

T
553.41
H557



ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL

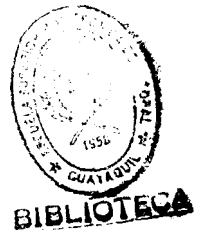
Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

"INVESTIGACION DEL COMPORTAMIENTO MINERALURGICO Y METALURGICO DE LOS MINERALES SULFURADOS DE LA CONCESION MINERA BIRA (PROVINCIA DEL ORO, CANTON ZARUMA)"

TESIS DE GRADO

Previo a la Obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS



Presentada por:

Rodrigo Hernández Villacís

Guayaquil - Ecuador

1995

AGRADECIMIENTO

Mis sinceros agradecimientos a los Ingenieros y personal del Laboratorio de la CODIGEM, a la Ing. Coralia de la Cadena, Ing. Jorge Calle, Ing. Hugo Eguez, a Chechita, y en especial al Ing. Walter Camacho N.

DEDICATORIA

A MIS PADRES

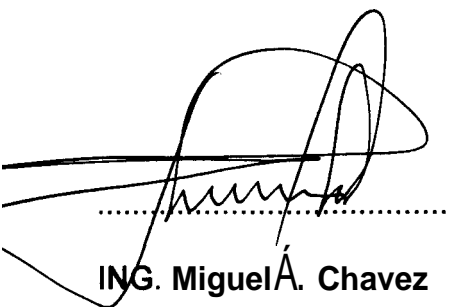
A MIS HERMANOS

DECLARACION EXPRESA

“La responsabilidad por los hechos, ideas y doctrinas expuestos en esta tesis me corresponden exclusivamente, y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL”.

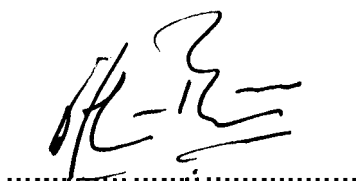
(Reglamento de Exámenes y Títulos profesionales de la ESPOL).

.....
Rodrigo Hernandez Villacis



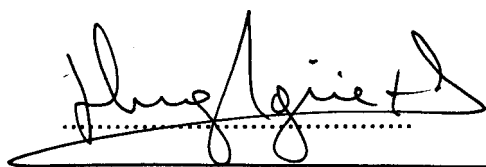
ING. Miguel Á. Chavez

Decano de la F. I. C. T.



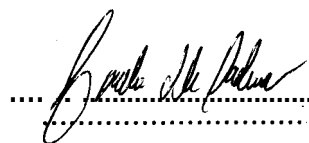
ING. Walter Camacho

Director de Tesis



ING. Hugo Equez

Miembro del Tribunal



ING. Coralia de la Cadena

Miembro del Tribunal

RESUMEN

El presente estudio tiene como objetivo principal encontrar las condiciones operacionales Óptimas de diferentes procesos, en las cuales la recuperación de oro alcance valores máximos.

Además de esta investigación, ha sido necesario, introducir aspectos **geológicos-mineros** teóricos a fin de facilitar el estudio de beneficio de este mineral.

En la parte experimental se trató primero **los** procesos gravitnétricos (mesa, espiral y jig), proceso físico-químico (flotación) y proceso químico por separado, para luego realizar un ensayo combinado con las mejores condiciones, para obtener su mayor recuperación.

Los resultados de cada ensayo han sido estudiados y representados en tablas y diagramas para su mejor apreciación; siendo las mejores condiciones las siguientes:

Espiral.- Con un contenido de sólido del **33 %** y 20 minutos de molienda se llegó a una recuperación del 80 %.

Mesa.- Con un contenido de sólido del **33 %** , una ángulo de inclinación **de 6** grados y con rifles rectos se obtuvo una recuperación del 55 %.

Jig.- Con un contenido de sólido del **33 %** y una pulsación de **160 r.p.m.**, se logró una recuperación del **66 %**.

Cianuración.- Con una relación sólido/líquido de **1/3** por peso, una concentración de cianuro de **400 mg/lt.** en cianuración directa del mineral se alcanzó una recuperación del **30 %**; con las mismas condiciones pero con procesos gravimétricos previos (espiral y jig) aumento su recuperación al **69 %**.

Flotación.- Con una relación sólido/líquido de **1/3** por peso, un Ph de **9,5** y **35** minutos de molienda se obtuvo una recuperación del **98 %**.

Finalmente con la realización de un ensayo combinado se llegó a una recuperación global del **86,64 %**.

Para concluir cabe señalar que en base a la parte experimental, se obtuvieron resultados satisfactorios que **avalizan** su aplicación industrial, dada la docilidad favorable de este mineral.

INDICE GENERAL

RESUMEN	V
INDICE GENERAL	VII
INDICE DE FIGURAS	XI
INDICE DE DIAGRAMAS	XII
INDICE DE TABLAS	XIII
INDICE DE FOTOS	XVIII
ABREVIATURAS Y SIMBOLOS	XIX
 CAPITULO I INTRODUCCION.	
1.1 Objetivos	20
1.2 Importancia	21
1.3 Alcance	22
 CAPITULO II GENERALIDADES DEL DISTRITO MINERALIZADO PORTOVELO-ZARUMA.	
2.1 Ubicación política y geográfica	24

2.2	Clima y vegetación	27
2.3	Tectónica del área	28
2.4	Geología del área	29
2.5	Génesis geológica	32
2.6	Sistema actual de las minas y mineralización	34
2.7	Sistema de explotación	38
 CAPITULO III		
PROCESOS GRAVIMETRICOS.		
3.1	Fundamentos de la gravimetría	40
3.2	Equipos y su utilización	42
 CAPITULO IV		
FLOTACION.		
4.1	Fundamentos de la flotación	49
4.2	Consideraciones generales	51
4.3	Práctica de flotación	53
 CAPITULO V		
CIANURACION.		

5.1 Fundamentos de la cianuración	58
5.2 Descripción de varios métodos de cianuración	61
5.3 Precipitación del oro	64
5.4 Práctica de cianuración	69
CAPITULO VI	
CHARACTERIZACION DE LAS MUESTRA.	
6.1 Selección de las muestras	72
6.2 Trituración. homogenización y cuarteo de la muestra	75
6.3 Análisis químico de cabeza	78
6.4 Determinación del peso específico	83
6.5 Pruebas granulométricas en húmedo y en seco	84
6.6 Interpretación de resultados de las curvas granulométricas	87
6.7 Elaboración de láminas pulidas y delgadas	91
6.8 Análisis mineralógico	93
CAPITULO VII	
EXPERIMENTACION (Procesos gravimétricos. amalgamación, cianuración y flotación).....	
	101

CAPITULO VIII	
ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS.....	107
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	114
ANEXOS	117
BIBLIOGRAFIA	161

INDICE DE FIGURAS

Fig.

1. Mapa de la ubicación geográfica de Portovelo y Zaruma	21
2. Plano de la ubicación de la mina (concesión BIRA S.A.)	73
3. Ubicación de los puntos de muestreo de la veta Elizabeth	74
4. Curvas granulométricas a diferentes tiempos de molienda	89
5. Método de la tangente para encontrar el tiempo de molienda	90
6. Curva de cianuración directa (% recup. vs tiempo acumul.)	134
7. Curva de cianuración combinada (% recup. vs tiempo acumul.)	143

INDICE DE DIAGRAMAS

Diagrama.

1. Preparación de la muestra	77
2. Flotación con limpieza	104
3. Ensayo combinado	106
4. Recuperación particular	112
5. Recuperación global	113

INDICE DE TABLAS

Tabla.

1. Granulometría del material de cabeza preparado en laboratorio (-10 mallas).....	118
2. Granulometría del material de cabeza, luego de 15 minutos de molienda	118
3. Granulometría del material de cabeza, luego de 20 minutos de molienda	119
4. Granulometría del material de cabeza, luego de 25 minutos de molienda	119
5. Granulometría del material de cabeza, luego de 30 minutos de molienda	120
6. Granulometría del material de cabeza, luego de 35 minutos de molienda	120
7. Granulometría del material de cabeza, luego de 40 minutos de molienda	121
8. Granulometría del material de cabeza, luego de 45 minutos de molienda	121
9. Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en mesa # 1	122

10. Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en mesa # 2	122
11. Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en mesa # 3	123
12. Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en mesa # 4	123
13. Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en espiral # 1	124
14. Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en espiral # 2	124
15. Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en jig # 1	125
16. Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en jig # 2	125
17. Condiciones de la prueba de flotación # 1	126
18. Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 1	126
19. Condiciones de la prueba de flotación # 2	127
20. Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 2	127
21. Condiciones de la prueba de flotación # 3	128

22. Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 3	128
23. Condiciones de la prueba de flotación # 4	129
24. Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 4	129
25. Condiciones de la prueba de flotación # 5	130
26. Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 5	130
27. Condiciones de la prueba de flotación # 6	131
28. Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 6	131
29. Condiciones de la prueba de flotación # 7	132
30. Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 7	132
31. Condiciones de operación para la prueba de cianuración # 1 (Directa)	133
32. Ensayo y resultados de amalgamación (20.2530 min. de molienda)	135
33 A. Distribución de metales en la alimentación y en los diferentes productos de la mesa # 3	136
33 B. Distribución porcentual de metales en la alimentación y en los diferentes productos de la mesa # 3	136
34 A. Distribución de metales en la alimentación y en los diferentes productos del jig # 2	137
34 B. Distribución porcentual de metales en la alimentación y en los	

diferentes productos del jig # 2	137
35 A. Distribución de metales en la alimentación y en los diferentes productos del espiral # 2	138
35 B. Distribución porcentual de metales en la alimentación y en los diferentes productos del espiral # 2	138
36. Distribución del oro en la alimentación y en los productos de la concentración combinada de espiral	139
37. Distribución del oro en la alimentación y en los productos de la concentración combinada espiral y mesa	139
38. Distribución de metales en el concentrado obtenido de la operación combinada de espiral y mesa	139
39. Condiciones de trabajo para la flotación combinada de los mixtos de espiral y mesa	140
40. Distribución del oro en la flotación combinada de los mixtos de espiral y mesa	140
41 A. Distribución de metales en la alimentación y en los diferentes productos de la flotación combinada de los mixtos de espiral y mesa	141
41 B. Distribución porcentual de metales en la alimentación y en los diferentes productos de la flotación combinada de los mixtos de espiral y mesa	141

42. Condiciones de operación para la prueba de cianuración # 2 (Combinado)	142
43. Balance de la ley intermedia de mixtos de espiral y de mesa	144
44. Balance de la ley intermedia entre concentrado de mesa y mixtos para la flotación	144
45. Ley final de la recuperación global	144
46. Distribución del oro según el método de concentración empleado ...	145
47. Colas del proceso	145

INDICE DE FOTOS

Foto.

1. Toma de muestras de la veta Elizabeth	146
2. Trituradora de quijetas	147
3. Trituradora de rodillos	148
4. Tamiz vibratorio (-10 mallas)	149
5. Molino de bolas	150
6. Tamizador Rod-Tap	151
7. Ensayo de espiral	152
8. Ensayo de jig	153
9. Ensayo de mesa	154
10. Ensayo de flotación	155
11. Ensayo de cianuración	156
12 y 13. Minerales observados en lámina pulida	157
14 y 15. Minerales observados en lamina delgada	159

ABREVIATURAS Y SIMBOLOS

H₂SO₄	Acido sulfúrico	c c	Centímetro cúbico
ACUMUL.	Acumulado ²	G.p.l.	Gramo por litro
KAX	Amil Xantato de potasio	C.	Grados centígrados
ALIMENT.	Alimentación	Gr.	Gramo
CaO	Cal	Km.	Kilómetro
CaCO₃	Carbonato de calcio	Kg.	Kilogramo
Na₂CO₃	Carbonato de sodio	Lt.	Litro
NaCN	Cianuro de sodio	m.	Metros
CONC.	Concentrado	mm.	Milímetros
D_s	Densidad del sólido	Mg.	Miligramo
D_f	Densidad del fluido	ml.	Mililitro
NaOH	Hidróxido de sodio	Min.	Minuto
IpXNa	Isopropil Xantato de sodio	Plg.	Pulgada
AgNO₃	Nitrato de plata	P.p.m.	Partes por millón
Ph	Potencial de hidrógeno	R.p.m.	Rev. por minuto
%	Porcentaje	S.	Segundo
RECUP.	Recuperación	Ton.	Tonelada
CaSO₄	Sulfato de calcio	Lt/s.	Litros por segundo
ZnSO₄	Sulfato de Cinc	Mg/l.	Miligramos por litro

CAPITULO I. INTRODUCCION

1.1 OBJETIVOS:

El objetivo principal de este estudio consiste en investigar las condiciones Óptimas operacionales ya sea mediante procesos gravimetricos, procesos químicos y físico-químicos para optimizar la recuperación del oro.

Una vez analizadas las mejores condiciones, realizar un ensayo combinado que efectivice dichas condiciones y obtener conclusiones de estos procesos a fin de recuperar el mayor porcentaje posible de oro contenido en el mineral.

Incentivar a retomar la explotación de la veta Elizabeth que, al parecer por su baja ley, no se continúa explotando.

Contribuir al desarrollo regional mediante el aprovechamiento de las riquezas minerales del país.

1.2 IMPORTANCIA:

Los diversos estudios geológicos realizados en la zona de Portovelo-Zaruma por reconocidos estudiosos de la materia hace que la región tenga un papel socio-económico importante que redundará en beneficio de sus moradores en particular y del país en general.

Es así, que este estudio mineralógico no solo beneficiará a la empresa que explota esta veta (Elizabeth), sino que también aportará información sobre el comportamiento del mineral para las explotaciones aledañas.

Al mismo tiempo, este estudio servirá para que la minería ecuatoriana adquiera una verdadera conciencia y se determine la importancia de este campo, como generador de riqueza y fuente de trabajo.

1.3 ALCANCE:

El presente trabajo comprende lo siguiente:

Primero presentara un resumen de la geología del distrito minero de Portovelo-Zaruma, su mineralización y su estudio mineralógico.

La segunda parte se referirá a la preparación de la muestra, análisis granulométrico y descripción microscópica del mineral que nos servirá de guía para procesos posteriores.

Se realizará con el mineral ensayos variando parámetros determinantes en la recuperación, para obtener su optimización.

Ya obtenidos las mejores condiciones realizar un ensayo global para determinar las conclusiones y recomendaciones respectivas.

CAPITULO II. GENERALIDADES DEL DISTRITO MINERALIZADO DE **PORTOVELO-ZARUMA**

2.1 Ubicación Política y geográfica

El área de Portovelo-Zaruma se encuentra situado en la región sur-oeste del Ecuador en la provincia de El Oro, cantón Portovelo, parroquia del mismo nombre a 120 km. al SE de Machala y 150 km. al NE de Huaquillas, límite internacional con el Perú (Ver figura # 1).

El relieve de la zona es muy accidentada, fluctuando entre 600 y 2000 metros sobre el nivel del mar, la ciudad de Portovelo ubicada a orillas del río Amarillo tiene una altitud de 640 msnm; Zaruma se encuentra a 1200 msnm.



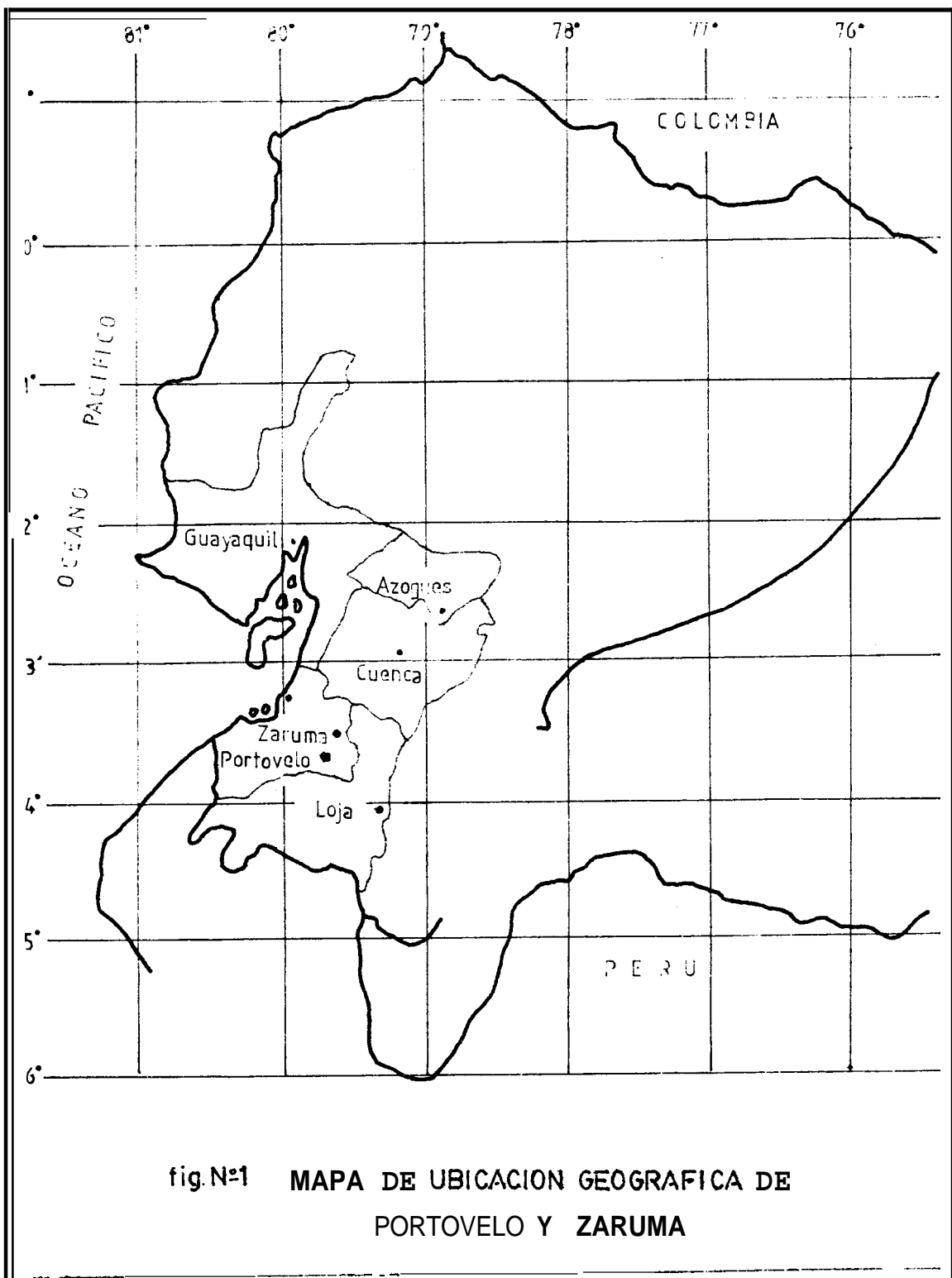


fig.Nº1 MAPA DE UBICACION GEOGRAFICA DE PORTOVELO Y ZARUMA

El área minera Palacios de propiedad de Bira S.A. de donde se obtuvo el mineral, ocupa una parte del distrito minero aurífero Portovelo-Zaruma (9593000N - 654000E aproximadamente).

El área mencionada forma parte de un conjunto de áreas contiguas denominadas Palacios, Palacios I, Palacios II; que suman una superficie de 25 ha. mineras.

Geográficamente la bocamina se encuentra en la siguiente localización:

Coordenadas Geográficas

Longitud Oeste= 79 grados 37 minutos

Latitud Sur = 3 grados 41 minutos

En el contexto espacial estas se encuentran vinculadas a las ciudades de Zaruma, encontrándose periféricamente rodeadas por las ciudades de Machala y Loja.

2.2 Clima y Vegetación

El Distrito Portovelo-Zaruma se encuentra en una zona tipo tropical de clima cálido con temperaturas que oscilan entre 23-30 C, en la cual se distinguen dos estaciones bien marcadas; el invierno que se caracteriza por las abundantes precipitaciones (1324 mm/año) que comprenden los meses de Enero hasta Abril inclusive y la otra conocida como verano caracterizada por la ausencia de lluvias. En las localidades altas el clima es templado con noches frías.

En la actualidad la agricultura se encuentra descuidada pero sus tierras son ricas en nutrientes muy apropiados para el cultivo de frutas, arroz y en las partes altas son excelentes para el cultivo de café.

El resto de vegetación va desde el monte espinoso tropical hasta zonas que poseen densos bosques.

2.3 Tectónica del área

El sistema de estructuras que controlan la mineralización aurífera y polimetálica en el distrito Minero de Portovelo ha sido relacionado a la acción litostática de un cuerpo intrusivo subaflorante ligado genéticamente a los ramales intrusivos y al cuerpo de riolita de Zaruma Urcu con un componente horizontal casi N-S para el sistema NE, NW (cizalla) y de base compresiva y distensiva EW para el sistema NS.

El sistema principal de fracturas N-S se desarrolló a lo largo de las zonas competentes (andesita de Portovelo) en un proceso que se repitió en el tiempo y que a su vez había sido afectada por cizallamiento y originó el sistema NE-NW constituyendo ramales mineralizados y produciendo algunas redistribuciones de la mineralización.

Las estructuras no son constantes en el rumbo ni en el buzamiento, la mejor mineralización asociada ocurre entonces en la intersección de los sistemas más favorables (NE-NS).

El centro de mineralización más importante ocurre al norte del área, afectada intensamente por alteraciones silíceas extendiéndose por más de 1,5 Km.

A la altura de las Últimas fuentes de explotación:

Abundancia, Agua dulce, Tres reyes, existe una disminución notable en la cantidad de estructuras, las cuales aparecen al norte del cuerpo riolítico de Zaruma Urcu, zona de las vetas: Vizcaya, Salvadora; la falta de estructuras mineralizadas en esta área se asocian al cambio de rumbo NW de las mismas. A partir de Minas Nuevas las estructuras mineralizadas ocurren en dirección N-S.

2.4 Geología del área

La provincia de El Oro situada al sur-oeste del Ecuador, presenta características geológicas muy interesantes, tanto estratigráficas como estructurales; ya que las rocas aflorantes comprenden sedimentos, rocas

volcánicas, rocas metamórficas con diferentes grados de metamorfismo, migmatitas y rocas ofiolíticas.

El área de Portovelo, dentro de este contexto geológico-regional está emplazada dentro de una zona de volcanismo calcoalcalino relacionada a eventos continentales, como en la formación Célica. En la formación Célica se reconocen dos unidades; las que a lo largo del eje Portovelo-Zaruma, constituidas por lavas andesíticas verdes, ocasionalmente oscuras, con intercalaciones menores de piroclastos y de rocas volcano-sedimentarias.

La otra unidad se encuentra al este y al oeste de la anterior; son series volcánicas compuestas principalmente por piroclastos, tobas, aglomerados, brechas volcánicas; con algunas intercalaciones de lavas andesíticas.

En términos generales las zonas litológicas encontradas en el área están separadas por el evento geológico más importante de la región, la falla Piñas-Portovelo. Hacia el norte de la falla se tienen rocas volcánicas a

intrusivos de edades cretácicas superior; terciario inferior respectivamente y al sur rocas metamórficas de edad posiblemente Paleozoica.

