



ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL
Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Especialidad Minas

TEMA:

**Ante Proyecto de Estudio de Muestras
Minerales de la Zona de PONCE
ENRIQUEZ para mejorar su Beneficio**

Previo a la Obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO por:

CARLOS ALBERTO MARTINEZ BRIONES

DIRECTOR DE TESIS:

ING. HUGO EGUEZ

Guayaquil

Año

Ecuador

1997

622.342
M385
c.2

A G R A D E C I M I E N T O

A LA ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA Y A LA FACULTAD DE INGENIERIA DE CIENCIAS DE LA TIERRA.

AL ING. WALTER CAMACHO NAVARRO, DIRECTOR DEL DEPARTAMENTO DE ING. DE MINAS, POR SU SABIDURIA Y RESPETABILIDAD.

AL ING. HUGO EGUEZ ALAVA, DIRECTOR DE TESIS.

AL ING. MARIO FALQUEZ ANDRADE POR SER UN BUEN CATEDRATICO Y POR SU GRAN PERSONALIDAD.

AL PERSONAL DE LOS LABORATORIOS DE LA CODIGEM DE CHILLOGALLO EN ESPECIAL A LOS SRES, ING. JOSE VALENZA ROBALINO E ING. IVAN ENDARA.

A LA COOPERATIVA MINERA "BELLA RICA", POR HABERME FACILITADO LAS MUESTRAS MINERALES PARA EL DESARROLLO DE ESTA TESIS-

A LA PERSONAS QUE DE UNA U OTRA MANERA COLABORARON CON LA REALIZACION DE ESTE TRABAJO.



D E D I C A T O R I A

A MIS PADRES POR SU COMPRENSION Y GRAN SACRIFICIO.

A MIS HERMANOS POR SU APOYO MORAL,

A MI TIO CARLOS ZACARIAS MARTINEZ ANDRADE, POR SU APOYO INCONDICIONAL.

A TODOS MIS COMPAÑEROS DE LA ESPECIALIDAD DE ING. DE MINAS DE LA ESPOL, POR SU GRAN AMISTAD.

A MI QUERIDA HIJA KIMBERLINE KATIUSCA.

DECLARACION EXPRESA

"La responsabilidad por los hechos, ideas Y doctrinas expuestos en esta tesis me corresponde exclusivamente, Y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL".

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

.....

Carlos Martinez Briones.

CAPITULO 2

1.1. Tntroducción	9
1.2. Antecedentes	12
1.3. Importancia.....	14
1.4. Aspectos sociales.....	16
1.5. Aspectos económicos	18
1.6. Aspectos geográficos	20
1.7. Ubicación	21
1.7.1. Clima	23
1.7.2. Vegetación	24
1.7.3. Sistema hidrológico	25
1.7.4. Sistema orográfico	26

CAPITULO 3.

2.1. Geología general	27
2.2. Geología regional	32
2.3. Geología local	32
2.4. Mineralización génesis.....	33
2.5. Ynerales existentes.....	38

CAPITULO 3

3.1. Actividades mineras en la zona.....	39
3.2. Organización de los mineros.....	40
3.3. Tendencia de los mineros al futuro.....	46
3.4. Aporte de este estudio al futuro.....	47

CAPITULO 4

4.1. Estudio del comportamiento de los minerales a su recuperación.....	49
4.2. Muestreo.....	50
4.3. Preparación de la muestra.....	51
4.4. Chancado.....	54
4.5. Trituración.....	55
4.6. Molienda.....	55
4.7. Caracterización de la muestra.....	61
4.8. Análisis químico de cabeza.....	61
4.9. Análisis granulométrico.....	62
4.10. Calculo de densidad.....	64
4.11. Humedad.....	65
4.12. Métodos de beneficio de los minerales...	65

4.13. Métodos gravimétricos.....	65
4.14. Métodos de lixiviación.....	72
4.15. Métodos de flotación.....	73

CAPITULO 5

5.1. Parte experimental.....	87
5.2. Trabajos de caracterización.....	87
5.3. Ensayos químicos de cabeza para (Cu, Pb, Zn, Au y Ag).....	87
5.4. Ensayos granulométricos.....	91
5.5. Ensayos de densidad.....	97
5.6. Métodos de beneficios.....	101
5.7. Gravimétricos.....	103
5.8. Ensayo de batea.....	103
5.9. Mesa.....	104
5.10. Jigs.....	105
5.11. Espiral.....	

CAPITULO 6

6.1. Resultados obtenidos.....	119
6.2. Conclusiones.....	127
6.3. Recomendaciones.....	130
6.4. Anexos.....	131
6.5. Fotos.....	171

REFERENCIA.



CAPITULO 1

1.1. INTRODUCCION.

¹En la naturaleza, el oro se encuentra en estado nativo o en combinación con otros metales especialmente plata, esta en forma de granos, partículas o diseminado en vetas de cuarzo y otros tipos de rocas.

Los cuerpos mineralizados que contienen oro en forma libre y de fácil recuperación por métodos de concentración gravimétrica directa o utilizando lixiviación por cianuro, son y serán cada vez mas escasos. Muchos de los depósitos de oro contienen los metales preciosos finamente diseminados en minerales tales como los sulfuro metálicos. La pirita y la arsenopirita son los minerales mas comunes en los cuales el oro se encuentra inmerso en su red cristalina; aunque también se lo encuentra en la galena, esfalerita y calcopirita.

Los metales preciosos incluidos en los minerales sulfurados, a menudo presentan una considerable resistencia a ser recuperados. La mayor o menor dificultad asociada con la recuperación del oro, se relaciona con el tamaño del grano y la forma en la que este se encuentra distribuido en el mineral.

En muchos de los casos, un porcentaje significativo del oro se presenta en forma submicroscópica o en solución sólida con la pirita, de tal manera que aun una fina molienda, no consigue liberar el oro para su recuperación por cianuración. Se esta hablando en este caso de un mineral refractario.

En los casos en que se consiga liberar el oro con molienda extremadamente fina, se producirá en cambio, un alto consumo de cal y cianuro, debido a la presencia, sobre de sulfuro secundarios de cobre y zinc, así como de sulfuro arsenico y antimonio. **Altos costos y bajas recuperaciones** son el resultado de trabajar bajo estas condiciones.

Para los casos arriba mencionados, se sugiere utilizar una oxidación de los minerales o sus concentrados, previa a la lixiviación con cianuro, para mejorar la recuperación de oro. El proceso completo involucra etapas de flotación del mineral, tostación de concentrados y cianuración de la calcina.

La tostación como un pretratamiento a la cianuración, remueve los elementos contaminantes por oxidación o volatilización y libera el oro. En algunos casos, sin embargo, este proceso puede acarrear problemas para las etapas de recuperación posteriores debido a la formación de compuestos cianicidas, además de los problemas de contaminación ambiental por la producción de gases altamente nocivos.

Una alternativa de pretratamiento que reemplaza la oxidación química o la tostación, es la oxidación de sulfuro minerales o sus concentrados por métodos biológicos, particularmente por acción bacteriana. La lixiviación bacteriana es hoy bastante conocida y

aceptada, sobre **todo** como proceso para la recuperación de especies valiosas a partir de sulfuro **minerales**. Es innegable el impacto que ha tenido como técnica para la recuperación de especies valiosas a partir de minerales de baja ley en operaciones comerciales de lixiviación.¹

1.2. ANTECEDENTES.

«La historia del hombre y la del oro están relacionadas desde los tiempos más remotos de que se tiene noticia. La razón de este lugar prominente ocupado por el metal más codiciado se debe a una propiedad química muy particular del mismo: no se oxida en ninguna condición ambiental. En consecuencia, se halla siempre en su estado libre o nativo, en vez de aparecer combinado con otros elementos, como la gran mayoría de los demás metales. Se puede refinar al fuego, o sea fundirlo y mantenerlo a una temperatura a lo que otras sustancias menos nobles se oxidan y flotan en la superficie en forma de escoria, que se extrae y se desecha, al mismo tiempo, siempre man

tiene su brillo y nunca pierde su lustre, y la falta intrínseca de minúsculas inclusiones de oxido desempeña un papel preponderante en su notable maleabilidad.☺

Considerando que en el país existen importantes yacimientos auríferos los que actualmente se explotan en forma antitécnica, produciendo grandes desperdicios de mineral razón por la que se ve la necesidad de desarrollar nuevas tecnologías en la recuperación de los metales existentes en las grandes zonas de importancia y no veamos al Au como único mineral para su explotación.

Se sabe que en las gran mayoría de los centros mineros existentes en el Ecuador (Nambija, Portovelo, Ponce Enríquez, etc). Dado a los métodos artesanales, se pierden por lo menos entre (60 - 70)%, en las colas que son acumuladas en grandes piscinas.

Hay que anotar, que Ponce Enríquez posee un gran potencial polimetálico contenido en la cordillera de Mullepungo.

Para la realización de este estudio se utiliza mineral de la zona de Bella Rica, ubicado al suroeste del país, siendo explotada esta zona a consecuencia del agotamiento de las reservas explotables conocidas, ya que la producción ha decrecido en niveles significativos. Este sitio ha sido descubierto por mineros informales en 1.985 y actualmente la explotación se realiza superficialmente en la parte meteorizada con picos y palas y a baja profundidad con perforadoras neumáticas y dinamita, recuperándose el Au aleado con Ag.

1.3. IMPORTANCIA.

Este trabajo reviste de gran importancia desde el punto de vista tecnológico ya que permite familiarizarnos y conocer la tecnología de los métodos

empleados y ensayados en laboratorio, nos permitirá ver si es aplicable al mineral del sector de Bella Rica; y podría ser estas técnicas aplicables en el beneficio de cualquier mineral aurífero.

Es importante para nuestro país, el determinar las mejores condiciones operacionales para la extracción de metales preciosos antes de implementar una planta de beneficio, debido que hay que precautelar las condiciones ecológicas, ambientales y sobre todo humanas.

Se debe disminuir los problemas de la contaminación producidos por el uso del mercurio y racionalizar el uso correcto del cianuro.

Es evidente que una buena explotación de la riqueza aurífera del país, se traducirá en una producción de oro, beneficiando directamente a los sectores productivos de este metal precioso y a la economía del

país, pues convertiría al sector minero en general y al oro en particular, en un nuevo polo de desarrollo, diversificando de este modo la economía nacional.

1.4. ASPECTOS SOCIALES.

A continuación se detallan el estado de infraestructura y servicios del área de Bella Rica en donde existe las siguientes obras de infraestructuras como:

Agua potable que es traída de Villa Rica.

Red de energía eléctrica secundaria, derivada del sistema Nacional interconectado, cuya distribución es: La tienda-Pueblo Nuevo-Tres de Mayo-Guanache.

Acceso vial desde Ponce Enríquez hasta el caserío Bella rica.

No existe alcantarillado pero últimamente la cooperativa ha ayudado para la construcción de algunas letrinas que muy pocas familias la poseen.



De lunes a viernes también un personal de misma cooperativa es el encargado en la recolección de basura.

Emetel, tiene un servicio de telefonía y telegrafía en Ponce Enríquez. En los campamentos mineros existe estaciones de radiocomunicaciones, algunos moradores han visto con buenos ojos el servicio de telefonía celular.

Los moradores del sector son atendidos en la salud ya sea por el subcentro de salud **que hay** en el sitio, dotado con un médico rural y ayudado por una enfermera que el ministerio de salud le proporciona a la cooperativa, como también de un profesional médico independiente.

Dentro de las enfermedades mas frecuentes son:

Vías respiratorias (asma, neumonía, bronconeumonía, amigdalitis, faringitis), y algunas venéreas.

Poliparasitismo, diarreicas agudas, polineuropaticas por el contacto de la humedad y politraumatismo.

También hay una dotación policial que realiza controles semanales para que no proliferen la delincuencia y mantener la tranquilidad y seguridad en los moradores.

1.5. ASPECTOS ECONOMICOS.

Dentro del sector de Bella Rica se identifican los siguientes grupos socio económicos.

Janchadores. - Es el más numeroso, integrado por hombres, mujeres y niños. Los janchadores se agrupan junto a las bocamina, escombreras, en donde separan y recogen los fragmentos rocosos que son desperdiciados por los dueños de los pozos.

Cargadores. - Ofrecen su fuerza de trabajo para transportar las rocas mineralizadas de los pozos a las chancadoras, o para transportar materiales, maquinas, víveres, etc. este transporte se lo reali

za con la ayuda de camiones, ya sean estos pequeños o medianos, también se los realiza por acémilas.

Dependiente.- Es el grupo mas poderoso económicamente hablando, se trata de los dueños de la maquinaria minera. A diferencia del **grupo** anterior no corre riesgo alguno, es gente que se ha enriquecido con el duro trabajo de los cargadores y mineros.

Comerciantes.- Son los que introducen comestibles y bebidas son dueños de varias tiendas y bares existentes en el sector, en los primeros años estas gentes especulaban con el precio de los productos, ya que no existía una vía de acceso apropiada como ahora existe un acceso vial construida por la propia cooperativa, por lo mismo los precios no son tan altos como antes.

Accionistas.- Esta gente realiza múltiples actividades, se trata de gente que tiene una posición económica entre media y alta, que se asocia y tiene

acciones en chancadoras. compresores, pozos no solamente en este sector minero, sino también en Portovelo, Zaruma, Nambija y otras.

1.6. ASPECTOS GEOGRAFICOS.

El área de estudio la conforman los polígonos de concesión denominados "Bella Rica" (1354 Has.) y "Guanache - Tres de Mayo" (83 Has.), de propiedad y responsabilidad de la Cooperativa "Bella Rica", totalizando una superficie de 1437 Has, como zona de influencia directa.

La zona de influencia directa incluye numerosas fincas de diferentes propietarios y la localidad de La López.

La zona de influencia indirecta se extiende a lo largo de las riberas de los ríos Siete y Guanache, hasta la desembocadura del río Siete en el Canal de

Jambeli (Océano Pacifico). Comprende las localidades de Ponce Enríquez, San miguel de Brasil, Chimborazo y Cotopaxi.

1.7. UBICACION.

Ponte Enríquez se encuentra al Sur-Oeste del país, al limite de las provincias del Oro y del Azuay. El material en estudio consiste de los minerales de alimentación tanto a las chancadoras como al molino Chileno y una pequeña cantidad a los relaves de la zona de la Cooperativa minera Bella Rica. Que se encuentra localizada en la:

Parroquia:	Ponce Enríquez.
Cantón:	Pucará.
Provincia:	Azuay.

Con un total de 1.437 Ha.

Teniendo como limites.

- N:** Río Guanache.
- S:** Río Siete (Desemboca en el Canal de Jambelí).
- E:** La Rica,
- O:** Carretera Guayaquil-Machala, a 45 Km antes de llegar a Machala,

La forma de llegar al sector es a través de un desvío a la izquierda en la carretera Guayaquil-Machala, a 500 Mt al sur del poblado de Ponce Enriquez, existiendo las Cooperativas de transportes que tardan unos 45 minutos aproximadamente al denominado terminal, por una carretera construida por la propia cooperativa minera.

El caserío de Bella Rica se encuentra en un desnivel, pasando la parte mas alta del cerro, aquí el terreno es con mayor pendiente y esta cortado por varias quebradas pequeñas. La altura de la zona explotada va desde 500 - 1100 mt.

El area de Bella Rica consta de 1437 Ha, de las cuales forman parte los siguientes sectores:

Por el sur: El paraíso, Tres Ranchos, Pueblo Nuevo, San José y el tierrero.

Por el Norte: Guanache bajo, Guanache alto, Tres de Mayo.

Por el oeste: La López y La Florida.

Por el este: la parte mas central Bella Rica.

Siendo Bella **Rica** el sector mas representativo.

1.7.1. CLIMA.

El clima es del tipo tropical monzón, el área de estudio se caracteriza por abundante lluvias dadas casi durante todo el año, y la mayor parte del tiempo hay una espesa neblina que no permite ver la cumbre del cerro.

La temperatura oscila entre (18 - 22) °C en el día y baja considerablemente por las noches. Se da la existencia de un frío húmedo, siendo la temperatura media anual en el orden de los 25[?]°C.

1.7.2. VEGETACION.

La vegetación es abundante que varia de tropical a subtropical, con áreas de jungla en ciertos sectores.

Selva pluvial Macrotermica Occidental.

Selva pluvial Submacrotermica (Subtropical Occidental).

Selva Mesotermica flanco externo (Higrofilia Subandina).

Existiendo los siguientes árboles como: Figueroa, Machare, Capal, Zapote, Hijiron, Chilcon, Zanon,

Guapala, Guamuro, Nogal, Chonta, Laurel, Canelo, Pino, Tagua, Cedro.

1.7.3. SISTEMA HIDROGRAFICO.

El río mas cercano e importante es el Río Siete que tiene como afluentes principales los ríos Nueve de Octubre, Margarita, Vainilla y Guanache. La cuenca del Río Siete esta localizada en una franja estrecha de la costa, de topografía plana, desembocando directamente sus aguas, unos pocos kilómetros más abajo, en el Océano Pacifico (Canal de Jambeli). Como afluente principal, en este sector, tiene al río Ganas, que también recoge las aguas procedentes del área del proyecto.

Los ríos que se encuentran por el sector son los siguientes: Tenguel, Pagua, Bonito, San Jacinto, siendo el Ganas y el Siete los que limitan de Norte a Sur, los otros se encuentran en los alrededores.

.

1.7.4. SISTEMA OROGRAFICO.

Tenemos principalmente el cerro de Bella Rica, lugar de explotación, las quebradas de la florida y Tres ranchos, y no muy lejos las estribaciones de Muellepungo .

CAPITULO 2

2.1. GEOLOGAA GENERAL.

(A) El Ecuador se localiza al Nor-occidente de Sudamérica, sobre la placa continental de Sudamérica, la misma que cabalga a las placas oceánicas de Cocos y Nazca separadas estas dos ultimas por la Cuenca de Panamá; debido a la interacción entre las placas se produce una zona de subducción cuyo efecto es la Orogenia andina.

En el Ecuador se ha delineado cinco regiones mas sobresaliente la Cordillera de los Andes que corre de Norte a Sur, separa a la región Costanera al Oeste y a la región Amazónica al Este. Otro rasgo fisiográfico es el Archipiélago de Galápagos que forma parte de la Cordillera de Carnegie.

La Cordillera de los Andes o Sierra constituye una barrera montañosa de 100 a 120 Km de ancho, presenta una actividad volcánica reciente mas fuerte al norte

formando edificios volcánicos que sobrepasan los 4500 mt de altura; al sur desaparecen los volcanes que raramente exceden los 4000 mt por constituir los sectores topográficos más altos esta expuesto a una fuerte erosión, aportando materiales a los flancos oriental y occidental.

Principales distritos auríferos del país.

Esmeraldas - Santiago.

Daule - Quevedo.

Puyango - Balao.

Chinchiipe - Zamora - Upano.

Napo - Pastaza - Aguarico.

Distrito Puyango - Balao.- Este distrito se encuentra en el Suroeste de los Andes, y el oro proviene de la erosión de yacimientos primarios y de la formación Célica. En su parte sur, ha sido reconocida siempre su riqueza mineral.

Existen placeres aluviales y residuales. Las principales explotaciones se llevan adelante en la zona de Portovelo, Zaruma, Malvas, Huertas, y de sus alrededores, obteniéndose 30 kilos mensuales del metal; igualmente en la zona norte como es el caso de Valle Hermoso, Ponce Enríquez, Río Chico, Río Gala y sectores aledaños, 45 Kg al mes, lo que da en el distrito un total de 90 kg mensuales, por lo menos. Existen además una producción menor; pero, que en el futuro debe tomarse en cuenta en los ríos Arenillas, Amarillo, Puyango, Tenguel, Calera, y riachuelos menores.

Debe ser en el futuro, este distrito tomado en cuenta para proyectos concretos y definitivos de exploración, prospección y explotación de los beneficios de estos minerales. dado su estructura económica y geográfico del país. (A)

(B) El Ecuador se encuentra en una zona de transición de un volcanismo que va desde Tolehitico hasta

Calco-Alcalino lo que determina la existencia de provincias metalogénicas en América que de acuerdo a Sillitoe (1973) tal como muestra la figura # 1, serían:

Mineralizaciones de Fe, Polimetálicos, en especial Cu con Au, Ag; cobres pórfidos (Cu-Mo); mineralizaciones de Ag Y por ultimo de Uranio. Dentro de este contexto, regionalmente en el territorio Ecuatoriano podemos observar una zonación que esta muy relacionada con este planteamiento.

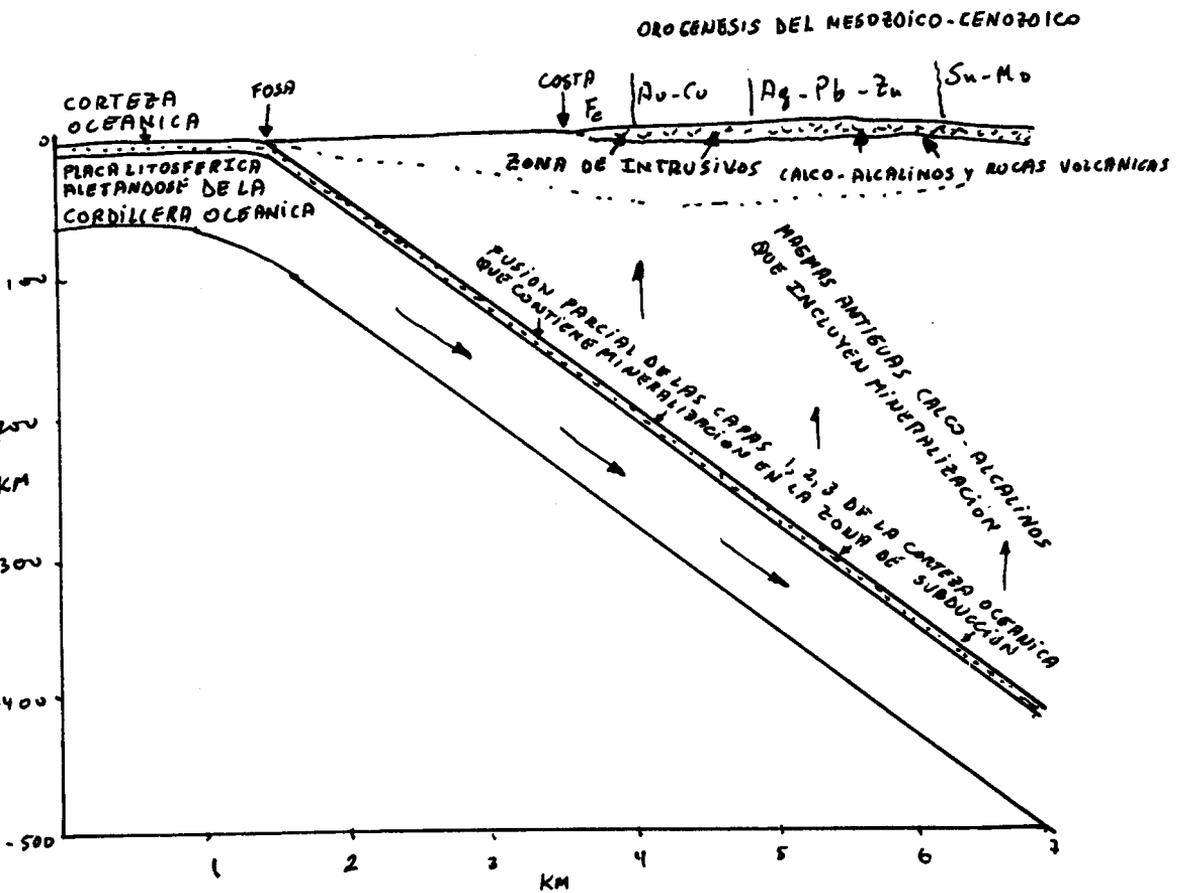
Fe	Pascuales.
Cu (Au, Pb)	Portovelo.
Cu (Mo)	Chaucha.
Ag (Cu)	Pilzhum.
Sn (W)	Fierro Urco.
U	Formación Tena.

