicos de cianuro podrían ser confinados en la base de la piscina de la piscina de relaves que se va a construir. Previamente se disminuirá el volumen mediante la técnica del prensado. Igual tratamiento deberá darse al resto de desechos. Costo de esta medida.

#### ☞ CONSTRUCCION DE LA PRESA DE COLAS.

La generación de relaves que por la actividad misma de la planta, que viene funcionando desde hace varios años, ha hecho que las piscinas donde se almacena estos relaves se colmaten y en algunas ocasiones se desborden directamente al río Siete.

Aprovechando el amplio espacio físico que cuenta la empresa al momento viene construyendo la presa de colas con una capacidad aproximada de 45,000 metros cúbicos, que se producirán durante 10 años con la actual tasa de producción que es alrededor de 900 toneladas mensuales.

### **11.3.3 TRATAMIENTO DE COMBUSTIBLES E INSUMOS QUIMICOS.**

El almacenamiento y manejo de combustibles y lubricantes deberá llevarse a cabo evitando los derrames operacionales y accidentales que podrían afectar la calidad del suelo. Para ello se recomienda tener un tanque estable de diesel en el lugar del proyecto, con una capacidad de aproximadamente 300 galones, que será utilizada para poner en funcionamiento el generador cuando falte el fluido eléctrico del sistema Interconectado Nacional.

Para el almacenamiento de aceite se utilizaran recipientes con las debidas seguridades y en buenas condiciones.

Se deberá continuar realizando el almacenamiento ordenado de los insumos químicos que se utilizaran en el proceso.

#### **11.4 MEDIDAS DE SEGURIDAD.**

☞ Con la finalidad de evitar el fácil acceso del personal en las diferentes instalaciones de la planta, cada sección (talleres, bodega, laboratorio entre otros), deberá estar provista de las debidas seguridades, (mallas, puertas y candados). Con el propósito de que todo el personal involucrado en el proyecto tome conciencia sobre la necesidad de vivir en un ambiente sano y libre de contaminación y la preservación del medio ambiente natural, se dictara anualmente un seminario taller en el que se trataran temas relacionados con la temática ambiental, salud, higiene y seguridad personal.

#### **11.5 PRESUPUESTO ESTIMADO AL PLAN DE MANEJO AMBIENTAL.**

☞ Dentro del plan de manejo ambiental se debe hacer referencia al costo estimado a proyectarse y el cronograma de actividades a cumplirse durante un periodo de 12 meses

## 11.5.1 COSTO ESTIMADO A PROYECTARSE ANUAL.

ACTIVIDADES	CANTIDAD	UNIDAD DE MEDIDA/COSTO UNITARIO USD	COSTO TOTAL USD
- Construcción de escombreras	100 m <sup>2</sup>	1 m <sup>2</sup> /2	200
- Construcción de viveros	50 m <sup>2</sup>	1 m <sup>2</sup> /2	100
- Reforestación	500 U/Ha	1 Planta/0.50	250
- Construcción de drenajes para las aguas servidas y lluvias	(100*0.5*0.3m)	1 m <sup>3</sup> /3	45
- Construcción de pozos biodegradables	(5*5*4) (Long.*Ancho*Porf.)	1 m <sup>3</sup> /3	300
- Construcción de pozos no biodegradables	(5*5*4)	1 m <sup>3</sup> /3	300
- Construcción de piscinas de decantación	10*3*2	1 m <sup>3</sup> /3	180
- Construcción de Bodega para combustible, aceites y aditivos	16 m <sup>2</sup>	1 m <sup>2</sup> /4	64
- Recolección de muestras de agua, tratamiento y análisis.	24 muestras anuales	1 muestra/35	861
		<b>Total</b>	<b>2000</b>

### 11.5.2 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES ANUAL

ACTIVIDAD	Tiempo de Ejecución (Meses)											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Construcción de Escombreras	█											
Construcción de viveros temporales				█								
Reforestación						█						
Construcción de sistemas de drenaje para aguas servidas y aguas lluvias			█									
Construcción de piscinas de decantación			█									
Construcción de pozos sépticos no biodegradables									█			
Construcción de bodegas para Combustibles, aceites, aditivos			█									
Construcción de pozos sépticos biodegradables						█						
Análisis y tratamiento de muestras de Agua y suelo temporales			█									