Rocas volcánicas: Comprende el conjunto de tobas y lavas de composición andesítica que afloran al norte de la falla Piñas-Portovelo, se las podría asignar dentro de la formación Céllica, de posible edad cretácica superior, terciaria inferior.

Rocas intrusivas: Las rocas volcánicas están siendo intruidas por granodeoritas y cuarzo monzonita. Estas rocas se las podría tratar como apófisis de un gran intrusivo hipoabisal, mantienen un rumbo de emplazamiento tipo N-S.

Rocas metamórficas: Afloran al sur del área, posiblemente de edad paleozoica. En la zona de San Roque existen gneises; cuarzo biotíticos bien exfoliados con plagioclasa como mineral accesorio, encontrándose también muscovita y horizontes granatíferos.

2.5 Génesis ó

El yacimiento es de carácter hidrotermal de temperatura media en el cual han intervenido tres fases de mineralización:

Fase hipotermal: En esta fase la temperatura debió fluctuar en el orden de 400 grados centígrados en donde encontramos pirita cristalizada, calcopirita y oro.

Fase mesotermal: En esta fase la temperatura debió fluctuar entre 200 y 300 grados centígrados, en donde podemos determinar blenda, oro, plata diseminada y calcopirita.

Fase epitermal: En esta fase debió ser del orden de 100 a 200 grados centígrados en la misma que encontramos cuarzo, galena y blenda.

Es evidente que los fenómenos de tipo hidrotermal que produjeron la mineralización de las vetas de cuarzo aurífero con sulfuro metálico en este distrito están ligados al magmatismo plutónico ologénico como lo

demuestran los stocks **dioríticos**, monzoníticos y andesíticos que alinean en los ejes de la estructura.

El plegamiento de las vulcanitas neornianas de Portovelo fue acompañada de un diaclasamiento intenso, estas fracturas permitieron la penetración de los líquidos hidrotermales (sílice, oro, plata) tomando en cuenta que esta mineralización varía de un extremo a otro del área (Cu,Pb,Zn,Au,Ag) entre polimetálicos a vetas simples de cuarzo aurífero y plata, esta **zonación** se deberá a la precipitación fraccionada de minerales bajo condiciones cambiantes de presión y temperatura.

En la práctica existen tres asociaciones de minerales admitiendo que hay una aceptable relación entre el tipo de alteración y la **mineralización** que puede dividirse esquemáticamente en tres zonas:

1. Alrededor de la monzonita retiene un predominio de la alteración **sericítica** y **piritización** asociada con minerales de cobre y oro.

2. La zona intermedia se encuentra arcillolizada con mineralización de cobre, oro y zinc.
3. La zona exterior, propilítica y de calcita con minerales de zinc y plomo; las rocas encajantes en los límites de las vetas presentan una variable alteración hipogénica primaria que va desde propilítica argelítica hasta sericítica a medida que se acerca a las vetas.

6 Sistema actual de las minas y mineralización

En el año de 1978, cuando la compañía minera CIMA aún explotaba el mineral desde los varios frentes preparados para la extracción, sobrevino la crisis económica, esta se acentuó aún más debido a los bajos precios del oro y de los demás metales lo cual aceleró el caos produciéndose la finalización de la compañía; por esta razón la mina y demás instalaciones fueron revertidas al estado.

A partir de **1980**, la Dirección General de Geología y Minas como entidad técnica administrativa tomó a cargo los trabajos tanto de mantenimiento como de rehabilitación; la que posteriormente recibió el nombre de **INEMIN**.

Como el **INEMIN solo** pudo asegurar el empleo para una parte del personal de CIMA, la desocupación de un gran grupo de mineros fue el origen de un problema social muy grave, que tuvo como consecuencia la invasión de todos **los** terrenos prospectivos. Resultando una proliferación de pequeñas explotaciones que en algunos sectores se han agrupado en cooperativas, involucradas en la extracción, molienda y separación gravimétrica del oro.

Es así que en el año de **1986** la compañía Bira S.A. (Bienes raíces) se hace cargo del área denominada Palacios; la exploración por parte de Bira culminó en el primer trimestre con lo que ha conseguido el título minero para la explotación y beneficio de minerales metálicos por minería subterránea.

Mineralización._

Desde las primeras investigaciones efectuadas en la zona, se conocía que Portovelo es un yacimiento filoneano de origen hidrotermal, formado por el relleno de fracturas con soluciones mineralizadas y que por su contenido de oro, plata, esfalerita, galena, pirita, calcopirita, cuarzo, etc.; este yacimiento se relaciona a una mineralización de asociación polimetálica.

Hay dos sistemas de vetas bien desarrollados Portovelo-Zaruma-Minas Nuevas, y el sistema de Ayapamba. El primero se extiende aproximadamente 15 Km. en dirección N-NW con una inclinación dominante entre 60-90 grados hacia el este, y con un ancho de 4 Km. en la dirección E-O.

En sentido vertical, la dimensión conocida es de 1.400 m. Este sistema está intensamente mineralizado en la zona de Portovelo, aquí todas las vetas están casi verticales, hacia Zaruma las estructuras se suavizan y se

inclinan hacia el este 40-45 grados. Más al norte, hacia Minas Nuevas vuelven a tener altas inclinaciones al Este.

La potencia de las vetas es variable; tienen desde 0,10 m. hasta 2,50 m., con un promedio de 1,0 m.

La mineralogía no es uniforme en el yacimiento, en la parte más septentrional del distrito minero, en Pacha, se presenta pirrotina y calcopirita diseminadas; en Cordoncillo se tiene arsenopirita masiva. Las vetas de Ayapamba son ricas en arsenopirita asociadas a oro y plata. La veta Sucre muestra un gran desarrollo de esfalerita. En Minas nuevas se tiene pirita, galena, calcopirita, y poco de esfalerita, en profundidad disminuye la presencia de estos y aumenta el contenido de calcopirita. En Malvas se tiene vetas de cuarzo con muchos Óxidos de oro y plata. Al norte de Zaruma la mineralización consiste en cuarzo, pirita muy clara y muy poca calcopirita; la veta Ancha contiene solo cuarzo masivo.

Hacia Zaruma se incrementa la cantidad de cobre en la veta Vizcaya, y aparecen calcosina y atacamita; pirrotina aparece diseminada en el intrusivo El Bosque. Hacia Portovelo y más al sur se incrementa la proporción de sulfuros, sobre todo de cobre como en la veta de Agua Dulce. Mas al sur se incrementa la proporción de calcita, siendo este mineral predominante en las vetas cercanas a la mina de Portovelo. Cruzando el río Amarillo, hacia el sur la mineralización esta marcada por calcita, cuarzo y minerales de manganeso.

27 Sistema de explotación.

La ocupación principal de la población es la pequeña minería, con sus actividades anexas de molienda y extracción de oro. La molienda se efectúa principalmente por molinos chilenos (trapiches) **los** que reemplazan gradualmente los molinos californianos. En lo que se refiere a la extracción, esta se efectúa mediante procesos gravimetricos. Las colas resultantes de este proceso se venden a pequeñas empresas, para ser procesados por cianuración.

En el distrito minero de Portovelo-Zaruma se han establecido empresas con mayor capital de inversión que aquellos calificado como minería artesanal, y para el caso se enmarcan bajo pequeña minería. Su actividad igual que en el caso anterior, es desarrollar minería y procesamiento extractivo. En la actividad extractiva del oro han implementado tecnología mejor concebida y de mayor capacidad. Se dedican a procesar tanto el material extraído de sus propias minas como relaves comprados.

El sistema de explotación utilizado en Bira, debido a las características que presenta la estructura mineralógica es el de cámaras y pilares, este método consiste en la construcción de pilares de sostenimiento de una dimensión 4 x 4 m. y cámaras de extracción de mineral de 8 x 8 m.

Cuando la extracción se la hace en sentido contrario al buzamiento de la veta, la labor minera se llama chimenea y todo el material cae por gravedad, alimentando a los buzones que lo descargan a los vagones y lo transportan al exterior de la mina hasta la tolva.

CAPITULO III. PROCESOS GRAVIMETRICOS

3.1 Fundamentos de la gravimetría

La concentración por gravedad o gravimetría, que fue el método mas 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, por lo que la concentración por gravedad nuevamente ha cobrado importancia en las Últimas décadas.

En este capítulo presentaremos algunos métodos de concentración gravimétrica que aprovechan las diferencias de densidad de los minerales para llevar a cabo los procesos de separación.

Como sucede con las separaciones de clasificación, estas se llevan a efecto en un fluido; como consecuencia las separaciones están influidas por un término de diferencia de densidades ($D_s - D_f$) y un término de tamaño de partícula, y como el significado de la densidad de la partícula puede hacerse resaltar por una D_f alta, se emplea el agua con preferencia al aire.

Debido a la interrelación que existe entre la diferencia de densidad y el tamaño de la partícula, los concentradores gravimétricos se usan Óptimamente en un intervalo restringido del tamaño de la alimentación.

Es una característica de todos los dispositivos de concentración por gravedad que las partículas se mantengan ligeramente apartadas, de

manera que puedan moverse unas con relación de otras, para que así puedan separarse idealmente en capas de minerales densos y ligeros.

Los clasificadores producen dos tipos de productos: las partículas que se hunden (arenas), y las partículas livianas que se derraman (lomas). Al ~~variarse~~ la fuerza efectiva de separación, la clasificación puede efectuarse por etapas para dar lugar a diferentes fracciones intermedias.

3.2 Equipos y su utilización

Los clasificadores se caracterizan por el método de descarga de las arenas y el movimiento relativo agua/partícula.

-Los **clasificadores mecánicos** utilizan medios mecánicos para retirar las arenas, generalmente contra la gravedad.

-Los **clasificadores no mecánicos** descargan las arenas utilizando la fuerza de la gravedad o la centrífuga.

-Los **clasificadores de sedimentación** se basan en la caída de los materiales en una masa de agua que se encuentra fuera de la corriente de alimentación.

-En los **clasificadores hidráulicos o de lecho fluidizado**, la partícula se asienta contra una corriente ascendente de agua suplementaria a presión.

A continuación especificaremos los equipos utilizados para la parte experimental gravimétrica de este estudio.

Mesa de rifles: La separación/concentración de minerales se consigue por una combinación del flujo laminar de agua conteniendo el material, y la aceleración diferencial.

La mesa de rifles consiste en un tablero rectangular inclinado según una diagonal, que contiene varillas denominadas rifles, colocadas en posiciones fijas y ordenadas paralelamente al movimiento dado a la mesa.

La alimentación se introduce por el vértice mas elevado, gracias a un movimiento de vaivén que se da al tablero que contiene la pulpa, esta avanza hacia el vértice opuesto en diagonal al de alimentación, siguiendo los rifles. Perpendicular a los rifles se tiene una distribución de agua.

La separación de los granos de diferente densidad es consecuencia de las direcciones de movimiento, seguidas por las partículas a causa del movimiento alternativo del lecho de arena junto con el tablero a lo largo de su propio plano.

La inversión de movimiento dada por el mecanismo de la mesa es más rápido al final de la ida que al regreso, y las partículas son incapaces de acelerarse al compás del tablero en el movimiento de regreso, de manera que se generan fuerzas con dirección propia que permiten la separación de los granos pesados de los livianos, ayudados en su transporte por la fuerza de arrastre del agua y por la sedimentación diferencial producida por la gravedad específica de los minerales (Ver foto # 9).

Jig: Es un concentrador a impulsos, y se basa en la acción de dos corrientes de agua provocadas por un diafragma, la una corriente está dirigida hacia arriba y otra hacia abajo; la alimentación se suspende sobre un lecho de bolas de alta densidad colocadas en un tamiz.

Las arenas de diferentes densidades, durante el movimiento de pulsación hacia arriba denominado pulsación se comportan de acuerdo a los principios de la sedimentación interrumpida o alternadas.

Durante el movimiento de succión hacia abajo, los granos pequeños se mueven a través de los intersticios de los granos de mayor diámetro.

En los Jigs de funcionamiento continuo se forma una corriente de arrastre superficial, la misma que transporta hacia adelante a los granos ligeros, hasta que son descargados como relaves (Ver foto # 8).

Espirales: La separación de los minerales con ayuda de espirales se da en base de una película fluente de agua. La alimentación se realiza por la parte superior mediante bombas y es arrastrada hacia abajo, la velocidad de

descenso de la carga permite que los materiales finos se dirijan centrífugamente a la parte exterior de los espirales y los pesados tomen el borde interior.

De esta manera podemos clasificar el material en concentrado, mixtos y colas, mediante paletas de separación que se encuentra al final del espiral (Ver foto # 7).

En este capítulo también hablaremos de la recuperación de oro por amalgamación debido a que se realizaron ensayos de este método en la parte experimental.

Amalgamación: La recuperación por amalgamación se basa en el hecho de que ciertos metales; el oro en particular, en presencia del mercurio son atrapados y disueltos por este metal.

Este comportamiento se explica por una difusión progresiva del mercurio al interior de la fase sólida con la formación de varias asociaciones de oro-mercurio que constituyen la amalgama.

En el caso del oro, su comportamiento frente al mercurio depende de la ley con la que el metal está aleado; del estado de la superficie tanto del oro como del mercurio, y de factores físicos como la temperatura. Este proceso se realiza en presencia de agua.

Generalmente se efectúa la amalgamación en presencia de álcalis (NaOH , KOH , Na_2CO_3 o CaO) que limpian una parte de las impurezas orgánicas, también para combatir la acción retardadora causada por determinadas impurezas, que dependen de la naturaleza del mineral y de las impurezas presentes.

Ya obtenida la masa de amalgama oro-mercurio se realiza un ataque de ácido nítrico al 50%, calentándolo lentamente a 70 grados centígrados por 3 a 4 horas, drenando y renovando la solución de ataque; una vez terminado el ataque, del insoluble se hacen lavados sucesivos con agua caliente. El oro obtenido es de color café oscuro, se lo seca y calcina en la mufla a 500 grados centígrados aproximadamente, para luego pesarlo.

Este proceso tiene ciertas variaciones de un mineral a otro, lo que significa que la experiencia en cada caso influye en los resultados.

,

CAPITULO IV. FLOTACION

4.1 Fundamentos de flotación

Es un método físico-químico de concentración basado en la química interfacial de partículas en solución. Consiste en separar minerales natural o artificialmente hidrofóbicos, es decir que no tienen afinidad por el agua; de los minerales hidrofílicos, esto es, que se dejan mojar.

La flotación se realiza en celdas provistas de agitación mecánica e inyección de aire; los minerales hidrofóbicos se adhieren a las burbujas de aire y se transportan a la superficie de la pulpa en forma de una espuma estable que

se **evacúa** por desbordamiento; esta espuma constituyen **los** concentrados de flotación.

Los minerales **hidrofílicos** quedan al fondo de la celda constituyendo los **relaves** de flotación.

La flotación es una de las técnicas mas exitosamente utilizadas para la recuperación de minerales debido a que:

- Mediante este proceso se puede concentrar una amplia gama de minerales, principalmente los sulfurosos, los metálicos no sulfurosos, algunos materiales industriales y el carbón mineral.
- Se obtienen altos porcentajes de recuperación.
- Se benefician minerales de **mas** baja ley.
- Es aplicable para minerales que requieren molienda fina para su liberación.

- Como se trata de un proceso relativamente selectivo es muy utilizado en la concentración de los metales preciosos contenidos en mineralizaciones complejas como los polisulfuros.

4 Consideraciones generales

Las variables que controlan el proceso de flotación, se las resume de la siguiente manera:

- a) Los cambios principales que suelen exigir, el empleo de aparatos de pendientes de la operación de flotación en **sí**, y que pueden ser complejos, cuando producen cambios que a su vez afecta la operación.
- b) Cambios menos importantes dentro del circuito de flotación, produciéndose resultados inmediatos pero rara vez completamente independientes entre **sí**.

Las variables de más amplitud que se presentan generalmente son: factor tiempo, temperatura, el tamaño de las partículas, la densidad de la pulpa.

Las de menor gama de variación son: la cantidad, calidad y tipo de reactivo, la intensidad de agitación, y de aireación.

Las operaciones de trituración y molienda están encaminadas a liberar de la ganga, las partículas minerales valiosas. Pocas partículas de minerales tienen propiedades hidrofóbicas suficientemente fuertes como para que puedan flotar, y para que esto suceda es necesario hidrofobizar las partículas minerales en la pulpa con los colectores.

Para facilitar la adsorción de estos reactivos sobre la superficie de las partículas minerales, hay que crear condiciones favorables en la capa doble de cargas eléctricas, y esto se lleva cabo con los modificadores.

Las partículas que componen la ganga, deberán tener superficies atraídas por el agua, es decir, ser hidrófilas en cuya condición no flotan.

El otro componente agregado partícula-burbuja, es la burbuja de aire, esta es necesaria para recoger las partículas en la pulpa y transportarlas posteriormente a la superficie mediante la fuerza de empuje.

El aire se introduce en la pulpa junto con un **reactivo** que se llama espumante. Las partículas que son repelentes al agua, se adhieren a las burbujas al establecer contacto con ellas.

Las burbujas cargadas con las partículas minerales de la pulpa en donde se colectan , forman una espuma mineralizada que continuamente se derrama.

Los minerales y la ganga que tienen poca o ninguna tendencia para pegarse a las burbujas, quedan en el fondo de la celda y salen como colas o **relaves**.

4.3 Práctica de flotación

Ei ensayo de laboratorio para la flotación tiene el siguiente procedimiento:

- Se coloca en el molino de bolas **750** gramos de mineral y **750** ml. de agua lo que nos da una relación **1:1** de **sólido/líquido**.
- Añadimos al molino sulfato de zinc que nos servirá como depresor para el zinc (**500g/ton**).
- Molemos para tiempos ya establecidos.
- Marcamos en la celda de flotación un volumen de **2250** ml. para tener una relación de **1:3 sólido/líquido**.
- Colocamos el material en la celda de flotación y agregando agua lo llevamos al volumen anteriormente marcado.
- Ponemos a agitar el material en la celda a **1500** r.p.m. y tomamos el Ph.
- Llevamos el Ph al valor que queremos con Carbonato de sodio.
- **Los** reactivos deben estar preparados con anterioridad en balones de **100** ml. y listos en sus concentraciones.

- El tiempo de acondicionamiento previo a cada flotación varía de acuerdo al criterio del operador, para nuestro caso tuvo la siguiente secuencia:
 - A **los 0** minutos se colocan los reactivos,
 - a los **3** minutos se coloca el espumante,
 - y a los 5 minutos se abre la llave de aire y se comienza a flotar.

- Al finalizar la flotación se toma el tiempo que se demoró en flotar y el Ph.

- Para la siguiente flotación se debe llevar el Ph a su valor determinado.

- Recogemos en bandejas las flotaciones como las colas que quedaron en el fondo de la celda (Ver foto # 10).

- Llevamos las bandejas a secar y luego pesamos.

- Con los pesos obtenidos y los resultados de análisis químico hacemos el **balance**.

Selección y preparación de **los** reactivos:

Los reactivos y sus concentraciones fueron seleccionadas por las características mineralógicas del mineral, así como, por las experiencias anteriores a este estudio de ensayos realizados en el laboratorio de la CODIGEM.

Colectores

$$A\ 242 = \frac{750\ \text{gr. de mineral} \times 100\ \text{cc} \times 2\ \text{gr/ton/cc}}{1'000.000\ \text{gr./1 ton}} = 0,15\ \text{gr.}$$

$$1'000.000\ \text{gr./1 ton.}$$

$$A\ 404 = \frac{750\ \text{gr. de mineral} \times 100\ \text{cc} \times 2\ \text{gr/ton/cc}}{1'000.000\ \text{gr./1 ton}} = 0,15\ \text{gr}$$

$$1'000.000\ \text{gr./1 ton.}$$

$$A\ 238 = \frac{750\ \text{gr. de mineral} \times 100\ \text{cc} \times 5\ \text{gr/ton/cc}}{1'000.000\ \text{gr./1 ton}} = 0,375\ \text{gr.}$$

$$1'000.000\ \text{gr./1 ton.}$$

$$IpXNa = \frac{750\ \text{gr. de mineral} \times 100\ \text{cc} \times 4\ \text{gr/ton/cc}}{1'000.000\ \text{gr./1 ton}} = 0,3\ \text{gr.}$$

$$1'000.000\ \text{gr./1 ton.}$$

$$kAx = \frac{750\ \text{gr. de mineral} \times 100\ \text{cc} \times 5\ \text{gr/ton/cc}}{1'000.000\ \text{gr./1 ton}} = 0,375\ \text{gr.}$$

$$1'000.000\ \text{gr./1 ton.}$$

Espumante

$$\text{Flotol B} = \frac{750 \text{ gr. de mineral} \times 100 \text{ cc} \times 2 \text{ gr/ton/cc}}{1'000.000 \text{ gr./1 ton.}} = 0,15 \text{ gr.}$$

Depresor

$$\text{ZnSO}_4 = 500 \text{ gr/ton} \times 1 \text{ ton/1'000.000 gr} \times 750 \text{ gr} = 0,375 \text{ gr}$$

Se pesa esta cantidad de gramos de cada reactivo y se los lleva a 100 cc en balones.

CAPITULO V. CIANURACION

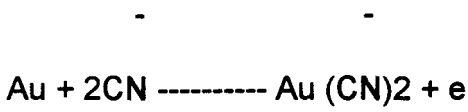
5.1 Fundamentos de la cianuración

En el método de cianuración hay variables propias del sistema que influyen en el proceso, como también variables físico-químicas generales para la disolución de un sólido como un extractante acuoso. Por tanto de la buena comprensión de estos fundamentos se obtendrá el éxito del método.

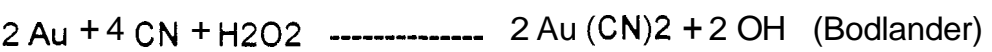
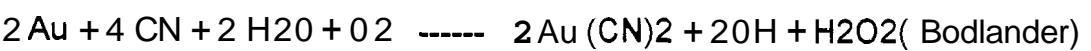
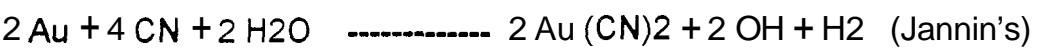
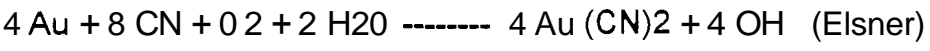
Fundamentos físicos.- El estado natural que presenta la mena aurífera a someterse al ensayo es importante, ya que de haber menos impurezas o sustancias extrañas, menores dificultades presentarían en la disolución de

los metales preciosos, de igual manera si las partículas presentaran mayor liberación estos serían mejor expuestos al ataque de la solución de cianuro en el menor tiempo, lo cual incidirá en un ahorro de costo en el proceso.