Esta secuencia descrita. considera la actual zonación de la fase tectónica, lo que excluye que la



misma puede repetirse a continuación de otras zonas paleozonas aun muy próximo por determinarse.

El área de Ponce Enriquez, dentro de este contexto geológico regional, esta emplazada dentro de una zona de volcanismo calco-alcalino relacionado a eventos continentales. (B)



Representación diagramática de América en el contexto de la teoría de Placas Tectónicas y Subducción en forma generalizada, un modelo de la secuencia de las provincias metalogénicas en la América del Sur. (B) DE: BILLETIERE, (1972).

2.2. GEOLOGIA REGIONAL.

El distrito de Ponce Enríquez es una zona acrecionada (Formación Macuchi), propicia para la búsqueda de yacimientos de origen volcánico o sulfuro masivos estratiformes. Alrededor del distrito ocurre un conjunto predominante de rocas volcánicas, andesitas y basálticas, diabasas, brechas, todas estas de la formación Macuchi.

Existen también otras unidades litológicas, sobreyacentes de edad terciaria, además de rocas plutónicas granodioritas, responsables del origen de los fluidos hidrotermales, que causaron la mineralización en la zona (Guisamano J, 1.987).

2.3. GEOLOGIA LOCAL.

En el área a través de estudios y trabajos realizados existen 7 vetas bien definidas con una dirección de N-S, que van paralelamente y que distan cada una de ellas 60 mt.

El dominio litológico principal son de rocas volcánicas sedimentarias de formación Macuchi, entre ellas:

Andesitas porfíricas y diabasas afaníticas poco alteradas con intercalaciones de pequeños paquetes sedimentarios (la unidad).

Andesitas y diabasas que han sido hidrotermalmente alteradas y en general son fuertemente propilitizadas.

Sobre el basamento anterior se encuentra depósitos aluviales de pie monte constituidos de arcillas, arenas y gravas. Conjuntamente con depósitos gravitacionales heterogéneos.

2.4. MINERALIZACIÓN - GÉNESIS

*Los yacimientos hidrotermales son creadas por soluciones gaseosa-líquidas mineralizadas calientes

que circulan bajo la superficie de la tierra. Las acumulaciones minerales de origen hidrotermal se forman tanto a consecuencia de la deposición de masas minerales en las oquedades de las rocas, como a causa de la sustitución de éstas. Así pues, la forma de los yacimientos hidrotermales depende, por un lado, de la morfología de las cavidades acumuladoras de mineral, y por otro lado, de los contornos de las rocas que son sustituidas. Para los yacimientos hidrotermales la forma más típica es la filoniana. Entre ellos también están difundidos los stocks, las bolsas, las vetas entrelazadas, los lentes, los depósitos estratificados y los cuerpos combinados complejos.

Los cuerpos minerales de génesis hidrotermal suelen localizarse entre las rocas que experimentaron alteración hidrotermal en el proceso de formación de menas. Los mismos, como regla, se hallan rodeados de aureola de mineralización diseminada que disminuye poco a poco en su periferia. Debido a esto los

cuerpos minerales de los yacimientos hidrotermales a menudo no tienen límites evidentes y se contornean según los datos del muestreo a base del contenido mínimo de componentes valiosos, establecido en la mena.*

El magmatismo y tectonismo del Neoceno originado con la orogenia Lamaridica durante el levantamiento andino, son los responsables de las mineralizaciones de cobre porfiridico diseminado, vetas polimetalicas y de las cuencas sedimentarias del terciario, como la del progreso, que hasta hoy continúan rellenandose, mientras ha cesado la actividad magmatica.

En la cuenca de El Progreso se han localizado depositos de hidrocarburos, carbonatos, arcillas y materiales de construcción, mientras que en la parte occidental donde el magmatismo Terciario tuvo su manifestación a través de intrusiones y aporte de soluciones hidrotermales dieron origen a esta muy importante subzona metalogénica.

Intruyendo a los volcanico básicos e intermedios del Cretaceo (andesitas - basaltos) aparecen tonalitas terciarias y pórfidos cuarcíferos, genéticamente asociados con la mineralización de cobre porfídico y vetas polimetálicas. (Chauca, Ponce Enríquez, etc.).

Dentro de este ambiente geotectónico metalogénico aparece el distrito aurífero de Ponce Enríquez, caracterizado por la presencia de vetas polimetálicas, rellenando fracturas y pequeños diseminados en la zona de contacto, siendo el metal de mayor interés económico el oro; este aparece Junto a Pb, Zn, Ag, Cu, Mo y Ni: se ha considerado los yacimientos de Portovelo - Zaruma - Ponce Enríquez - Molleturo - Shumiral como un mismo distrito de yacimientos polimetálicos.

Estructuras mineralizadas EO, NO-SE, NS. se han localizado con mineralización de calcopirita, pirrotina. cuarzo-pirita. esfalerita-arsenúpirita. cuar

zo. oro. oro nativo, limonita, de potencia variable desde dimensiones centimetricas hasta decimetricas, fallas transversales a esta pero estériles desplazan a las anteriores, muchas de estas fallas parecen ser más jóvenes.

Las vetas mineralizadas no tienen un desarrollo continuo sino que presentan en estructuras típicas de rosario, con zonas de estrangulamiento sobre todo en las cercanías de las fallas estériles donde tienden a desaparecer reapareciendo después y así sucesivamente con gran desarrollo longitudinal, con longitudes de más de 500 mt.

Esta mineralización en el distrito de Ponce Enríquez se ha visto que se concentran en zonas donde existen ciertos lineamientos que indican la presencia de cruce de fallas, que fueron rellenados con soluciones magmaticas posiblemente en tres fases de fracturamiento tectónico terciario y con probable relación con profundas fallas transversales típicas de esta región.

El Plio-Pleistoceno se caracteriza por el apareamiento de numerosos placeres auríferos (Shumiral, Ponce Enríquez, etc.), como producto de la acción erosiva del agua en las zonas de oxidación de las estructuras mineralizadas aflorantes.✓

2.5. MINERALES EXISTENTES.

Mediante el estudio petrografico se observaron los siguientes minerales:

Cuarzo, Feldespato, Pirita, Pirrotina, Arsenopirita, Esfalerita, Calcopitita y Pentlandita.

CAPITULO 3

3.1. ACTIVIDADES MINERAS DE LA ZONA.

La minería que se viene realizando esta dentro de la pequeña minería, en algunos mineros que han inmigrado de otros centros mineros (Zaruma, Portovelo). Existiendo el interés tanto de los directivos como los demás mineros en buscar el apoyo del gobierno en lo referente a la técnicas de empleo, recuperación y beneficios de los minerales existentes en el sector.

Existiendo trabajos que han podido avanzar en el frente hasta una distancia de 1600 mt y avanzando con pozos inclinados de 100 - 120 mt, tornándose difícil seguir trabajando los pozos con los medios que cuenta el personal minero.

La maquinaria utilizada por los mineros en si cuenta con chancadoras, compresores, perforadoras neumáticas. ayudados por pala manual, carretillas, algunos utilizan vías de rieles con carros mineros cuya

capacidad es de 1 Ton.

Las condiciones de trabajos son muy fuertes en especial en aquellas minas donde no existe ventilación, ni extractores de gases que servirían para evacuar los gases generados por las voladuras realizadas.

El acarreo se lo realiza de manera muy rústica en la mayoría de las minas, ya que utilizan tablones como suelo y transportan el material con carretillas haciendo que el trabajo de explotación se incremente en sus costos, comparando con aquellas minas que también utilizan tablones pero transportan el material con unos carros mineros adaptados.

2. ORGANIZACION DE LOS MINEROS.

La minería en el sector de Bella Rica, se inicia a partir del año 1982, luego que el país sufrió grandes inundaciones en la temporada invernal de ese

mismo año. comenzando a escasear las fuentes de trabajo los agricultores se vieron en la necesidad de buscar nuevos medios para sobrevivir en aquella época, encontrando por casualidad el yacimiento minero de Bella Rica, que ya había sido explorada por los indígenas Cañaris, como también de compañías mineras transnacional interesadas en el área minera.

Luego de haberse estado trabajando de manera ilegal, los mineros resuelven organizarse en cooperativa, tomando el nombre de Cooperativa Minera "Bella Rica", siendo reconocida por la Dirección Nacional de Cooperativas en el año de 1983 y presidida por el Sr. David Beltrán en calidad de Presidente fundador y sus respectivos Consejos de Administración y vigilancia, conformados por otros socios.

En aquella época la organización sufrió problemas organizativo **que** duro hasta el año de 1986, donde **solo** existían 19 socios afiliados calificados en la Cooperativa, a pesar de que se entregaron mas de 100 carpetas a la Dirección Nacional de Cooperativa

desconociéndose las afiliaciones del resto de los socios.

Desde entonces se interesaron otros socios y personas no afiliadas a la Cooperativa como por ejemplo de los Srs. Rubén Espinoza, Bolívar Loayza, Alcides Sánchez, Gonzalo Reyes, Jorge Arevalo entre otros. Emprendiendo una campaña de concientización a los mineros y luego se procede a afiliarlos llegando a un número de 204 socios afiliados calificados.

Los directivos desde el año 86 en adelante se dedicaron a trabajar en lo que concierne a la parte organizativa para buscar y lograr una nueva conquista que fué el título minero consiguiéndose en Abril en la INEMIN.

A partir de esta fecha los mineros de "Bella Rica", vienen cumpliendo con los pagos de Patentes y Regalías al Estado como cumpliendo una gran labor social con la población de Bella Rica, atendiendo a los

habitantes dentro del campo de la salud, educación y seguridad para los pobladores a través de la organización y con sus propios recursos se ha dotado de energía eléctrica y una carretera que facilita el transporte de los insumos trabajadores hacia los diferentes sectores de avance.

La población que habita en el sector sobrepasa los 6000 habitantes de acuerdo al censo realizado el mes de Julio /94, de los cuales se encuentran trabajando ya sea de manera directa o indirecta unas 4000 - 4500 personas distribuidas de la siguiente manera: Socios calificados afiliados a la cooperativa, Socios de grupos mineros no afiliados a la cooperativa, jornaleros, janchadores y comerciantes.

A la fecha (Octubre /94) existen 150 socios calificados, teniéndose en cuenta que varios socios han dejado de trabajar ya en este sector.

La dirigencia esta formada de la siguiente manera:

Por la asamblea general máximo organismo, realizándose 2 asambleas generales al año. Cuando lo requiera o lo pidiera las 2/3 partes de los socios para tratar asuntos de extrema importancia se convoca a asamblea extraordinaria así sea para tratar un solo punto.

Consejo de Administración conformado por 9 vocales principales y por 9 vocales alternos, de eate consejo se elige el presidente de la cooperativa, el gerente, el secretario, asesor jurídico, asesor técnico. Como también se nombra una comisión de educación y asuntos sociales, comisión de salud y una comisión técnica que se dedica a dar algún tipo de instrucciones en los túneles a ciertos mineros que requieran dicha información.

Las comisiones son elementos de apoyo del consejo de administración a través de ellas se coordina los

trabajos de una manera oportuna y ágil, logrando así cumplir con el plan de trabajo que se establece durante cada año.

El consejo **de** administración es el que se encarga de planificar, ejecutar y de **los desalojos** que hubieran dentro de la cooperativa. De realizar los pagos al Estado y Dinace y demás gastos que **se** ocasionen dentro de la institución.

Consejo de vigilancia conformada **por** 5 vocales principales **y** 5 vocales **alternos** de la misma forma nombra el presidente y secretario.

El consejo **de** vigilancia se encarga de analizar, aprobar o vetar **los** balance económicos de cada semestre.

El tiempo de duración del cuadro directivo es de un año, resultando muy corto el tiempo, ya que no se

puede cubrir el plan previsto por los directivos. Por lo que existe la inquietud de reformar el reglamento interno con el fin de que **los** directivos pudiesen durar en sus funciones por lo menos 2 años.

La concesión esta dada para 20 años siendo así mismo prorrogable 20 años mas, o sea 40 años de duración de la concesión.

3.3. TENDENCIA DE LOS MINEROS AL FUTURO.

Los mineros del sector fuera de su poco conocimiento del proceso del mineral y gracias a su forma de supervivencia han hecho que vayan mejorando la recuperación del mineral.

Así mismo ya sea por intermedio de la Cooperativa como también por iniciativa propia de los socios se están capacitando y aprendiendo las nuevas técnicas para su mejor desarrollo.

Los mineros saben que sus arenas de relaves contienen valores (9 - 17) ppm como promedio por eso ahora ellos venden sus arenas de relaves, no como antes que la botaban y eran aprovechadas por los dueños de los molinos de rueda (Chilenos).

Están viendo la posibilidad de ellos mismos tratar estas arenas en pequeñas plantas ya sean estas de cianuración o de flotación, claro que esto va a incluir un dinero de riesgo, pero con una buena asesoría tanto del estado como de instituciones de educación superior esto va a funcionar de la mejor manera.

1.4. APOORTE DE ESTE ESTUDIO AL FUTURO.

Los ensayos de laboratorio de este trabajo realizados en los laboratorios de la CODIGEMM, dan una idea como el mineral se ha comportado en sus diferentes procesos.

Es de acotar que en el siguiente trabajo se han tratado 3 muestras diferentes como estas son:

Sulfuro primarios, Sulfuro primarios oxidados y arenas de relaves y para cada una de estas muestras se han realizados los siguientes procesos como son:

Densidad, Granulometria, Jig, Cianuración, Flotación, Concentración Gravimetrica (tanto como Mesa Concetradora como de Espiral).

Teniendo un gran aporte por parte de la sección de química que fue la encargada en dar los valores de las diferentes leyes en cada uno de los ensayos para luego realizar el respectivo balance metalúrgico, estos valores fueron leídos en espectrometro de absorción atómica.

CAPITULO 4

4.1. ESTUDIO DEL COMPORTAMIENTO DE LOS MINERALES A SU RECUPERACION.

Par su efecto se realizo primeramente un muestreo en la zona de La Bella Rica especialmente, luego se realizo una preparaci3n de la muestra para esto primeramente calculamos la humedad de cada muestra traída del sector, siendo así se la clasifico como ya se dijo anteriormente en sulfuro primarios, sulfuro secundarios y arenas de relaves.

Posteriormente ya clasificada en 3 diferentes muestras se procedió ~~la~~ preparar las muestra como es con un chancado un tamizado por malla #10, luego por un ^a molienda de rodillo un homogenizado, y un cuartimiento para luego realizar un calculo de la densidad, la granulometria y de los valores de cabeza de cada una de las muestras

4.2. MUESTREO.

El muestreo se lo realizo especialmente del sector de Bella Rica y un mínimo porcentaje del sector de Pueblo Nuevo. Recolectando material ya sea del frontón de arranque (veta), como también de la alimentación a las chancadoras existentes en las sociedades, como también de la alimentación del molino chileno que poseen ciertas sociedades; las arenas recogidas son las que han sido depositadas en las grandes piscinas de relaves de la zona.

La zona mineralizada se extiende por todo el sector de Bella Rica, Pueblo Nuevo, Guanache y esta formado por sulfuro polimetálicos de Cu, Pb, Zn, Au y Ag, posiblemente complejos, conteniendo además de arsénico y antimonio.

4.3. PREPARACION DE LA MUESTRA.

La muestra mineral viene en forma de pequeñas rocas, debido al quebrantamiento que sufre por la dinamita y otros procedimientos que se realiza en la mina, con es la del pico y pala en los lugares suaves y oxidados.

Ya en el laboratorio se separo las muestras traídas desde el lugar de explotación, clasificandolas como sulfuro primarios, sulfuro primarios oxidados y arenas de relaves.

Dándole una codificación como sigue:

- M541** **Sulfuro primarios,**
- M542** **Sulfuro primarios oxidados,**
- M543** **Arenas de relaves.**

El material seleccionado como sulfuro primarios oxidados dio un peso de 22.29 Kg, cuyas aportaciones son de las siguientes sociedades.

	Sociedad	Muestra #	Peso (Kg)	
**	El Manantial.	8	4.1	- 0.54
	Nueva Rojas.	12	1.49	
	El Cisne 2.	16	2.08	
	Aurifera el Oro.	28	3.01	
	El Manantial.	4	3.28	
	La mano de Dios.	2	2.14	
	Aurifera el Oro.	28	2.76	
	Nueva Rojas.	23	1.76	
	Pueblo Nuevo.	9	1.67	
	TOTAL		22.29	- 0.54 = 21.75

** Material utilizado para las respectivas muestras petrograficas.

El material seleccionado como sulfuro primarios dio un peso de 47.36 Kg, cuyas aportaciones son de las siguientes sociedades.

	Sociedad	Muestra #	Peso(Kg)
	San Jorge (2).	27	1.52
	San Jorge (3).	7	1.48
	El Progreso (3).	17	1.65
	El Diamante.	10	4.05
	El Bosque.	14	4.26
**	El Cisne 2.	11	3.09 - 0.81
**	N.N.	18	2.38 - 0.41
	El Progreso (4).	6	1.7
**	San Jorge (1).	13	1.7 - 0.8
	Mano de Dios.	24	1.63
	Mano de Dios.	23	1.59
	El Progreso (4).	26	1.49
	El Progreso (2).	5	2.11
	El Cisne 1.	1	3.98 - 0.45
	El Bosque.	3	4.26
	El Diamante.	15	2.83
	El Progreso (1).	25	1.9
	San Jorge (3).	34	1.4
	Los Ordoñez.	19	2.54
	Nueva Rojas.	32	1.8
	TOTAL	47.36	- 2.47 = 44.89

El material seleccionado como arena de relaves dio un peso de 15.75 Kg, cuyas aportaciones son de las siguientes sociedades.

Sociedad	Muestra #	Peso (Kg)
El Bosque.	22	4.1
Molino Cabrera.	19	2.54
El Bosque.	20	3.44
Molino Capelo.	30	2.46
El Diamante.	21	3.21
Total		15.75



4.4. CHANCADO.

Se la realizo mediante el uso de la trituradora de quijada, tamiz vibratorio malla # 10 y un molino de rodillos, usando tanto las M541 y M542, siendo tratadas independientemente.

4.5. TRITURACION.

Las muestras fueron llevadas a la trituradora de quijada, esta a su vez fue tamizado **por** primera vez **por** un pasante vibratorio malla # 10, el material retenido fue triturado una segunda vez, observándose todavía material grueso, que conllevo a triturar lo una tercera vez.

4.6. MOLIENDA DE RODILLOS.

El material fue llevado al molino de rodillo, realizando una primera molienda que se realizo con su máxima abertura, así mismo tamizamos con el tamiz vibratorio malla # 10, el pasante queda almacenado desde el principio del trabajo en un deposito, el retenido va hacer molido una segunda vez, cerrando un poco los rodillos, es decir dando una vuelta completa, entonces es llevado nuevamente al tamiz # 10, así mismo el material retenido es llevado otra vez al molino de rodillos si cerramos completamente los rodillos el material no **pasara** con facilidad, siendo así solo le **damos** un 80% de vuelta para que el

material sea molido correctamente. hay que considerar que la ultima abertura entre los rodillos debe ser por lo menos el espesor de una hoja de cuaderno para que pase libremente, un poco de material de la ultima molienda es retenido en tamiz, comparando este peso con el peso total se lo almacena en el deposito, hay que tener en cuenta que la alimentación al molino se efectúa pausadamente para evitar una cementación entre los minerales y que nos causaría problemas en los siguientes ensayos en húmedos.

Homogeneidad. - El material tratado anteriormente y que paso en el tamiz vibratorio malla # 10, fue recogido en un recipiente, este a su vez es colocado sobre un plástico limpio y sin huecos. Las muestras depositadas dio un color gris claro y café claro para los sulfuro primarios y sulfuro primarios oxidados respectivamente. Si tomáramos al azar un poco de mineral existente. no nos va a dar un valor real que requerimos, por eso procedemos a homogenizar todo el material cogiendo de las puntas diri

giendonos diagonalmente, es decir perpendicularmente al eje de rotación, esto lo haremos por lo menos unas diez veces, comprendiendo que una vez es la realización de las cuatro puntas.

El método anteriormente señalado ~~se lo~~ conoce como el método del ruleo, y se lo realiza hasta tener un conjunto homogéneo.

Este procedimiento se lo efectuó con las muestras **M541, M542 y M543.**

Cuarteo.- Cada muestra luego de ser homogeneizada, se cuartea hasta obtener un Kg aproximadamente de alimentación. Que será la ultima cuarteada, entendiéndose que se obtendrá 1/2 kg por lado. el un lado sera para el análisis químico y el otro lado será para el análisis granulométrico.

Dando los siguientes pesos para el análisis químico.

M541	0.47 Kg.
M542	0.43 Kg.
M543	0.32 Kg.

Para el análisis granulométrico nos dió.

M541	0.53 Kg.
M542	0.48 Kg.
M543	9.39 Kg.

Se toma unos 250 g para cada análisis, de las diferentes muestras y el resto es depositado en el stock.

Dentro de la preparación de las muestras se dieron un rango de ensayos como sigue:

M541	74961	-----	75000
M542	75001	-----	75030
M543	75031	-----	75050

MOLIENDA EN MOLINO DE BOLAS. - Se la realizó en un molino de bolas de laboratorio cuyas dimensiones son las siguientes.

La carga de bolas es aproximadamente 7,5 Kg.

Tipo	Dimensiones	Peso c/bola	# bolas	Peso
	Cm	g		g
1	17	17.571	39	685.269
2	20	28.597	44	1258.268
3	22	54.662	35	1913.17
4	25	94.895	24	2277.50
5	40	227.866	6	1367.196
Total				7501.383

Mineral 750 g c/ ensayo.

Liquido 750 cm³ c/ ensayo.

Luego de realizar la molienda, se debe llevar este material a un recipiente, que recogerá la pulpa molida, lavando el molino **hasta** que aproximadamente no quede nada **y** el agua escurrida sea casi clara.

El recipiente (balde) en su parte superior tendrá una tina agujereada de tal manera que las bolas de carga más pequeñas no pasen, **solo** pasara la pulpa **y** el residuo del mineral que se queda entre la carga.

Siendo así se llevo el líquido adicionado y la pulpa hacer depositado en una fuente, así mismo con una pizeta se lava el balde de tal manera que aproximadamente no quede nada de residuo en el balde.

La fuente es llevada a la estufa que mantiene una temperatura constante de **60** °C, durante unas 48 horas o hasta que el material sea secado.

El material ya secado se coloca sobre un plástico, **que** luego vamos a disgregar este material hasta que aproximadamente quede hecho **polvo**, y después tenemos que homogenizar el material.

Después tomaremos unos **250 g**, para realizar la granulometria y observar el comportamiento del material con respecto a las moliendas realizadas.

Hay que anotar que los siguientes parámetros no fueron cambiados: carga, cantidad de liquido, peso del mineral en todas las moliendas efectuadas.

4.7. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA.

Se realizan análisis químico, análisis granulométrico, calculo de densidad, humedad y otros.

4.8. ANALISIS QUIMICO DE CABEZA.

Se efectúa con el propósito de tener un conocimiento de los valores existentes y determinar los elementos constitutivos de la muestra como Au, Ag, Cu, Pb, Zn, siendo estos tres ultimo (cianicidas energéticos). los mismos que consumen y que pueden interferir el proceso.

El análisis se realizó por absorción atómica para los elementos constitutivos.

4.9. ANALISIS GRANULOMÉTRICO.

Este análisis tiene por objeto determinar las características granulométricas de la muestra. Nos da una idea del reparto de los diferentes tamaños que existen en los diferentes ensayos.