## CAPITULO XII

# **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

## 12.1 CONCLUSIONES

En síntesis el presente trabajo de Tesis de Grado es el resultado de las observaciones, investigaciones y análisis técnico-económico y ambiental aplicados durante el transcurso de su elaboración. Mediante lo cual se ha llegado a las siguientes conclusiones:

- ☞ De acuerdo a los ensayos y análisis desarrollados en la Planta de Beneficio “La López” se determinó que la mejor alternativa en función del factor Técnico-Económico y Ambiental para el tratamiento de minerales del Sector Santa Martha es la “Flotación de Minerales Sulfurosos” en base a los siguientes resultados:
  - En las pruebas de concentración gravitacional se establece que la mayor cantidad de oro se recupera como finos (57.96 %), si tomamos en consideración que la concentración gravimétrica funciona para tamaño de grano mineral grande en este caso dicho proceso no tiene mucho significado.
  - Los resultados de los ensayos de cianuración determinaron la gran refractariedad que presenta el mineral, esto se debe a que el oro se encuentra encapsulado en sulfuros tales como: pirita, pirrotina, calcopirita, escalerita, galena, etc., en consecuencia el cianuro no puede disolver eficazmente las partículas de oro.
  - Con las pruebas de flotación se incrementa la recuperación del mineral ya que por un lado se obtiene un concentrado rico en oro y un producto de bajo contenido o estéril, las denominadas colas o relaves. El proceso de flotación se vuelve atractivo desde el punto de vista de que si se vende los concentrados al Perú, en dicho país pagan hasta el 95 % del oro total presente en el concentrado, para el presente caso se tiene que la ley de cabeza o oro total es 16.41 gr/Tn y cianurable 11.5 gr/Tn, si se exporta le pagarán hasta 15.5 gr/Tn, lo que representaría una utilidad para la compañía.

- ☞ Mediante el método de lixiviación por Cianuración Actualmente utilizado en la planta de Benéfico para el mineral de Santa Martha llega a recuperar hasta un 60%, mientras el restante 40 % se va en colas o relaves, debido a la refractariedad del mineral, por lo que dicho proceso para tales minerales no es muy eficiente, consecuentemente genera pérdidas para la compañía.
- ☞ Se ha identificado, valorado los impactos ambientales que está causando y que causará a futuro las diferentes actividades productivas de la planta de Beneficio La López; para lo cual se presenta un conjunto de medidas mitigadoras de los impactos con lo cual se pretende cumplir con la premisa de desarrollo sustentable. Así mismo se ha determinado que el sistema de beneficio propuesto no causará mayor daño al ambiente del que causa el sistema de beneficio actual, ya que los procesos de fundición y refinación lo harán la compañía comercializadora.
- ☞ Según el análisis técnico – económico con el sistema actualmente empleado se obtiene una rentabilidad del 28.05 %; mientras que con el proyecto propuesto se obtiene una rentabilidad calculada en 43.01 %.

## **12.2 RECOMENDACIONES.**

- ☞ Tratar que el mineral que sale del molino llegue a pasar la malla 200 en un 80%, como se determinó la mayor parte del oro se encuentra en mallas superiores a 200.
- ☞ De igual forma no se debe descuidar y tener presente que las tendencias actuales indican moler tan grueso como sea posible sin sacrificar la recuperación.
- ☞ Seguir realizando pruebas pirometalúrgicas o tostación de los concentrados, de tal forma que no sea necesario la exportación de los concentrados y de alguna manera lograr aumentar la rentabilidad de la empresa.



# **BIBLIOGRAFIA**

## ***BIBLIOGRAFÍA***

- ✍ CODIGEM; Programa de Asistencia Técnica a la Cooperativa Bella Rica, Quito, 1996
- ✍ Agustín Paladines; Zonificación Geotectónica y Metalogénica del Ecuador, 1989.
- ✍ Ing. José Otaño – ing. Roberto Blanco, NOCIONES DE MINERIA, editado por la Facultad de Ciencia y Tecnología de la Universidad Nacional de Loja.
- ✍ José Valencia; Introducción al Campo de Procesamiento de Minerales.
- ✍ Errol Kelly, David J; Introducción al Procesamiento de Minerales.
- ✍ Seminario, La metalurgia de Oro En El Ecuador.
- ✍ Alexander Sutulov; Flotación de Minerales. Universidad de Concepción, Chile, 1963
- ✍ CYNAMID; Manual de Productos Químicos para Minería
- ✍ Lorena Vargas, Edwin Naula; Elección del Sist. de Explotación del Área Minera El Porvenir, Tesis de Grado.