Fundamentos químicos.- En su forma más sencilla la reacción para la disolución del oro metálico en una solución diluida de cianuro es la siguiente:



Se ha observado en la practica que el oro **solo** se disuelve si se le somete a una intensa aireación y, por consiguiente, se ha propuesto las siguientes reacciones para explicar este fenómeno:



Por estudios de constantes de equilibrio y mecanismos de reacción, la mayoría de los investigadores han aceptado la reacción de Elsner como la más real para la disolución del oro.

Esta reacción se da a continuación:



Para neutralizar la acidez de la mena y evitar los efectos perjudiciales de las sustancias cianurables se emplea sosa **caústica** o cal, pero generalmente esta última, debido a su facilidad de obtención y precio económico. Por lo general, se añade un exceso para facilitar una descomposición ulterior y mantener las condiciones químicas y físicas adecuadas.

La cantidad añadida que se expresa en kilos de Óxido de calcio por toneladas de mineral, se llama "alcalinidad protectora". Aunque un exceso de cal protege el cianuro **sódico** de la **hidrólisis**, si el mismo es demasiado grande puede **retrazar** la disolución de oro, especialmente en el caso de menas sulfuradas y por consiguiente, es preciso controlar la alcalinidad

cuidadosamente, por regla general, lo mejor es mantenerla en un punto más bajo posible que sea compatible con un grado de recuperación. La acción de esta cal en la neutralización de los productos de descomposición se indica en las siguientes reacciones:



5.2 Descripción de varios métodos de cianuración

Las técnicas de cianuración con fines de beneficiar oro no son fáciles de elegir, al contrario, requiere de un estudio mineralógico cuidadoso a objeto de conocer la génesis de su formación, y en base a ello determinar las características físicas y químicas de las menas cianurables, es decir comprobar como se encuentra este metal ya sea el tamaño del grano, su grado de liberación y entre qué otros minerales se encuentra asociados, como también el volumen y ley de mineral a tratarse industrialmente.

Lixiviación en pilas.- Este método se le ha considerado una técnica nueva lograda como una consecuencia de la aplicación del carbón activado en la recuperación de oro desde las soluciones; normalmente este método se aplica a menas de baja ley y depósitos pobres, con tamaño del grano de (1 a 0,5 plg.) y que no posean arcillas o finos que interfieran el proceso.

Este método consiste en formar con el mineral pobre una pirámide truncada, la misma que está asentada en un tendido impermeable. La irrigación de cianuro se realiza por medio de mangueras perforadas con un rango de 150 - 2500 Lt/m³/día, con una concentración de 0,5 - 1 g.p.l. de cianuro de sodio y un Ph de 10 -11.

Una vez que la solución ha alcanzado su extracción económica, la irrigación es suspendida.

La solución rica es recogida para posterior tratamiento de precipitación, refinación y purificación.

Lixiviación por percolación.- La percolación consiste en poner en contacto el mineral de 3/8 de pulgada con la solución de cianuro mediante la inyección de oxígeno para asegurar la disolución de oro. Los consumos estimados son de 0,15 Kg de cianuro de sodio, 4 Kg. de CaO/ton. para una extracción del 73%.

Lixiviación por agitación.- Las menas sometidas a este proceso, deben contener oro fino liberadas durante la molienda bajo -150 mallas, bajo contenido de cianicidas, velocidad de asentamiento aceptable.

Indudablemente, los costos de operación e inversión son mayores debido a la cantidad de equipos y operaciones a efectuar, comparado con los métodos anteriores.

5.3 Precipitación del oro

Para recuperar el oro disuelto en las soluciones acuosas de cianuro se han propuesto diferentes métodos, basados en el uso de sales, metales y corrientes eléctricas como agentes precipitantes.

Para la precipitación del oro se toman en cuenta las propiedades físico-químicas, entre las más importantes son las siguientes:

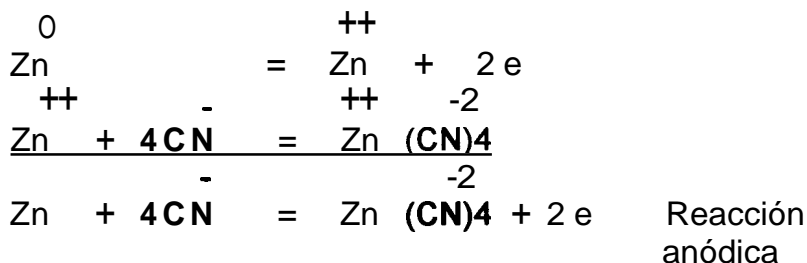
- a) No deben contener lamas ni residuos de precipitados de carbonato de calcio; éstas se deben eliminar mediante clarificación.
- b) Precipitados que se forman después de la clarificación.
- c) Oxígeno y bióxido de carbono disuelto en la solución.
- d) Concentración del cianuro y la alcalinidad.

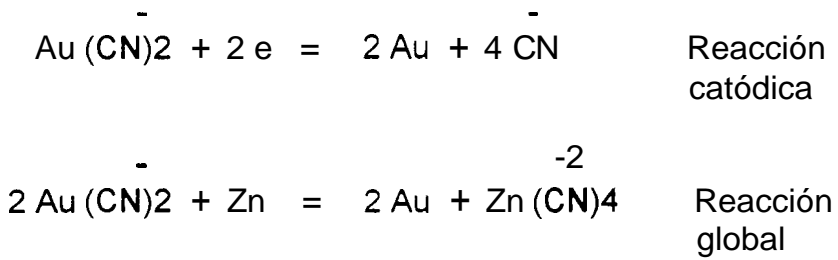
Para precipitar el oro, disuelto en la solución de cianuro se usa Cobre, Aluminio o Zinc.

De los tres el Zinc es el metal que presenta mayores ventajas económicas generando el método mas ampliamente utilizado para la precipitación del oro.

Precipitación por zinc.- Entre uno de los fundamentos principales de la cementación con zinc, se manifiesta en que cualquier metal de mayor afinidad por cianuro que el oro desplaza a estos metales quedando el precipitado solubilizado como cianuro metálico complejo, precipitando los metales preciosos.

La precipitación es un proceso electroquímico con reacción heterogénea. El Zinc se disuelve en los sitios anódicos y los electrones cedidos sirven para reducir los aniones complejos en los sitios catódicos.





La presencia de oxígeno incrementa el consumo de Zinc, debido a esta razón es que las soluciones son sometidas a **desaireación** para disminuir el contenido de oxígeno.

La precipitación con zinc es sensible a la cal y cianuro libre en la solución. El Ph Óptimo varía entre 8 y 11,5. A muy baja concentración de cianuro la precipitación disminuye.

Precipitación por *Merril-Crowe*.- Este proceso esta formado por las siguientes etapas:

- Clarificación: El objetivo es eliminar la presencia de partículas provenientes de lixiviación, para lograr una mayor eficiencia en la cementación y obtener mayor ley en los precipitados.
- Desaireación: Las soluciones clarificadas son desaireadas para tener una precipitación eficiente. El método Merrill-Crowe emplea el vacío para remover el oxígeno disuelto.
- Ajuste de la concentración de cianuro y cal: Antes de tener contacto con el zinc a la solución se le debe ajustar las concentraciones adecuadas de cianuro y cal libre, para una Óptima precipitación.
- Adición de Zinc: Es agregado en cantidad de 0,6 a 1,5 partes de Zinc por partes de oro, para precipitar los metales preciosos. Luego a la solución que tiene el precipitado se la filtra obteniéndose el precipitado, y la solución pobre filtrada es retornada al circuito de lixiviación.

Proceso de carbón activado.- Muchos aportes en referencia a métodos de lixiviación se han realizado seleccionando al proceso de carbón en pulpa, el mismo que presenta mejores ventajas en la reducción de costos.

El método consiste en poner en contacto el carbón de cáscaras de nueces o coco granulada (absorbente del oro) con la pulpa cianurada que se desplaza en contracorriente, para luego recuperar el carbón cargado y proceder a tamizarlo.

La desorción del metal desde el carbón activado se han empleado varias técnicas mediante etanol, metanol, soda caústica, para el carbón ser lavado y reactivado en el horno rotatorio (500 - 600 grados centígrados).

Luego de la desorción la solución es enviada a electrodeposición donde el oro se deposita en los cátodos de lanas de acero, una vez cargados estos cátodos son fundidos en un crisol mediante el agregado de fundente como: nitrato de plata, bórax y sílice, siendo el Óxido de hierro el que forma la

escoria; quedando Únicamente el bulión en el crisol al mismo que se le funde con el agregado de los reactivos para eliminar las impurezas.

5.4 Practica de cianuración

Se pesa 500 gramos de mineral y se lo muele con 500 ml. de agua en una relación 1:1 sólido/líquido durante 25 minutos, luego como queremos una relación de 1 a 3 sólido/líquido se coloca en una piseta 1000 ml. de agua, y con ese volumen pasamos el material del molino de bolas al vaso de cianuración.

Llevamos al material a un $\text{Ph}=10$ con cal previamente pesada y encendemos el aparato dejándolo airear durante 2 horas, para aumentar la dilusión y disminuir el consumo de cal y cianuro.

Luego de las 2 horas de aireación apagamos el aparato y dejamos sedimentar, para cambiar el agua que se encuentra rica en sales; ~~se debe~~



anotar el agua extraída para reponerla en igual cantidad, y así mantener la relación de sólido/líquido.

Después colocamos 650 mg. de cianuro y lo dejamos agitando durante 1 hora para la primera toma de muestra.

Cumplida la hora se anota el Ph y tomamos 50 ml. de muestra de solución para filtrarla; de los 50 ml. , se toma 25 ml. para conocer el consumo de cianuro y los otros 25 ml. lo regresamos al vaso de cianuración.

Consumo de cianuro: A los 25 ml. le agregamos 3 gotas de Yoduro de potasio al 5 % que nos servirá de indicador. Llevamos la muestra a ser titulada con Nitrato de plata y anotamos el consumo de Nitrato en el momento que la solución se torne de un color amarillo pálido.

La operación para obtener el consumo de cianuro es la siguiente:

$$\text{AgNO}_3 \text{ ml.} \times 100 = \text{NaCN residual (mg/lit)}$$

Concentración de cianuro = 400 mg/lit.

$400 - \text{NaCN residual} = X \text{ (mg/lit)}$

$X \text{ (mg/lit)} \times 1,5 \text{ lit.} = \text{NaCN dosificado (mg.)}$

Agregamos 25 ml. de agua restantes para completar los 50 ml. tomados del vaso de cianuración para la titulación.

Medimos el Ph y lo llevamos a 10; finalmente adicionamos la cantidad de cianuro consumido.

Dejamos agitando el material hasta la segunda toma; en donde el tiempo de cianuración es acumulativo.

Al final, ya en la Última toma se deja precipitar el material, para secarlo homogenizarlo, y cuartearlo (Ver foto # 11).

Llevamos este material, que son las colas de cianuración junto a los 25 ml. de cada toma de muestra para análisis químico.

CAPITULO VI. CARACTERIZACION DE LAS MUESTRAS

6.1 Selección de las muestras

La selección de la muestra se debió a la necesidad de conocer el comportamiento de este mineral que debido a su baja ley aparente no presentaba las expectativas necesarias para su explotación.

La muestra fue tomada de la veta Elizabeth en puntos topográficamente ubicados y con una separación promedio de 10 metros (Ver foto # 1).

La veta posee una potencia que va desde 2 cm. a 1,5 m. con una dirección **N-S** con caída al Este (Azimuth 10 grados).

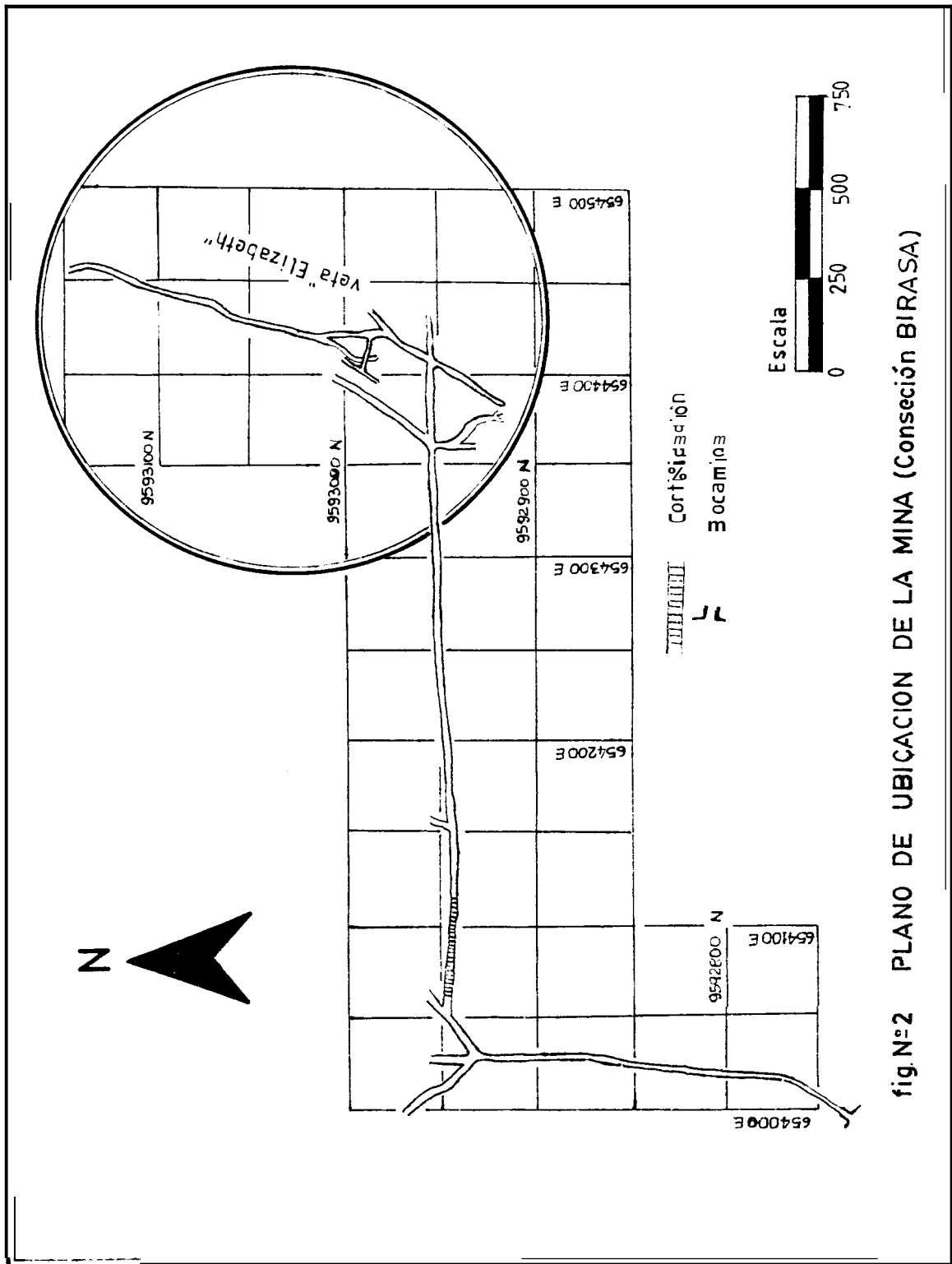


fig.Nº2 PLANO DE UBICACION DE LA MINA (Concesión BIRASA)

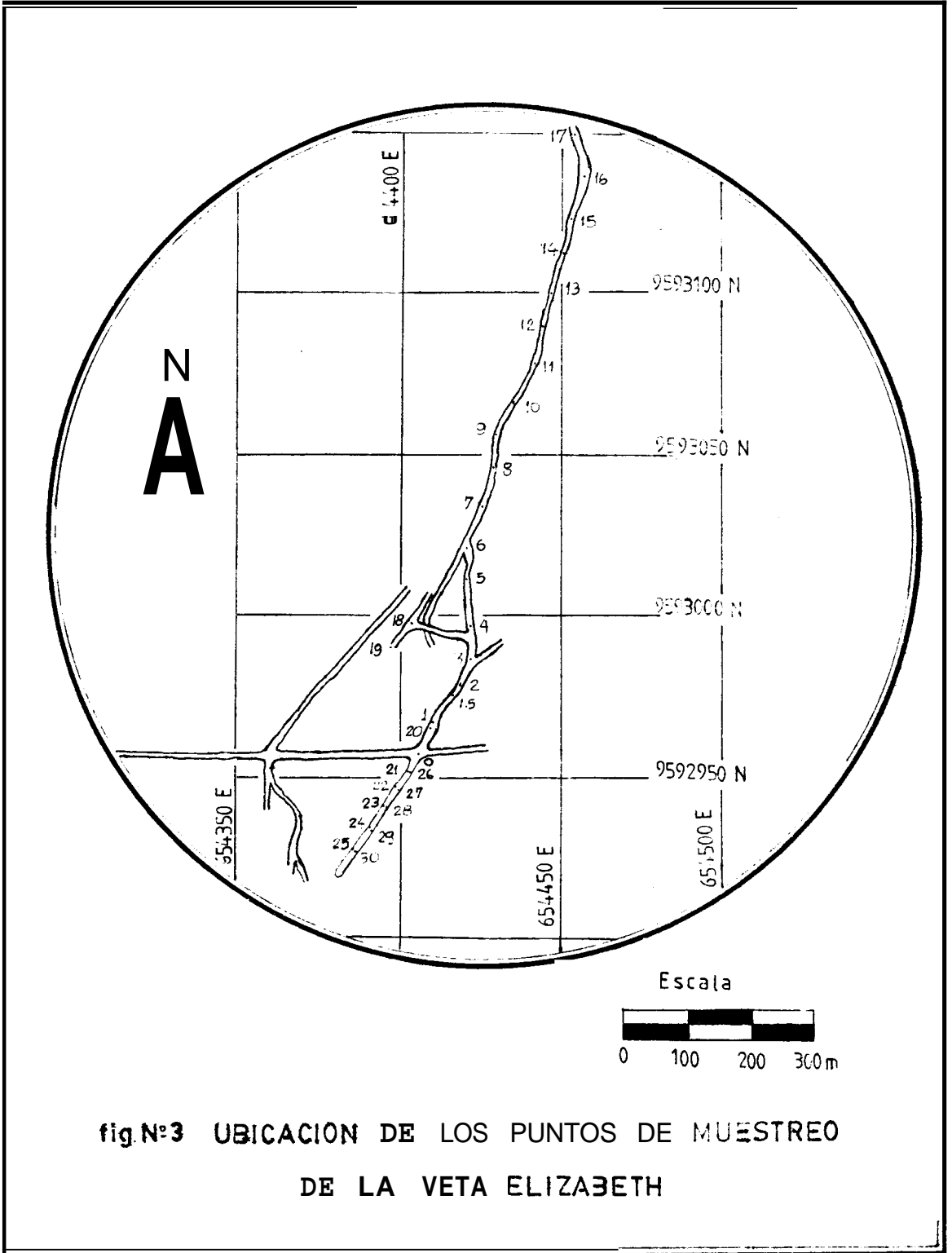


fig.Nº3 UBICACION DE LOS PUNTOS DE MUESTREO
DE LA VETA ELIZABETH

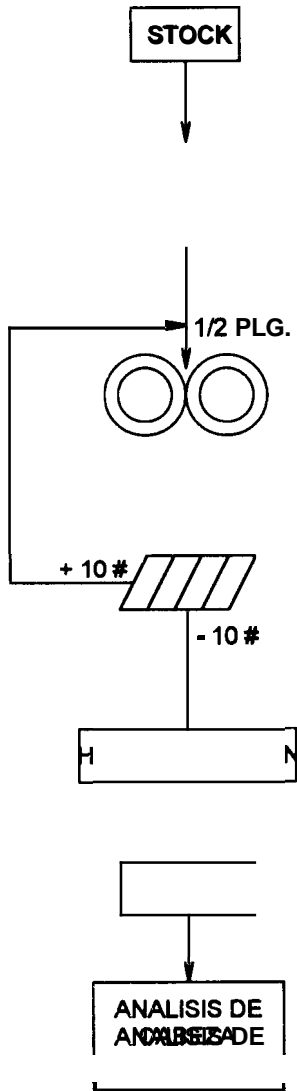
Se colocó el material en forma de montículo sobre un plástico y con dos palas en lados opuestos se fue tomando mineral y se **rotó** en sentido de las manecillas del reloj depositándolo de manera que se forme un círculo externo al montículo; hasta que todo el material forme un círculo grande.

Luego en el mismo sentido se recogió el material y se lo depositó en el centro formándose nuevamente un montículo. Este procedimiento se lo repitió cuatro veces para su mejor homogenización.

La parte del cuarteo se la realizó con un cuarteador grande, el cual nos iba dividiendo el material a la mitad, y luego a la mitad de esta; así sucesivamente hasta cambiar el cuarteador por uno mas pequeño, del que obtuvimos 30 gramos de muestra representativa para análisis químico de cabeza.

DIAGRAMA# 1

PREPARACION DE LA MUESTRA



6.3 Análisis químico de cabeza

En este punto enunciaremos el proceso de ataque y extracción al que fueron sometidos todas las muestras, ya sea el mineral de cabeza como los resultados de los ensayos obtenidos del proceso.

Cabe destacar que toda muestra sólida debe haber sido previamente:

- Secada en la estufa a 60 grados durante un día.
- Disgregada, homogenizada y cuarteada hasta obtener 30 gramos.
- Por Último llevar la muestra a un molino vibratorio durante 3 minutos hasta alcanzar un tamaño de 100 mallas aproximadamente.

*Análisis químico del oro

1. Se separa 5 gramos de cada muestra en una navecilla.

2. Se coloca la navecilla en la mufla a 290 grados durante 2 horas y luego a 590 grados durante 3 horas.
3. Recogemos el mineral en un vaso de 500 ml. con un poco de agua y le agregamos 100 ml. de ácido clorhídrico para luego llevarlo a la plancha a temperatura alta durante una hora después de hervir; debe estar tapado el vaso con un vidrio de reloj.
4. Se deja enfriar sin removerlo de la plancha a temperatura media durante 30 minutos, para después agregarle 40 ml. de ácido nítrico, y dejar Calentándose una hora.
5. Así mismo se deja enfriar 30 minutos pero esta vez fuera de la plancha y destapado.
6. Cuando ya se ha enfriado se lo trasvasa a balones de 250 ml. y se afora; para luego con una homogenización previa dejar sedimentando durante un día.

7. Al día siguiente se toma 50 ml. de alícuota (muestra de solución) y se coloca en un vaso de 250 ml. con una pipeta; tomando la precaución de lavar la pipeta de muestra en muestra, para que esta no se contamine.

8. Luego se colocan los siguientes reactivos:

Agregamos: 2 ml. de cloruro de sodio (300g/lit.)

10 ml. de ácido tartárico (250g/lit.)

25 ml. de hidróxido de sodio (300g/lit.)

9. Como el hidróxido de sodio hace que la solución se caliente se debe dejar enfriar media hora.

10. A cada muestra se le toma el Ph y se lo lleva a 4 o 4,5 con hidróxido de sodio, después se aumenta este Ph con cianuro de potasio a 9.