Con el fin de conocer la distribución granulométrica de las muestras minerales, hacemos uso de tamices normalizados standard tipo Tyler montados sobre el vibrotamiz marca Fritsch.

Se realiza primeramente una granulometría en húmedo para separar las lamas existentes en la muestra, se lo realiza con tamiz malla 400, recogiendo el mineral retenido por este tamiz para llevarlo a secar a una estufa que mantiene una temperatura de 60 °C.

Tamices utilizados.

Malla #	Abertura Um
12	1.400
20	850
32	500
48	300
65	212
100	150
150	106
200	75
270	53
400	30
laminas	< 38

Se realiza primeramente una granulometría en húmedo para separar las laminas existentes en la muestra, se lo realiza con tamiz malla # 400, recogiendo el mineral retenido por este tamiz para llevarlo a secar a una estufa que mantiene una temperatura de 60 °C.

El análisis granulométrico en seco se lo realiza con mallas que van desde malla # 12 hasta malla # 400.

4.10. CALCULO DE DENSIDAD

La determinación de la densidad de una muestra minerales necesaria para evaluar las relaciones volumétricas/gravimétricas. definiéndose como densidad de un material a la relación entre el peso de los solidos de las muestras **y** el peso del volumen de agua que dichos solidos desalojan.

Para la determinación de la densidad se utilizo el método de la probeta de Le Chatelier, aprobada por el Inen. Siendo la densidad una de las propiedades físicas mas importante para caracterización de un mineral.

4.11. DETERMINACION DE LA DE HUMEDAD.

El contenido de humedad o más comúnmente la humedad de la muestra de un material es la relación entre el peso de agua contenida en la muestra y el peso de la muestra después de ser secada en el horno.

4.12. METODOS DE BENEFICIO DE LOS MINERALES.

Para la recuperación de los elementos existentes en una muestra mineral existen muchos métodos entre ellos los siguientes.

4.13. METODOS GRAVIMÉTRICOS.

Teoría en métodos gravimétricos Batea, mesas de concentración, jigs, espiral.

Mesas de sacudidas. - Las mesas de sacudidas son unos aparatos constituidos **por** una superficie plana ligeramente inclinada con relación a la horizontal, provista de estariás. Un mecanismo imprime unas

sacudidas asimétricas y longitudinales.

La mesa es alimentada, en su parte superior **por** una tolva o caja de alimentación. El agua de lavado se distribuye sobre toda su longitud, proporcionando una capa o película que se desliza **según** la pendiente transversal. Las regletas o canaletes forman por tanto una especie de presas o topes y trampas para **los** granos pesados, mientras que **los** granos ligeros tienen tendencia a saltar en cada obstáculo.

Los granos pesados dispuestas entre **los** canales avanzan lateralmente como consecuencia de las **sacudidas** asimétricas imprimidas a la bandeja.

Las sacudidas tienen un doble papel: permiten de una parte. la estratificación **y**, de otra parte la evacuación de **las partículas estratificadas entre las** estrias o canales. Desde que estas salen de las

estrias se encuentran sometidas al efecto de la capa fluente y al efecto de las sacudidas, cuyas resultante provoca un **estrió** por tamaños y por densidad.

El papel de la granulometría es considerable: las partículas densas deben sedimentarse rápidamente entre las estarias. La relación entre sus dimensiones extremas no debe ser demasiado elevada. En efecto, si la relación fuese demasiado elevada, la corriente de agua de lavado, a la salida de las estarias o canales, arrastraría directamente las partículas finas densas, lo que perjudicaría al escalonada de las zonas y a su diferenciación.

En fin el **deslamar** la alimentación es indispensable; las partículas finas en suspensión aumentan la densidad de la pulpa, teniendo por resultado el aumento de tiempo de la sedimentación de **los sólidos**.

Principio de la concentración por aceleración diferencial (JIGS).- La sedimentación en el agua de partículas de densidades y de diámetros diferentes conduce a una clasificación por equivalencia.

Se podría operar en un clasificador el enriquecimiento según las densidades, completando el aparato con un tamiz que permite una clasificación volumétrica por separación de los finos pesados y de los gruesos ligeros. De una parte, la realización delicada de tal aparato y, de otra parte, las bajas leyes de concentración que se pueden obtener, han conducido desde hace mucho tiempo a los usuarios a recurrir a la utilización de aceleraciones diferenciales.

El procedimiento consiste en someter, durante unos ciclos muy breves, las partículas minerales a unas corrientes ascendentes, asegurados por unas pulsaciones alternadas dadas a un liquido por un pistón o un diafragma (jigs y caja de pistón), o por el

movimiento alternativo de una criba en un fluido (Jigs de criba móvil).

Principio de separación por aceleración diferencial.

Espirales.- Una espiral esta constituida por una serie de elementos de acción elíptica ensambladas según un espiral. Existen 2 tipos de espirales: los espirales Humphreys, contruidos en fundición y los espirales mineral deposits de materia plástica moldeada y reforzada por fibras de vidrio.

A. de Maistre (1.963) demuestra que una esfera suelta sin velocidad inicial desde la parte más alta de una coquilla de espiral describe una trayectoria cuya proyección, sobre un plano perpendicular al eje, es de una recta. Todo solido tiende por tanto a desplazarse hacia el centro del aparato.

El estudio de la película líquida en el interior de la coquilla pone en evidencia una zona de burbujas. De hecho, el desplazamiento de la película líquida

es un movimiento de torbellino provocado por la diferencia de velocidad existente entre los chorros líquidos situados en la proximidad del borde externo y los situados en la proximidad del borde exterior de la coquilla.

Cuando se trata una mezcla de partículas ligeras y densas, las partículas densas se juntan hacia el borde interno del aparato, y las partículas ligeras son rechazadas por este hecho hacia el borde externo. El agua de lavado, que se toma del canal interno por unas ranuras o por unos dedos móviles, completa esta diferenciación rechazando las partículas ligeras que vendrían a polucionar las partículas densas. unas aberturas, a razón de tres vueltas, permiten purgar las partículas pesadas.

Estas aberturas van provistas de operculos que las obturan mas o menos. Existen unas espirales de 5 vueltas y de 3 vueltas para el tratamiento de los minerales, y espirales de 6 vueltas para el tratamiento de los carbones.

Según A de Maistre (1.963) parece ser que los espirales Humphreys se aplican sobre todo a las operaciones de desbaste y que las espirales Mineral deposits se aplican perfectamente a las operaciones de afino.

El hecho de que la espiral no utilice fuerza motriz explica el éxito de este aparato J. V. Thomson (1.957) pone de relieve la existencia de acerca de 10.000 aparatos en actividad en la industria minera occidental tratando arenas de playa, antracitas, minerales de hierro, minerales de Wolfranita, de fosfato. de cromita de plomo- zinc, etc.

Una espiral puede actuar sobre unos granos de dimensiones comprendidas entre 2.3 y 0.074 mm. Sin embargo, en clímax, ha sido posible recuperar la wolfranita y la casiterita de los estériles de la flotación de la molibdenita, abriendo un orificio de extracción sobre tres.

La capacidad de un aparato es de 500 - 2.500 Kg/h (valor medio: 1.500 - 2.000 Kg/h). Las cantidades de agua varia de 3.5 - 7.5 m³/h.

Estas características ventajosas explican que el tratamiento por espiral siga desarrollándose (S. S. Pullor, 1983)

4.14. MÉTODOS DE LIXIVIACION

Los sistemas o técnicas de lixiviación influyen radicalmente en la buena marcha del proceso. Entre las técnicas mas conocidas de lixiviación tenemos: en pilas, percolación y agitación.

1) **lixiviación en pilas**. - La cianuración en pilas de menas de oro es considerada como 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, desmontes y depósitos pobres, con tamaños del grano de $(-1", 1/2")$ y que no poseen arcillas o finos que interfieren el proceso.

El mineral se apila sobre canchas recubiertas de polietileno y el lixivante (cianuro) se distribuye por un sistema de irrigación. Cuando la pila ha alcanzado su extracción económica, la irrigación es suspendida, y la solución cargada se recoge para ser precipitada o recuperada con carbón activado.

2) **Lixiviación por percolación.** - Esta técnica es poco practicada para la cianuración de menas de oro, ya que las menas de buen comportamiento a la percolación no son abundante.

Sin embargo en algunas plantas de cianuración se practica la percolación a las arenas del clasificador y los finos se lixivian en agitadores con el objeto de aumentar la capacidad del tratamiento.

El mineral previamente triturado se introduce a las torres de percolación, el aire se inyecta por la parte inferior de air-liffts, para aportar oxígeno al sistema; la altura del lecho no debe ser muy grande para permitir la existencia de O₂ en toda la torre.

3) Lixiviación por agitación. - Este método que en la actualidad es el mas conocido sirve para tratar minerales de oro y plata con leyes que justifiquen el tratamiento del proceso. así por ejemplo se lixivian las colas de flotación y concentrados tostados.

Las menas sometidas a este proceso, deben contener oro fino durante la molienda bajo - 150 malla, bajo contenido de elementos cianicidas, velocidad de asentamiento aceptable indudablemente, los costos de operación e inversión son mayores debido a la cantidad de equipos y operaciones a efectuar, comparados con otros métodos.

FACTORES QUE CONTROLAN LA LIXIVIACION.

Naturaleza del mineral. - La naturaleza de los minerales útiles y de todos sus acompañantes, es el factor determinante para la buena marcha de la lixiviación. Así por ejemplo, es conveniente conocer la composición química y mineralógica, su grado de diseminación, su dureza, su densidad, su grado de oxidación, etc.

Tamaño de la partícula del mineral. - El mineral deberá poseer un tamaño de partícula suficientemente pequeño a fin de facilitar el contacto con el agente lixivante y así producir una adecuada disolución.

Tipo y concentración de agentes lixiviantes. - Los agentes lixiviantes son aquellos que producen una verdadera reacción química con los metales de interés, transformándolos al estado de soluciones acuosas. El tipo y la concentración del agente lixiviante influyen en el desarrollo de la lixiviación.

Tiempo de contacto.- El tiempo de contacto se denomina a aquel tiempo durante el cual el mineral esta en contacto con el agente lixivante, variando desde unas horas hasta algunos días, dependiendo de la permeabilidad del mineral.

Temperatura de reacción.- La reactividad química o solubilidad de los minerales en el agente lixivante aumenta considerablemente con el incremento de la temperatura. Sin embargo, por asunto de ahorro energético la mayoría de las lixiviaciones se realizan a temperatura ambiente.º

TEORIA DE LOS PROCESOS HIDROMETALURGICOS.- Los procesos hidrometalúrgicos son aquellos que partiendo de soluciones acuosas, permiten aislar el oro y demás metales que interesen, a partir de los respectivos minerales, separándolos de los demás componentes que constituyen la ganga.

Las soluciones, llamadas también "agentes de lixiviación", en contacto con mineral aurífero, atacan y disuelven los metales preciosos, transformándolos en nuevas soluciones acuosas.

Estos procesos hidrometalúrgicos, gracias a sus menores necesidades energéticas, a su mayor selectividad y simplicidad, y a la posibilidad de recuperar casi cuantitativamente los metales, tiende a suplantarse cada vez más a los tradicionales procesos pirometalúrgicos.

Existen ventajas interesantes en la recuperación de los metales preciosos por estos métodos las mismas que se exponen enseguida:

- 1) Los agentes lixiviantes comunes son propios para la disolución de metales preciosos que se hallan en estado de partículas libres y finas. El oro grueso se disuelve con lentitud, de manera que resulta más

económico recuperarlo por otros procesos, como es el caso de la concentración gravimétrica.

2) La lixiviación es aplicable a menas de baja ley para cantidades de oro menores a 1 g/ton, llegando a ser económicamente beneficiados utilizando los modernos procesos hidrometalúrgicos.

3) La buena selectividad química del agente lixiviante, orienta a que la disolución solo realice con los metales preciosos, evitando de esta forma la acumulación de impurezas en la fase acuosa.

4) Los problemas de corrosión en el equipo utilizado son relativamente moderados. utilizándose generalmente como agentes lixiviantes a compuestos de baja acción corrosiva, por lo que en la construcción de las instalaciones industriales se utiliza normalmente el concreto o los acero normales

- 5) Los procesos se realizan a temperatura ambiente. lográndose un ahorro de energía.

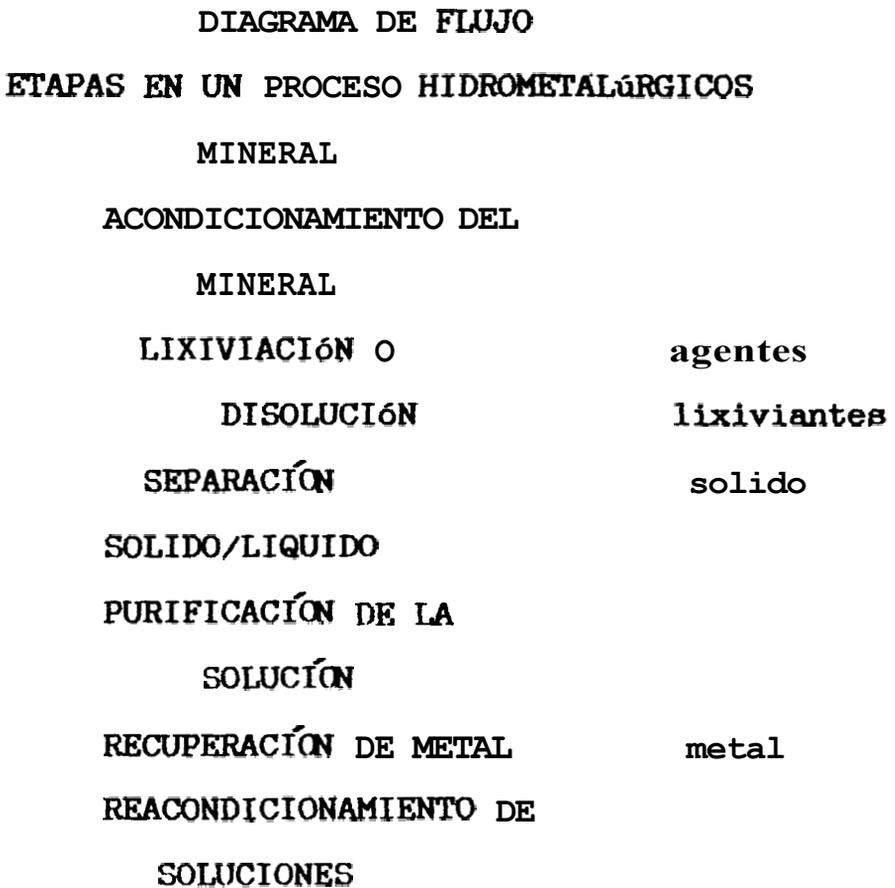
- 6) La manipulación de los líquidos lixiviantes es relativamente sencillo. permitiendo que las operaciones sean baratas mediante la .utilización de tuberías y bombas.

- 7) Control en la contaminación ambiental. Existen agentes lixiviantes de alto poder tóxico, tal es el caso de los cianuro, estos pueden ser manipulados fácilmente siempre y cuando, se consideren las normas mínimas de seguridad. Los desechos sólidos y líquidos de las plantas de cianuración deben degradarse químicamente a fin de eliminar su toxicidad.

- 8) Su explotación puede iniciarse a pequeña escala y es susceptible de expansión. No se requiere de enormes instalaciones industriales como es el caso de los procesos pirometalúrgicos.

Etapas básicas de los procesos hidrometalúrgicos.

El diagrama siguiente resume las etapas básicas de un proceso hidrometalúrgico cualquiera.



El tamaño de las partículas para una buena extracción se consigue utilizando las operaciones de trituración y molienda.

Las partículas **del** mineral deben estar reducidas a un tamaño adecuado a fin de que las soluciones lixiviantes penetren y extraigan el metal soluble. tomando en consideración que la molienda es una operación costosa, se llegara únicamente hasta el **grado** necesario.

El mineral sufre un ataque químico **por** acción de **los** agentes lixiviantes, produciendo el paso del metal o metales útiles al estado acuoso. Para el caso de minerales auríferos los agentes lixiviantes que mas comúnmente se han utilizado son **los** cianuro **y** la tiourea. En ciertos casos se hace necesario el uso **de** reactivos secundarios que faciliten la disolución.

Luego de un adecuado tiempo de lixiviación, **se** somete al **material** a una separación solido-liquido utilizando para ello operaciones de sedimentación y filtración.

Las soluciones filtradas a más de tener los metales preciosos disueltos, contienen otros metales en solución como: hierro, cobre, zinc, etc. Los mismos que deben eliminarse o por lo menos, disminuirse en cantidad hasta límites adecuados, porque de lo contrario la recuperación del metal útil se vuelva difícil y antieconómico. Para esta purificación se pueden utilizar las siguientes técnicas: intercambio iónico, extracción con solventes, precipitación química, etc.

La recuperación del metal libre a partir de las soluciones purificadas constituye un paso final importante; durante el cual se obtienen los metales preciosos al estado libre. La electrólisis y la cementación en la recuperación.

4.15. MÉTODOS DE ELOTACION.

La flotación es un método físico-químico para la concentración de partículas de minerales suspendidas en agua, que consiste en separar por inyección de

aire. partículas sólidas natural o artificialmente hidrofóbicas de homólogas hidrofílicas. Este proceso requiere de un tamaño de partícula generalmente inferior a 212 μm .

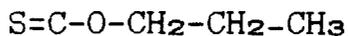
La flotación se realiza en celdas provistas de agitación mecánica e inyección de aire, donde esta una suspensión del material a tratar. Las especies minerales natural o artificialmente hidrofóbicas se adhieren a las burbujas de aire y son transportadas a la superficie de la pulpa en forma de una espuma estable que se evacua por desbordamiento: estas espumas constituyen los concentrados de flotación. Las especies minerales hidrofílicas son mojadas por el agua y quedan en la pulpa constituyendo los relaves de flotación. Sin embargo en ciertos casos se puede realizar una "flotación inversa" eliminándose con la espuma los minerales de ganga.

Minerales como azufre, grafito, selenio, molibdenita, y talco poseen flotabilidad natural en agua,

dado que sus estructuras mineralógicas y el tipo de enlace atómico (covalente y/o van de Waals) hacen que al fracturarse en la molienda, las superficies formadas sean NO POLARES y consecuentemente HIDROFOBICAS. Cabe acotar además que numerosos compuestos orgánicos poseen flotabilidad natural en agua (naf-taleno, parafinas, hidrocarburos; PVC, teflon, etc.). El ORO LIBRE, flota muy fácilmente si esta presente en un tamaño inferior a 150 Um.

La mayor parte de minerales no tienen flotabilidad natural, sin embargo se consigue flotarlos mediante reactivos particulares llamados colectores que son reactivos orgánicos heteropolares formados de una cadena de hidrocarburos (No Polar. HIDROFOBICA) y de una función Polar que reacciona y/o se absorbe selectivamente en la superficie de ciertos minerales en función de su naturaleza, de reactivos absorbidos previamente y del pH de la suspensión.

Ej. Propil xantato de Na => Colector de sulfuros.



Función Polar -->	+Na-S	Cadena de hidrocarburo
iónica		No Polar

Otros reactivos utilizados en la flotación son los MODIFICADORES pueden ser:

i) Espumantes: son reactivos heteropolares (alcoholes superiores, acetona, acidos grasos) que disminuyen la tensión superficial de la suspensión permitiendo la formación de una espuma mas estable.

ii) Activantes: son reactivos que permiten y/o facilitan la adsorción del colector en minerales que normalmente no flotan. Ej. La esfalerita (Fe,Zn,)S NO FLOTA con los colectores de sulfuro (Ej. Xantato de Na), la adición de SO_4Cu forma en la superficie de la esfalerita una película de SCu al cual se absorben muy fácilmente los xantato de Na consiguiéndose así flotar este sulfuro de Zn.

iii) Depresores: son reactivos que impiden la adsorción del colector en ciertos minerales, deprimiéndolos (=> NO FLOTAN). Ej. SO_3Na_2 se absorbe y oxida la superficie de la Pirita (FeS_2) no permitiendo la adsorción del colector => la pirita no flota.

CAPITULO 5

5.1. PARTE EXPERIMENTAL.

Veremos durante el desarrollo de este trabajo tesis como vamos ha cambiar algunos parámetros y como se comporta el mineral en su recuperación.

5.2. TRABAJOS DE CARACTERIZACION.

Viene dado desde la preparación de la muestra y el desarrollo de cada uno de los ensayos.

5.3. ENSAYOS QUIMICOS DE CABEZA PARA (Cu. Pb. Zn. Au

Y.

PROCEDIMIENTO PARA EL ANALISIS DE ORO:

Pesar 5 g de muestra en una navecilla de porcelana y tostar a 550 °C de temperatura en un horno durante 3 horas, cuando la muestra no contiene muchos sulfuro.

Si la muestra tiene muchos sulfuro, tostar por 2 horas a 250 °C y luego subir la temperatura a 550 °C y dejar por 3 horas, hay que tener en cuenta que el tiempo de inicio se toma cuando la temperatura llega a la temperatura deseada.

DISGREGACION DE LA MUESTRA:

Transferir la muestra tostada a un vaso de 600 ml. Añadir 100 ml de HCl (industrial), agitar la muestra.

Calentar a alta temperatura (plancha en 5), tapando con un vidrio reloj, por una hora.

Bajar la temperatura de la plancha (hasta 3). Esperar que la muestra se enfrié por lo menos 30 minutos.

Añadir 40 ml de HNO₃ (industrial).

Calentar por una hora. Observar si el ataque es total y retirar la muestra para enfriar.

Trasvasar la muestra a un balón de 250 ml.

Aforar con agua y homogenizar.

Dejar sedimentar por lo menos 15 horas.

EXTRACCION:

Tomar una alicuota de 50 ml. de la solución sobrenadante del balón **y** colocar en un vaso de 250 ml.

Adicionar: De 10 a 20 ml de ácido Tartárico (de acuerdo a la cantidad de hierro presente).

2 ml de NaCl (200 gr/lt).

15 ml de NaOH (300 gr/lt).

Adicionar la solución de NaOH **para** llevar el pH a 4-4.5, si el pH se baja adicionamos unas gotas de HCl (Q.P.).

PRECAUCION: NO ADICIONAR EL KCN CUANDO EL pH ES MENOR A 4

Adicionar KCN (200 g/lt) hasta **que** el pH llegue a 9. Si la muestra tiene mucho Cu, es necesario adicionar el doble de la cantidad de KCN, se requiere verificar el pH, siempre en cada verificación de pH lavar bien el electrodo.

Transferir la solución del vaso a un embudo de separación de 250 ml, dejar enfriar.

Adicionar 5 ml exactamente medidos, de solución Aliquat 336 al 1%.

Agitar por lo menos un minuto para extraer, dejar separar las fases (orgánica e inorgánica).

Recoger la fase acuosa en un frasco de desechos orgánicos.

Filtrar la fase orgánica con un papel filtro separador de fases, en vasos de 25 cm³ o en un tubo.

Leer la fase orgánica en Absorción Atómica.

PREPARACION DE LA MUESTRA PARA EL ANALISIS DE: Zn, Pb, Cu, Ag y Ni,

Pesar 0.5 g de muestra en un **vaso** teflon de 250 ml.

Añadir: 10 ml de agua desmineralizada, mezclar.

10 ml de HCl Q.P.. calentar 20 minutos.

10 ml de HNO₃ Q.P., mezclar con cuidado.

10 ml de HF Q.P., mezclar.

2 ml de HClO₄ Q.P., mezclar.

Calentar a temperatura moderada (amplitud 4) hasta la sequedad completa.

Añadir 5 ml de HNO₃ Q.P., agitar suavemente.

Calentar hasta la sequedad completa.

