

Universidad Técnica Particular de Loja
BIBLIOTECA GENERAL



Revisado el 91-04-29

Valor \$200

Nº Clasificación 1991 G 983 9115

SS3
gacimientos auríferos
ORO
Ciencia
Numbija
Zuma chinchi pe

SS3.41

SS1

SS3X33



Universidad Técnica Particular de Loja
ESCUELA DE TECNOLOGIA EN MINAS

Tema:

**“ESTUDIO DE LA RECUPERACION DEL
ORO POR CIANURACION - MUESTRA
DE NAMBIJA”**

*Monografía de Grado
Previa a la Obtención
del Título de Tecnólogo
en Minas.*

ALUMNO:

Jaime E. Gutiérrez H.

DIRECTOR DE TESIS:

Ing Victor Sanmartín G.

Loja - Ecuador

- 1 9 9 0 -



Esta versión digital, ha sido acreditada bajo la licencia Creative Commons 4.0, CC BY-NY-SA: Reconocimiento-No comercial-Compartir igual; la cual permite copiar, distribuir y comunicar públicamente la obra, mientras se reconozca la autoría original, no se utilice con fines comerciales y se permiten obras derivadas, siempre que mantenga la misma licencia al ser divulgada. <http://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/deed.es>

2017

ING. VICTOR SANMARTIN G.

DIRECTOR DE TESIS

CERTIFICA:

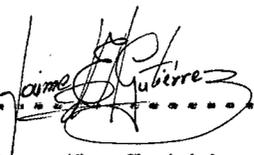
Que el presente trabajo de investigación, ha sido minuciosamente revisado; por tanto autoriza su presentación.

Loja, Agosto de 1990



X ING. VICTOR SANMARTIN

El autor del presente trabajo es el
único responsable de las
investigaciones, ensayos en
laboratorio, resultados y conclusiones.


.....
Jaime E. Gutiérrez H.

DEDICATORIA

A mi querida y abnegada madre, Julia;
quien con amor y sacrificio supo
iluminarme y guiarme por el camino del
saber.

A mis hermanos

JAINÉ

AGRADECIMIENTO

El autor del presente trabajo, deja constancia de sus debidos agradecimientos a: Hno. Ticiano Cagigal G.; Canciller de la U.T.P.L. y al Ing. Carlos Salinas Director de la Escuela de Tecnología en Minas, por quienes fue factible el desarrollo de la parte práctica de la tesis, en los Laboratorios del INEMIN en Quito.

Al personal de Laboratorio de Mineralurgia en especial a los Ingenieros: José Valencia, Anita Lucía Valarezo y Mónica Molina.

A los miembros de la Cooperación Técnica de Bélgica integrada por los Ingenieros: Dominique Wantre, Renauld Evrard.

También dejo constancia y un agradecimiento profundo al Ingeniero Victor Sanmartín G. por su valiosa colaboración en calidad de Director de tesis.

EL AUTOR

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1. INTRODUCCION

La explotación de oro en el Ecuador no es una actividad nueva. Existen evidencias históricas precolombinas de esta actividad. Así que es lógico hablar de una tradición nacional en este campo.

Cuanta controversia y discusión ocasionada la palabra Nambija desde 1981. Nambija es palabra pronunciada por el más alto funcionario y el más humilde ecuatoriano. Lo que al principio se calificó de euforia, poco a poco es asunto concreto: frío, duro, amarillo, brillante, es oro. Y, como metal y recurso no renovable, concentra la atención de la ciencia y la tecnología; como asunto humano, recaba cada día, con más urgencia, la ciencia nuevamente, la investigación y la gran acción de poderes públicos, en todo campo de infraestructura y desarrollo social.

Los yacimientos de la zona de Nambija, constituye el distrito aurífero más importante, que ha tenido el país. Por esto, es urgente realizar en el área un estudio técnico de exploración, explotación, evaluación y concentración del mineral.

1.2. ANTECEDENTES

En el devenir de los pueblos surgen nombres,

expresiones, ideas, que sientan su vigencia e importancia en la preocupación ciudadana. Nambija por ejemplo caracteriza una década y configura sus propios horizontes de significado y trascendencia.

El yacimiento de Nambija hasta el momento están siendo explotado sin ninguna técnica, por lo que se hace urgente el desarrollo inmediato de una moderna tecnología en el campo de la HIDROMETALURGIA, ya que esto conduciría a un aprovechamiento racional de nuestros recursos de metales preciosos, y además una óptima explotación del oro podría convertirse en un rubro generador de divisas para el país.