11. De aquí empieza la etapa de extracción, llevando esta solución a un embudo separador de 250 ml.

12. Enseguida se le agrega 5 ml. de DIBK al 1%, para luego de taparlo y agitarlo durante un minuto.

13. Después separamos las fases, quedándonos con la orgánica que es color amarillo.

14. Por Último filtramos esta fase orgánica con papel separador de fases en un vaso de 50 ml. obteniendo la solución lista para absorción atómica.

* Análisis químico para Ag, Cu, Pb, Zn y Fe.

1. Pesamos 0,2 gramos del mineral y lo colocamos en un vaso de teflón de 250 ml.

2. Agregamos los siguientes reactivos:

10 ml. de agua desmineralizada

10 ml. de ácido clorhídrico químicamente puro

Se pone a calentar en la plancha durante 15 minutos.

10 ml. de ácido nítrico químicamente puro

10 ml. de ácido fluorhídrico

2 ml. de ácido perclórico

Se lleva a la plancha hasta que se calcine totalmente.

3. Ya calcinado se le agrega 5 ml. de ácido nítrico y se deja que se evapore de nuevo.
4. Calcinado nuevamente ponemos otros 5 ml. de ácido nítrico, y calentamos hasta que el residuo se disuelva.
5. Luego le agregamos:
 - 20 ml. de agua desmineralizada
 - 10 ml. de EDTA
 - 2 ml. de nitrato de mercurio
6. Con anticipación se debe lavar balones de 100 ml. con ácido nítrico caliente, para trasvasar la solución en ellos y aforar.
7. De aquí tomamos 30 ml. aproximadamente para filtrarlos y llevarlos a vasos de 50 ml., los que serán llevados a absorción atómica.

Elemento	Au ppm	Ag ppm	CU ppm	Pb ppm	Zn ppm	As ppm	Fe %
Mineral de cabeza	3,8	63	7000	2800	5250	290	13,94

Segunda medición: $P1= 98,433 \text{ gr.}$ $V1= 0,5 \text{ ml.}$

$P2= 47,924 \text{ gr.}$ $V2=18,4\text{ml.}$

$D2= 2,8217\text{gr/ml.}$

Tercera medición: $P1= 96,815 \text{ gr.}$ $V1= 0,6 \text{ ml.}$

$P2= 47,126 \text{ gr.}$ $V2=18,3 \text{ ml.}$

$D3= 2,8072 \text{ gr/ml.}$

Obteniendo un promedio de mediciones de $D= 2,8072 \text{ gr/ml.}$

6.5 Pruebas granulométricas en húmedo y en seco

El material para las pruebas granulométrica fue previamente molido con una relación 1:1 de sólido/líquido, es decir se colocó en el molino de bolas 750 gramos de mineral y 750 ml. de agua. Este material se lo molió para diferentes tiempos y se lo llevó a secar a la estufa (Ver foto # 5).

De este material ya secado, homogenizado y cuarteado se separó 250 gramos para análisis granulométricos.

Obtenido el material para el análisis hacemos el tamizado en húmedo:

- Se llena un vaso de 500 ml. con agua y se coloca los 250 gr. de material.
- Colocamos el contenido del vaso el tamiz (400#) que se encuentra en el vibrador y le añadimos agua con una manguera; el vibrador debe funcionar durante 60 min., a su máxima amplitud (Ver foto # 6).
- Mientras ingresa agua por la parte superior por otra parte existe un conducto que desaloja las lamas a una bandeja de decantación.
- Dejamos que el material de la bandeja decante y lo llevamos a secar para posteriormente pesarlo (-400#).
- El retenido del tamiz se lo seca y pesa para iniciar el tamizado en seco (+400#).

El tamizado en seco se lo realiza de la siguiente manera:

- Se coloca el material (+400#) en el tamiz superior de una torre de cinco tamices (12,20,32,48,65#) y se pone en movimiento el vibrador (60 min., máxima amplitud).
- El retenido de cada tamiz se recoge en fundas y se lo pesa.
- El pasante del tamiz 65 se lo recoge y se le realiza el mismo procedimiento con otra torre de tamices más finos (100, 150,200,270,400#).
- Se recoge los retenidos y se pesa; el pasante del Último tamiz (400#) se pesa y este peso se le añade a las lamas del tamizaje en húmedo.
- Con los pesos obtenidos de gruesos y lamas se calculan los porcentajes de cada tamiz, que sumados todos dan un 100% (Ver tablas # 1 a 8).
- Obtenidos los datos procedemos a graficar las respectivas curvas.

6.6 Interpretación de resultados de las


La interpretación de las curvas granulométricas se la realiza para conocer a que tiempo de molienda obtenemos una granulometría determinada, ya que los procesos tienen como una de las principales variables el tamaño de grano del mineral, para su mejor recuperación.

Para obtener esta herramienta que nos dará la pauta para los ensayos, se realizaron dos métodos encaminados a encontrar en el caso de la flotación el tiempo de molienda necesario para obtener un pasante del 80% en la malla # 200.

El primer método fue el de realizar una por una las moliendas aumentando el tiempo hasta llegar al valor requerido (Ver figura # 4).

El segundo método es el siguiente:

1. En dos curvas granulométricas de tiempos continuos trazamos sus tangentes paralelas y hacemos que corten en la parte superior de la hoja biolgarítmica, para luego proyectar una vertical que al cortar con su respectivo tiempo de molienda obtendremos puntos que nos servirán de guía para encontrar el tiempo desconocido.
2. Unimos estos puntos y obtenemos una recta guía.
3. Ubicamos con el tamiz #200 y el pasante 80% un punto, del cual trazamos una recta que será paralela a las tangentes anteriores.
4. Esta recta la prolongamos, hacemos que corte en la parte superior de la hoja y proyectando la vertical, cortará a la recta guía dándonos el tiempo buscado (Ver figura # 5).

Del análisis de estos dos métodos concluimos que el material de  cabeza (stock) corresponde a una arena media con una granulometría de 1250 micras, y que el tiempo de molienda probable para la flotación se encuentra entre 30 y 35 minutos, para obtener un tamaño de arena fina de 80 micras, para un pasante del 80% de la malla #200.

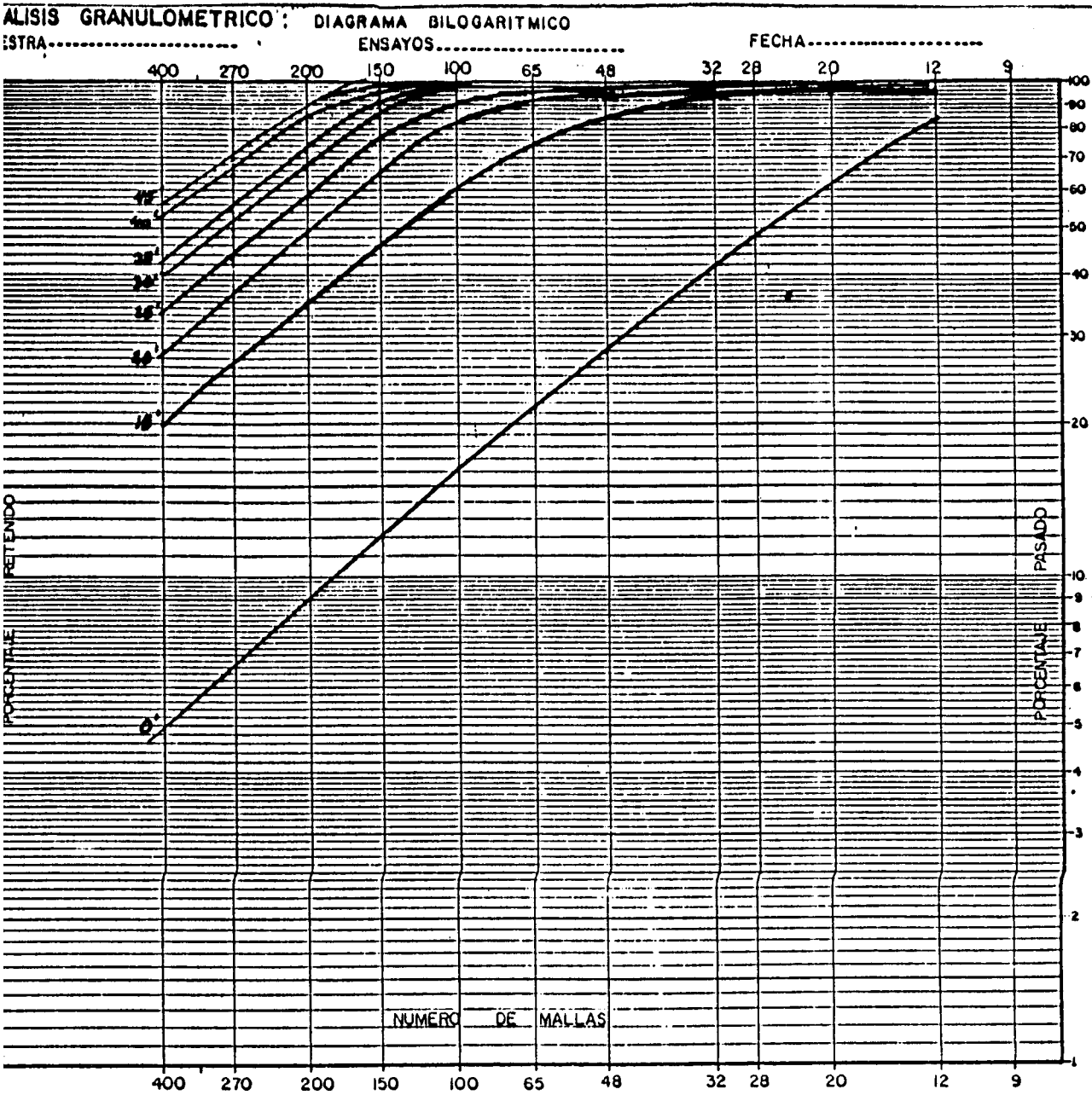


Fig # 4. Curvas granulometricas a diferentes tiempos de molienda

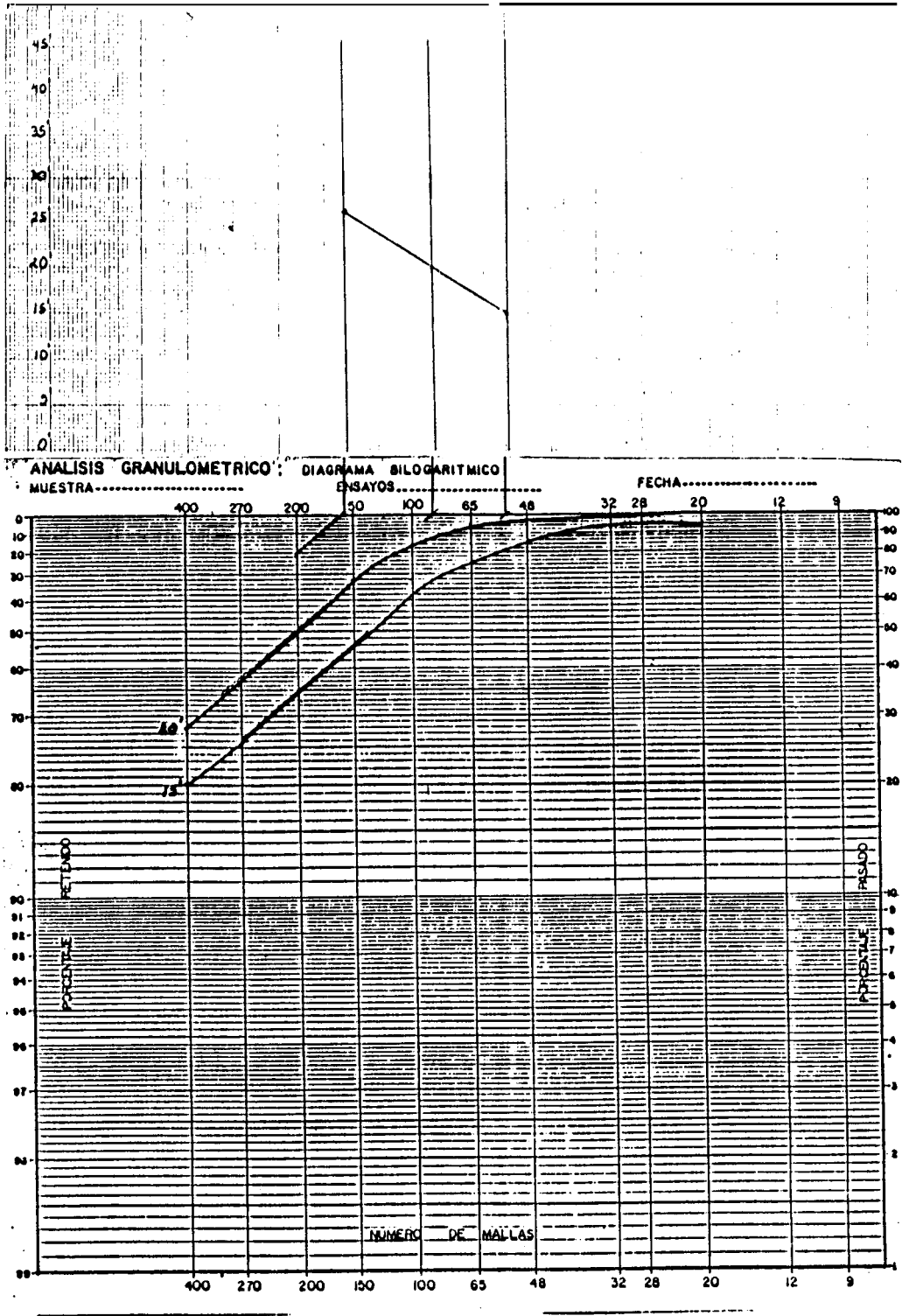


Fig # 5. Método de la tangente para encontrar el tiempo de molienda

6.7 Elaboración de laminas pulidas y delgadas

La microscopía de menas es muy útil para resolver determinados problemas en procesamiento de minerales y metalurgia extractiva, además constituye una valiosa herramienta de control en la operación de plantas de beneficio de minerales.

La elaboración de láminas pulidas consiste en primer lugar en dar, por medio de una cortadora, una forma cúbica a una muestra de mano, la cual posee minerales metálicos capaces de reflejar la luz.

Luego se lleva la muestra de forma cúbica a una pulidora agregándole pasta de esmeril (#280, 300, 320, 600) para así realizar el pulido en un tiempo determinado.

Se limpia las impurezas de la muestra cada cierto tiempo en el aparato de ultrasonido obteniendo así una mejor pulida.

Para finalizar la pulida se le coloca Alumina de 0.3 micras y se la lleva a una pulidora de Nylon. Se agrega un poco de agua destilada para suavizar la pulida.

La elaboración de láminas delgadas es utilizada en minerales translúcidos, y obedecen al siguiente procedimiento:

La muestra es cortada en forma cúbica y pulida con pasta de esmeril. Luego se la pone a secar para preparar la superficie de contacto.

Se prepara una pega Aralite 5:1 junto con el endurecedor para pegar la muestra al portaobjeto.

Luego se la lleva a una estufa a 60 C por dos horas hasta que la muestra esté seca.

Una vez seca, se realizan cortes finos de manera que cada vez la muestra disminuya su grosor.

La laminilla que se obtiene del paso anterior se la pule manualmente con la pasta de esmeril #280 y 1.200 hasta que los cristales puedan ser observados en el microscopio.

Finalmente se coloca un bálsamo en la laminilla y se la seca durante dos horas. Este bálsamo sirve para pegar el portaobjeto al cubreobjeto.

6.8 Análisis Mineralógico

Para realizar este análisis mineralógico se procede a tomar dos muestras de secciones pulidas y una muestra de sección delgada.

En la lamina delgada se obtuvo:

1. Minerales principales:
 - Plagioclasa 25%
 - Anfíbol 15%
 - Matriz 55%

2. Minerales secundarios: - Clorita
- Epidota
 - Sericita
 - Carbonatos
 - Cuarzo

3. Minerales accesorios: - Opacos 5%

4. Textura: Porfirítica, matriz Hialopilítica

5. Descripción de la roca:

La roca esta compuesta de fenocristales de formas tabulares de plagiocalasa de tamaños de 0,25 -1 mm. Las plagioclasas se encuentran alteradas a Sericita y algunos cristales están reemplazados por carbonatos.

La composición de las Plagioclasas es media, tipo Andesina.

Los Anfíboles hipidiomórficos de tamaños que varían entre 0,2 - 1 mm. se encuentran totalmente reemplazados por Clorita quedando solamente la forma del cristal.

La mayoría de estos cristales tienen inclusiones de mineral opaco.

La Clorita es producto de alteración de **los** minerales maficos.

La Epidota se presenta en forma de finos granos irregulares, de tamaños no superiores a 0,1 mm. Las Epidotas se desarrollan en la matriz y en forma de inclusiones en las Plagioclasas.

La Sericita es producto de alteración de las Plagioclasas.

Los Carbonatos generalmente finos granulares, en algunos casos criptocristalinos, se encuentra a veces reemplazando a las Plagioclasas y otras veces alterando a las Plagioclasas.

El Cuarzo es aleotromórfico de tamaños muy finos de procedencia secundaria, relleno de finas cavidades en la matriz.

Los minerales Opacos de forma irregulares se encuentran diseminados o en forma de inclusiones.

La roca presenta una alteración hidrotermal, propilitización de bajo grado.

6. Nombre de la roca: **Andesita Propilitizada** (Ver fotos # 14 y 15).

Análisis de las secciones pulidas:

Primera muestra.-

- | | | |
|------------------------|---------------|-----|
| 1. Minerales de mena: | - Pirita | 35% |
| | - Calcopirita | 25% |
| | - Esfalerita | 20% |
| | - Galena | 5% |
| 2. Minerales de ganga: | - Cuarzo | 15% |

3. Texturas: Se observan texturas hipidiomórficas granulares, textura de corrosión y también idiomórficas.

La Pirita de color amarillo claro, isotrópica se encuentra en forma idiomórfica e hipidiomórfica (Dureza 6 - 6,5). Los tamaños de los cristales varían de 0,1 a 2 mm. el tamaño medio de los granos es 0,8 a 1 mm. En algunos cristales se observan inclusiones de mineral de ganga (Cuarzo).

Por procesos posteriores algunos cristales están fracturados y rellenos por cuarzo y el tamaño de las fracturas no superan los 0,08 mm.

La Calcopirita es de color amarillo, tiene una débil anisotropía, (Dureza 3,5 - 4). Se presenta en forma de agregados aleotromórficos granulares, en sectores englobando cristales de Pirita y Cuarzo. El tamaño de los granos van de 0,25 a 3 mm.

Algunos cristales tienen forma de **vetillas** de Cuarzo.

La Esfalerita es de color gris, isotrópica, se encuentra en forma de agregados granulares de tamaños de 0,2 a 4 mm. Se observa emulsiones de Calcopirita de tamaños no superiores 0,05 mm. por lo que se puede juzgar que la Paragénesis al momento de formarse estos dos minerales no es superior a los 400 grados centígrados.

Por fisuras en la Esfalerita se desarrollan Calcopirita y Galena.

La Galena es de color blanco, isotrópica y en algunos cristales es débilmente anisotrópica (Dureza 2 - 3). La forma de los agregados es aleotromórfica granular, el clivaje es bueno donde se observan los triángulos que son característicos de este mineral.

El tamaño de la Galena es de 0,25 a 1 mm.

El mineral de ganga esta representado por el Cuarzo.

Segunda muestra:

1. Minerales de Mena: - Pirita 30%

- Calcopirita 30%
- Arsenopirita 10%
- Esfalerita 1%

2. Minerales de ganga: - Cuarzo 29%

3. Textura: Aleotromórfica granular

La Pirita de color amarillo claro, isotrópica (Dureza 6 - 6,5), se encuentra en forma de agregados granulares hipidiomórficos con fuerte refracción, de tamaños de 0,5 a 1,5 mm.

Presenta algunos cristales con fracturamiento, las fracturas están rellenas de Cuarzo.



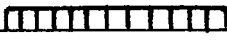
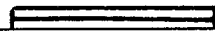
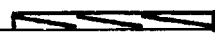

La Calcopirita es débilmente anisotrópica (Dureza 3,5 - 4). Se presenta en agregados aleotromórficos granulares de tamaños de 0,1 a 3 mm.

La Arsenopirita es de color blanco amarillento con anisotropía visible, (Dureza 5,5 - 6), se encuentra en forma de agregados hipidiomórficos granulares de tamaños de 0,5 a 2 mm.

La Esfalerita se encuentra en pequeñas cantidades; es isotrópica de color gris a gris claro, (Dureza de 3,5 - 4), se encuentra en agregados aleotromórficos granulares.

El mineral de ganga esta representado por el Cuarzo (Ver fotos # 12 y 13).

AGENE

Asociación	Cuarzo Pirítico	Esfalerita Calcopirítica	Cuarcica
Minerales			
Cuarzo			
Pirita			
Esfalerita			
Calcopirita			
Galena			
Cuarzo II			

CAPITULO VII. EXPERIMENTACION

La experimentación se realizó en base al cambio de variables a los diferentes a procesos, para obtener su optimización.

Ensayo de Espiral: En el proceso gravimetrico de espiral se tomó como variable el tiempo de molienda (15 y 20 minutos), en 1 kilogramo de mineral y con un 33 % de sólido. Anotando el caudal de agua y el tiempo de alimentación (Ver tablas # 13 y 14).

Ensayo de Jig: Este ensayo tuvo como variable las pulsaciones del aparato (160 r.p.m. y 174 r.p.m.) en 1 kilogramo de mineral , 20 minutos de molienda y

un **33%** de sólido. Anotando el caudal de agua y el tiempo de alimentación (Ver tablas # **15** y **16**).

Ensayo de mesa: En la prueba de mesa fueron dos las variables que se cambiaron, el ángulo de inclinación (6 y 8 grados) y la forma de los rifles (rectos e inclinados), en 1 kilogramo de mineral, 25 minutos de molienda y **33%** de sólido. Anotando el tiempo y caudal de alimentación, como el caudal de lavado (Ver tablas # 9 a **12**).