Añadir 5 ml de HNO_3 Q.P., agitar suavemente.

Lavar las paredes del vaso con agua desmineralizada.

Añadir 20 ml de agua mineralizada, disgregar.

Añadir 10 ml de EDTA (0.1M).

2 ml de $\text{Hg}(\text{NO}_3)_2$ (2.5%).

Trasvasar a un balón de 100 ml.

Aforar con agua desmineralizada.

Homogenizar.

Leer por Absorción Atómica o por ICP.

Determinaciones.

Código	Au	Ag	Pb	Cu	Zn
Muestra	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
E74963	60.8	28	1040	5800	2012
E75003	67.1	34	774	8100	486
E75031	51.5	54	1190	12800	808

5.4. ENSAYOS GRANULOMETRICOS PARTE EXPERIMENTAL

Se lo realiza primeramente en húmedo para deslamar la muestra, luego de ser secado la muestra se lo realiza en seco.

Granulometria en húmedo

- 1) Los 250 g recogidos de la parte de la molienda se lleva a un vaso de 500 ml, conteniendo agua, en la cual adicionamos el mineral dentro del vaso con agua, para efectuar el procedimiento de deslamar.
- 2) Utilizaremos el vibro tamiz y un tamiz malla 400.
- 3) Se monta el aparato, poniendo como fondo un recipiente especial que tendrá un orificio, en la cual se incorpora una manguera que llevara las lamas hacia un recipiente (tina) de depositación.
- 4) Graduamos el tiempo en el reloj incorporado por lo menos unos 40 minutos.
- 5) Graduamos a una amplitud de 7 y ha funcionamiento permanente.
- 6) Colocamos el material sobre el tamiz malla 400, que este a su vez esta encima del recipiente de fondo .

7) Se suministra agua hasta que las lamas y los finos -400 mallas se vayan por el orificio hacia la tina, observando que el liquido que baja sea claro. Esto se comprobara con vidrio reloj, donde se dejara caer un poco de agua en el. El suministro de agua depende de la cantidad de finos que tenga la muestra.

8) Quedara mineral grueso retenido, **que** servirá para la granulometria en seco.

9) El mineral grueso es llevado a una fuente, en la cual es lavado el tamiz malla # 400 en húmedo, hasta **que** no quede residuo del mineral en el.

10) La fuente es llevada a la estufa de temperatura constante de 60 °C para el secado del mineral, y luego proceder la granulometria en seco con mallas que van desde malla 12 -- malla 400.

11) La tina es llevada hacia una mesa en la cual se ha colocado un pequeño taco de unos 6 cm de alto, colocando el borde posterior de la tina sobre el taco. **con** la finalidad de inclinar la tina.

12) Quedara por lo menos unas 36 horas asentándose las lamas y los finos recogidos en la tina.

13) Ya asentado el mineral y observando que el agua este clara, se procede a sifonear el agua (es decir ha desalojar el agua por gravedad hacia otra tina que se encuentra en el suelo.

14) Este proceso se lo realizara con una manguera fina, para evitar turbulencia en la tina superior y se vaya agua y finos por la manguera.

15) Cuando casi ya no quede agua en la tina superior se retira la manguera.

16) Se lava la tina con una pizeta con agua, depositando estas lamas en una fuente.

17) Esta fuente es a su vez llevada a la estufa para su secado.

18) Ya secado el mineral se procede a pesar, para Luego adicionarlo con el peso del mineral pasante de malla 400 de la granulometria en seco.

Ensayos granulometricos en seco.

Los gruesos recuperados en el proceso de la granulometria en húmedo lo utilizamos para el proceso granulometrico en seco.

1) Montamos el tamizador Fritsch analysette con tamices de mallas que van de malla 12 -- malla 400.

2) Graduamos el tiempo, por lo menos 40 minutos y ha una amplitud máxima (10) y con funcionamiento permanente.

3) Colocamos el material sobre el primer tamiz malla 12, ponemos la tapa de seguridad y ajustamos con unas correas que se encuentra en la parte lateral, hasta que quede bien templadas.

Hay que considerar que las correas no son muy largas, por lo tanto tamizamos en dos fases, la primera con mallas que van desde malla 12 -- malla 65 y el pasante de la malla 65 lo colocaremos en la segunda

fase que sera con las mallas que van desde malla 100 -- malla 400, así mismo realizaremos los pasos anteriormente indicados para la segunda fase.

4) El aparato se apagara automáticamente cuando haya concluído el tiempo requerido.

5) El retenido de cada malla se deposita en una fuente, que inmediatamente sera recogido en unas fundas plásticas anotando el numero de malla correspondiente en cada funda, para luego proceder a pesar cada funda, tomando en cuenta que el pasante malla 400 se adiciona con los finos de la granulometria en húmedo.

6) Se calcula el % del peso retenido, luego el peso del retenido acumulado.

7) finalmente graficamos las respectivas curvas en un papel bilogaritmico.

% retenido acumulado Vs # malla.

5.5. CALCULO DE DENSIDAD.

Del stock se tomo 500 g, este a su vez se homogeniza, luego se lo pulveriza, en un pulverizador vibrooscilatorio, aproximadamente se separa unos 300 g y se sesteo esta parte, tomando unos 100 g para realizar las diferentes pruebas de las muestras a ensayar.

El cálculo de densidad **se** lo realizó usando el método de Le Chatier procediendo de la siguiente manera.

Se pesa una determinada cantidad de mineral que será un P(1), en la probeta de Le Chatier se agrega agua destilada observando que Pase del cero marcado en ella. siendo así, se lee cuantos ml de agua marca. que será el V(1), **se tendrá** cuidado de no mojar las paredes de la probeta cuando el agua este siendo agregada con la ayuda de un embudo, ya que esto sería un motivo de error, así mismo, **con** cuidado se

agrega el mineral ya que podría tocar las paredes y quedar en ellas un poco de mineral.

Se observa que pase la pulpa (agua + mineral) los 18 ml en adelante, siendo así se lee los ml que marquen, y será $V(2)$, leído el $V(2)$, se pesa la cantidad de mineral restante que será un $P(2)$ y realizamos los cálculos respectivos de densidad de las muestras a tratar.

E75005

$$\begin{array}{r}
 I(1) = 0.3 \quad P(1) = 91.511 \quad P(2) = 25.541 \quad V(2) = 21.4 \\
 \quad \quad \quad 91.511 - 25.541 \quad \quad 65.97 \\
 \&(1) = \frac{\text{-----}}{21.4 - 0.3} = \frac{\text{-----}}{21.1} \quad \&(1) = 3.1265
 \end{array}$$

$$\begin{array}{r}
 (1) = 0.4 \quad P(1) = 103.53 \quad P(2) = 45.164 \quad V(2) = 19.1 \\
 \quad \quad \quad 103.538 - 45.164 \quad \quad 58.374 \\
 \&(2) = \frac{\text{-----}}{19.1 - 0.4} = \frac{\text{-----}}{18.7} \quad \&(2) = 3.1216
 \end{array}$$



$$\bar{x}(m) = \frac{\bar{x}(1) + \bar{x}(2)}{2} = \frac{3.1216 + 3.1265}{2} \quad \bar{x}(m) = 3.124$$

E74965

$$V(1) = 0.5 \quad P(1) = 97.929 \quad P(2) = 39.021 \quad V(2) = 19.3$$

$$\bar{x}(1) = \frac{97.929 - 39.021}{19.3 - 0.5} = \frac{58.908}{18.8} \quad \bar{x}(1) = 3.1334$$

$$V(1) = 0.7 \quad P(1) = 93.476 \quad P(2) = 34.977 \quad V(2) = 19.3$$

$$\bar{x}(2) = \frac{93.476 - 34.977}{19.3 - 0.5} = \frac{58.499}{18.8} \quad \bar{x}(2) = 3.1451$$

$$\bar{x}(m) = \frac{\bar{x}(1) + \bar{x}(2)}{2} = \frac{3.1334 + 3.1451}{2} \quad \bar{x}(m) = 3.1392$$

E75036

$$V(1) = 0.3 \quad P(1) = 100.647 \quad P(2) = 39.388 \quad V(2) = 18.9$$

$$\&(1) = \frac{100.647 - 39.388}{18.9 - 0.3} = \frac{61.259}{18.6} \quad \&(1) = 3.2934$$

$$V(1) = 0.5 \quad P(1) = 101.658 \quad P(2) = 43.896 \quad V(2) = 18.1$$

$$\&(2) = \frac{101.658 - 43.896}{18.1 - 0.5} = \frac{57.762}{17.6} \quad \&(2) = 3.2819$$

$$V(1) = 0.6 \quad P(1) = 97.652 \quad P(2) = 29.016 \quad V(2) = 21.5$$

$$\&(3) = \frac{97.652 - 29.016}{21.5 - 0.6} = \frac{68.636}{20.9} \quad \&(3) = 3.284$$

$$\&(m) = \frac{\&(1) + \&(2) + \&(3)}{3} = \frac{3.2934 + 3.2819 + 3.284}{3}$$

$$\&(m) = 3.2864$$

5.6. METODOS DE BENEFICIOS.

Entre los métodos de beneficio tenemos los gravimétricos, los lixiviantes, etc.

Dentro de los métodos lixiviantes tenemos la cianuración, la flotación, etc.

CIANURACION.- Aquí utilizamos **del** stock la arena a tratar, mientras que para los sulfuro primario y sulfuro primario oxidados, **se** trabajó con una remolienda de 15 minutos.

El ensayo tuvo como parámetros:

500 g del mineral a tratar, 1500 cm³ de H₂O.

Se realiza un lavado alcalino para eliminar los elementos cianicidas como son: el As y Sb.

Se lee el pH natural de la muestra a cianurarse.

Se le agrega cal en el lavado hasta llegar el pH a 10 - 10.5.

Se deja en agitación durante 1 hora.

Se deja decantar el sólido unos minutos, para luego sifonear la solución aproximadamente 1 lt.

La misma cantidad desalojada se introduce para realizar un segundo lavado.

Se deja en agitación 1 hora más.

Luego de desalojar nuevamente una cantidad aproximada de 1 lt e introducirla en el recipiente.

Aquí recién comenzamos la cianururación.

Controlamos el pH inicial y la cal inicial.

Tomaremos durante el proceso unos 50 ml de solución cada cierto tiempo pre establecido.

Filtramos la solución recogida y enviamos a química para que realicen la lectura en absorción atómica.

Siempre mantendremos la cantidad de solución de 1.5 lt.

FLOTACION.

Peso del mineral de las arenas 750 g del stock. pero para los sulfuro primarios y sulfuro primarios oxidados 750 g pero con una molienda de 25 minutos.

Volumen 1500 cm³ de H₂O.

Es decir con una densidad de pulpa del 33.33%.

W = 1450 rpm.

Controlamos la cal inicial, agregando hasta que tenga un valor de $\text{pH} = 9.5$.

Preparamos los reactivos 445, 238 y flotol b.

Acondicionamos la muestra, luego agregamos flotol b.

Abrimos el aire y controlamos el tiempo de flotación, recogiendo el material flotado en una sola bandeja.

Esta operación la realizamos por 4 ocasiones.

Secamos, disgregamos, homogenizamos, cuarteamos y enviamos una muestra de este producto a química para su respectivo análisis.

5.7. METODOS GRAVIMETRICOS.

Los realizados son: mesa concentradora, jig y en espiral.

5.8. ENSAYO EN BATEA.

Para este ensayo utilizamos 500 g del mineral.

Como parámetros tenemos el tiempo de molienda.

Estos 500 g iremos poniendo poco a poco en la batea

y comenzamos a batear y limpiar el mineral no deseado

hasta obtener un concentrado dentro de la batea.

Luego introducimos este concentrado en un crisol de porcelana añadiendole un poco de de NaOH al 10% para la limpieza del concentrado.

Frotamos con un mortero de porcelana manualmente durante un tiempo prudente y repetimos el lavado unas dos veces.

Ya lavado agregamos unas gotas de Hg y procedemos nuevamente a frotar hasta que más o menos el Hg haiga atrapado el oro.

La almagama de Hg con Au la introducimos en un balón de 100 ml, para su quemado en un mechero, hasta que el oro sea visible.

Cogemos muy cuidadosamente el balón con unos guantes proctectores y procedemos ha sacar el oro recuperado. para luego pesarlo.

5.9. MESA.

Para los ensayos en mesa, se trabaja en la mesa wifley.

Utilizamos 1 Kg de mineral y con una molienda de 25 minutos.

Los parámetros van a ser la inclinación de 6° y 8°. El material que ha sido molido se coloca en un balde y se alimenta manualmente en la caja de alimentación.

Luego del proceso de concentración en la mesa recogemos los recipientes de concentrado, mixtos, relaves y lamas.

Se lleva a secar en la estufa, disgregamos, sexteamos y enviamos unos 100 g a química.

P.D. En los casos que el peso de la muestra del ensayo realizado sea menor a unos 100 g, se envía lo que haiga.

5.10. JIG.

Para realizar los ensayos en jig, se tomó 1 Kg de material con un tiempo de molienda de 25 minutos.

Se utilizó como parámetros operacionales 2 velocidades internas de este jig, 160 rpm y 174 rpm.

Desarrollo.

- 1) Abrimos la llave para llenar el resservorio del jig.
- 2) Se procedió a poner operativo el jig.
- 3) Se alimenta manualmente, pero de manera pausada.
- 4) Al terminar la alimentación se apaga el jig.
- 5) Se desaloja el concentrado por la tubería de abajo.
- 6) El relave se dejará reposar durante 30 horas.
- 7) El relave como el concentrado irá a la estufa para su secado, disgregado, homogeneizado, ~~ses~~ teado y envío de la muestra a química para su respectivo análisis.

5.11. ESPIRAL.

Para estos ensayos utilizamos 5.25 Kgs para los sulfuro primarios y sulfuro primarios oxidados y 5.54 Kgs para las arenas.

Flujo operacional 10 lts/hora.

Se alimenta manualmente todo el material.

Realizada la concentración por la espiral, se procede a recoger el concentrado, mixtos y el relave.

Recogido los productos dado se lleva a la estufa a su secado, para luego disgregarlo, sesteado y unos 100 g enviar a química para su respectivo analisis.

Estudio mineralógico.- el estudio mineralógico se concentro en el análisis de 2 laminas delgadas y de 3 muestras de secciones pulidas observadas al microscopio con luz polarizada y luz reflejada respectivamente.

Laminas delgadas.- la roca llega del campo con su respectiva descripción del lugar de origen y el nombre de la persona responsable en haberla muestreado. Luego se realiza un examen macroscópico de la composición de la roca.

Observándose el lado útil para el corte, se corta la roca en el disco de diamante dejando una lamina de un espesor igual al porta objeto, se le pule la lámina un lado, siendo esta homogénea para que desaparezcan las desigualdades y quede liso.

Se le hace un precalentamiento previo a unos 80 °C , tanto de la lamina como el porta objeto, preparamos

la pega por peso (Araldite o bálsamo de Canadá), en el momento de pegar la lamina al porta objeto hay que tener mucho cuidado, especialmente que no queden burbujas entre la lamina y el porta objeto, para que no interfiera del estudio en el microscopio.

Luego de realizado esta operación, se le ubica en un cortador pequeño de diamante en la cual se realiza un corte de la lamina quedando un espesor mas o menos de 5 mm, luego con abrasivos de diferentes tamaños se realiza un desbaste manual hasta que el espesor quede en 0.03 mm, siempre observando al microscopio para darnos cuenta en que el Qz y las plagioclasas queden de un color gris, siendo estos minerales los indicadores de que la lámina esta ya pulida al espesor deseado.

Una vez obtenido el espesor deseado se procede a tapar el pedazo de roca, con bálsamo de Canadá y un cubre objeto con lo que queda finalizada la operación de la preparación de la lámina.

Lámina delgada # 1 ---- muestra # 1.

Descripción microscópica.

- | | | |
|----------------------------|--------------------------|-----|
| 1) Minerales principales. | Cuarzo | 85% |
| | Feldespatos | 5% |
| 2) Mineral;es secundarios. | Carbonatos | |
| 3) Minerales accesorios. | Opacos | 10% |
| 4) Textura | Allotriomórfica granular | |

5) Descripción de la roca. - La roca esta compuesta por cristales de cuarzo allotriomórfico, de tamaños de 0.2 - 1.2 mm. **Algunos** cristales de cuarzo se encuentran fracturados **y** tienen una extinción ondulada por posibles eventos tectónicos.

Los feldespatos de calcio existen en tamaños que varían de 0.2 - 0.5 mm, son allotriomórficos.

Los minerales secundarios son carbonatos de calcio, finos **granulares** de alta birrefringencia y con pseudo absorción **y** se encuentra generalmente en finas

vetillas o rellenando intersticios entre **los** minerales principales.

Los minerales opacos son de forma irregulares de tamaños hasta de 3.4 mm, Estos minerales (sulfuro) se encuentran en sectores fracturados, astillados por posible tectonismo.

Nombre de la roca : Veta cuarzifera.



Lámina delgada # 2 --- muestra # 8.

Descripción de la roca. - La roca presenta cuarzo de forma allotriomórfico, de tamaños que varían **0.25 - 2 mm**, tiene extinción ondulada, por sus características ópticas y **por** la disposición de los cristales.

Nombre de la roca : Cuarzo de roca filoniana.

Metodología para la preparación de secciones pulidas.

Etapas iniciales.- Reconocimiento de la maquinaria de corte, desbaste **y** pulido **y** las reglas para trabajar con ellas. Se conoce la distribución de accesorios auxiliares, materiales abrasivos **y** de pulido **y** el orden de utilización del equipo.

Proceso de pulido **y acabado.-** Después de cortar la muestra con la máquina de corte, se realiza el esmerilado.

Esmerilado.- En esta etapa se elimina o se reduce a un mínimo la profundidad de todo deterioro de superficie producido en las operaciones de corte. Para esto se esmerila la muestra con abrasivos que no estén fijos en la superficie de un material soporte **y** por consiguiente que tenga libre acción de movimiento.

Esta acción causará fisura **y** fractura en la superficie de la muestra. Pero no extraerá material de la

muestra, por esta razón se obtiene una superficie con un grado de lustre bajo. La limpieza después del esmerilado es de máxima importancia por eso se lo realiza en el ultrasonido.

Pulimento **grueso**. - En esta etapa se realiza con una serie de pasta de diamante. A diferencia del esmerilado el diamante no pule desigualmente fases de diferentes dureza, los paños para esta parte de la preparación tienen que ser sin pelusas o con poco pelusas, tener baja elasticidad **y** buenas propiedades de retención de abrasivos y lubricantes.

Para esta etapa de trabajo se utiliza abrasivos de **6** micras sobre paño de nylon **y** aceite lubricante, luego con los abrasivos de tamaños de **3** micras se utiliza **Texmet** y como lubricante aceite **automet**.

El tiempo de pulimento tiene que ser suficiente para eliminar todos los **trazos** del esmerilado y especial

mente todos **los hoyos** de la superficie. Al finalizar el pulimento grueso la superficie debe ser lustrosa.

Pulimento final.- Para el pulimento final se utiliza un paño de seda sobre el cual se vierte **Alumina Alfa** sintética 0.3 micras. La presión **del** pulimento debe ser de liviana a mediana intensidad **y** no se debe pulir por demasiado tiempo, para que no se produzca un relieve intergranular.

Una vez realizado estos pasos se procede a limpiar la muestra con el ultrasonido, luego de la cual la muestra esta lista para el análisis correspondiente.

Lamina pulida # 1 ----- muestra # 11.

Descripción de la roca. - la roca presenta una estructura brechada formada por clastos de forma irregulares, con mineralización de pirita de cristales irregulares de tamaños que varían hasta 1.2 mm,

con cementación en mineral de ganga de color lechoso (cuarzo) .

Se presenta anisotropía.

Minerales de mena: pirrotina, pirita, arsenopirita.

Esfalerita dentro de la pirita como inclusión.

Dentro de la esfalerita existen pirita alargadas **y** redondeadas.

Cuarzo carcome a la pirita. Pirita de primer estadia corroído por cuarzo. Los clastos de pirita están corroídos en sus bordes por mineral de ganga **y** cortadas las pirita **por** finas ~~vetillas~~ de cuarzo, .la que ha producido el fragmentamiento de las pirita.

El mineral de la ganga se encuentra intercruzando el mineral de mena en forma **muy** complejas. Se observa inclusión de cuarzo en los minerales de mena.

En el interior del cuarzo se observa fragmento de pirita **y** calcopirita. Esto quiere decir que la pirita fue primero luego la calcopirita. Cuarzo y esfalerita (se generan al mismo tiempo) está de mineralización.

Pirita fuertemente tectonizados con múltiple vetillas de cuarzo. Clastos de calcopirita, pirita, esfalerita, tectonizados con muchas microfisuras rellenas con cuarzo. Calcopirita dentada ingresa en mineral pirita (esfalerita)?

Está de mineralización esfalerita 1 y calcopirita II.

Se observa cristales de pirita fracturados por cuarzo más calcopirita que fue de una posterior generación.

Lamina pulida # 2 ----- muestra # 18

Descripción macroscópica.- La roca presenta una estructura masiva de sulfuro de color amarillo en diferentes tonalidades, se observa finas vetillas y clastos subredondeados de pirita.

Los minerales de pirita, pirrotina calcopirita, magnetita, arsenopirita son los existentes.

Lamina # 3 ----- muestra # 13.

Descripción de los minerales de mena.- La mena esta compuesta principalmente por clastos de forma irregulares corroídos en sus bordes de pirrotina con anisotropia en forma de emulsiones.

La calcopirita con anisotropia de color amarillo se encuentra en cristales hipidiomorfo fracturados. Las fracturas están rellenas con mineral de ganga

(cuarzo), se observa también inclusiones de esfalerita en forma de estrellas y fragmentos absorbidos redondeados de pirrotina.

En los bordes de mineral de ganga (cuarzo), se observa pequeños fragmentos con bordes bien definidos de arsenopirita y de igual forma en la calcopirita.

La arsenopirita es de color amarillo blanquecino con anisotropía débil.

El mineral de ganga se desarrolla por vetas de 2 cm, cortada vetillas de mineral de mena.

CAPITULO 6**6.1. RESULTADOS OBTENIDOS.**

TABLA A

CÓDIGO	Au	Ag	Pb	Cu	Zn
ENSAYO	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
E74963	60,8	28	1040	5800	2012
E75003	67.1	34	774	8100	486

TABLA B

VALORES OBTENIDOS DEL CALCULO DE DENSIDAD.

ENSAYO	&(1)	&(2)	&(3)	&(m)
E75005	3.1265	3,1216		3,1241
E64965	3,1334	3,1451		3,1393
E75036	3,2934	3,2819	3,284	3,2864

MUESTRA #	PROCEDENCIA	SOCIEDAD	% HUMEDAD
29	CHANCADORA	AURIFERA EL ORO	20.97
28	CHANCADORA	AURIFERA EL ORO	1.83
22	RELAVE	EL BOSQUE	20.96
30	RELAVE	MOLINO CAPELO	4.12
15	MOLINO	EL DIAMANTE	2.41
13	CHANCADORA	SAN JORGE (1)	2.86
24	CHANCADORA	MANO DE DIOS	5.00

TABLA D

VALORES OBTENIDO EN EL ENSAYO DEL JIG.

ALIMENTACION 1000 G

W = 174 RPM.

SULFURO PRIMARIO OXIDADO	% PESO	% RECUPERACION
CONCENTRADO	22.5	94.21
RELAVE	77.5	5.79
TOTAL	100	100

TABLA E
VALORES OBTENIDO EN EL ENSAYO DEL JIG.

W = 160 RPM

SULFURO PRIMARIO OXIDADO	% EN PESO	% RECUPERACION
CONCENTRADO	14.03	73.16
RELAVE	85.97	26.84
TOTAL	100	100

TABLA F
VALORES OBTENIDO EN EL ENSAYO DEL JIG.