El desarrollo de la industria minera es importante, y en especial de la explotación de los yacimientos auríferos, para cubrir las necesidades de la industria interna, ya que la producción actual es insuficiente y no satisface la demanda existente.

1.3. OBJETIVOS

El presente trabajo tiene por objeto estudiar la factibilidad de aplicar la cianuración en los yacimientos auríferos de Nambija.

Realizar procesos de investigación preliminar, de

dicho yacimiento, con el propósito de comprender e interpretar los fundamentos que intervienen en la cianuración del oro, conocer las tecnologías operacionales y procesos involucrados para poder desarrollarla y difundirla.

También se busca determinar, las principales variables y las condiciones experimentales que influyen en la velocidad de disolución en el proceso de cianuración, para obtener una mayor extracción de oro.

Tratar de incentivar a instituciones públicas y privadas que se interesen por el tema, y tratar de formar personal especializado capaces de manejar y desarrollar los procesos hidrometalúrgicos.

Además tratar de determinar procesos de concentración más adecuados y las condiciones óptimas en los ensayos de cianuración, con la finalidad de obtener altos porcentajes de recuperación de oro, minimizar costos y explotar en forma técnica y racional.

De igual manera, el presente estudio se constituye en un aporte a la explotación minera del país.

CAPITULO II

RECOPIACION DE INFORMACION

2.1. SITUACION GEOGRAFICA DE NAMBIJA

Nambija, yacimiento de oro redescubierto en 1980, despertó la fiebre por este precioso metal 1983.

Hasta la fecha era un nombre poco conocido. A partir de entonces, ha sido el blanco de la atención nacional tanto por el problema social originado en un asentamiento espontáneo, y anárquico, así como la rudimentaria tecnología de explotación y tratamiento que se utiliza, la que ha su vez ha originado lamentables pérdidas de vidas humanas.

Pese a que está siendo explotado desde su redescubrimiento, el conocimiento geológico y mineralógico es poco conocido.

2.1.1. UBICACION Y ACCESO

La región se halla inmersa al Oeste de la zona de limitada por la línea de conflicto Ecuador-Perú y la cuenca hidrográfica de los ríos: Zamora, Nangaritza y Yacuambi, configuran un distrito estratégico, por su ubicación geográfica dentro del territorio Nacional.

La microregión y el área de explotación aurífera de Nambija se halla delimitada, en cambio, entre la línea aún no demarcada y la confluencia de sus ríos principales

Guaysimi al Este y Nambija al Oeste, sobre el flanco Oeste de la cordillera de Nambija.

En la ribera de los ríos Nangaritzza, Zamora y las cuencas hidrográficas secundarias, se encuentra la mayor parte de la zona de explotación agrícola y pecuaria; así como sus principales centros poblados entre ellos citamos: Timbara, Cumbaratza, Zumbi, Yanzatza, Namires Bajo y los Encuentros en el río Zamora; Paquisha, el Dorado, Mayaycu, Guayzimi, Pachientiza, Lahuantza, Miashi y Shaimi, en la confluencia con el Numbatacaimi; últimamente, también Nambija, asentamiento desordenado que supera en densidad poblacional a todos los centros poblados de la provincia incluyendo la capital Zamora.

Las minas de Nambija se hallan en la provincia de Zamora Chinchipe, aproximadamente, a treinta kilómetros al Sur-oriente de la población de Cumbaratza. Las minas están localizadas entre 1400 y 2000 mts sobre el nivel del mar. en la cabecera de la quebrada El Dorado, afluente del río Nambija. La vía principal de acceso a la zona es un carretero de segundo orden, en malas condiciones, que une la ciudad de Zamora con Nambija Bajo, el cual es el único punto geográfico (950 m snm), de penetración hacia la microregión de donde parte un camino de tercer orden de 26 Km. aproximadamente. Su

acentamiento espontáneo es de 19,3 Kms. de la ciudad de Zamora.