Ensayo de cianuración: En la cianuración se llevó a cabo una sola prueba con las mejores condiciones, recopiladas de investigaciones anteriores efectuadas en el laboratorio de la CODIGEM. Estas condiciones fueron:

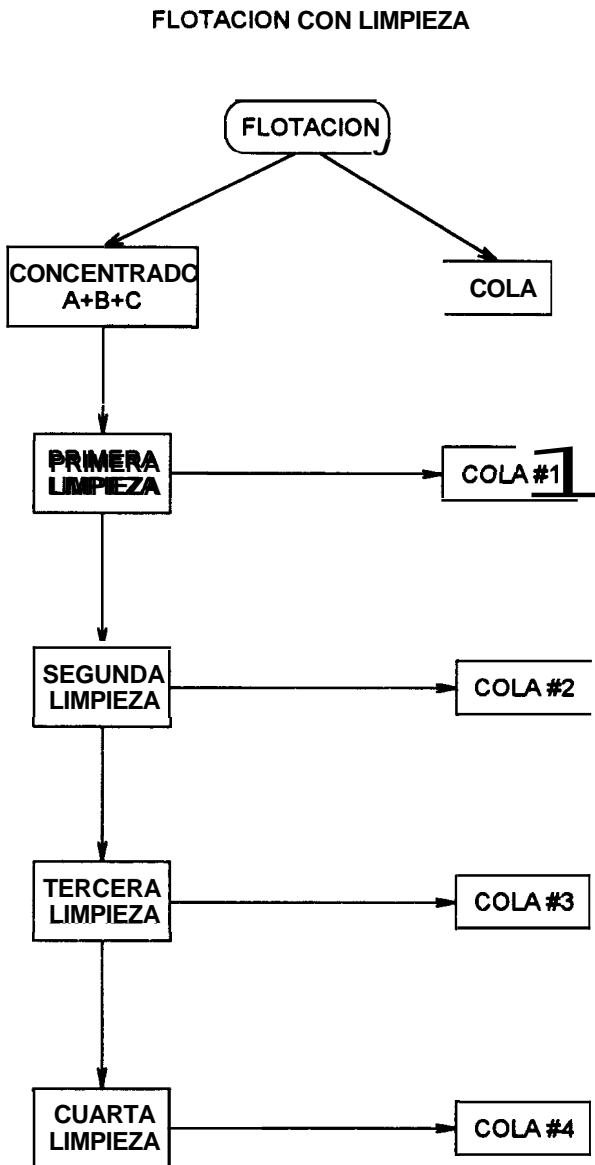
- Cantidad de material= 500 gramos
- Dilución **US=3:1**
- Revoluciones= 1555 r.p.m.
- Ph= 10
- Conc. de cianuro= **400 mg/lt.**
- Aireación previa= **2 hrs.**
- Conc. de Cal= 250 mg/lt.
- Granulometría= **(40%-200#)**

(Ver tabla # **31**)

Ensayo de flotación: La flotación se la efectuó con 750 gramos de mineral, con un 33% de sólido en la cual se cambiaron tres variables que fueron, el tiempo de molienda (30,35 y 45 minutos), el Ph (9, 9,5 y 10) y el tipo de reactivos (A242, A404) (IpXNa, A238) (Ver tablas # 17, 19, 21, 23, 25, 27).

También se realizó una flotación de limpieza con las mejores condiciones obtenidas de las pruebas anteriores. La flotación de limpieza se ilustra en el siguiente diagrama (Ver tabla # 29).

Diagrama # 2

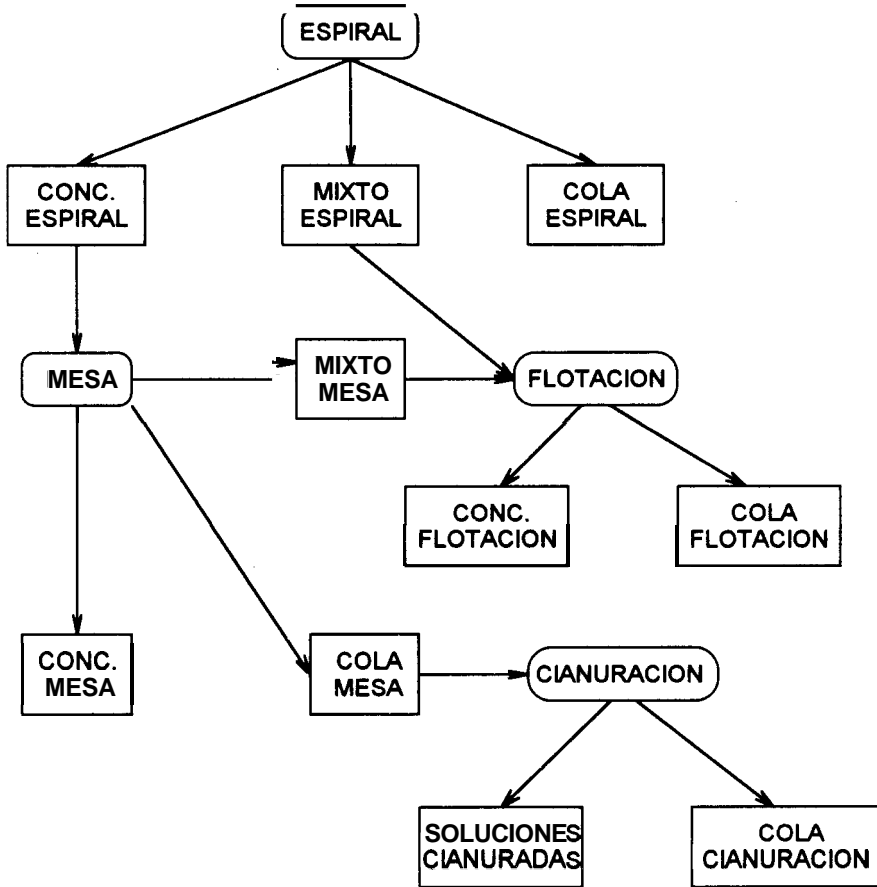


Ensayo de *amalgamación*: La prueba de amalgamación se la llevó a cabo con el material de una previa concentración por batea a diferentes tiempos de molienda (Ver tabla # 32).

Finalmente con los mejores resultados de los ensayos de espiral, mesa y flotación, en unión con la cianuración; se procedió a efectuar un ensayo combinado el que obedece al siguiente diagrama:

Diagrama # 3

ENSAYO COMBINADO



CAPITULO VIII. ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS

En este capítulo presentaremos las mejores condiciones obtenidas en **los** ensayos.

1. Resultados *de* espiral: En el ensayo de espiral, de las dos pruebas realizadas; la primera a 15 minutos de molienda con una ley calculada de 2,45 p.p.m. y una recuperación del 72 % , la segunda con una ley de 2,54 p.p.m. y una recuperación del 80 % a 20 minutos de molienda, nos damos cuenta que la mejor ley y recuperación se la obtuvo en el ensayo de 20 minutos de molienda.

2. Resultados de jig: Tomando en cuenta que la ley de cabeza del mineral es de 3,8 p.p.m., nos inclinamos por el segundo ensayo que a pesar de tener una baja recuperación **66,7 %**, posee una ley calculada de **3,97 p.p.m.** que la hace mas interesante con respecto al primer ensayo que tiene una recuperación alta de **79,5 %** pero una ley baja de **2,94 p.p.m.**.

3. Resultados de mesa: De los cuatro ensayos realizados obtuvimos lo siguiente.

El primero (6 grados, rifles inclinados), con una recuperación del **49 %** y una ley calculada del **3,34 p.p.m.** que es un ensayo aceptable.

El segundo (8 grados, rifles inclinados), presentó una recuperación del **44,8 %** y una ley calculada de **8,97 p.p.m.** exagerada en comparación a la ley de cabeza (3,8 p.p.m.) debido a una posible presencia del efecto pepítico.

El tercero (**6** grados, rifles rectos), fue el mejor ensayo por su buena recuperación del **55,4 %** y su ley calculada aceptable de **4,12 p.p.m.**.

El cuarto (8 grados, rifles rectos), este ensayo a pesar de tener una buena recuperación del **54,4** %, su ley calculada estuvo alta **6,48** p.p.m. con referencia a la ley de cabeza del mineral (**3,8** p.p.m.).

4. Resultados de flotación: El análisis para los ensayos de flotación tiene la siguiente secuencia.

Los tres primeros ensayos tuvieron como variable el tiempo de molienda (**30, 35 y 45** minutos), de los cuales el mejor fue el de 35 minutos corroborando los resultados obtenidos en las curvas granulométricas (Ver tablas # 18, 20 y 22).

En el cuarto y quinto ensayo, conservando los 35 minutos de molienda, se cambió el Ph de 9,5 a 9 y 10 permaneciendo el de **9,5** como el mas aceptable (Ver tablas # **24** y **26**).

Por Último teniendo como constante los 35 minutos de molienda y el Ph=9,5; se intentó mejorar la recuperación y ley de oro cambiando los reactivos, pero aún así, los que tuvieron los mejores valores fueron el **A242** y el A 404 con una recuperación del 98,74 % y una ley calculada de 6,11 p.p.m. (Ver tablas # 28).

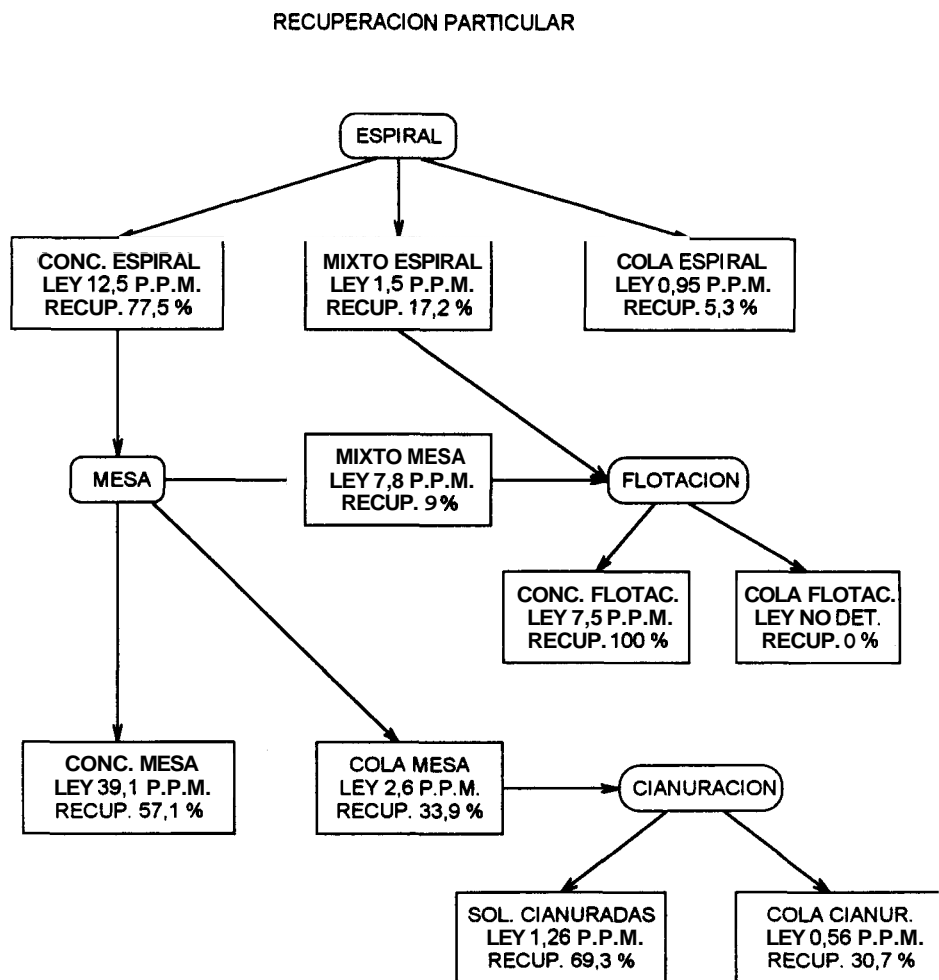
En la flotación de limpieza se alcanzó una recuperación del 85 % con una ley calculada del 3,2 p.p.m. que se considera aceptable como prueba (Ver tabla # 30).

5. **Resultados** de *cianuración*: A pesar que se efectuó esta prueba con las mejores condiciones, la recuperación solo llegó al 30 % con una ley calculada de 5,58 p.p.m.. Esta *cianuración* directa, osea sin procesos gravimétricos previos no pudo satisfacer nuestro interés debido a su baja recuperación (Ver tabla # 31).

6. Resultados de amalgamación: De los tres ensayos realizados a diferente tiempo de molienda (20, 25 y 30 minutos), obtuvimos que la mejor molienda fue la de 20 minutos con una ley de 1,04 p.p.m., pero que no es aceptable porque la recuperación de oro llega al 28 % (Ver tabla # 32).

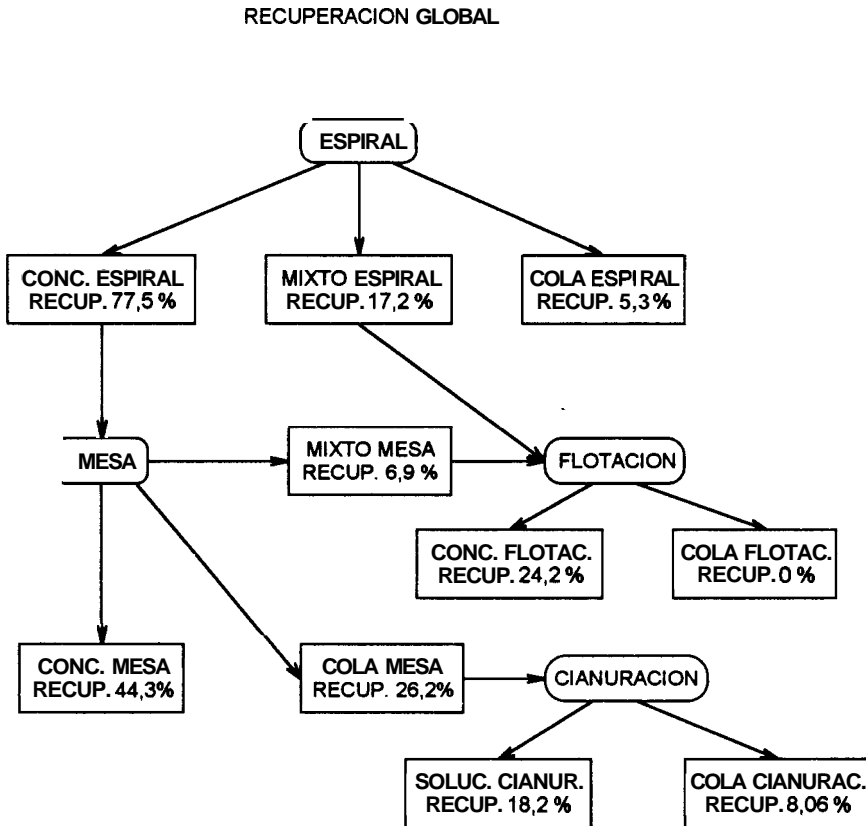
Dada las mejores condiciones de los procesos de espiral, mesa, flotación y cianuración realizamos el ensayo combinado, obteniendo los siguientes resultados en cada proceso.

Diagrama # 4



Para tener una mejor perspectiva de la recuperación real del proceso se efectuó un balance global con los siguientes resultados.

Diagrama # 5



Finalmente reuniendo todas las recuperaciones del proceso combinado llegamos a un valor total del 86,64 % con una ley de 5,86 p.p.m. que confirma el éxito del proceso.

ICI Y F

Considerando las observaciones e investigaciones aplicadas en el transcurso de la elaboración de esta tesis de grado, se ha determinado las siguientes conclusiones y recomendaciones.

1. Realizado el estudio se obtuvo una concentración del 86,64% de oro total contenido, que dada la complejidad del mineral se obtendría una buena recuperación (Ver tabla # 46).

Se llegó a este nivel de concentración a través de varios procesos, como son: Procesos gravimétricos (espiral y mesa), proceso físico-químico (flotación) y proceso químico (cianuración) (Ver tablas # **36, 37 y 38**).

2. En el concentrado gravimetrico se alcanzó una ley de **39,1 p.p.m.**; tomando en cuenta que el mineral posee una ley de cabeza de **3,8 p.p.m.** esto nos indica una buena tasa de concentración, por esta razón se recomienda en la recuperación de oro de este mineral la realización de procesos gravimetricos a fin de extraer la mayor parte de oro grueso posible y luego las colas tratarlas con flotación.
3. La flotación fue un éxito debido a que en el ensayo combinado de los mixtos provenientes de espiral y de mesa se llegó a un 100 % de recuperación (Ver tabla # **39 y 40**).

4. Es necesaria la realización de una concentración gravimétrica previa a la cianuración puesto que en las pruebas su recuperación subió de 30 a 69,3% (Ver tablas # 31 y 42).

5. Las colas de espiral que tienen una ley de 0,95 p.p.m. deben ser acumuladas para un proceso posterior que puede ser de cianuración en pilas, la cual se aplica para minerales de leyes marginales.

ANEXOS

TABLA# 1

Granulometría del material de cabeza preparad8 en laboratorio (-10 mallas)

T A M I C E S		ENSAYO: 0 MINUTOS DE MOLIENDA		
ABERTURA	MALLAS	PESO	PESO	RETENIDO
MICRONES	#	GR.	%	ACUMUL.%
1400	12	36,78	14,82	14,82
850	20	57,61	23,21	38,03
500	32	49,79	20,06	58,09
300	48	35,80	14,42	72,51
212	65	15,09	6,08	78,59
150	100	13,13	5,29	83,88
106	150	10,14	4,09	87,97
75	200	7,45	3,00	90,97
53	270	6,19	2,50	93,47
38	400	3,80	1,53	95,00
	-400	12,43	5,00	100,00
	SUMA	248,24	100,00	

TABLA # 2

Granulometría del material de cabeza, luego de 15 minutos de molienda

T A M I C E S		ENSAYO: 15 MINUTOS DE MOLIENDA		
ABERTURA	MALLAS	PESO	PESO	RETENIDO
MICRONES	#	GR.	%	ACUMUL.%
1400	12	4,21	1,70	1,70
850	20	6,72	2,72	4,42
500	32	3,90	1,58	6,00
300	48	13,54	5,47	11,47
212	65	26,08	10,54	22,01
150	100	39,60	16,01	38,02
106	150	38,40	15,52	53,54
75	200	27,98	11,31	64,85
53	270	23,79	9,62	74,47
38	400	12,93	5,23	79,70
	-400	50,21	20,30	100,00
	SUMA	247,40	100,00	

TABLA # 3

Granulometría del material de cabeza, luego de 20 minutos de molienda

T A M I C E S		ENSAYO: 20 MINUTOS DE MOLIENDA		
ABERTURA	MALLAS	PESO	PESO	RETENIDO
MICRONES	#	GR.	%	ACUMUL.%
1400	12	1,20	0,49	0,49
850	20	1,42	0,57	1,06
500	32	0,37	0,15	1,21
300	48	1,37	0,55	1,76
212	65	6,89	2,79	4,55
150	100	25,50	10,32	14,87
106	150	47,08	19,04	33,91
75	200	40,98	16,58	50,49
53	270	33,25	13,45	63,94
38	400	19,80	8,02	71,96
	-400	69,31	28,04	100,00
	SUMA	247,20	100,00	

TABLA # 4

Granulometría del material de cabeza, luego de 25 minutos de molienda

T A M I C E S		ENSAYO: 25 MINUTOS DE MOLIENDA		
ABERTURA	MALLAS	PESO	PESO	RETENIDO
MICRONES	#	GR.	%	ACUMUL.%
1400	12	0,88	0,36	0,36
850	20	0,61	0,25	0,61
500	32	0,15	0,06	0,67
300	48	0,32	0,13	0,80
212	65	1,91	0,78	1,58
150	100	12,04	4,87	6,45
106	150	34,90	14,12	20,57
75	200	52,47	21,23	41,80
53	270	38,89	15,73	57,53
38	400	21,17	8,57	66,10
	-400	83,80	33,90	100,00
	SUMA	247,20	100,00	

TABLA # 5

Granulometría del material de cabeza, luego de 30 minutos de molienda

T A M I C E S		ENSAYO: 30 MINUTOS DE MOLIENDA		
ABERTURA	MALLAS	PESO	PESO	RETENIDO
MICRONES	#	GR.	%	ACUMUL. %
1400	12	0,49	0,20	0,20
850	20	0,35	0,14	0,34
500	32	0,06	0,02	0,36
300	48	0,08	0,04	0,40
212	65	0,49	0,20	0,60
150	100	4,94	2,01	2,61
106	150	23,00	9,36	11,97
75	200	49,09	19,97	31,94
53	270	44,68	18,18	50,12
38	400	23,84	9,70	59,82
	-400	98,70	40,18	100,00
	SUMA	245,76	100,00	

TABLA # 6

Granulometría del material de cabeza, luego de 35 minutos de molienda

T A M I C E S		ENSAYO: 35 MINUTOS DE MOLIENDA		
ABERTURA	MALLAS	PESO	PESO	RETENIDO
MICRONES	#	GR.	%	ACUMUL. %
1400	12	0,56	0,23	0,23
850	20	0,28	0,12	0,35
500	32	0,05	0,02	0,37
300	48	0,05	0,02	0,39
212	65	0,22	0,09	0,48
150	100	2,61	1,06	1,54
106	150	14,20	5,79	7,33
75	200	57,51	23,41	30,74
53	270	39,14	15,94	46,68
38	400	18,13	7,38	54,06
	-400	112,83	45,94	100,00
	SUMA	245,61	100,00	

TABLA # 7

Granulometría del material de cabeza, luego de 40 minutos de molienda

T A M I C E S		ENSAYO: 40 MINUTOS DE MOLIENDA		
ABERTURA	MALLAS	PESO	PESO	RETENIDO
MICRONES	#	GR.	%	ACUMUL.%
1400	12			
850	20			
500	32			
300	48			
212	65	0,23	0,09	0,09
150	100	1,05	0,43	0,52
106	150	7,69	3,13	3,65
75	200	28,62	11,63	15,28
53	270	48,33	19,64	34,92
38	400	30,23	12,28	47,20
	-400	129,93	52,80	100,00
	SUMA	246,11	100,00	

TABLA # 8

Granulometría del material de cabeza, luego de 45 minutos de molienda

T A M I C E S		ENSAYO: 45 MINUTOS DE MOLIENDA		
ABERTURA	MALLAS	PESO	PESO	RETENIDO
MICRONES	#	GR.	%	ACUMUL.%
1400	12			
850	20			
500	32			
300	48			
212	65			
150	100	0,96	0,39	0,39
106	150	7,23	2,93	3,32
75	200	23,70	9,61	12,93
53	270	50,06	20,30	33,23
38	400	29,03	11,77	45,10
	-400	135,61	54,99	100,00
	SUMA	246,61	100,00	

TABLA # 9

Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en mesa # 1

CARACTERISTICAS: 25 MINUTOS DE MOLIENDA				
TIEMPO DE ENSAYO:	15 M. 41 S.	ENSAYO:	MESA # 1	
ANG. DE IN LINACION:	6 GRADOS	RIFLES:	INCLINADO	
CAUDAL DE ALIMENT.:	4,8 LT/MIN.	% SOLIDO:	33%	
CAUDAL DE LAVADO:	7,7 LT/MIN.	MATERIAL:	1 KG.	
	PESO GR.	Au PPM	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
CONC.	38,48	18,90	727,40	49,27
MIXTO	119,91	3,40	407,72	27,62
CONC+MIXT	158,40	7,16	1135,12	76,89
COLAS	284,30	1,20	341,16	23,11
ALIMENT.	442,70	3,34	1476,28	100,00