W = 174 RPM

SULFURO PRIMARIO	% EN PESO	% RECUPERACION
CONCENTRADO	18.46	73.27
RELAVE	81.54	26.73
TOTAL	100	100

TABLA G

VALORES OBTENIDO EN RT, ENSAYO DEL JIG.

W = 160 RPM.

SULFURO PRIMARIO	% EN PESO	% RECUPERACION
CONCENTRADO	17.53	69.87
RELAVE	82.47	30.13
TOTAL	100	100

TABLA H

VALORES OBTENIDO EN JA CONCENTRACION EN LA MESA.

ALIMENTACION 1 KG

INCLINACION 8°.

ARENAS	% EN PESO	% EXTRACCION
CONCENTRADO	0.09	1.14
MIXTOS	1.98	14.09
RELAVE	37.93	03.97
TOTAL	100	100

TABLA I.

VALORES OBTENIDO EN EL ENSAYO DE LA MESA WIFFLEY.

INCLINACION 6°.

ARENAS	% EN PESO	% EXTRACCION
CONCENTRADO	0.71	2.47
MIXTOS	14.55	31.64
RELAVES	84.74	65.89
TOTAL	100	100

TABLA J

INCLINACION 6°.

SULFURO PRIMARIO	% EN PESO	% EXTRACCION
CONCENTRACION	5.04	28.53
MIXTOS	16.75	50.09
RELAVES	70.21	21.38
TOTAL	100	100

TABLA K

VALORES OBTENIDO EN EL ENSAYO DE LA MESA WIFFLEY.

INCLINACION 8°.

SULFURO PRIMARIO	% EN PESO	% EXTRACCION
CONCENTRADO	0.05	1.37
MIXTOS	0.71	15.24
RELAVES	99.23	83.39
TOTAL	100	100

TABLA L

VALORES OBTENIDO EN EL ENSAYO DE LA MESA WIFFLEY.

INCLINACION 8°.

SULFURO PRIMARIO OXIDADO	% EN PESO	% EXTRACCION
CONCENTRADO	0.49	7.93
MIXTOS	4.35	43.28
RELAVE	95.16	48.79
TOTAL	100	100

TABLA M

VALORES OBTENIDO EN EL ENSAYO DE LA MESA WIFFLEY.
INCLINACION 6°.

SULFURO PRIMARIO OXIDADO	% EN PESO	% EXTRACCION
CONCENTRADO	3.79	23.57
MIXTOS	12.7	57.46
RELAVE	83.51	18.97
TOTAL	100	100

TABLA N

VALORES OBTENIDOS EN EL ENSAYO DEL ESPIRAL.
ALIMENTACION 5.25 KG.

SULFURO PRIMARIO OXIDADO	% EN PESO	% EXTRACCION
CONCENTRADO	33.92	95.96
MIXTOS	29.11	2.47
RELAVE	36.97	1.57
TOTAL	100	100

TABLA O

VALORES OBTENIDO EN EL ENSAYO DEL ESPIRAL.

ALIMENTACION. 5.25 KG.

SULFURO PRIMARIO	% EN PESO	% EXTRACCION
CONCENTRADO	38.2	65.82
MIXTOS	39.46	12.04
RELAVE	22.34	22.14
TOTAL	100	100

TABLA P

VALORES OBTENIDO EN EL ENSAYO DEL ESPIRAL.

ALIMENTACION 5.54 KG.

ARENAS	% EN PESO	% EXTRACCION
CONCENTRADO	28.27	75.94
MIXTOS	50.49	21.1
RELAVE	21.23	2.96
TOTAL	100	100

6.2. CONCLUSIONES.

El muestreo fue realizado en los diferentes frentones, chancadoras y molinos de ruedas del sector de Bella Rica.

Se dio unas ciertas numeraciones a los ensayos realizados para el control interno de los laboratorios de la CODIGEMM.

El material de trabajo se lo clasifíco en tres muestras como son: sulfuro primario, sulfuro primario oxidado y arenas de relave.

Las densidades de estos minerales nos da un valor alto por el contenido de metales como (Ni, Cu, Zn, Ag, Au y Pb).

Efectuadas las determinaciones químicas de las

muestras nos damos cuenta del alto contenido de Cu, por la cual se realizo una flotación Bulk de concentrado de Cu.

Debido al oro grueso existente las muestras minerales las concentraciones gravimetricas tanto en mesa, jig, espiral son muy aconsejables.

La cianuración no resultó **muy** favorable a nuestras expectativas, debido a la presencia de los elementos cianicidas como el Cu, Pb. Durante nuestros ensayos de cianuración realizamos un prelavado (básico) del mineral que consiste en agitar la pulpa mineral durante 1 hora, el pH natural del mineral es de 7 y lo subimos a 10, para recién comenzar a cianurar.

En el ensayo de batea tampoco cumplió con nuestras expectativas por ser el mineral de Bella Rica un mineral muy complejo y en la quema de la **almagama** nos dimos cuenta que esta contenía impurezas de Fe.

El trabajo realizado en los canalones en el sector de Bella Rica son aceptable como se demuestra cuando se realizó el ensayo gravimetrico en las mesas con una inclinación de 6°.

6.3. RECOMENDACIONES.

Se aconseja realizar un estudio minucioso de petrografía tanto en laminas delgadas como en laminas pulidas para tener una idea del comportamiento microscópico de la muestra mineral tanto en la distribución de los elementos existentes como de la tectónica del mineral.

Se debe realizar un estudio granuloquímico para saber el contenido de la ley de oro en las diferentes mallas como son malla: 100, 150, 200, etc.

Se deben realizar ensayos tanto de cianuración como de flotación periódicamente cambiando los parámetros tales como: tiempo de remolienda, pH de operación, concentración de cianuro, dilución de pulpa, esto debe hacerse debido a que la composición mineralógica del mineral a tratar es cambiante y puede afectarnos uno u otro elemento en el proceso de beneficio del mineral.

TABLA # 1

ESTRA #	SOCIEDAD	PROCEDENCIA	PESO HUMEDO	PESO SECO	% HUMEDAD
29	AURIFERA EL ORO	CHANCADORA	3.10	2.45	20.97
28	AURIFERA EL ORO	CHANCADORA	3.06	3.01	1.63
1	CISNE 1	CHANCADORA	4.00	3.98	0.50
11	CISNE 2	CHANCADORA	3.10	3.09	0.32
18	CISNE 2	LAMINAS	2.38	2.38	0.00
16	CISNE 2	CHANCADORA	2.10	2.08	0.95
14	EL BOSQUE	MOLINO	4.50	4.26	5.33
22	EL BOSQUE	RELAVES	5.20	4.11	20.96
20	EL BOSQUE	RELAVES	4.30	3.47	19.30
3	EL BOSQUE	CHANCADORA	4.40	4.26	3.18
10	EL DIAMANTE	CHANCADORA	4.10	4.05	1.22
15	EL DIAMANTE	MOLINO	2.90	2.83	2.41
21	EL DIAMANTE	RELAVES	4.10	3.21	21.71
31	LOS ORDOÑEZ	RELAVES	3.20	2.47	22.81
32	LOS ORDOÑEZ	MOLINO	2.20	1.80	18.18
8	MANANTIAL	CHANCADORA	4.20	4.10	2.38
4	MANANTIAL	CHANCADORA	3.40	3.28	3.53
23	MANO DE DIOS	CHANCADORA	1.70	1.59	6.47
24	MANO DE DIOS	CHANCADORA	2.00	1.90	5.00
2	MANO DE DIOS	CHANCADORA	2.40	2.14	10.83
19	MOLINO CABRERA	MOLINO	2.62	2.54	3.05
30	MOLINO CAPELO	RELAVES	1.70	1.63	4.12
33	NUEVA ROJAS	MOLINO	1.80	1.76	2.22
12	NUEVA ROJAS	CHANCADORA	1.50	1.49	0.67
25	PROGRESO (1)	CHANCADORA	1.60	1.49	6.88
5	PROGRESO (2)	CHANCADORA	2.20	2.11	4.09
17	PROGRESO (3)	CHANCADORA	1.70	1.65	2.94
26	PROGRESO (4)	CHANCADORA	1.60	1.52	5.00
6	PROGRESO (4)	CHANCADORA	1.70	1.70	0.00
9	PUEBLO NUEVO	RELAVES	2.00	1.67	16.50
13	SAN JORGE (1)	CHANCADORA	1.75	1.70	2.86
27	SAN JORGE (2)	CHANCADORA	2.87	2.76	3.83
34	SAN JORGE (3)	CHANCADORA	1.40	1.40	0.00
7	SAN JORGE (3)	CHANCADORA	1.70	1.48	12.94

TABLA # 2

CONCENTRACION EN EL JIG		PRIMARIO OXIDADOS		REMOLIENDA	
SULFURO ENSAYO	E75011			FINOS	25 MINUTOS
AMPLITUD	POSICION 1			% RECUPERACION	
CONCENTRADO	PESO GR	% PESO	LEY		
RELAVE	225	22.5	280	63.00	94.21
ALIMENTACION	775	77.5	5	3.88	5.79
	1000	100	66.88	66.88	100.00

* FINOS LEY PONDERADA

CONCENTRACION EN EL JIG		PRIMARIO OXIDADOS		REMOLIENDA	
SULFURO ENSAYO	E75012			FINOS (PPM)	25 MINUTOS
AMPLITUD	4			% RECUPERACION	
CONCENTRADO	PESO GR	% PESO	LEY (PPM)		
RELAVE	140.33	14.03	334	46.87	73.16
ALIMENTACION	859.67	85.97	20	17.19	26.84
	1000	100	64.06	64.06	100

* FINOS LEY PONDERADA



TABLA # 3

CONCENTRACION		EN EL JIG			
SULFURO	PRIMARIO				
ENSAYO	E74971				
AMPLITUD	POSICION 1	174 RPM		REMOLIENDA	25 MINUTOS
	PESO GR	% PESO	LEY (PPM)	FINOS (PPM)	% RECUPERACION
CONCENTRADO	184.60	18.46	230	42.46	73.27
RELAVE	815.40	81.54	19	15.49	26.73
ALIMENTACION	1000	100	57.95	57.95	100

• FINOS LEY PONDERADA

CONCENTRACION		EN EL JIG			
SULFURO	PRIMARIO				
ENSAYO	E74972				
AMPLITUD	POSICION 4	160 RPM		REMOLIENDA	25 MINUTOS
	PESO GR	% PESO	LEY (PPM)	FINOS (PPM)	% RECUPERACION
CONCENTRADO	175.30	17.53	240	42.07	69.87
RELAVE	824.70	82.47	22	18.14	30.13
ALIMENTACION	1000	100	60.22	60.22	100

• FINOS LEY PONDERADA

CONCENTRACION	FOR MEDIO DEL	ESPIRAL
---------------	---------------	---------

SULFURO	PRIMARIO	OXIDADOS			
ENSAYO	E75018				
REMOLIENDA	15 MINUTOS	CAUDAL	10 L.T/MINUTOS		
	PESO (GR)	% PESO	LEY (PPM)	FINOS (PPM)	% EXTRACCION
CONCENTRADO	1780.70	33.92	200	68	95.96
MIXTOS	1528.10	29.11	6	2	2.47
CONC+ MIXT	3308.80	63.02	110	70	98.43
RELAVES	1941.20	36.98	3	1	1.57
ALIMENTACION	5250.00	100.00	71	71	100.00

* FINOS LEY PONDERADA

TABLA # 5

CONCENTRACION POR MEDIO DEL		ESPIRAL	
SULFURO	PRIMARIO		
ENSAYO	E75078		
REMOLIENDA	15 MINUTOS	CAUDAL	10 LT/MINUTO
	PESO (GR)	% PESO	LEY (PPM)
CONCENTRADO	2005.30	38.20	113
MIXTOS	2071.80	39.46	20
CONCE + MIXT	4077.10	77.66	66
RELAVE	1172.90	22.34	65
ALIMENTACION	5250.00	100.00	66
			FINOS (PPM)
			43
			8
			51
			15
			66
			% EXTRACCION
			65.82
			12.04
			77.86
			22.14
			100.00

* FINOS LEY PONDERADA

CONCENTRACION POR MEDIO DEL ESPIRAL

ARENA	15 MINUTOS		CAUDAL		10 LT/MINUTO		% EXTRACCION	
ENSAYO	E75045	PESO (GR)	% PESO	LEY (PPM)	FINOS (PPM)			
REMOLIENDA		1566.20	28.27	135	38			75.94
CONCENTRADO		2797.40	50.49	21	11			21.10
MIXTOS		4363.60	78.77	62	49			97.04
CONC+ MIXT		1176.40	21.23	7	1			2.96
RELAVES		5540.00	100.00	50	50			100.00

* FINOS LEY PONDERADA

TABLA # 7
RESULTADOS DE LAS PRUEBAS EN MESA WIFFLEY

SULFURO	PRIMARIO
OXIDADOS	
MUESTRA	ENSAYO
542	E75009
CONCENTRACION	
MESA 8 GRADOS	
	PESOS GR
CONCENTRADO	4.95
MIXTOS	43.50
RELAVES	951.56
ALIMENTACION	1000.00

SULFURO	PRIMARIO
OXIDADOS	
MUESTRA	ENSAYO
542	E75010
CONCENTRACION	
MESA 6 GRADOS	
	PESOS GR
CONCENTRADO	37.90
MIXTOS	126.98
RELAVES	835.13
ALIMENTACION	1000.00

ARENAS	
MUESTRA	ENSAYO
543	E75041
CONCENTRACION	
MESA 8 GRADOS	
	PESOS GR
CONCENTRADO	0.33
MIXTOS	19.83
RELAVES	979.30
ALIMENTACION	1000.00

ARENAS	
MUESTRA	ENSAYO
543	E75042
CONCENTRACION	
MESA 6 GRADOS	
	PESOS GR
CONCENTRADO	7.09
MIXTOS	145.51
RELAVES	847.41
ALIMENTACION	1000.00

SULFURO	PRIMARIO
MUESTRA	ENSAYO
541	E74969
CONCENTRACION	
MESA 6 GRADOS	
	PESOS GR
CONCENTRADO	50.41
MIXTOS	167.50
RELAVES	782.09
ALIMENTACION	1000.00

SULFURO	PRIMARIO
MUESTRA	ENSAYO
541	E74970
CONCENTRACION	
MESA 8 GRADOS	
	PESOS GR
CONCENTRADO	0.54
MIXTOS	7.14
RELAVES	992.33
ALIMENTACION	1000.00

TABLA # 8
 RESULTADOS DEL ENSAYO EN MESA

SULFURO	PRIMARIO				
CALCULOS	DE MESA	6 GRADOS			
ENSAYO	E74969				
	PESO GR	% EN PESO	LEY (ppm)	FINOS (ppm)	% EXTRACCION
CONCENTRADO	50.41	5.04	352	17.74	28.53
MIXTOS	167.50	16.75	186	31.16	50.09
CONC + MIXT	217.91	21.79	224	48.90	78.62
RELAVES	782.09	78.21	17	13.30	21.38
ALIMENTACION	1000.00			62.19	100.00

* FINOS = LEY PONDERADA

SULFURO	PRIMARIO				
CALCULOS	DE MESA	8 GRADOS			
ENSAYO	E74970				
	PESO GR	% EN PESO	LEY (ppm)	FINOS (ppm)	% EXTRACCION
CONCENTRADO	0.54	0.05	1708	0.91	1.37
MIXTOS	7.14	0.71	1423	10.16	15.24
CONC + MIXT	7.67	0.77	1443	11.07	16.61
RELAVES	992.33	99.23	56	55.57	83.39
ALIMENTACION	1000.00			66.64	100.00

* FINOS = LEY PONDERADA

TABLA # 9

RESULTADOS DEL ENSAYO EN MESA

SULFURO	PRIMARIO	OXIDADOS			
CALCULOS	DE MESA	8 GRADOS			
ENSAYO	E75009				
	PESO GR	% EN PESO	LEY (ppm)	FINOS (ppm)	% EXTRACCION
CONCENTRADO	4.95	0.49	781	3.86	7.93
MIXTOS	43.50	4.35	485	21.10	43.28
CONC + MIXT	48.45	4.84	515	24.96	51.20
RELAVES	951.56	95.16	25	23.79	48.80
ALIMENTACION	1000.00			48.75	100.00

* FINOS = LEY PONDERADA

SULFURO	PRIMARIO	OXIDADOS			
CALCULOS	DE MESA	6 GRADOS			
ENSAYO	E75010				
	PESO GR	% EN PESO	LEY (ppm)	FINOS (ppm)	% EXTRACCION
CONCENTRADO	37.90	3.79	356	13.49	23.57
MIXTOS	126.98	12.70	259	32.89	57.46
CONC + MIXT	164.87	16.49	281	46.38	81.03
RELAVES	835.13	83.51	13	10.86	18.97
ALIMENTACION	1000.00			57.24	100.00

* FINOS = LEY PONDERADA

TABLA # 10
 RESULTADOS DEL ENSAYO EN MESA

ARENAS					
CALCULOS	DEMESA	8 GRADOS			
ENSAYO	E75041				
	PESO GR	% EN PESO	LEY (ppm)	FINOS (ppm)	% EXTRACCION
CONCENTRADO	0.88	0.09	682	0.60	1.14
MIXTOS	19.83	1.98	394	7.81	14.89
CONC + MIXT	20.70	2.07	406	8.41	16.03
RELAVES	979.30	97.93	45	44.07	83.97
ALIMENTACION	1000.00			52.48	100.00

• FINOS = LEY PONDERADA

ARENAS					
CALCULOS	DEMESA	6 GRADOS			
ENSAYO	E75042				
	PESO GR	% EN PESO	LEY (ppm)	FINOS (ppm)	% EXTRACCION
CONCENTRADO	7.09	0.71	200	142	247
MIXTOS	145.51	14.55	125	18.19	31.64
CONC + MIXT	152.59	15.26	128	19.61	34.11
RELAVES	847.41	84.74	45	37.87	65.89
ALIMENTACION	1000.00			57.48	100.00

• FINOS = LEY PONDERADA

CALCULO	GRANULO	METRICO
---------	---------	---------

M541	ENSAYO	E74977			
MOLIENDA		0'			
SULFURO	PRIMARIO				
MALLA	PESO	% PESO	RETENIDO	% PESO	RETENIDO
#	RETENIDO	RETENIDO	ACUMULADO	ACUMULADO	
12	40.00	16.40		16.40	
20	68.00	27.88		44.27	
32	47.50	19.47		63.75	
48	29.20	11.97		75.72	
65	13.70	5.62		81.33	
100	11.50	4.71		86.05	
150	8.49	3.48		89.52	
200	6.37	2.61		92.13	
270	5.96	2.44		94.58	
400	3.23	1.32		95.90	
LAMAS	10.00	4.10		100.00	
TOTAL	243.94				

CALCULO	GRANULO	METRICO
---------	---------	---------

M541	ENSAYO	E74961			
MOLIENDA		15'			
SULFURO	PRIMARIO				
MALLA	PESO	% PESO	RETENIDO	% PESO	RETENIDO
#	RETENIDO	RETENIDO	ACUMULADO	ACUMULADO	
12	3.85	1.56		1.56	
20	5.38	2.19		3.75	
32	2.14	0.87		4.62	
48	5.83	2.37		6.99	
65	14.30	5.82		12.81	
100	31.10	12.65		25.46	
150	36.30	14.76		40.22	
200	37.20	15.13		55.35	
270	25.90	10.53		65.88	
400	17.60	7.16		73.04	
LAMAS	66.30	26.96		100.00	
TOTAL	245.90				

TABLA # 12

CALCULO	GRANULO	METRICO
---------	---------	---------

CALCULO	GRANULO	METRICO
---------	---------	---------

M541			
ENSAYO	E74962		
MOLIENDA	25'		
SULFURO	PRIMARIO		
MALLA	PESO	% PESO	% PESO
#	RETENIDO	RETENIDO	ACUMULADO
12	1.20	0.49	0.49
20	1.00	0.41	0.89
32	0.19	0.08	0.97
48	0.49	0.20	1.16
65	1.82	0.74	1.90
100	8.60	3.49	5.39
150	23.50	9.54	14.94
200	53.20	21.60	36.54
270	35.60	14.45	50.99
400	22.00	8.93	59.92
LAMAS	98.70	40.08	100.00
TOTAL	246.28		

M541			
ENSAYO	E74964		
MOLIENDA	30'		
SULFURO	PRIMARIO		
MALLA	PESO	% PESO	% PESO
#	RETENIDO	RETENIDO	ACUMULADO
12	1.13	0.46	0.46
20	0.92	0.37	0.83
32	0.23	0.09	0.92
48	0.40	0.16	1.08
65	1.10	0.45	1.53
100	5.66	2.29	3.82
150	19.84	8.03	11.85
200	45.57	18.45	30.30
270	43.20	17.48	47.78
400	20.47	8.29	56.07
LAMAS	108.54	43.93	100.00
TOTAL	247.05		

CALCULO	GRANULO	METRICO
---------	---------	---------

M542		E75017		OXIDADOS		% PESO ACUMULADO	
ENSAYO	GRANULO	PESO	% PESO	RETENIDO	RETENIDO	RETENIDO	RETENIDO
MOLIENDA							
	PRIMARIO	35.50	14.28				14.28
		72.40	29.13				43.42
		48.10	19.35				62.77
		30.00	12.07				74.84
		12.40	4.99				79.83
		11.10	4.47				84.30
		8.08	3.25				87.55
		6.16	2.48				90.03
		5.15	2.07				92.10
		3.64	1.46				93.56
LAMAS		16.00	6.44				100.00
TOTAL		248.53					

M542		E75002		OXIDADOS		% PESO ACUMULADO	
ENSAYO	GRANULO	PESO	% PESO	RETENIDO	RETENIDO	RETENIDO	RETENIDO
MOLIENDA							
	PRIMARIO	1.79	0.76				0.76
		2.93	1.24				2.00
		0.90	0.38				2.38
		4.19	1.77				4.15
		9.83	4.16				8.31
		25.00	10.57				18.88
		35.80	15.14				34.02
		37.40	15.82				49.84
		27.30	11.55				61.39
		16.80	7.11				68.49
LAMAS		74.50	31.51				100.00
TOTAL		236.44					

CALCULO	GRANULO	METRICO
---------	---------	---------

M542			
ENSAYO	E75001		
MOLIENDA	25'		
SULFURO	PRIMARIO	OXIDADOS	
MALLA	PESO	% PESO	% PESO
#	RETENIDO	RETENIDO	ACUMULADO
12	0	0	0
20	0	0	0
32	1.27	0.52	0.52
48	0.47	0.19	0.71
65	1.36	0.55	1.26
100	5.55	2.27	3.53
150	19.50	7.97	11.50
200	45.90	18.75	30.25
270	37.50	15.32	45.57
400	20.85	8.52	54.08
LAMAS	112.40	45.92	100.00
TOTAL	244.79		

CALCULO	GRANULO	METRICO
---------	---------	---------

M542			
ENSAYO	E75004		
MOLIENDA	30'		
SULFURO	PRIMARIO	OXIDADOS	
MALLA	PESO	% PESO	% PESO
#	RETENIDO	RETENIDO	ACUMULADO
12	0	0	0
20	0.72	0.29	0.29
32	0.04	0.02	0.31
48	0.16	0.06	0.37
65	0.55	0.22	0.60
100	2.99	1.22	1.81
150	13.40	5.45	7.26
200	35.28	14.35	21.61
270	40.85	16.61	38.22
400	23.50	9.56	47.78
LAMAS	128.40	52.22	100.00
TOTAL	245.89		