TABLA # 10

Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en mesa # 2

TIEMPO DE ENSAYO:	16 M. 55 S.	ENSAYO:	MESA # 2	
ANG. DE IN LINACION:	8 GRADOS	RIFLES:	INCLINADO	
CAUDAL DE ALIMENT.:	2,2 LT/MIN.	% SOLIDO:	33%	
CAUDAL DE LAVADO:	11,06 LT/M.	MATERIAL:	1 KG.	
	PESO GR.	Au PPM	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
CONC.	32,32	44,30	1432,08	44,80
MIXTO	42,41	27,00	1145,07	35,80
CONC+MIXT	74,73	34,48	2577,15	80,60
COLAS	281,60	2,20	619,52	19,40
ALIMENT.	356,33	8,97	3196,67	100,00

TABLA # 11

Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en mesa # 3

CARACTERISTICAS: 25 MINUTOS DE MOLIENDA				
TIEMPO DE ENSAYO:	15 M. 11 S.	ENSAYO:	MESA # 3	
ANG. DE IN LINACION:	6 GRADOS	RIFLES:	RECTOS	
CAUDAL DE ALIMENT.:	2,3 LT/MIN.	% SOLIDO:	33%	
CAUDAL DE LAVADO:	15,6 LT/M.	MATERIAL:	1 KG.	
	PESO GR.	Au PPM	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
CONC.	43,75	21,50	940,77	55,40
MIXTO	60,66	7,40	448,90	26,50
CONC+MIXT	104,42	13,30	1389,68	81,85
COLAS	307,10	1,00	307,10	18,10
ALIMENT.	411,52	4,12	1696,78	100,00

TABLA # 12

Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en mesa # 4

TIEMPO DE ENSAYO:	11 M. 22 S.	ENSAYO:	MESA# 4	
ANG. DE IN LINACION:	8 GRADOS	RIFLES:	RECTOS	
CAUDAL DE ALIMENT.:	2,6 LT/MIN.	% SOLIDO:	33%	
CAUDAL DE LAVADO:	13,5 LT/M.	MATERIAL:	1 KG.	
	PESO GR.	Au PPM	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
CONC.	7,94	185,00	1469,82	54,40
MIXTO	11,61	58,30	677,32	25,10
CONC+MIXT	19,56	109,75	2147,15	79,50
COLAS	397,50	1,40	556,50	20,50
ALIMENT.	417,06	6,48	2703,65	100,00

TABLA # 13

Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en espiral # 1

CARACTERISTICAS:		15 MINUTOS DE MOLIENDA		
TIEMPO DE ALIMENT.:	7 M. 20 S.	ENSAYO:	ESPIRAL# 1	
CAUDAL DE AGUA:	0,11 LT/S.	% SOLIDO:	33%	
MATERIAL:	1 KG.			
	PESO GR.	Au PPM	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
CONC.	324,00	4,10	1328,40	72,00
MIXTO	36,59	3,40	124,40	6,70
CONC+MIXT	360,59	4,03	1452,80	78,70
COLAS	393,40	1,00	393,40	21,30
ALIMENT.	753,99	2,45	1846,20	100,00

TABLA # 14

Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en espiral # 2

CARACTERISTICAS:		20 MINUTOS DE MOLIENDA		
TIEMPO DE ALIMENT.:	5 MIN. 5 S.	ENSAYO:	ESPIRAL# 2	
CAUDAL DE AGUA:	0,15 LT/S.	% SOLIDO:	33%	
MATERIAL:	1 KG.			
	PESO GR.	Au PPM	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
CONC.	397,40	4,60	1828,04	80,27
MIXTO	335,80	0,80	268,64	11,79
CONC+MIXT	733,20	2,86	2096,68	92,06
COLAS	164,20	1,10	180,62	7,93
ALIMENT.	897,40	2,54	2277,30	100,00

TABLA# 15

Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en jig # 1

TIEMPO DE ALIMENT.:	19 M. 17 S.	ENSAYO:	JIG # 1	
CAUDAL DE AGUA:	1,9 LT/MIN.	Y ₀ SOLIDO:	33%	
REVOLUCIONES:	174 RPM.	MATERIAL:	1 KG.	
	PESO GR.	PESO Y	Au PPM	RECUP. %
CONC.	296,00	32,45	7,20	79,50
COLAS	616,00	67,55	0,90	20,50
ALIMENT.	912,00	100,00	2,94	100,00

TABLA # 16

Condiciones de operación y distribución del oro en los productos obtenidos de la concentración en jig # 2

TIEMPO DE ALIMENT.:	15 M. 8 S.	ENSAYO:	JIG # 2	
CAUDAL DE AGUA:	2 LT/MIN.	% SOLIDO:	33%	
REVOLUCIONES:	160 RPM	MATERIAL:	1 KG.	
	PESO GR.	PESO %	Au PPM	RECUP. %
CONC.	151,40	17,10	15,50	66,70
COLAS	738,00	82,90	1,60	33,30
ALIMENT.	889,40	100,00	3,97	100,00

CARACTERÍSTICAS:	CAS:	MOLIENDA:	35 MINUTOS:	PH =	9,5	REVOLUCIONES =	1500 R.P.M.	
OPERACION # 1	TIEMPO MINUTOS	SOLIDO %	PH	FLOTOL B	A 242	A 404	KAX	ZnSO4
MOLIENDA	35	50	5,4					500
ACOND. A	5	33	9,4	60	20	20		
FLOT. A	3,5	33	9,1					
ACOND. B	5	33	9,4	40	10	10		
FLOT. B	2	33	9,1					
ACOND C	5	33	9,2	30	10	10		
FLOT. C	2	33	9,1					
ACOND. D	5	33	9,4	20			50	
FLOT. D	1,5	33	9,1				Na2CO3:	4,1 Gr.

TABLA # 18
Balance de masas y distribución del oro de la flotación# 1

RESULTAD	PESO GR.	PESO %	Au PPM	RECUP. %
A	68,91	9,25	54,5	82,51
B	21,57	2,90	27,00	12,82
A+B	90,48	12,15	48,00	95,50
C	17,24	2,31	7,60	2,87
D	10,58	1,42	1,80	0,42
C+D	27,82	3,73	5,39	3,29
A+B+C+D	118,31	15,88	37,99	98,74
COLAS	626,72	84,12	0,10	1,38
ALIMENT.	745,03	100,00	6,11	100,00

TABLA # 19

Condiciones de la prueba de flotación # 2

CARACTERISTICAS:		MOLIENDA:	45 MINUTOS	PH =	9,5	REVOLUCIONES=		1500 R.P.M.
OPERACION # 2	TIEMPO MINUTOS	SOLIDO yo	PH	FLOTOL B	A 242	A 404	KAX	ZnSO4
MOLIENDA	45	50	5,7					500
ACOND. A	5	33	9,4	60	20	20		
FLOT. A	1,5	33	9,2					
ACOND. B	5	33	9,3	40	10	10		
FLOT. B	1,8	33	9,3					
ACOND. C	5	33	9,4	30	10	10		
FLOT. C	2,5	33	9,4					
ACOND. D	5	33	9,4	20			50	
FLOT. D	1,3	33	9,3				Na2CO3:	4,4 GR.

TABLA # 20

Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 2

RESULTAD	PESO GR.	PESO %	Au PPM	RECUP. %
A	60,05	7,86	4,10	29,4
B	20,43	2,68	15,20	37,1
A+B	80,49	10,54	6,92	66,3
C	34,11	4,46	2,30	9,4
D	3,95	0,52	2,10	1,00
C+D	38,06	4,98	2,28	10,32
A+B+C+D	118,55	15,52	5,43	76,61
COLAS	645,59	84,48	0,30	23,10
ALIMENT.	764,14	100,00	1,10	100,00

TABLA # 21

Condiciones de la prueba de flotación # 3

CARACTERISTICAS:		MOLIENDA: 30 MINUTOS		PH =	9,5	REVOLUCIONES =		1500 R.P.M.
OPERACION # 3	TIEMPO MINUTOS	SOLIDO %	PH	FLOTOL B	A 242	A 404	KAX	ZnSO4
MOLIENDA	30	50	5,8					500
ACOND. A	5	33	9,4	60	20	20		
FLOT. A	1,5	33	9,4					
ACOND. B	5	33	9,4	40	10	10		
FLOT. B	1,5	33	9,4					
ACOND. C	5	33	9,4	30	10	10		
FLOT. C	1,5	33	9,3					
ACOND. D	5	33	9,4	20			50	
FLOT. D	1,4	33	9,4				Na2CO3:	4,07 GR.

TABLA # 22

Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 3

RESULTADO	PESO GR.	PESO %	Au PPM	RECUP. %
B	28,97	4,00	5,40	8,75
A+B	110,32	15,00	15,01	91,15
C	35,51	5,00	1,01	2,03
D	13,60	2,00	0,60	0,50
C+D	49,12	7,00	0,89	2,52
A+B+C+D	159,45	22,00	10,52	93,70
COLAS	581,00	78,00	0,20	6,32
ALIMENT.	740,45	100,00	2,47	100,00

TABLA # 23
Condiciones de la prueba de flotación # 4

CARACTERISTICAS		MOLIENDA.	35 MINUTOS	PH =	9,0	REVOLUCIONES =		1500 R.P.M.
OPERACION # 4	TIEMPO MINUTOS	SOLIDO Y	PH	FLOTOL B	A 242	A 404	KAX	ZnSO4
MOLIENDA	35	50	5,8					500
ACOND A	5	33	8.8	60	20	20		
FLOT A	2,3	33	8,6					
ACOND B	5	33	8,9	40	10	10	35	
FLOT B	1,6	33	8,8					
ACOND C	5	33	9,0	30	10	10	15	
FLOT C	2,6	33	8,9				Na2CO3	3,0 GR

TABLA # 24
Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 4

RESULTAD	PESO GR.	PESO %	Au PPM	RECUP. Y
A+B+C+D	109,14	14,66	67,25	93,54
COLAS	635,20	85,34	0,80	6,46
ALIMENT.	744,34	100,00	10,54	100,00

TABLA # 25
Condiciones de la prueba de flotación # 5

CARACTERISTICAS:		MOLIENDA:	35 MINUTOS	PH =	10,0	REVOLUCIONES=		1500 R.P.M.
OPERACION # 5	TIEMPO MINUTOS	SOLIDO %	PH	FLOTOL B	A 242	A 404	KAX	ZnSO4
MOLIENDA	35	50	5,8					500
ACOND. A	5	33	9,9	60	20	20		
FLOT. A	4	33	9,9					
ACOND. B	5	33	9,9	40	10	10	35	
FLOT B	3,5	33	9,9					
ACOND C	5	33	9,9	30	10	10	15	
FLOT C	2,5	33	9,9				Na2CO3	12,7 GR

RESULTAD	PESO GR.	PESO %	Au PPM	RECUP. %
A+B+C+D	129,95	17,06	11,38	84,04
COLAS	631,60	82,94	0,45	15,96
ALIMENT.	761,55	100,00	2,31	100,00

TABLA # 27
Condiciones de la prueba de flotación # 6

CARACTERISTICAS		MOLIENDA	35 MINUTOS	PH =	9,0	REVOLUCIONES =		1500 R.P.M
OPERACION # 6	TIEMPO MINUTOS	SOLIDO %	PH	FLOTOL B	A IpXNa	A 238	KAX	ZnSO4
MOLIENDA	35	50	5,9					500
ACOND A	5	33	8,9	60	120	100		
FLOT A	2,9	33	8,7					
ACOND B	5	33	8,9	40	80	60	35	
FLOT B	3,5	33	8,8					
ACOND. C	5	33	9,0	30	60	50	15	
FLOT C	2	33	8,8				Na2CO3	2,5 GR

TABLA # 28
Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 6

RESULTADO	PESO GR.	PESO %	Au PPM	RECUP. %
A+B+C+D	188,45	25,19	9,56	90,95
COLAS	559,60	74,80	0,32	9,05
ALIMENT.	748,05	100,00	2,64	100,00

TABLA # 29
Condiciones de la prueba de flotación # 7

CARACTERISTICAS:		MOLIENDA.	35 MINUTOS	PH =	9,0	REVOLUCIONES=		1500 R.P.M.
OPERACION # 7	TIEMPO MINUTOS	SOLIDO %	PH	FLOTOL B	A 242	A 404	KAX	ZnSO4
MOLIENDA	35	50	6,0					500
ACOND. A	5	33	8,8	60	20	20		
FLOT. A	3	33	8,7					
ACOND. B	5	33	8,9	40	10	10	35	
FLOT. B	2	33	8,9					
ACOND. C	5	33	9,0	30	10	10	15	
FLOT. C	2	33	8,9				Na2CO3:	3,0 GR.

TABLA # 30
Balance de masas y distribución del oro de la flotación # 7

RESULTADO	PESO GR.	PESO %	Au PPM	RECUP. %
CONC.	62,71	8,30	29,00	74,26
CL4	9,91	1,31	10,80	4,37
CL3	11,81	1,56	6,40	3,08
CL2	20,58	2,72	2,50	2,10
CL1	59,61	7,89	0,70	1,70
COLAS	590,30	78,19	0,60	14,47
ALIMENT.	754,93	100,00	3,24	100,00

TABLA # 31

Condiciones de operación para el ensayo de cianuración # 1 (Directa)

ENSAYO DE CIANURACION # 1		MOLIENDA: 25 MINUTOS		NaCN LIBRE: 400 mg/lit.		
SOLIDO/LIQUIDO: 1/3		CaO CONSUMIDO: 1,21 GR.		PESO MUESTRA:500GR.		
HORA	DURACION HORAS	MUESTRA	PH		AgNO3 MI.	NaCN RESD. Mg/Lt.
			ANTES	DESPUES		
9:50	0	AIREACION	6,8	10,4		
11:50	2					
12:30	0					
13:30	1	1	10,5	10,5	2,5	250
15:30	3	2	10,3	10,3	3,0	300
18:30	6	3	9,9	9,9	3,0	300
20:30	8	4	10,5	10,5	3,4	340
7:30	19	5	9,8	9,7	2,7	270
12:30	24	6	10,1	10,1	3,5	350

NaCN DOS. Ma.	CaO DOSIF. Ma.	Au EN Ug. 25 MI.	Au EN Ug. Lt.	Au EN GR. EN MUEST.	EXTRACC. %
	0,68				
225		3,7	148	222	7,96
150		9.0	360	540	19.36
150		10,0	400	600	21,51
450		11,6	464	696	24,95
195		14,7	588	882	31,61
75		14,0	560	840	30,11
			COLAS	1950	68.39

fig. # 6 ENSAYO DE CIANURACION DIRECTA

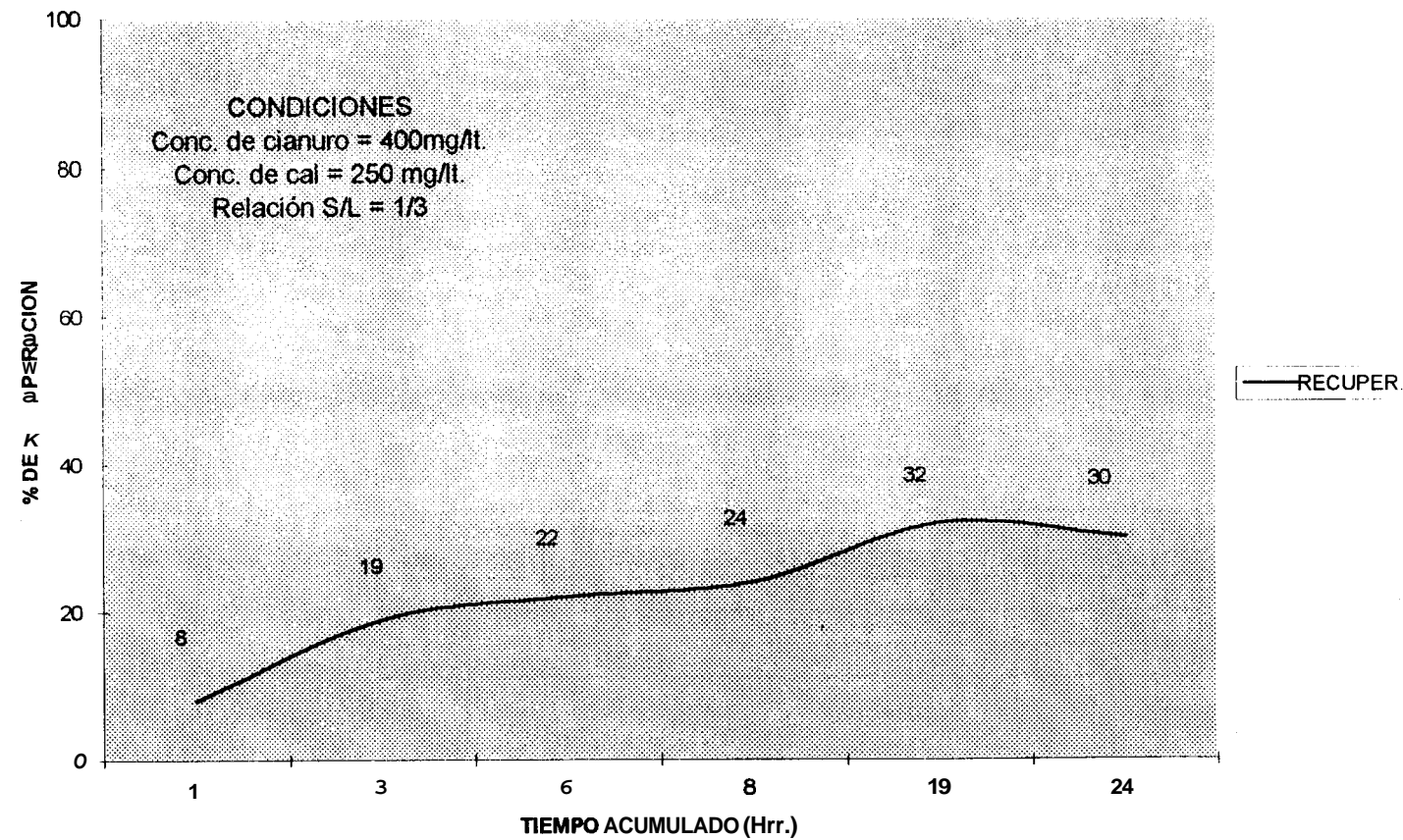


TABLA # 32
Ensayo y resultados de amalgamación

ENSAYO DE AMALGAMACION				
MOLIENDA MINUTOS	PESO MAT. GRAMOS	PESO Conc. GRAMOS	Au GR/TONCon	Au GR/TON.MIN
20	497,00	6,09	85,4	1,04
25	499,70	1,18	101,2	0,24
30	480,71	1,40	206,8	0,60



TABLA # 33 A

Distribución de metales en la alimentación y en los diferentes productos de la mesa # 3

	RESULTADOS DE LA MESA # 3						
	LEYES						
	PESO GR.	PESO %	Zn P.P.M.	Ag P.P.M.	Pb P.P.M.	Fe P.P.M.	Cu P.P.M.
CONC.	43,75	10,60	13150	55	10000	216250	14400
MIXTO	60,66	14,70	11650	45	8250	160000	11250
CONC+MIXT	104,42	25,30	12278	49	8983	183567	12569
COLA	307,10	74,70	4000	Nd	1270	48500	4530
ALIMENT.	411,52	100,00	6094	12	3221	82672	6564

TABLA # 33 B

Distribución porcentual de metales en la alimentación y en los diferentes productos de la mesa # 3

Zn %	RECUPERACION			
	Ag %	Pb %	Fe %	cu %
23	47	33	28	23
28	53	37	28	25
51	100	70	56	48
49	Nd	30	44	52
100	100	100	100	100

TABLA # 34 A
Distribución de metales en la alimentación y en los diferentes productos del jig # 2

RESULTADOS DEL JIG # 2							
LEYES							
	PESO Gr.	PESO %	Zn P.P.M.	Ag P.P.M.	Pb P.P.M.	Fe P.P.M.	cu P.P.M..
CONC.	151,4	17,1	9900	45	6250	118500	9250
COLAS	738,0	82,9	5200	20	3245	74500	6250
ALIMENT.	889,4	100,0	6003	24	3758	82024	6763

RECUPERACION				
Zn %	Ag %	Pb %	Fe %	cu %
28	32	28	25	23
72	68	72	75	77
100	100	100	100	100



TABLA # 35 A
Distribución de metales en la alimentación y en los diferentes productos del espiral # 2

	RESULTADOS DEL ESPIRAL # 2						Fe P.P.M.	Cu P.P.M.
	LEYES							
	PESO Gr.	PESO %	Zn P.P.M.	Ag P.P.M.	Pb P.P.M.			
CONC.	397,4	44,3	9750	35	5250	98750	10400	
MIXTO	335,8	37,4	7000	35	3080	73900	7500	
CONC+MIXT	733,2	81,7	8491	34	4257	87374	9072	
COLA	164,2	18,3	2670	0	720	33500	3120	
ALIMENT.	897,4	100,0	7426	28	3609	77515	7983	

TABLA # 35 B
Distribución porcentual de metales en la alimentación y en los diferentes productos del espiral # 2

RECUPERACION				
Zn %	Ag %	Pb %	Fe %	cu %
58	54	64	56	58
35	46	32	36	35
93	100	96	92	93
7	0	4	8	7
100	100	100	100	100

TABLA # 36
Distribución del oro en la alimentación y en los productos de la
concentración combinada de espiral

ESPIRAL COMBINADO				
CARACTERISTICAS:		25 MINUTOS DE MOLIENDA		
MATERIAL:	3 KG.		% SOLIDO:	33%
TIEMPO DE ALIMENT.:		11 MIN. 35 SEG.		
CAUDAL DE ALIMENT.:		0,15 LT/SEG.		
	PESO GR.	PESO %	Au P.P.M.	RECUP. %
CONC.	784,0	26,4	12,5	78
MIXTO	1453,2	48,8	1,5	18
CONC+MIXT	2237,2	75,2	5,4	95
COLAS	738,3	24,8	0,9	5
ALIMENT.	2975,5	100,0	4,2	100

TABLA # 37
Distribución del oro en la alimentación y en los productos de la
concentración combinada de espiral y mesa

MESA COMBINADA				
CARACTERISTICAS:		ANGULO DE 6 GRADOS		
RIFLES RECTOS			% SOLIDO:	33%
CAUDAL DE ALIMENTACION: 5,3 LT/ MIN.				
CAUDAL DE LAVADO:		12,5 LT/MIN	TIEMPO ALIMENT. 8 MIN.	
	PESO GR.	Au P.P.M.	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
CONC.	70,03	39,10	2738,40	57
MIXTO	55,18	7,80	430,46	9
COL+LAMA	624,77	2,60	1624,41	34
ALIMENT.	750,00	6,39	4793,29	100

TABLA # 38
Distribución de metales en el concentrado obtenido de la operación
combinada de espiral y mesa

Zn P.P.M.	Ag P.P.M.	Pb P.P.M.	Fe P.P.M.	cu P.P.M.
16000	285	16250	48750	13500

TABLA # 39
Condiciones de trabajo para la flotación combinada de los mixtos de espiral y de mesa
FLOTACION COMBINADA

CARACTERISTICAS:		MIXTOS DE ESPIRAL Y MESA			SOLIDO/LIQUIDO: 1:3			
REVOLUCIONES:		1500 R.P.M.			PH = 9,5			
OPERACION	TIEMPO MINUTOS	SOLIDO %	PH	FLOTOL B	A 242	A 404	KAX	ZnSO4
MOLIENDA	20+15	50	6,8					500
ACOND A	5,0	33	9,2	60	20	20		
FLOT. A	2,5	33	9,1					
ACOND. B	5,0	33	9,5	40	10	10	35	
FLOT. B	2,2	33	9,2					
ACOND. C	5,0	33	9,5	30	10	10	15	
C	2,1	33	9,5				Na2CO3:	3,30 GR.