CALCULO	GRANULO	METRICO
---------	---------	---------

M543			
ARENAS			
ENSAYO	E75033		
MOLIENDA	0'		
MAILLA	PESO	% PESO	% PESO
#	RETENIDO	RETENIDO	ACUMULADO
12	0	0	0
20	0	0	0
32	0	0	0
48	2.33	0.94	0.94
65	8.85	3.58	4.52
100	29.60	11.99	16.51
150	45.80	18.54	35.05
200	51.30	20.77	55.83
270	39.50	15.99	71.82
400	18.10	7.33	79.15
LAMAS	51.50	20.85	100.00
TOTAL	246.98		

CALCULO	GRANULO	METRICO
---------	---------	---------

M543			
ARENAS			
ENSAYO	E75004		
MOLIENDA	15'		
MAILLA	PESO	% PESO	% PESO
#	RETENIDO	RETENIDO	ACUMULADO
12	0	0	0
20	0	0	0
32	0	0	0
48	0	0	0
65	0.75	0.30	0.30
100	3.47	1.41	1.72
150	17.50	7.12	8.84
200	92.30	37.56	46.40
270	26.70	10.87	57.27
400	16.00	6.51	63.78
LAMAS	89.00	36.22	100.00
TOTAL	245.71		

TABLA # 16

CALCULO	GRANULO	METRICO
M543		
ARENAS		
ENSAYO	E75035	
MOLIENDA	25'	
MALLA	PESO	% PESO
#	RETENIDO	RETENIDO
12	0	0
20	0	0
32	0	0
48	0	0
65	0	0
100	0.42	0.17
150	5.06	2.05
200	59.19	24.03
270	22.27	9.04
400	22.98	9.33
LAMAS	136.41	55.38
TOTAL	246.33	100.00
		% PESO ACUMULADO
		0
		0
		0
		0
		0
		0
		0.17
		2.22
		26.25
		35.29
		44.62
		100.00

LIXIVIACION CON CIANURO

CIANURACION		DOS		ARENA		SOLLIQ		MOLIENDA							
ENSAYO		PESO		SOLLIQ		NaCN		MOLIENDA							
E75037		500 GR		0.33		LIBRE		15'							
MUESTRA						400 mg/l									
543															
LEY CABEZA		LEY RELAVE		LEY											
513		273		CALCULADA											
GR/TON		GR/TON		47.55											
				AgNO ₃		NaCN		CaO		Au		Au		Au	
HORA	DURACION	MUESTRA	pH	pH	ml	RESIDUAL	DOSIFICADO	DOSIFICADO	ENC _g	ENC _g	ENC _g	%	TIEMPO		
	HORA		ANT	DES		mg/l	mg	mg	20 ml	LT	MUESTRA	EXTRA	HORAS		
9H20	1	LAVADO 1	7.5	10				339							
11H07	1	LAVADO 2	9	10				140							
12H20			9	10.8			600	200							
13H20	1	1	10.3	10.4	2.65	285	210		303	2525	3787.5	15.93	1		
15H20	2	2	10.4	10.5	2.45	245	250	34	85	4250	6375	26.81	3		
18H20	3	3	10.4	10.5	3.4	340	110	42	95	4750	7125	29.97	6		
22H20	4	4	10.4	10.5	3.2	320	150	143	100	5000	7500	31.55	10		
7H20	9	5	10	10.5	2.25	225	270	134	130	6500	9750	41.01	19		
12H20	5	6	10.6		2.9	290			135	6750	10125	42.59	24		
											13650	57.41			
											23775				

ANT
DES

ANTES
DESPUES

LEXIVACION CON CIANURO

CIANURACION TRES		ARENA		MOLIENDA										
ENSAYO	PESO	SOL/LIQ	NaCN	LIBRE	LIBRE									
E75043	500 GR	0.33	400 mg/l	15'										
MUESTRA	LEY		LEY											
343			CALCULADA											
LEY CABEZA	LEY RELAVE	303												
515	25	AgNO ₃		NaCN	NaCN	CaO	Au	Au	Au					
GR/TON	GR/TON	RESIDUAL	DOSIFICADO	DOSIFICADO	EN U _g	EN U _g	EN U _g	%	TIEMPO					
HORA	DURACION	MUESTRA	pH	pH	ml	mg/l	mg	mg	20 ml	LT	MUESTRA	EXTRA	HORAS	
HORA			ANT	DES										
15H55	1	LAVADO 1	7.4	10				330						
17H00	1	LAVADO 2	9.05	10				163						
18H10			9.3	10.6		600	47							
19H10	1	1	10.5	10.4	2.4	240	240		25.5	1275	1912.5	7.57	1	
21H10	2	2	10.4	10.65	2.2	220	270	70	80	4000	6000	23.76	3	
24H10	3	3	10.4	10.5	2.6	260	210	197	100	5000	7500	29.70	6	
7H10	7	4	10.4	10.5	1.2	120	435	116	130	6000	9000	35.64	13	
12H10	5	5	10.5	10.5	2.85	285	178	81	200	10000	15000	59.41	18	
18H10	6	6	10.5		1.4	140			170	8500	12750	50.50	24	
							1933	1004			12500	49.50		
											25250			

ANT ANTES
DES DESPUES

LIXIVIACION CON CIANURO

CIANURACION		SEIS		SULFURO		PRIMARIO	OXIDADOS						
ENSAYO		PESO		SOL/LIQ		NaCN	MOLIENDA						
E75015		500 GR		0.33		LIBRE	15'						
MUESTRA						300 mg/l							
542													
LEY CABEZA		LEY RELAVE		LEY									
67.1		39		CALCULADA									
GR/TON		GR/TON		65.25									
				AgNO ₃		NaCN	NaCN	CaO	Au	Au	Au	%	TIEMPO
HORA	DURACION	MUESTRA	pH	pH	ml	RESIDUAL	DOSIFICADO	DOSIFICADO	EN O _g	EN O _g	EN O _g	%	TIEMPO
	HORA		ANT	DES		mg/l	mg	mg	20 ml	LT	MUESTRA	EXTRA	HORAS
9H00	1	LAVADO 1	6.3	10				1022					
10H05	1	LAVADO 2	9.4	10				203					
11H30			9.1	10			500	208					
12H30	1	1	9.9	10.2	0.95	95	310	324	36	1800	2700	8.28	1
14H42	2	2	10.2	10.6	1.1	110	300	150	51	2550	3825	11.72	3
18H54	4	3	10.5	10.6	0.9	90	320	260	62	3100	4650	14.25	7
23H54	5	4	10.6	10.6	1.25	125	305	415	128	6400	9600	29.43	12
11H54	12	5	10.5		1	100			175	8750	13125	40.23	24
							1735	2582			19500	59.77	
											32625		

ANT
DES

ANTES
DESPUES

FLOTACION	NUMERO	CINCO
-----------	--------	-------

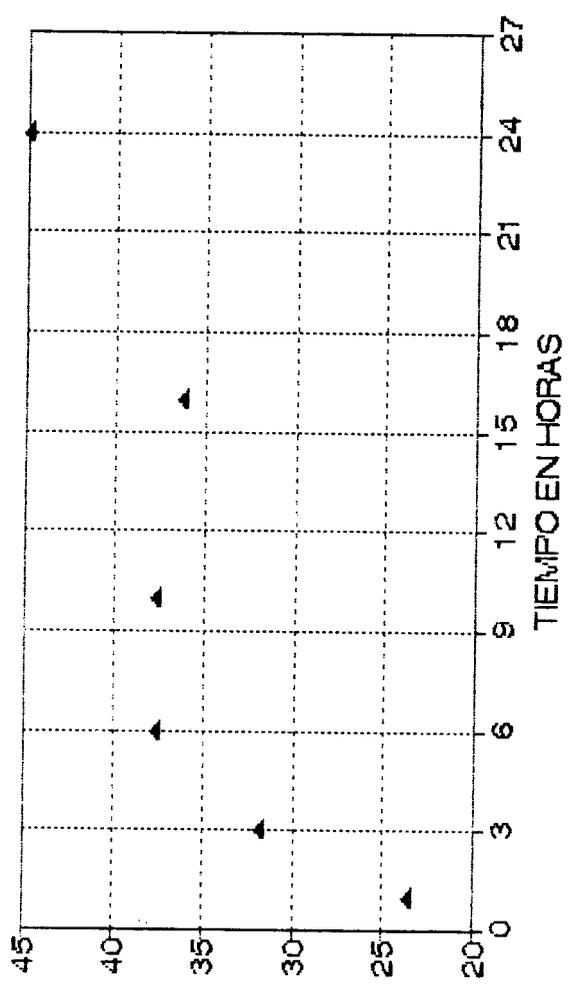
ARENAS

MUESTRA 543	ENSAYO	E5044
PESO DE LA MUESTRA	DEL RELAVE	DEL CONCENTRADO
700 GR	5052 GR	192.6 GR
CONSUMO DE CAL	0516 GR	

	TIEMPO	SOLIDOS	pH	REACTIVO	EN	CABEZA	CAL (GR)
	MINUTO	%		NaEX	238	FLOTOL B	AGREGADA
MOLIENDA	0'	50	7.7				0.419
ACONDICIONAMIENTO	10'	34.53	9.5	40	60	80	
FLOTACION A	1'19"	34.53	9.5				0.061
ACONDICIONAMIENTO	10'	34.53	9.5	30	40	60	
FLOTACION B	1'37"	34.53	9.5				0.036
ACONDICIONAMIENTO	10'	34.53	9.5	20	30	40	
FLOTACION C	1'30"	34.53	9.5				
ACONDICIONAMINETO	10'	34.53	9.5	10	20	20	
FLOTACION D	2'	34.53	9.5				

0.516

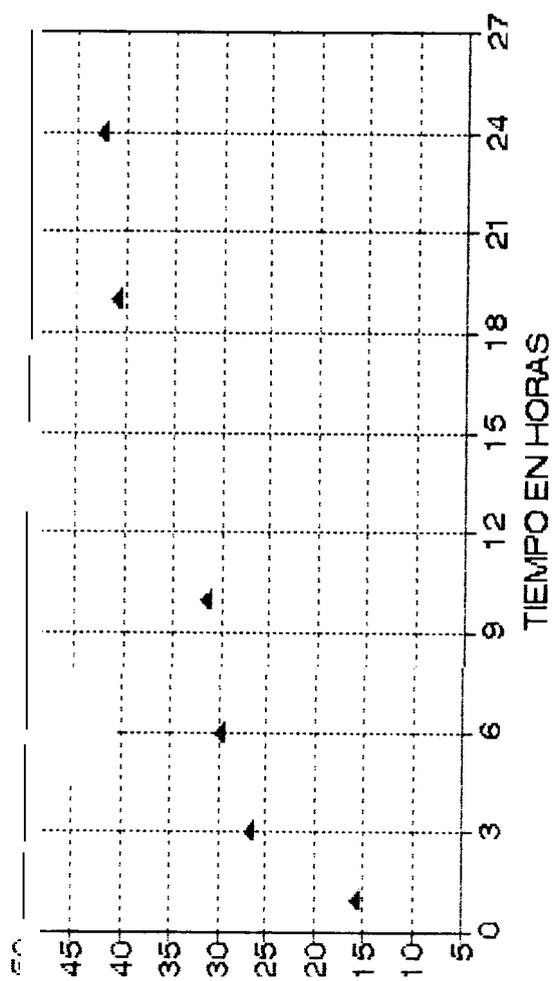
GRAFICO # 1
TABLA # 17



▲ E75034

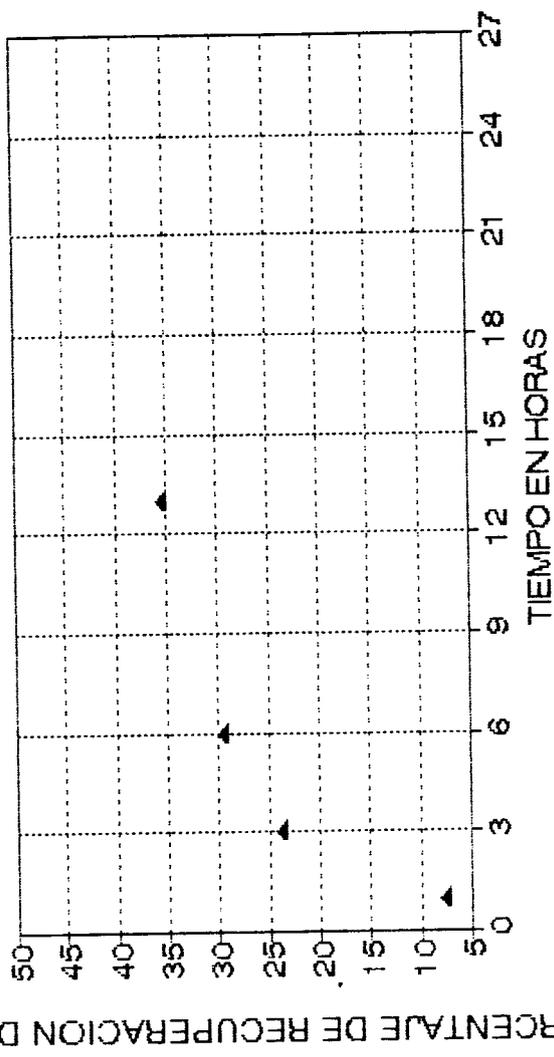
GRAFICO # 2

TABLA # 18



▲ E75037

GRAFICO # 3
TABLA # 19



▲ E75043

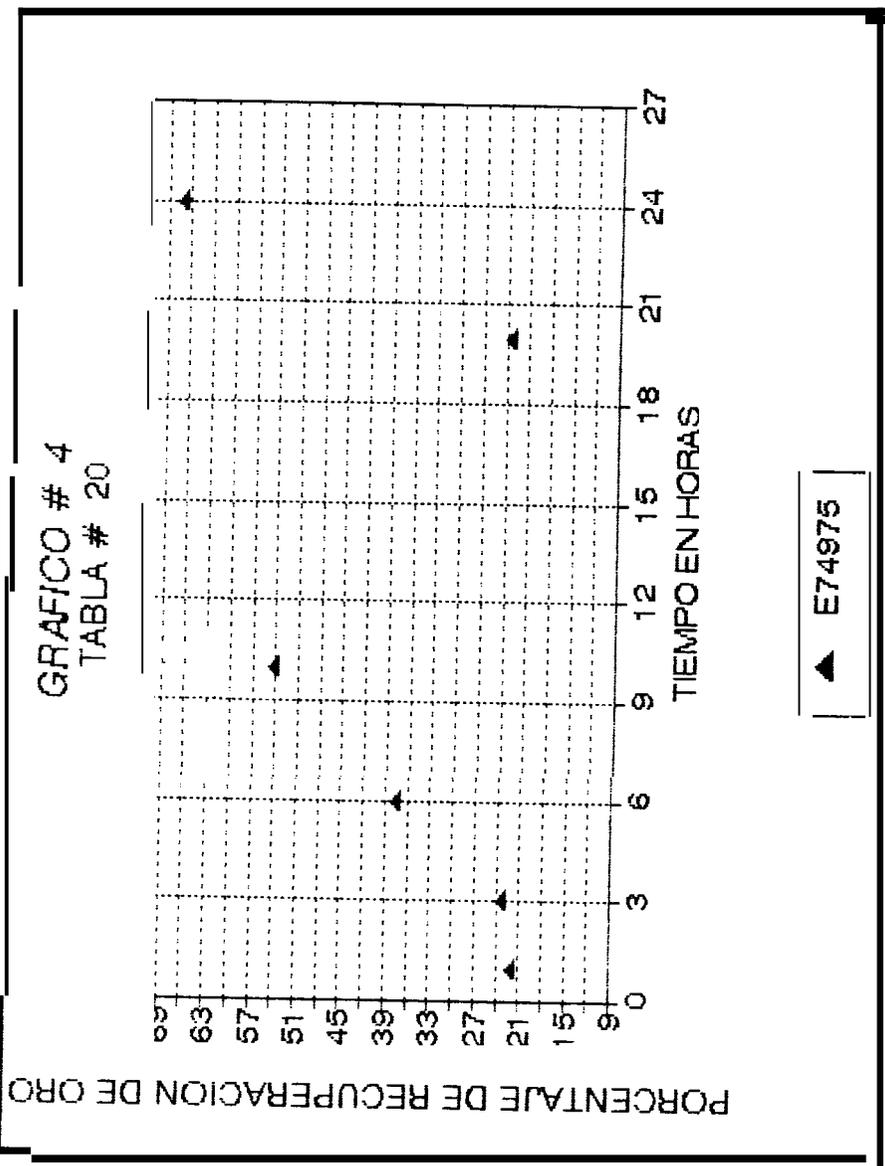
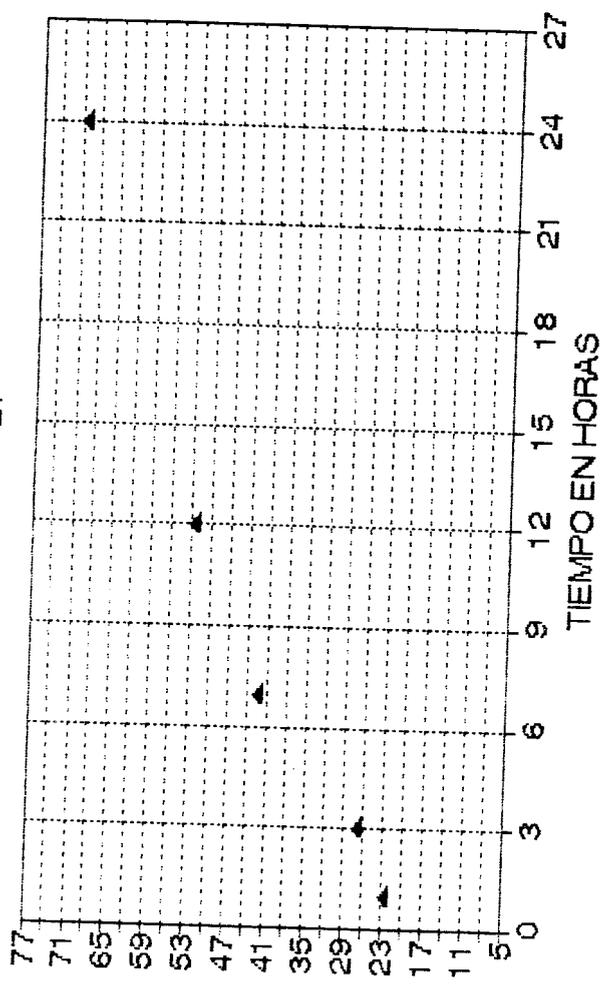


GRAFICO # 5
TABLA # 21

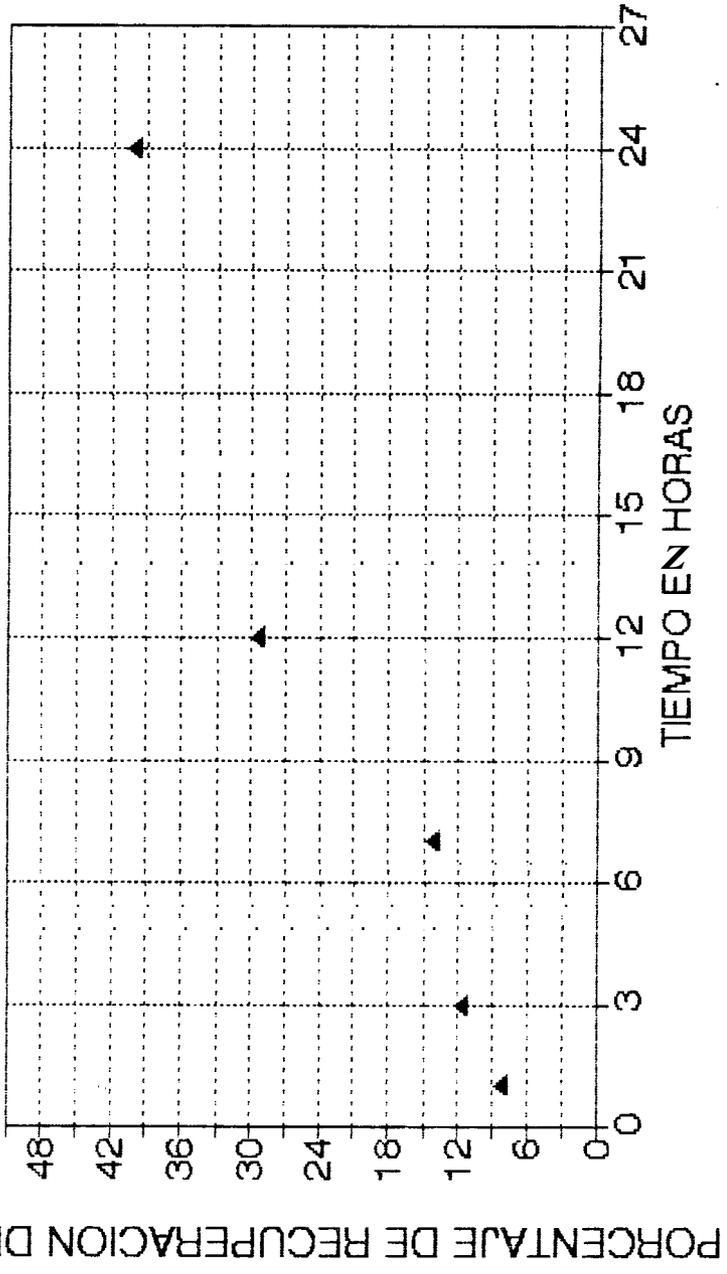


▲ E74976

PORCENTAJE DE RECUPERACION DE ORO

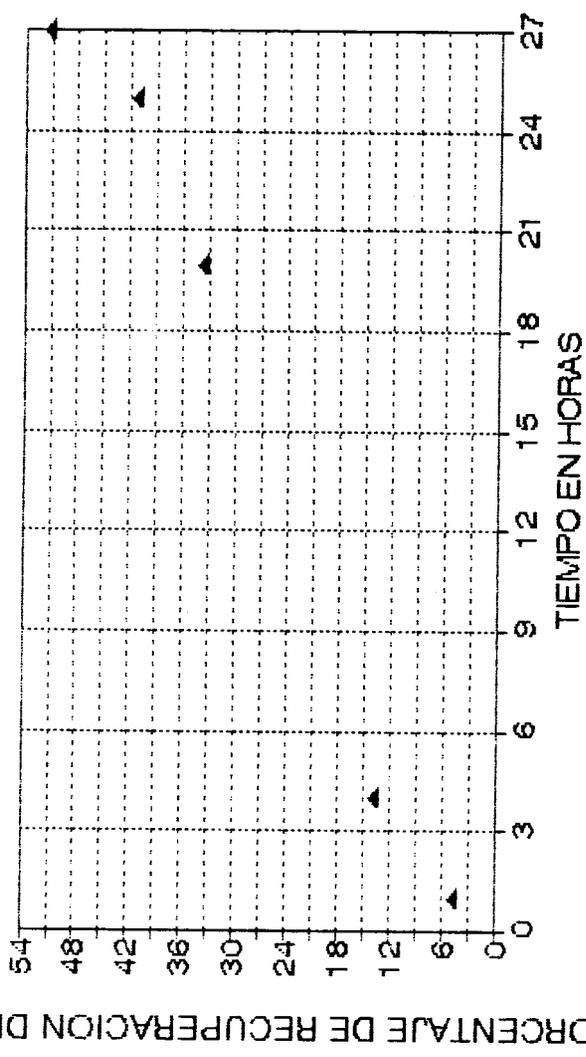
TIEMPO EN HORAS

GRAFICO # 6
TABLA # 22



▲ E75015

GRAFICO # 7
TABLA # 23



▲ E75016

TABLA

25

FLOTACION	NUMERO	DOS
-----------	--------	-----

SULFURO	PRIMARIO	OXIDADOS
---------	----------	----------

MUESTRA 542	ENSAYO	E75013
PESO DE LA MUESTRA	DEL RELAVE	DEL CONCENTRADO
750 GR	491.5 GR	256 GR
CONSUMO DE CAL	1.246 GR	

	TIEMPO	SOLIDOS	pH	REACTIVO	EN	CABEZA
	MINUTO	%		NaEX	238	FLOTOL B
MOLIENDA	25'	50	7.7			
ACONDICIONAMIENTO	5'	33.33	9.5	40	60	80
FLOTACION A	2'42"	33.33	9.5			
ACONDICIONAMIENTO	5'	33.33	9.5	30	40	60
FLOTACION B	5'20"	33.33	9.5			
ACONDICIONAMIENTO	5'	33.33	9.5	20	30	40
FLOTACION C	1'55"	33.33	9.5			
ACONDICIONAMINETO	5'	33.33	9.5	10	20	20
FLOTACION D	51"	33.33	9.5			

FLOTACION	NUMERO	DOS
-----------	--------	-----

SULFURO	PRIMARIO	OXIDADOS
---------	----------	----------

ENSAYO	E75013		VELOCIDAD				
GASTO DE CAL	1.246 GR		1500 RPM				
	PESO	%	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
RESULTADOS	GRAMOS	PESO	PPM	PPM	PPM	PPM	PPM
CONCENTRADO	256.00	34.25	140	0	20525	732	700
COLAS	491.50	65.75	30	0	879	812	355
ALIMENTACION	747.50	100.00	67.67	0	7607.26	784.60	473.15

	CALCULO DE LA LEY DE ALIMENTACION (PPM)				
	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
CONCENTRADO	36		52544	1874	1792
COLAS	15		4320	3991	1745
ALIMENTACION	67.67		7607.26	784.60	473.15

	CALCULO DE LA RECUPERACION EN %				
	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
CONCENTRADO	70.85	0	92.40	31.95	50.67
COLAS	29.15	0	7.60	68.05	49.33
ALIMENTACION	100.00	0	100.00	100.00	100.00

TABLA # 24

FLOTACION	NUMERO	UNO
-----------	--------	-----

SULFURO	PRIMARIO
---------	----------

MUESTRA 541	ENSAYO	E74973
PESO DE LA MUESTRA	DEL RELAVE	DEL CONCENTRADO
750 GR	486 GR	263.8 GR
CONSUMO DE CAL	0.695 GR	

	TIEMPO	SOLIDOS	pH	REACTIVO	EN	CABEZA
	MINUTO	%		NaEX	238	FLOTOL B
MOLIENDA	25'	50	7.7			
ACONDICIONAMIENTO	5'	33.33	9.5	40	60	80
FLOTACION A	8'	33.33	9.5			
ACONDICIONAMIENTO	5'	33.33	9.5	30	40	60
FLOTACION B	5'59'	33.33	9.5			
ACONDICIONAMIENTO	5'	33.33	9.5	20	30	40
FLOTACION C	2'50'	33.33	9.5			
ACONDICIONAMINETO	5'	33.33	9.5	10	20	20
FLOTACION D	1'50'	33.33	9.5			

FLOTACION	NUMERO	UNO
-----------	--------	-----

SULFURO	PRIMARIO
---------	----------

ENSAYO	E74973					
GASTO DE CAL	0.695 GR					
	PESO	%	Au	Ag	Cu	Zn
RESULTADOS	GRAMOS	PESO	PPM	PPM	PPM	PPM
CONCENTRADO	263.80	35.18	132	0	15400	6200
COLAS	486.00	64.82	2	0	243	151
ALIMENTACION	749.80	100.00	47.74	0	5575.64	2279.20

CALCULO DE LA LEY DE ALIMENTACION (PPM)

	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
CONCENTRADO	35	0	40625	4643	16356
COLAS	1	0	1181	2226	734
ALIMENTACION	47.74	0	5575.64	916.08	2279.20

CALCULO DE LA RECUPERACION EN %

	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
CONCENTRADO	97.28	0	97.18	67.59	95.31
COLAS	2.72	0	2.82	32.41	4.29
ALIMENTACION	100.00	0	100.00	100.00	100.00

FLOTACION	NUMERO	CUATRO
-----------	--------	--------

SULFURO	PRIMARIO
---------	----------

MUESTRA 541	ENSAYO	E74974
PESO DE LA MUESTRA	DEL RELAVE	DEL CONCENTRADO
750 GR	530 GR	2165 GR
CONSUMO DE CAL	0.634 GR	

	TIEMPO	SOLIDOS	pH	REACTIVO	EN	CABEZA	CAL (GR)
	MINUTO	%		NaEX	238	FLOTOL B	AGREGADA
MOLIENDA	25'	50	7.7				0.333
ACONDICIONAMIENTO	10'	33.33	9.5	40	60	80	
FLOTACION A	133'	33.33	9.5				0.149
ACONDICIONAMIENTO	10'	33.33	9.5	30	40	60	
FLOTACION B	140'	33.33	9.5				0.046
ACONDICIONAMIENTO	10'	33.33	9.5	20	30	40	
FLOTACION C	109'	33.33	9.5				0.056
ACONDICIONAMIENTO	10'	33.33	9.5	10	20	20	
FLOTACION D	146'	33.33	9.5				

0.634

FLOTACION	NUMERO	TRES
-----------	--------	------

SULFURO	PRIMARIO	OXIDADOS
---------	----------	----------

ENSAYO	E75014							
CASTO DE CAL	1808 GR							
	PESO	%	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Ni
RESULTADOS	GRAMOS	PESO	PPM	PPM	PPM	PPM	PPM	PPM
CONCENTRADO	280.00	37.53	84	87	2008	732	660	73
COLAS	466.00	62.47	27	18	850	698	368	84
ALIMENTACION	746.00	100.00	48.39	43.90	8115.74	710.76	477.60	79.87

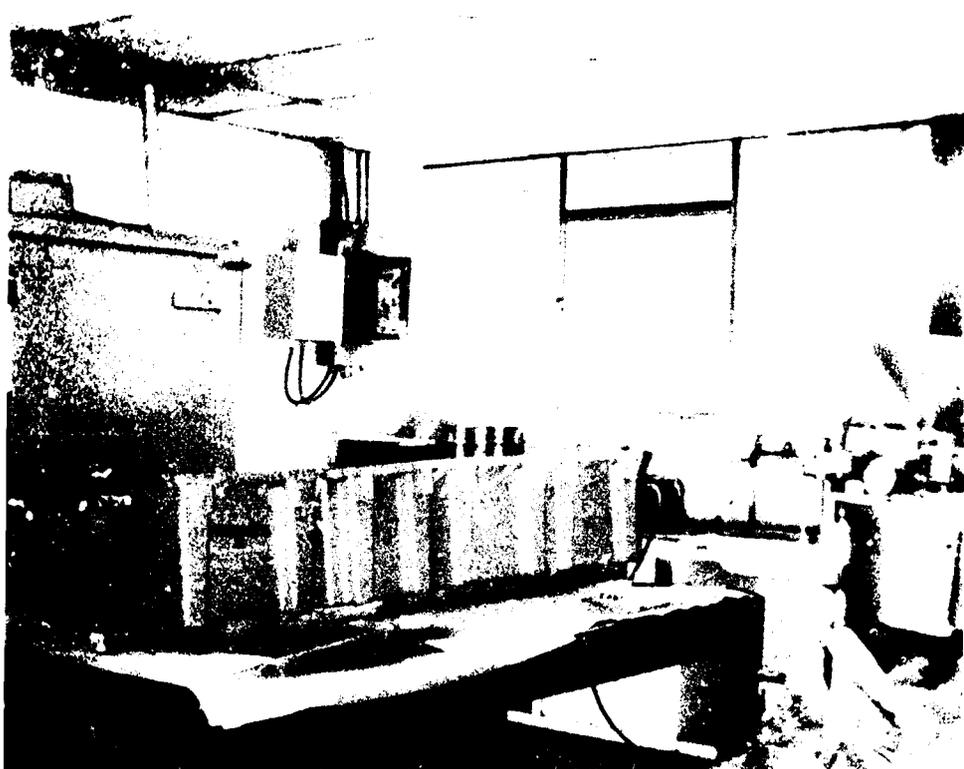
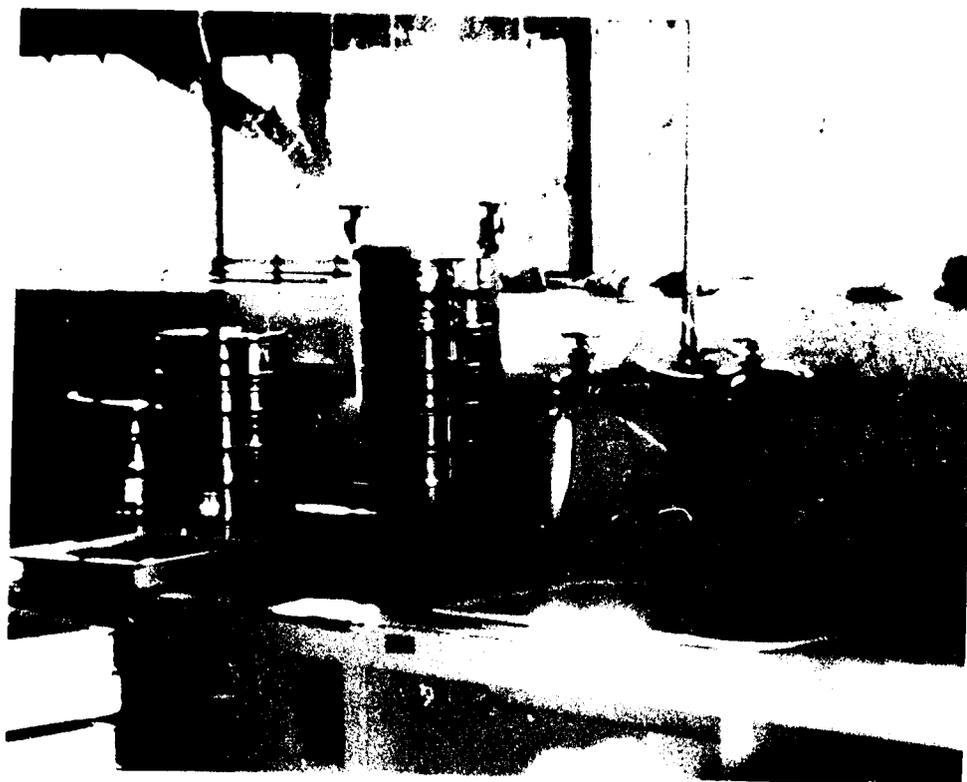
CALCULO DE LA LEY DE ALIMENTACION (PPM)

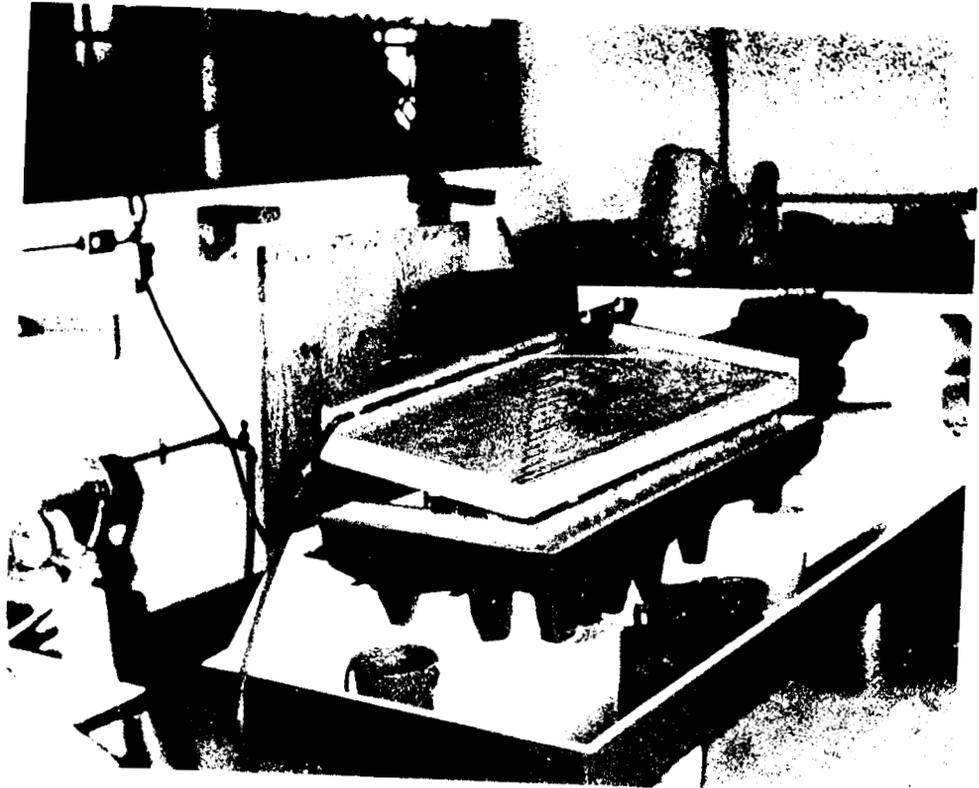
	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Ni
CONCENTRADO	24	24	5682	2050	1848	204
COLAS	13	8	3961	3253	1715	391
ALIMENTACION	48.39	43.90	8115.74	710.76	477.60	79.87

CALCULO DE LA RECUPERACION EN %

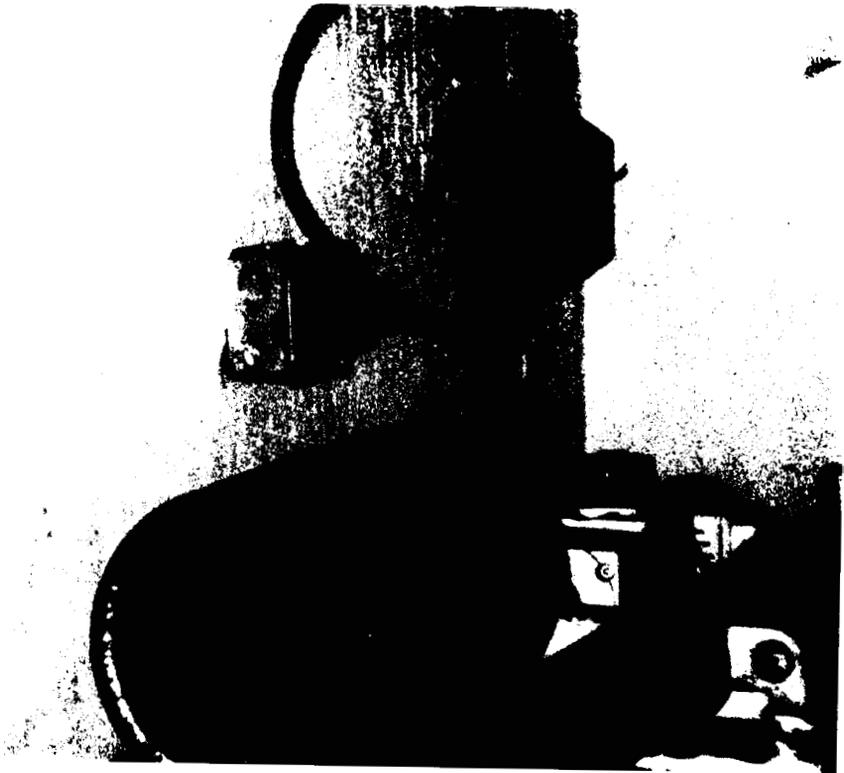
	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Ni
CONCENTRADO	65.15	74.39	93.46	38.66	51.87	34.30
COLAS	34.25	25.61	6.54	61.34	48.13	65.70
ALIMENTACION	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00







MBSA WIFFLEY.



PHOTOGRAPH OF
MBSA WIFFLEY.

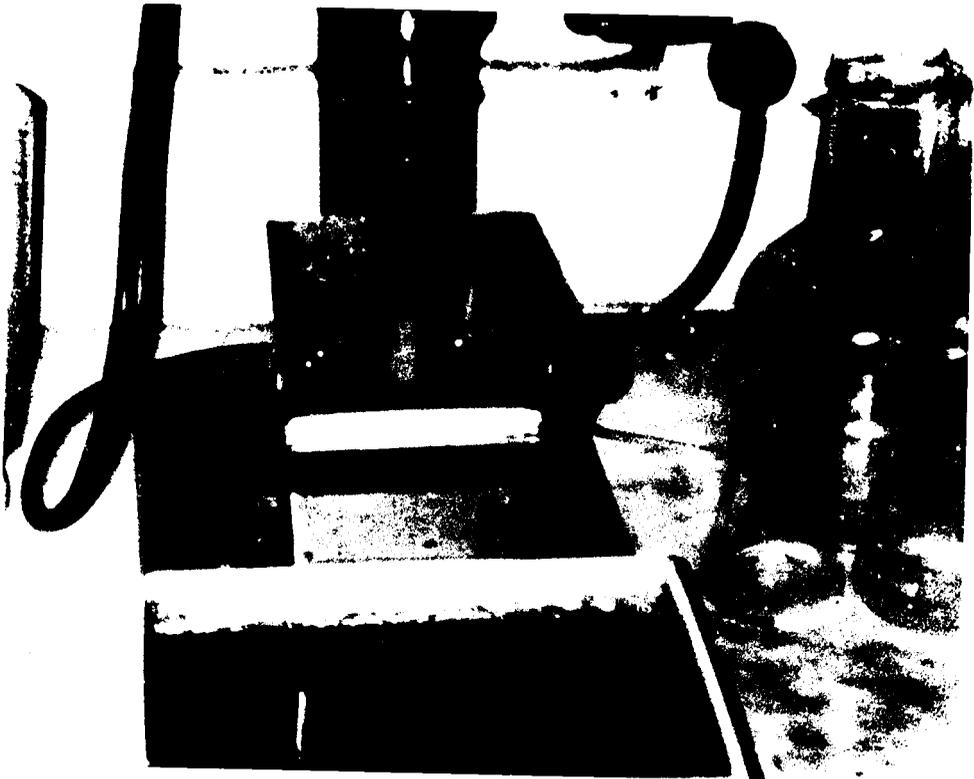


Figure 1. The person in the photograph.

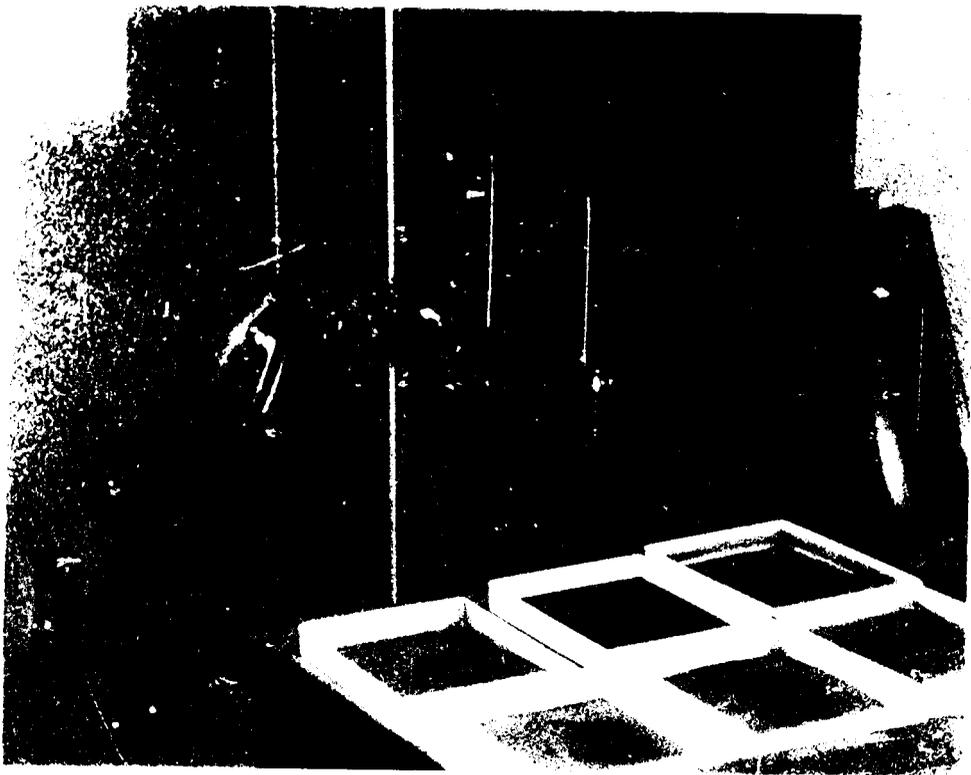
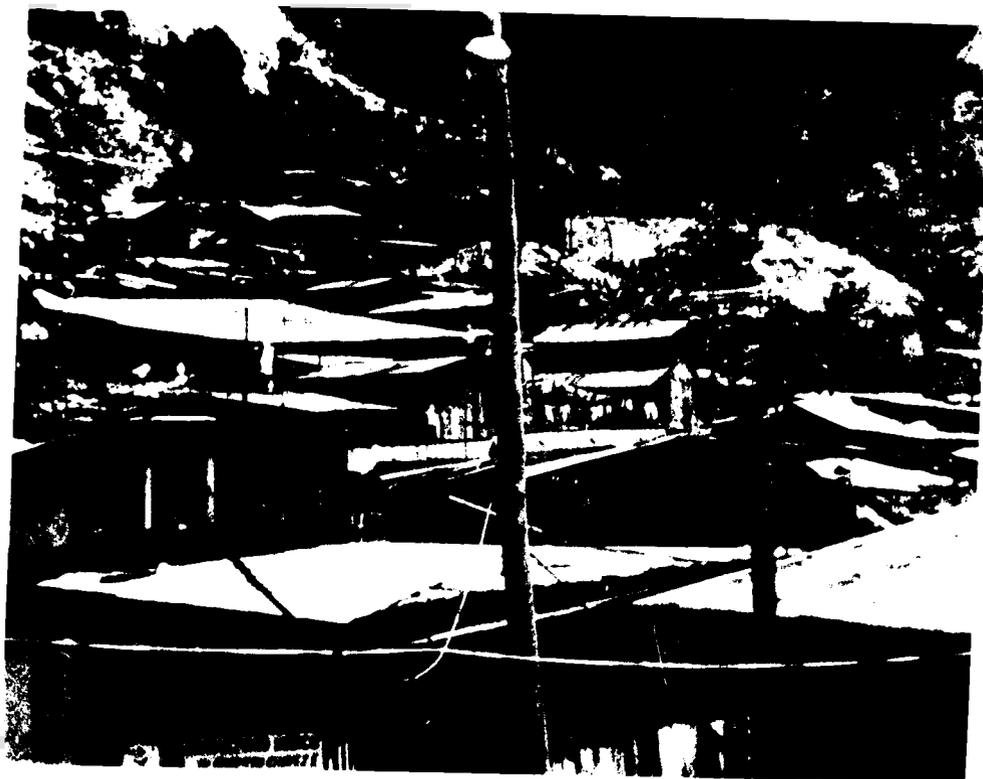


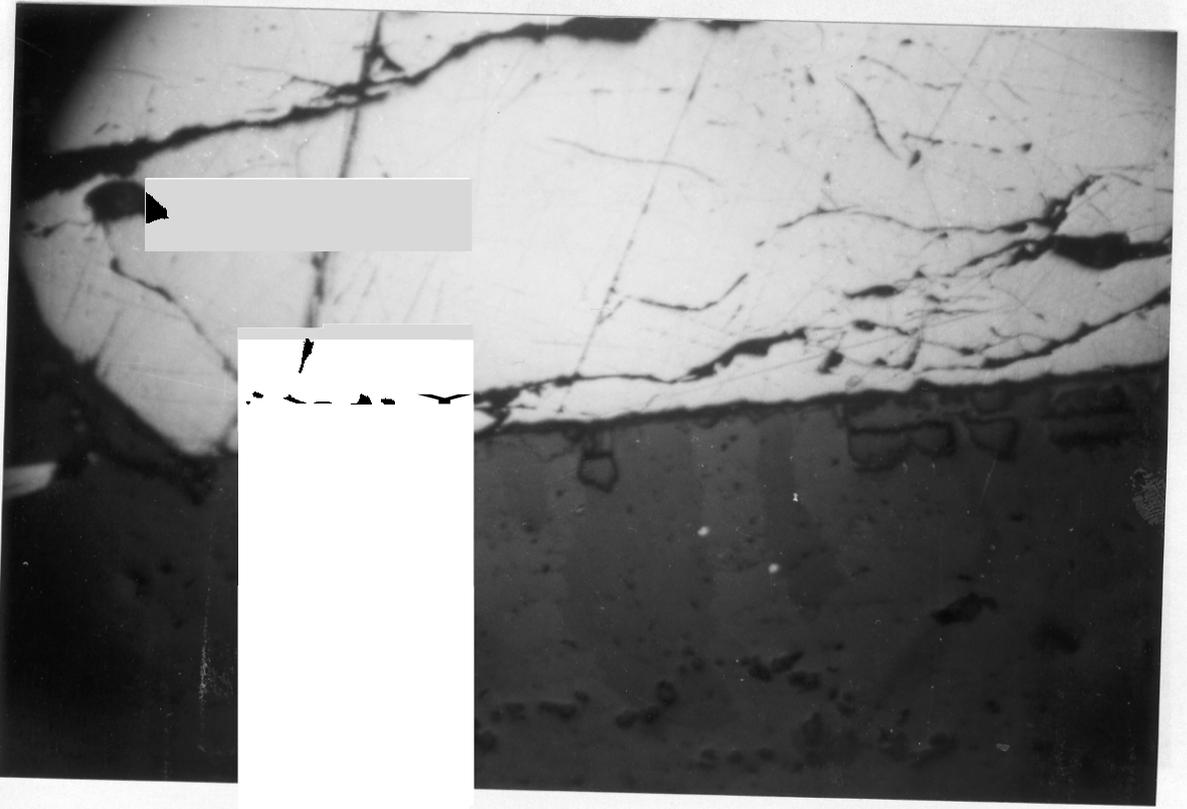
Figure 2. The interior of the room in the photograph.