TABLA # 40
Distribución del oro en la flotación combinada de los mixtos de espiral y mesa

FLOTACION COMBINADA				
	PESO GR.	PESO %	Au P.P.M.	RECUP. %
CONC.	129,64	17,3	7,5	100
COLA	618,30	82,7	Nd	0
ALIMENT.	747,94	100,0	1,3	100

TABLA # 41 A
 Distribución de metales en la alimentación y en los diferentes productos de la flotación combinada de los mixtos de espiral y mesa

	PESO GR.	RESULTADOS DE LA FLOTACION COMBINADA					
		PESO %	Zn P.P.M.	Ag P.P.M.	Pb P.P.M.	Fe P.P.M.	Cu P.P.M.
CONC.	129,65	17,33	19150	130	8250	196250	221250
COLA	618,30	82,67	575	Nd	250	22500	145
ALIMENT	747,95	100,00	3794	23	1636	52610	38462 ⁹

TABLA # 41B
 Distribución porcentual de metales en la alimentación y en los diferentes productos de la flotación combinada de los mixtos de espiral y mesa

	RECUPERACION			
	Zn %	Ag %	Fe %	Cu %
	88	100	65	99
	12	0	35	1
	100	100	100	100

TABLA # 42
 Condiciones de operación para el ensayo de cianuración # 2 (Combinado)

ENSAYO DE CIANURACION # 2		COLAS DE LA MESA		NaCN LIBRE: 400 mg/lit.		
SOLIDO/LIQUIDO: 1/3		CaO CONSUMIDO: 1,96 GR.		PESO MUESTRA: 300GR.		
HORA	DURACION HORAS	MUESTRA	PH		AgNO3 MI.	NaCN RESD. Mg/Lit.
			ANTES	DESPUES		
7:25	0	AIREACION	6,8	10,4		
9:25	2					
9:40	0					
10:40	1	1	10,2	10,1	2,75	275
12:40	3	2	10,1	10,1	3,5	350
15:40	6	3	10,0	10,0	3,5	350
17:40	8	4	9,9	9,9	3,8	380
7:40	22	5	10,1	10,2	3,0	300
9:40	24	6	10,0	10,1	4,0	400

NaCN DOS. Mg.	CaO DOSIF. Mg.	Au EN Ug. 25 MI.	Au EN Ug. Lt.	Au EN GR. EN MUEST.	EXTRACC. %
	0,47				
112,5		0,85	34	30,6	5,6
45		2,55	102	91,8	16,8
45		4,55	182	163,8	30,0
230	1,84	6,95	278	250,2	45,7
9	0,11	9,25	370	333,0	60,8
0		10,55	422	379,8	69,3
			COLAS	168,0	30,7

fig. # 7 ENSAYO COMBINADO (Conc. de espiral—Cola de mesa)

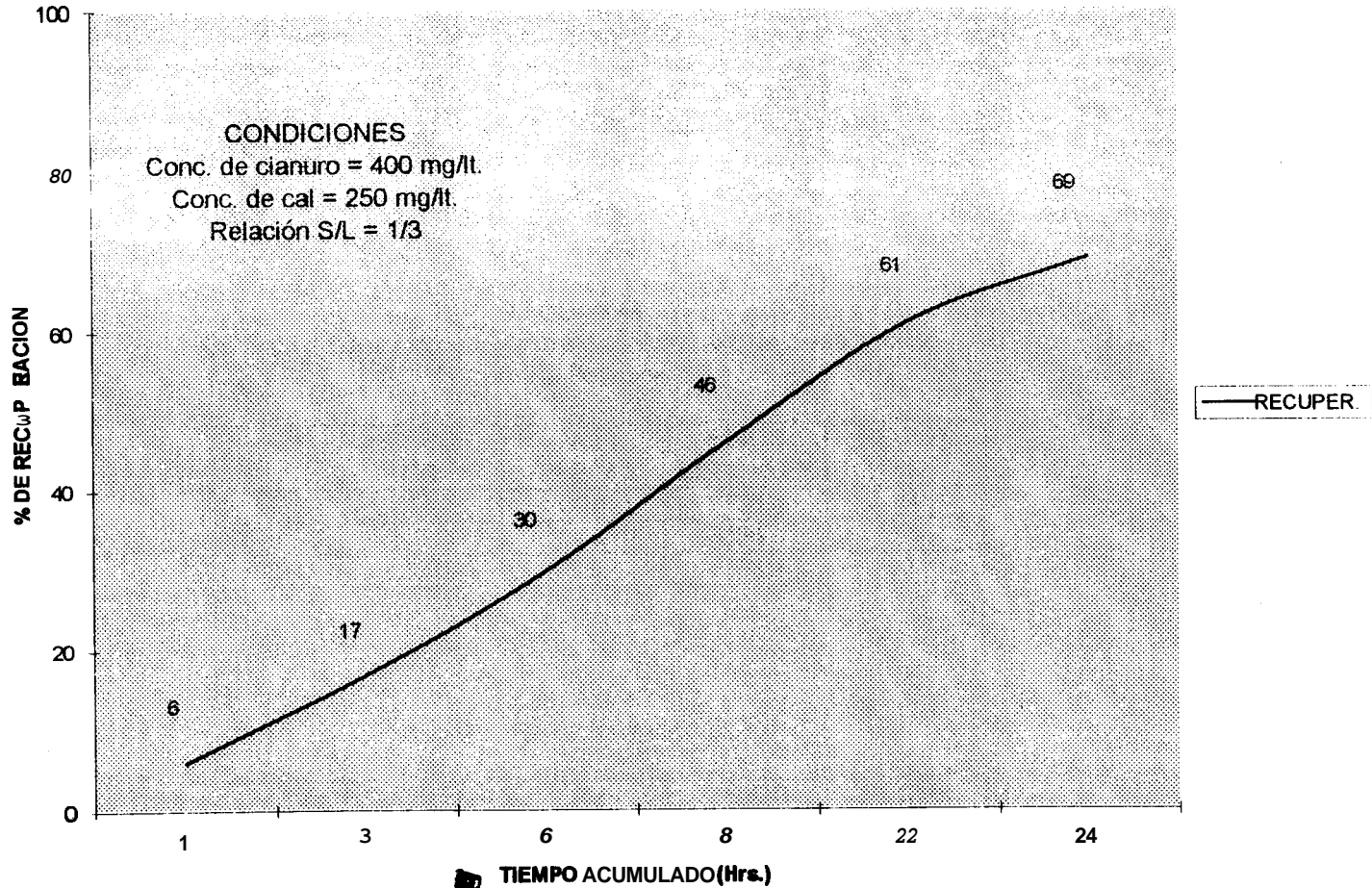


TABLA # 43

Balance de la ley intermedia de mixtos de espiral y mesa

	PESO GR.	Au P.P.M.	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
M. ESPIRAL	720	1,5	1080	82,2
M. MESA	30	7,8	234	17,8
ALIMENT.	750	4,6	1314	100

TABLA # 44

Balance de la ley intermedia entre concentrado de mesa y mixto para la flotación

	PESO GR.	Au P.P.M.	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
CC. MESA	70,03	39,1	2738,4	44
MIXT. FLOT.	750,00	4,6	3450,0	56
LEY C+M	820,03	7,5	6188,4	100

TABLA # 45

Ley final de la recuperación global

	PESO GR.	Au P.P.M.	FINOS PESOXLEY	RECUP. %
LEY C+M	820,03	7,5	6188,8	94
CIANURAC.	300,00	1,2	379,8	6
LEY FINAL	1120,03	5,8	6568,6	100



Foto # 1: Toma de muestra de la veta Elizabeth

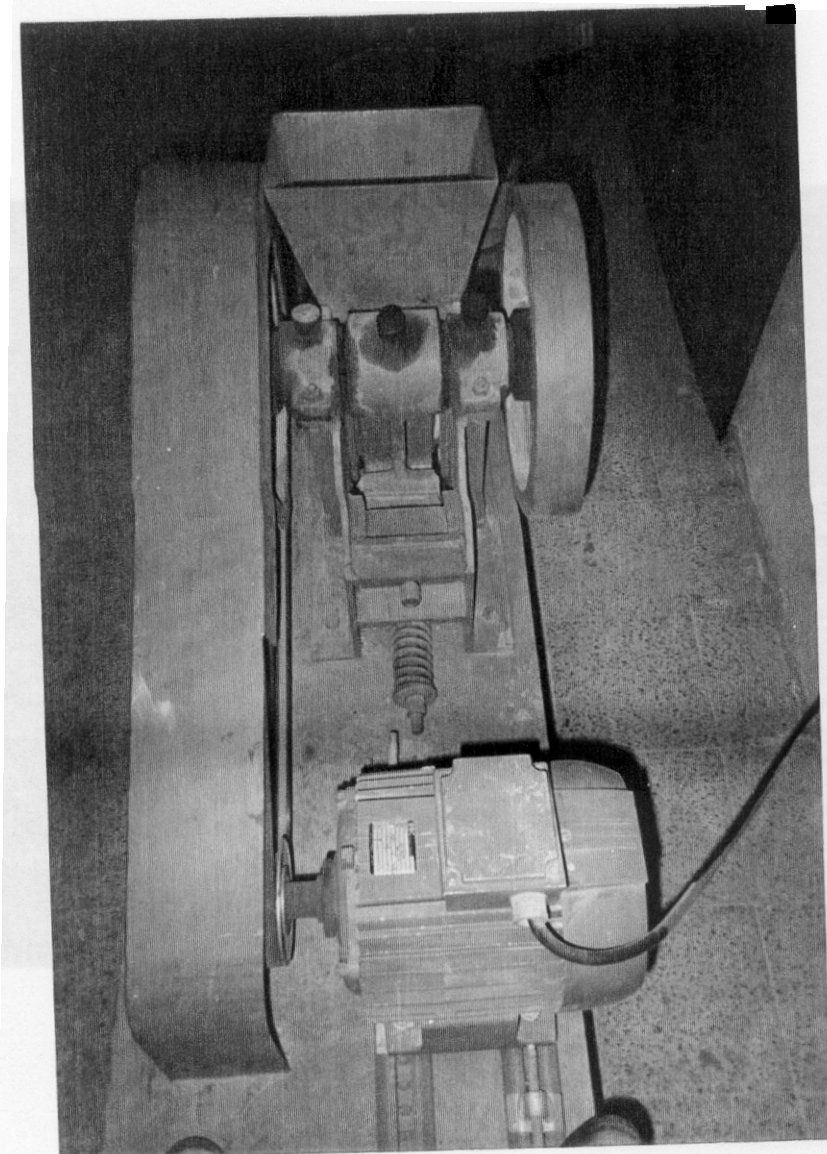


Foto # 2 : Trituradora de quijas

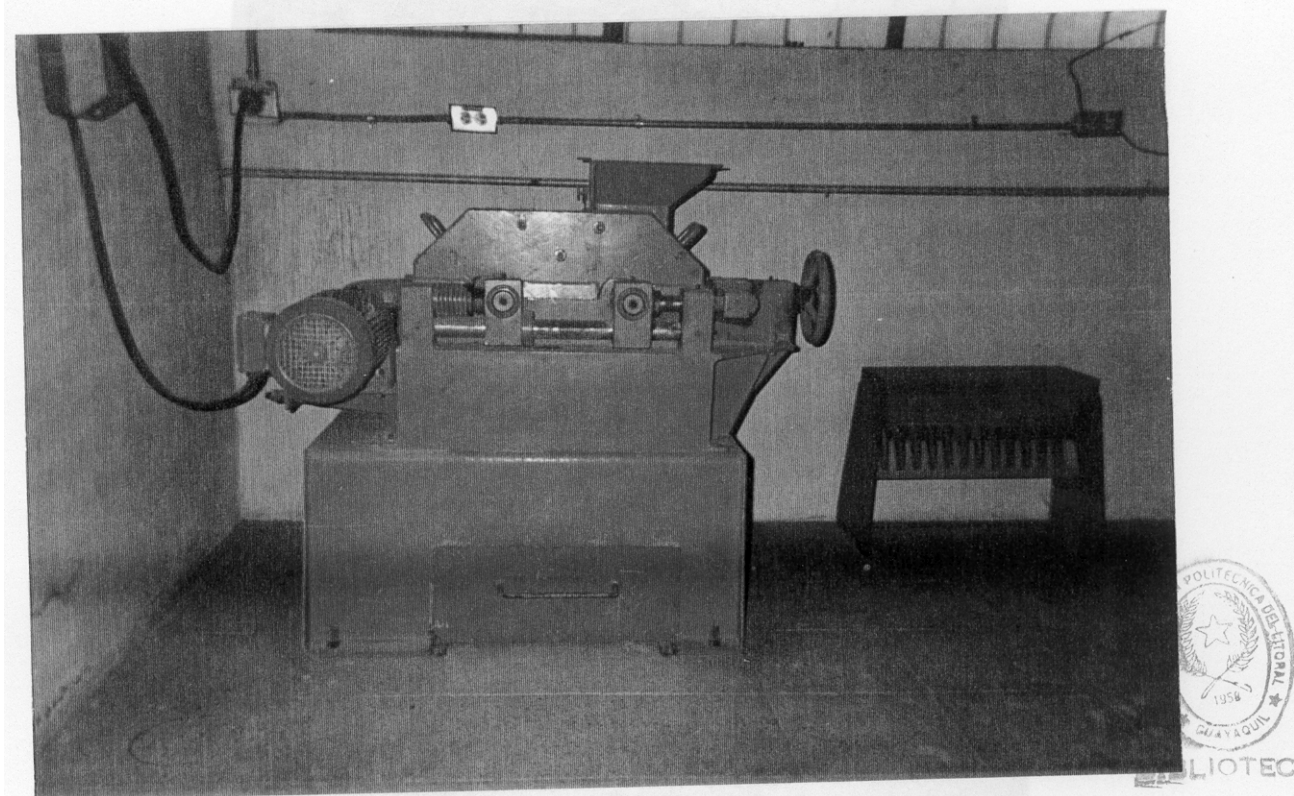


Foto # 3 : Trituradora de rodillos

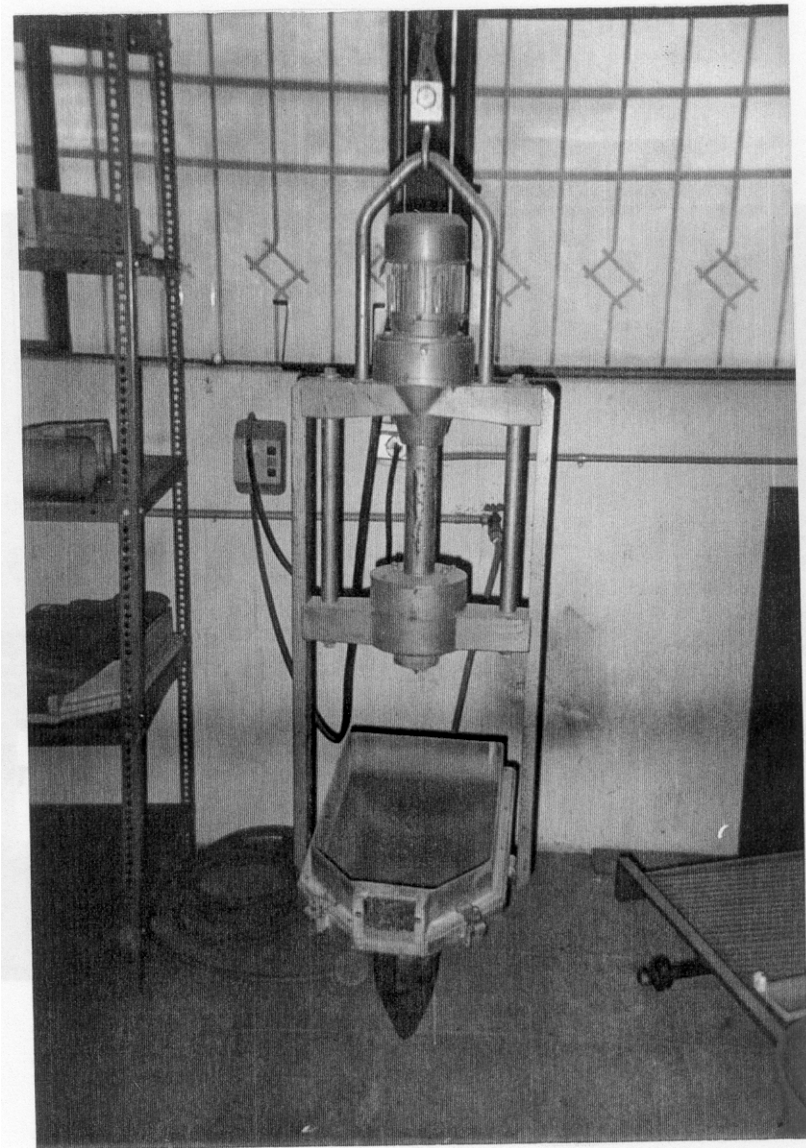


Foto # 4 : Tamiz vibratorio (- 10 mallas)