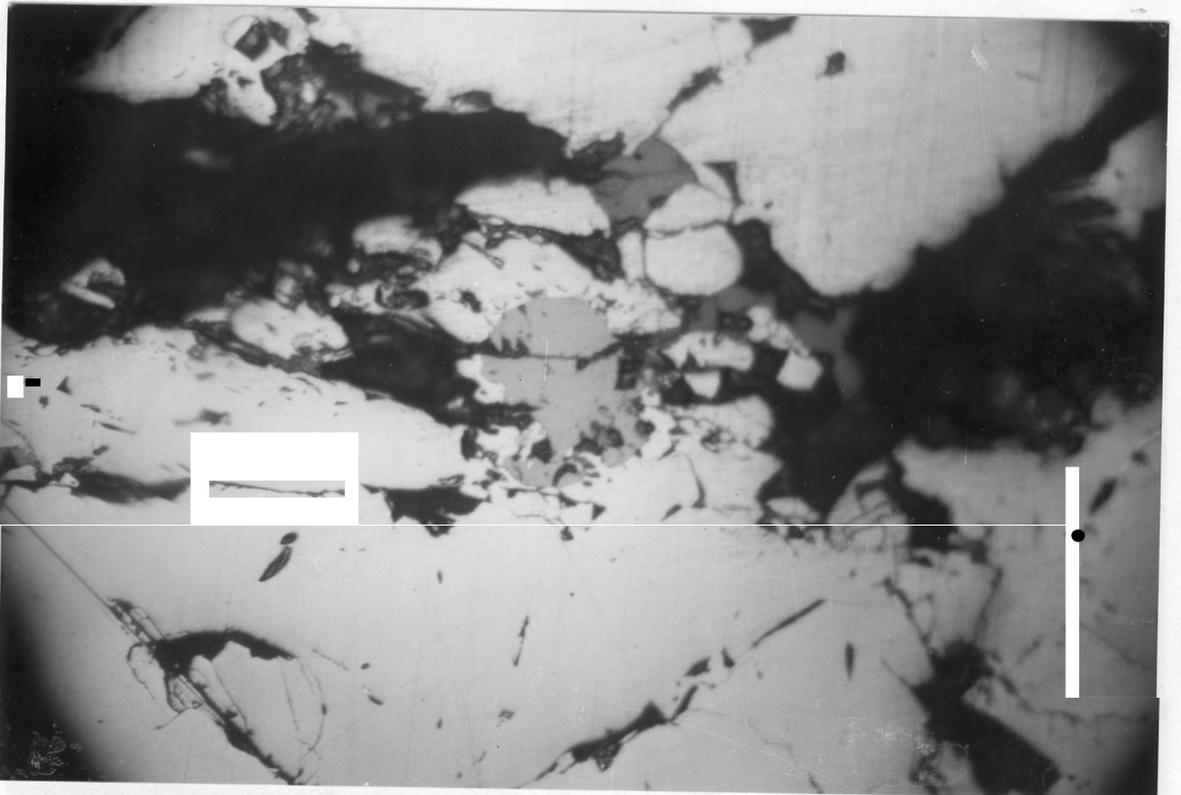
VIVIENDAS DEL SECTOR DE ERILA RICA.



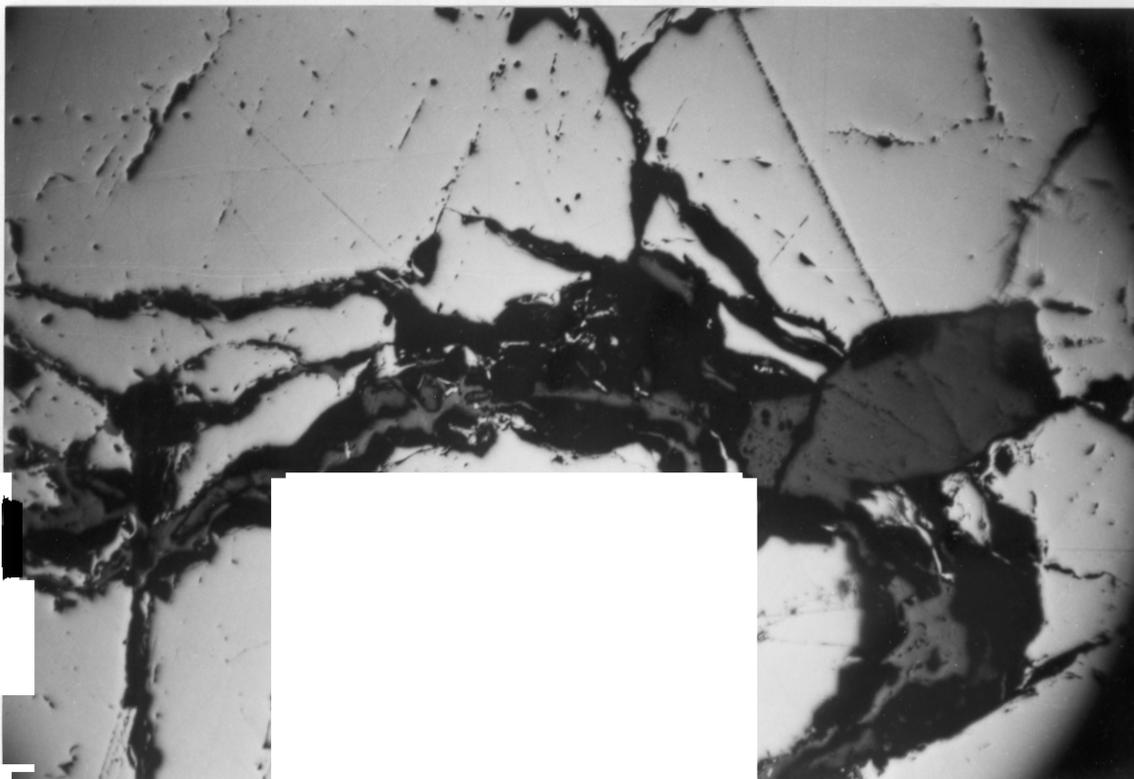
JANCHADORES OPERANDO EN ESCOMBREBAS.



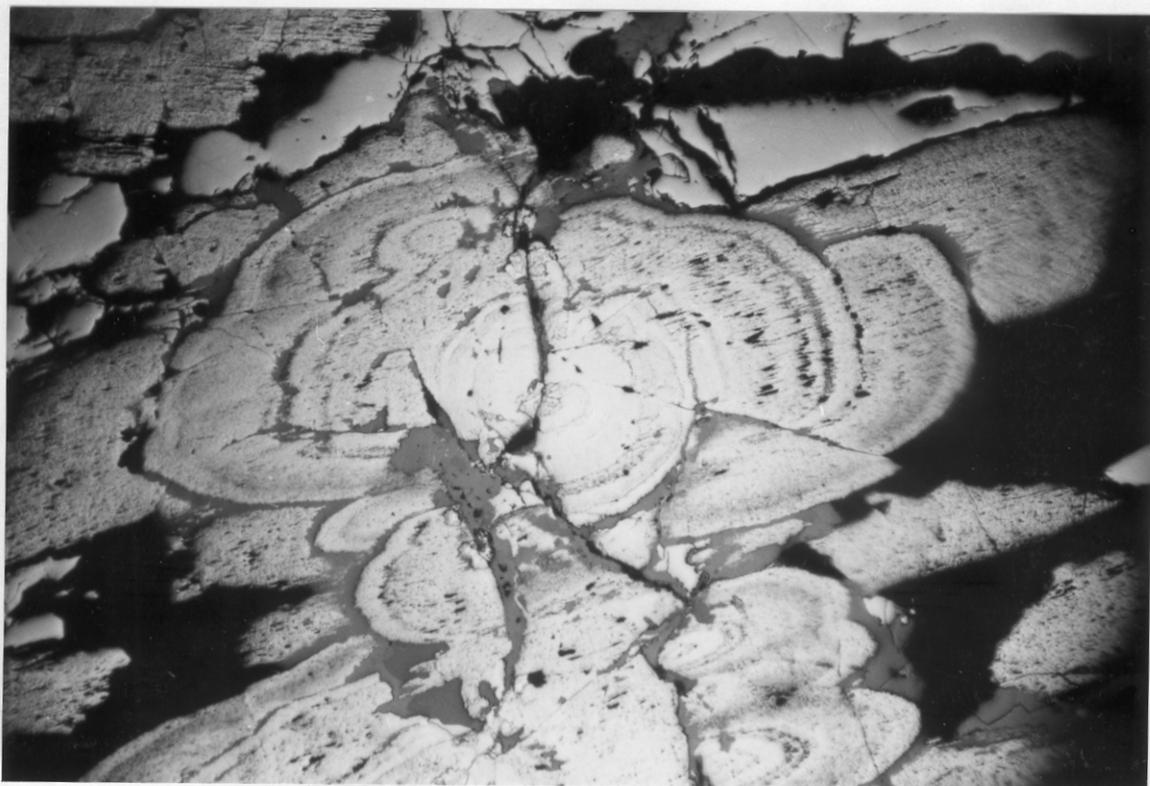
NICOLES PARALELO 16*10
PIRROTINA FRACTURADO POR INTRODUCCION DE LA ESFALERITA.



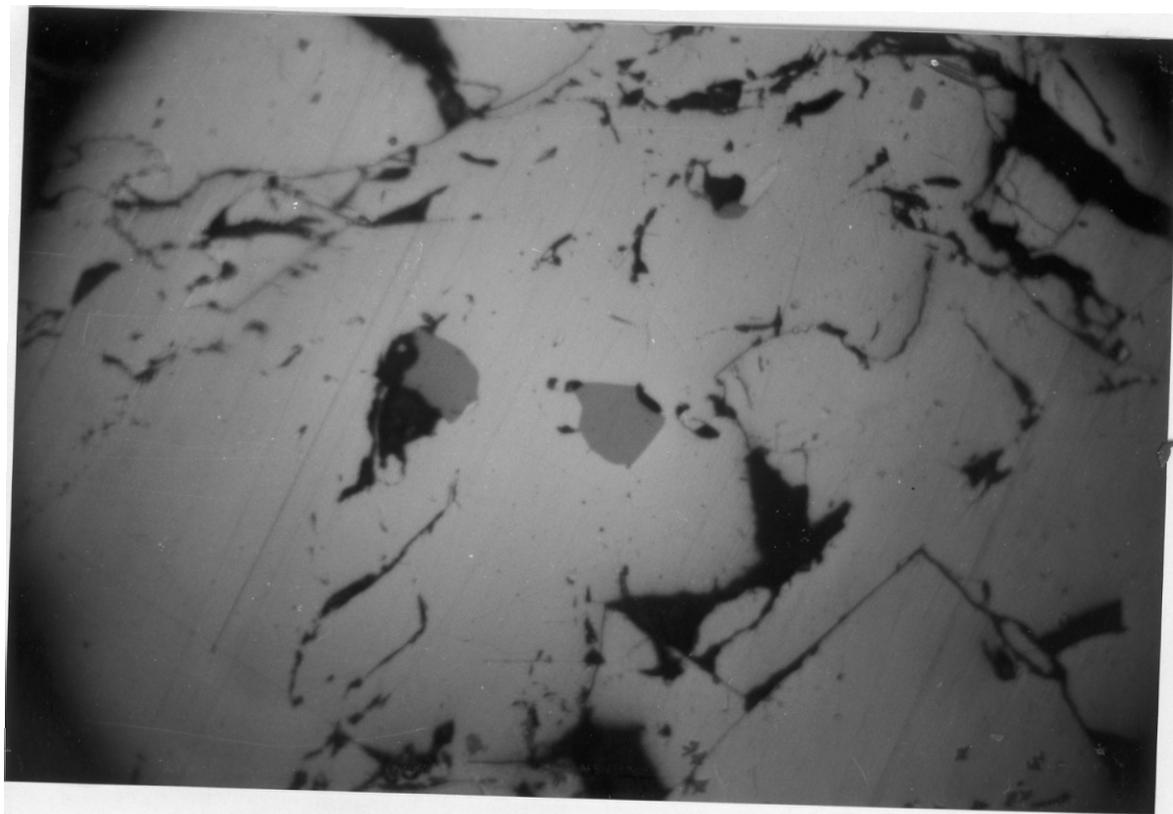
NICOLES PARALELO 8*10
CONTACTO DE PIRITA CON CUARZO QUE DEMUESTRA SU FORMACION AL MISMO TIEMPO.



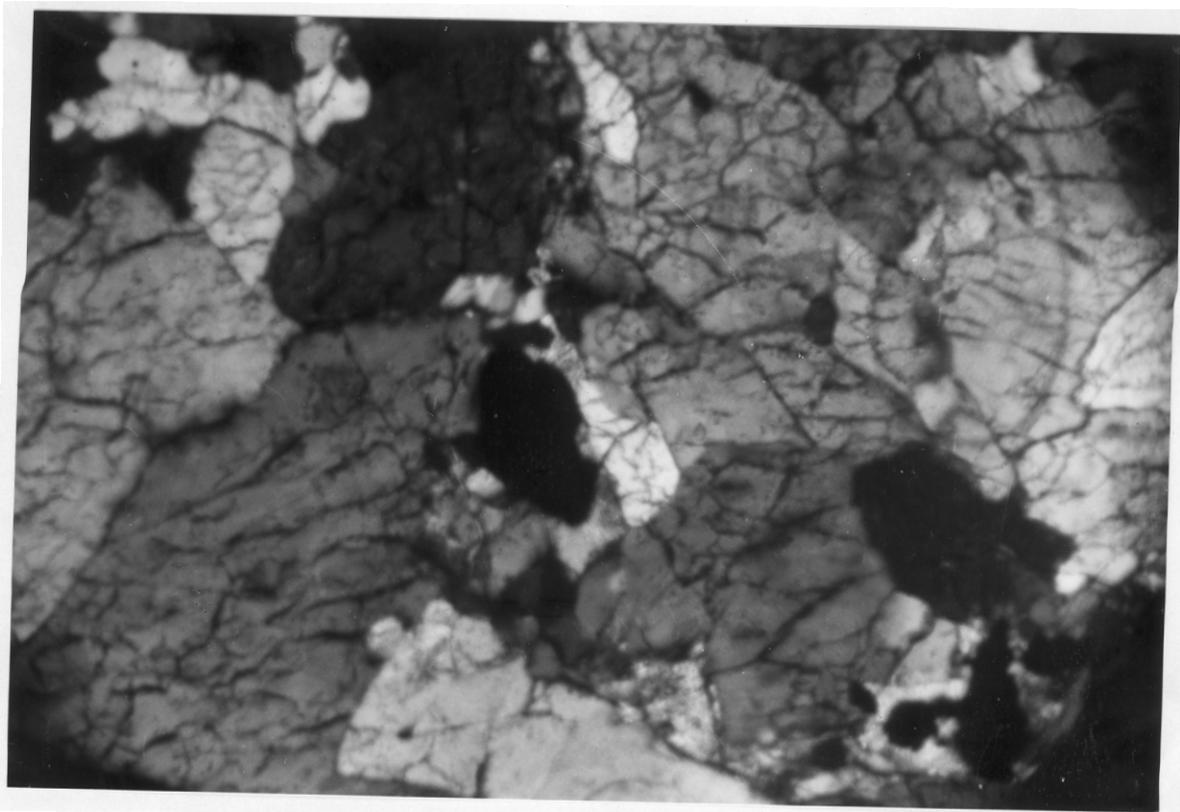
NICOLEC PARALELO 4*10
FRAGMENTACION DE LA PIRROTINA POR CUARZO DE SEGUNDA GENERACION, E L
CUARZO SE ENCUENTRA EN MICRO FISURAS Y EN FORMA DE MICRO VETILLAS



NICOLES PARALEM 4*10
TEXTURA ZONADA DE PIRROTINA Y CUARZO.

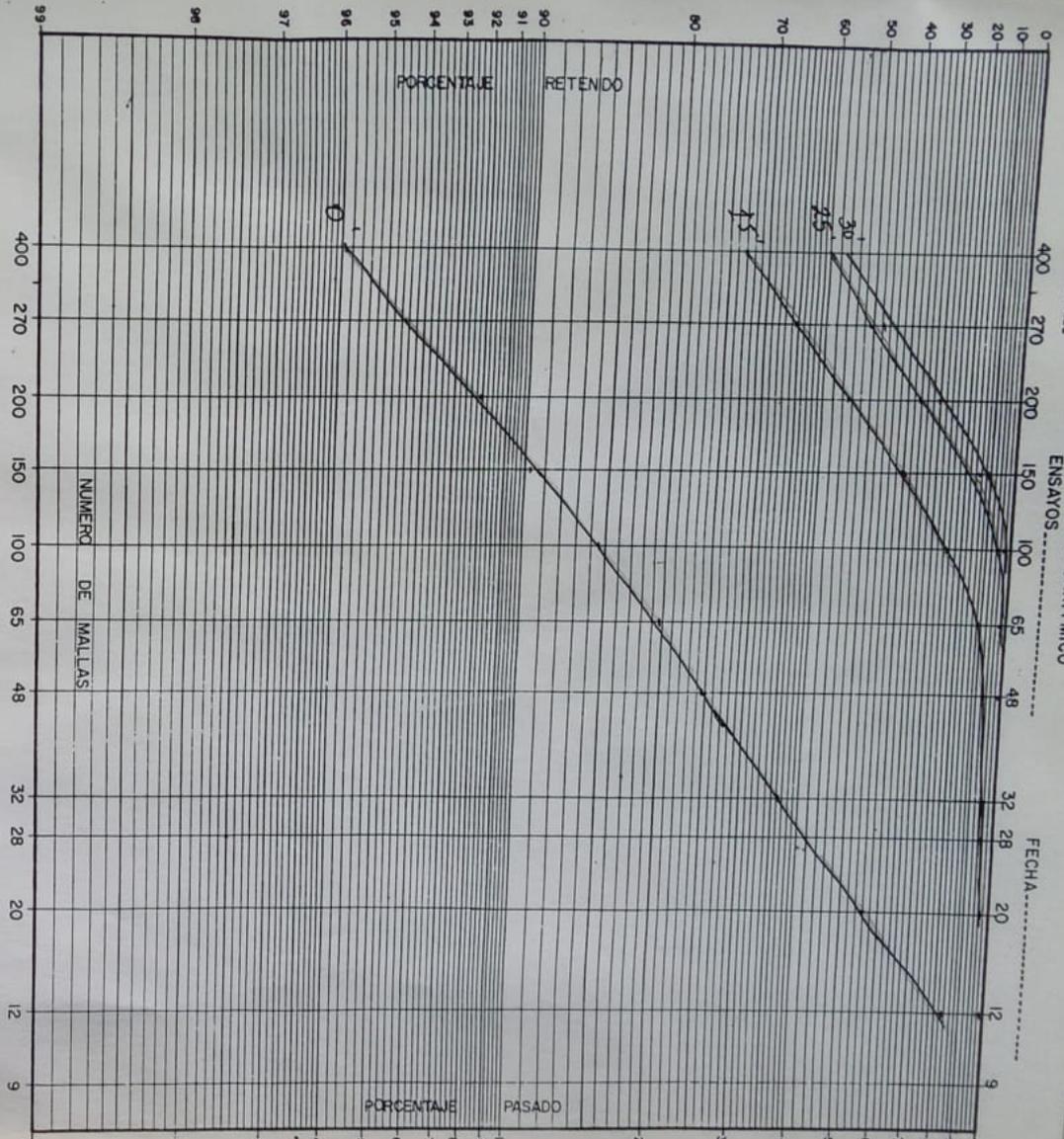


NICOLES PARALELO 16*10
ESFALERITA EN FORMA DE EMULSIONEC DENTRO DE LA PIFROTTINA.



NICOLES CRUZADOS 8*10
INTERTISCIÓS RELLENOS DE CARBONATOS Y MINERAL OPACO.

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO : DIAGRAMA BILOGARÍTMICO
 MUESTRA N.º 514
 ENSAYOS



T A M I C E S	ENSAYO:				ENSAYO:				ENSAYO:				
	ABERTURA m	MALLAS #	PESO g	PESO %	RETENIDO ACUMULADO %	PESO g	PESO %	RETENIDO ACUMULADO %	PESO g	PESO %	RETENIDO ACUMULADO %	PESO g	RETENIDO ACUMULADO %
2,000	+ 9												
1,400	+ 12												
850	+ 20												
600	+ 28												
500	+ 32												
300	+ 48												
212	+ 65												
150	+ 100												
106	+ 150												
75	+ 200												
53	+ 270												
38	+ 400												
D.G.G.M.		-400											
SUMA		10mos											

REFERENCIAS.

- A) M Granda V, Estudio sobre el aprovechamiento de la extracción y refinación del metal oro, Universidad tecnológica equinoccial, 1989
- B) J Yanez S, Cianuración del mineral aurífero de Portovelo, Universidad central del Ecuador, 1987.
- C) J Miniguano L, Recuperación del oro de los relaves de Nambija por tioureación, Universidad central del Ecuador, 1985.
- D) J Miniguano L, Recuperación del oro de los relaves de Nambija por tioureación, Universidad central del Ecuador, 1985.D)
- E) J Yanez S, Cianuración del mineral aurífero de Portovelo, Universidad central del Ecuador, 1987.E)
- Buehler Ltd, Metal digest AB vol 11 2/3 1E, 1971.

O) D Paz E, Estudio comparativo de cianuración y tioureación en la recuperación del oro de los relave de Macuchi, Universidad central del Ecuador, 1972.

J Currey M, Operaciones unitarias del procesamiento de minerales, Mc Graw Hill, 1984.