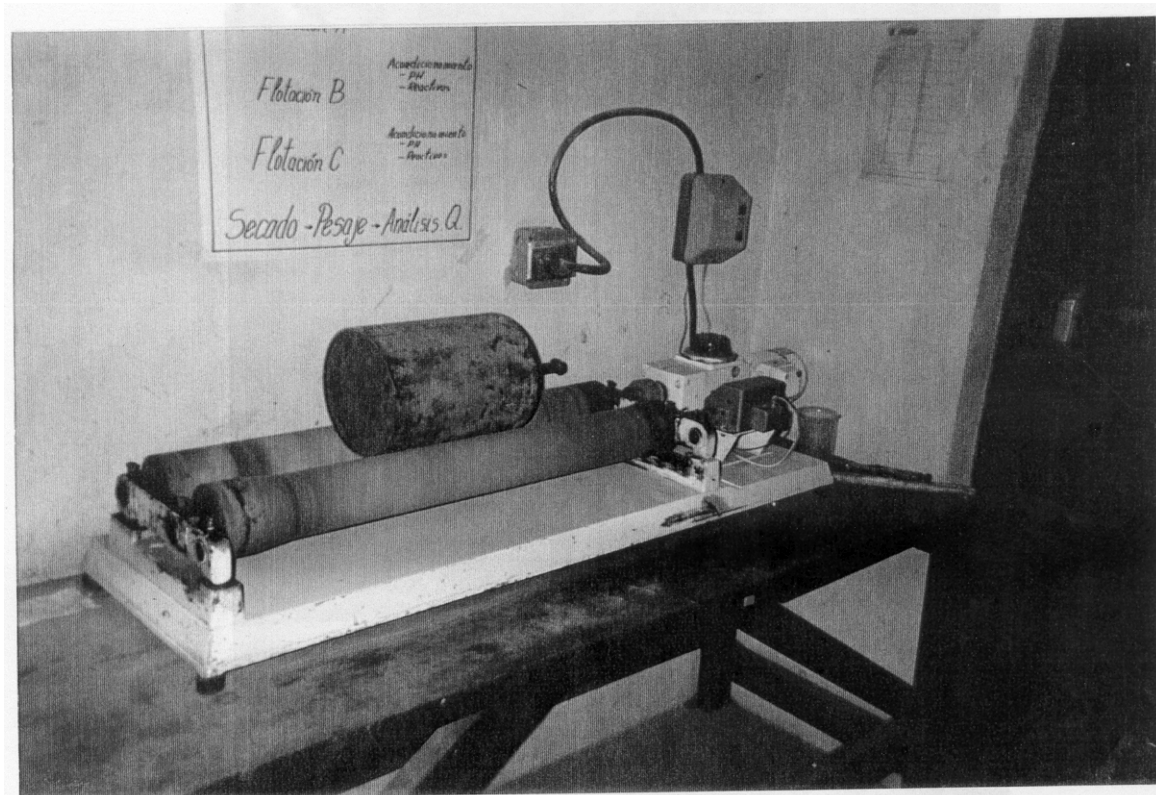


Foto # 5 : Molino de bolas



Foto # 6 : Tarnizador Rod-Tap

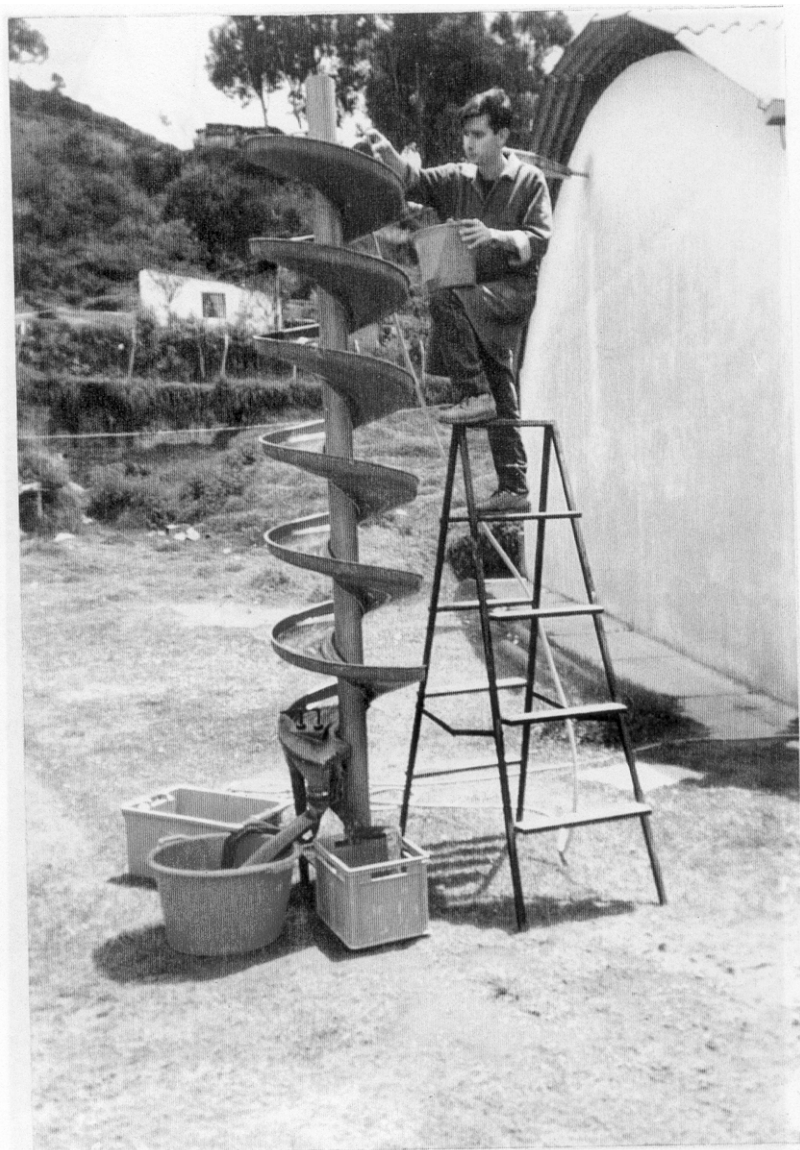


Foto # 7 : Ensayo de espiral

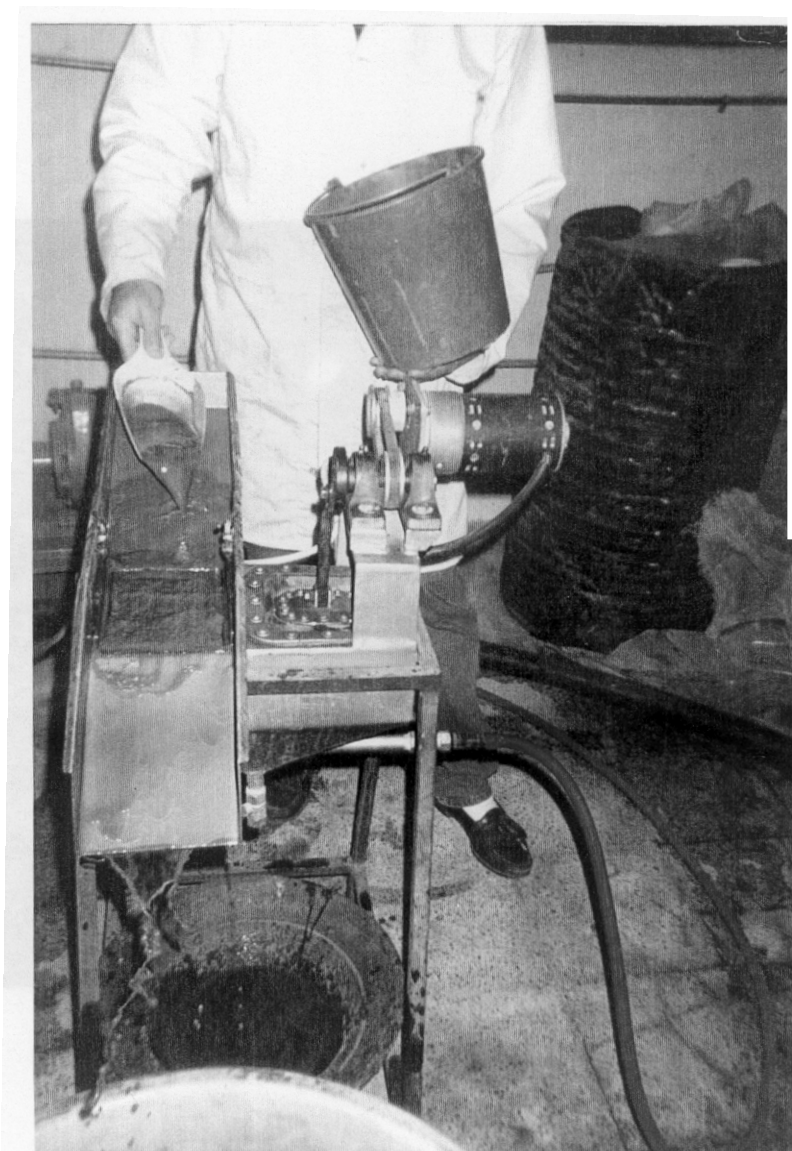


Foto # 8 : Ensayo de Jig

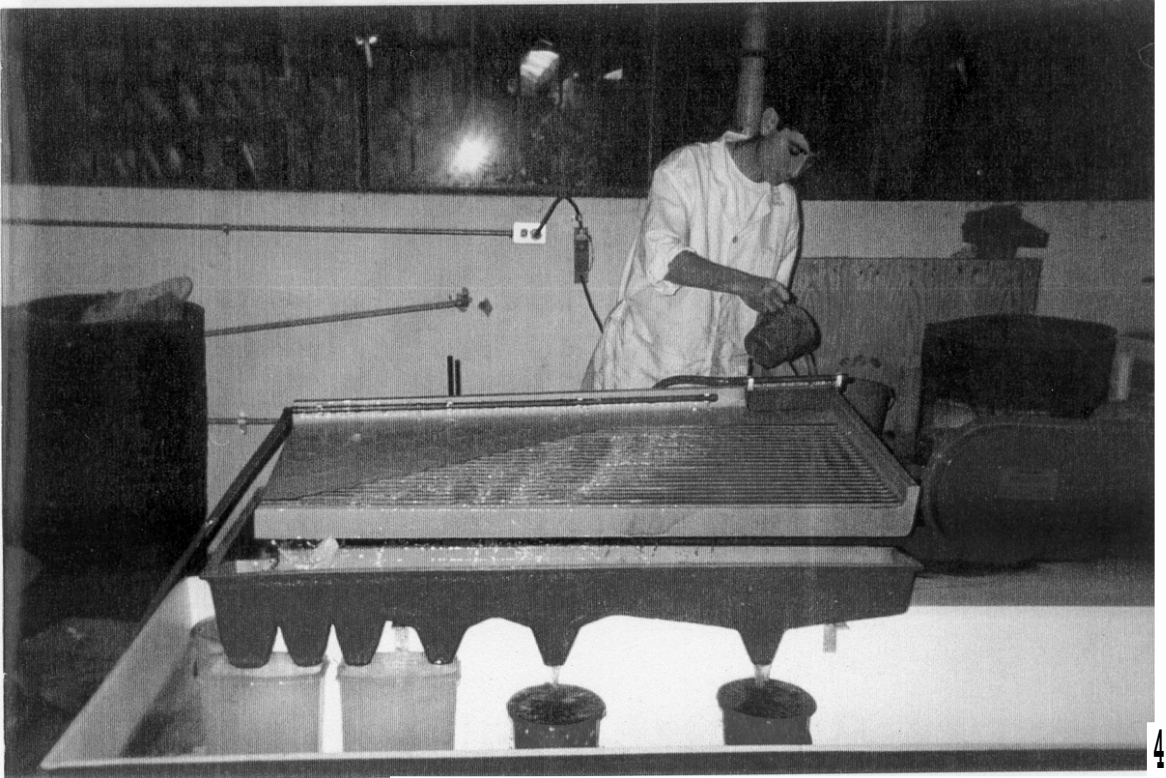


Foto # 9 : Ensayo de mesa

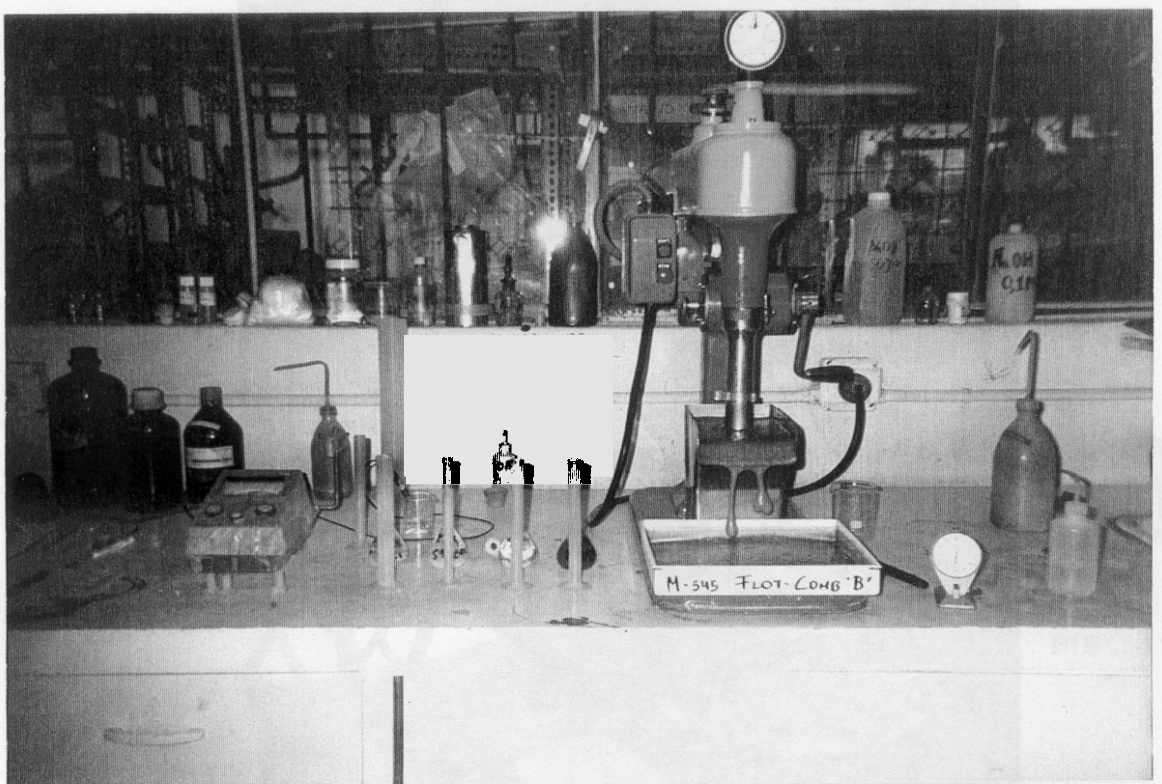


Foto # 10 : **Ensayo de flotación**



BIBLIOTECA

Foto # 11 : Ensayo de cianuración

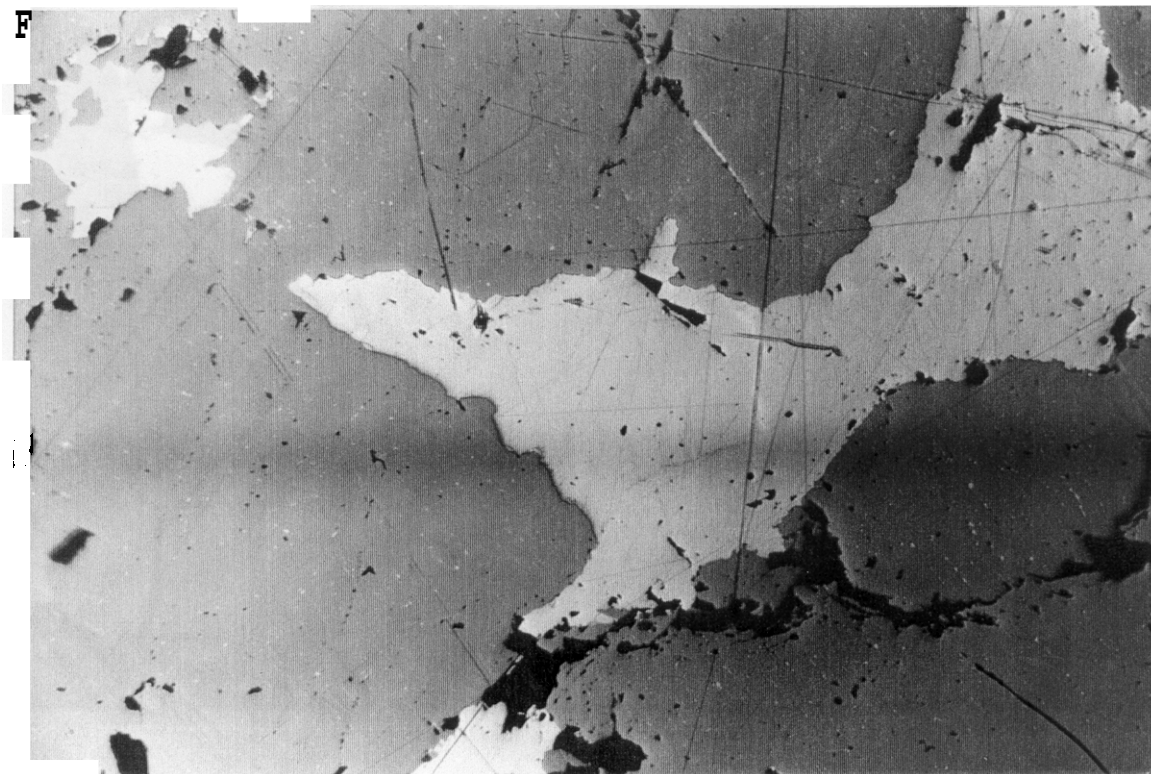


Foto # 12 : Galena con calcopirita y esfalerita , con contactos de corrosión

(4x10)

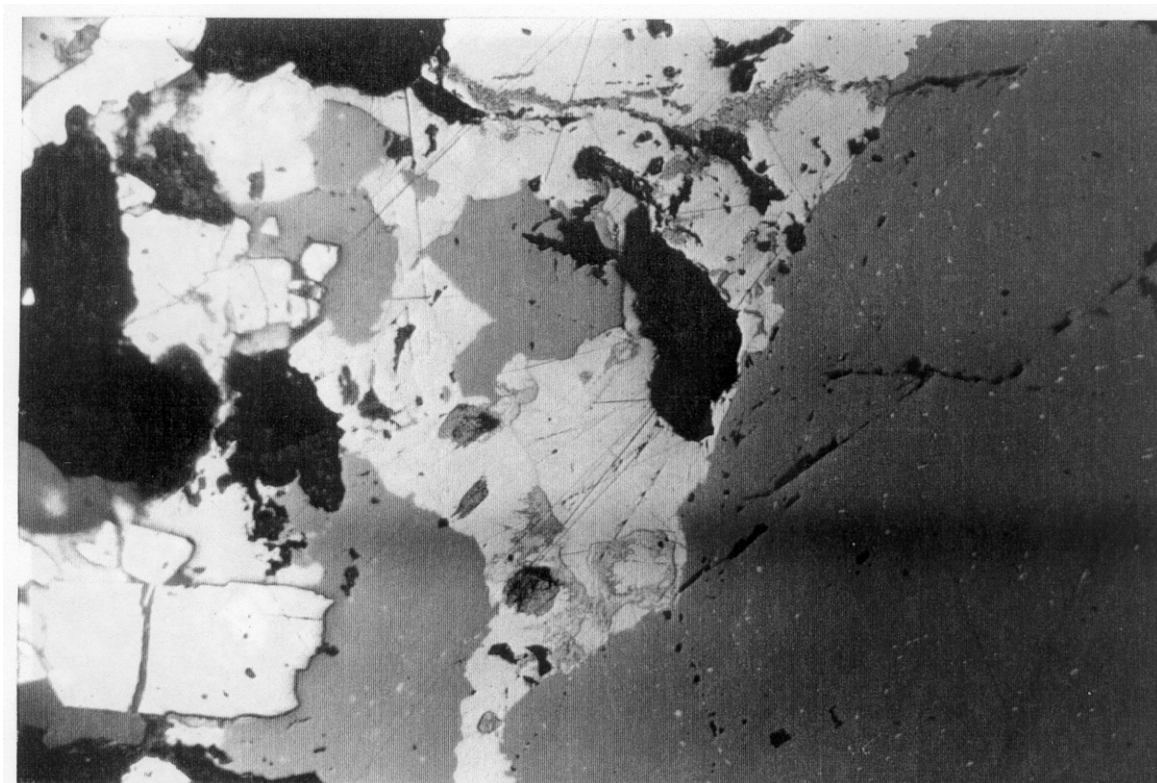


Foto # 13 : Esfalerita y galena corroyendo a calcopirita, y esfalerita con emulsiones de calcopirita (4x10)

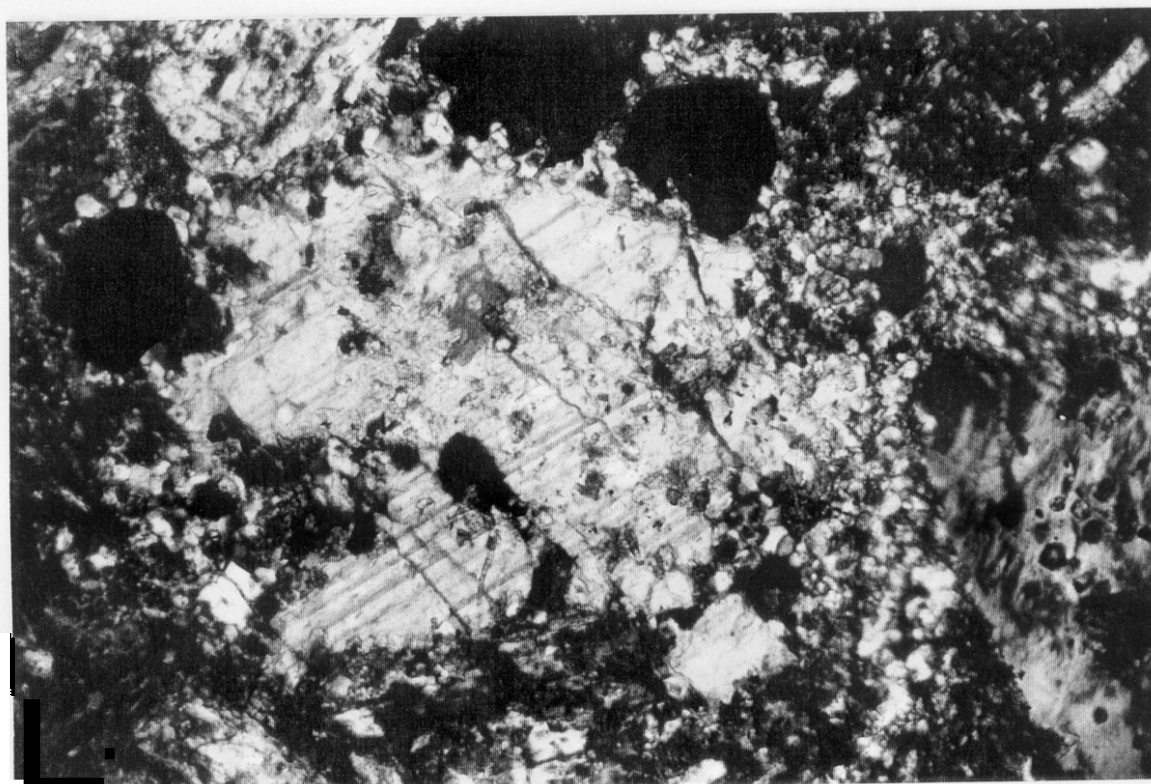


Foto # 14 : Carbonatos de calcio y epidota sustituyendo a la plagioclasa (8x10)

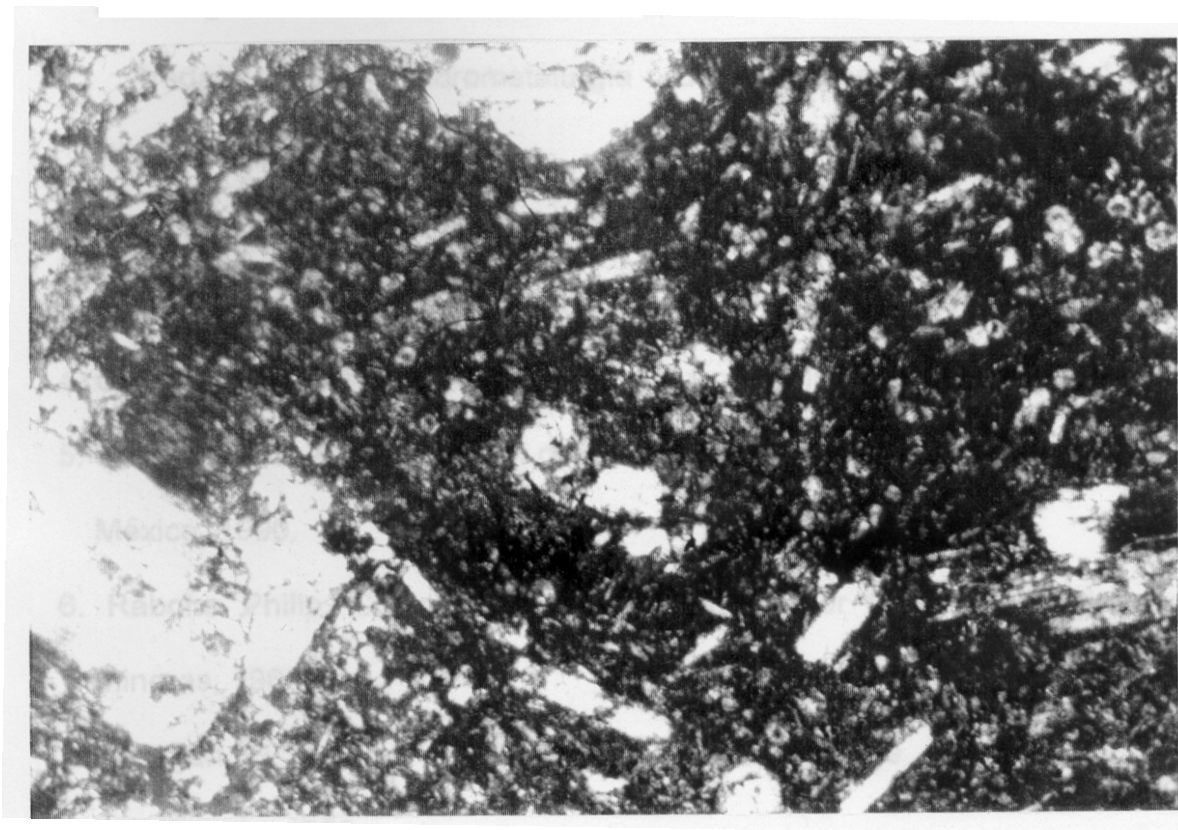


Foto # 15 : Matriz hialopilítica con microlitos de plagioclasa en intercrecimiento con vidrio volcánico y minerales de alteración hidrotermal como epidota y cuarzo (8x10)

BIBLIOGRAFIA

1. Abril M. Marlene, Estudio de una mineralización filoniana y su aplicación a la metalurgia extractiva del oro, Universidad Central del Ecuador, 1990.
2. Arsdale Vam, Hidrometalurgia de metales comunes, Editorial Hispanoamérica, 1965.
3. Carvajal Edgar, Mejoramiento de beneficio de minerales en el distrito minero de Portovelo, Universidad central del Ecuador, Tesis de grado, Quito, 1983.
4. Cyanamid, Manual de productos químicos para minería, México, 1986.
5. Kelly G. Errol, Introducción al procesamiento de minerales, Editorial Limusa , México, 1990.
6. Rabone Philip, Concentración de minerales por flotación, Publicaciones mineras, 1967.
7. Taggart R. Arthur, Elementos de preparación de minerales, Editorial Interciencia, 1966.
8. Yanez S. Juan, Cianuración del mineral aurífero de Portovelo, Universidad Central del Ecuador, Tesis de grado, Quito, 1984.