2.1.2. EXTENSION

El área de asentamiento concentrada y dispersa, que en la actualidad ocupa Nambija, se encuentra aproximadamente 40H., dentro de una topografía sumamente irregular, conformada por tres planos inclinados de aproximadamente 30°, que en sus cuencas inferiores recolectan las aguas naturales y de servicio. Dentro de los tres planos indicados se aglutinan un conjunto desordenado de construcciones utilizadas para la vivienda, servicios, comercio, equipos y maquinaria. En las tres áreas indicadas se hacen presentes sectores que a través del crecimiento se han ido auto identificándose, entre los cuales se describen los siguientes:

2.1.2.1. El Tambo.

Ubicada hacia el noreste del asentamiento, constituye el principal acceso; en este sitio se encuentra un área destinada al "Terminal de Transporte mular". Desde este sitio la movilización de carga y peatones se hace utilizando exclusivamente un sendero estrecho de aproximadamente 60 cm. de ancho, abierto en la pendiente de la montaña, que constituye el principal vínculo de comunicación con los demás sectores.

Aproximadamente se encuentra en este sector una 50 casas con un total de 500 habitantes que representan el 3% de la población total.

2.1.2.2 El Arco.-

Localizado a continuación de El Tambo en sentido Sur, conformado alrededor de una pequeña zona utilizada para el deporte, éste sector constituye el origen de la explotación minera; aquí se encuentra el túnel, vestigio de la explotación colonial, cuya entrada hasta hace poco tiempo, la formaba un arco labrado en la roca (de ahí su nombre), mismo que hace pocos años fue destruido en todas sus direcciones debido a la presencia de un alto contenido de oro. En este sector se encuentra aproximadamente 60 casas en un área más o menos accesible, con 600 habitantes, que representan el 4% del total.

2.1.2.3. El Playon.-

Este sector abarca aproximadamente el 6% de la población, que representan a 900 habitantes, que viven en 90 casas; acupan la parte más baja del asentamiento poblado en el centro Occidental del mismo. En este sector se encuentra un número representativo de túneles en roca viva y por encontrarse en una parte baja, constituye un sector sumamente peligroso, tanto por el

número de túneles en poca área, cuanto por el número elevado de galerías del área superior.

2.1.2.4. Mapasique Alto y Bajo.-

Este sector esta formado por una montaña en forma de cono, en cuya superficie lateral se encuentra asentada alrededor de 650 viviendas, con un total de 6.500 habitantes aproximadamente, que representa el 41% de la población total; este sector es el de mayor riqueza aurífero el cual se han encontrado concentraciones auríferas de mayor rentabilidad. Su ubicación corresponde al Sur Occidente del asentamiento; aquí se encuentra los equipamientos de mayor importancia, así dos Helipuertos, el cuartel de policía, consultorios médicos, casa comunal, capilla y las instalaciones para el chancado del cuarzo, el cementerio y un conjunto concentrado letrinas además de un gran número de establecimientos comerciales.

2.1.2.5. Brisas.- Choferes.-

Abarcan una gran superficie en el Centro Oriental del asentamiento. Este sector constituye el área residencial de mayor jerarquía y a su vez el de mayor concentración poblacional y de servicios; en ésta área se asienta alrededor de 750 casas con un total de 7500 habitantes, que representan el 47% de la poblacional

total, encontrándose como caso especial, la única Escuela del lugar.

2.1.3. OROGRAFIA

La provincia es predominantemente agropecuaria, conformada por unidades de producción (UPAS) de tipo medio y pequeño, cuyos volúmenes se destinan al consumo de otras provincias (60% de la producción), principalmente Loja, que es abastecida de productos como plátanos, yucas, fruta y prioritariamente madera de óptima calidad, además de su gran importancia ganadera.

Asentamientos poblacionales dispersos hacia el valle del río Nangaritza (cerca de la cordillera del Cóndor), se dedican en igual proporción, a las actividades agrícolas y pecuarias. Paquisha por ejemplo con una población concentrada de 450 habitantes, se orienta básicamente hacia la explotación maderera y al cultivo de tubérculos y frutas. Zumbi presenta un alto nivel de producción de naranjilla y de otros productos primarios.

La comercialización, en general, está controlada por intermediarios provenientes de Zaruma, Loja y Cuenca, careciéndose de equipamiento e infraestructura, que permita elevar la producción y racionalizar el comercio a través de ferias y mercados que pueden ser aprovechados

por los intermediarios directos.

Por eje del camino de penetración de la microregión de Nambija, se encuentra un tipología de asentamiento poblacional disperso, de baja densidad.

Los centros de población centrada de importancia son: Namires Bajo, San Carlos y Nambija. Predominando la población dispersa, conformada por unidades de producción (UPAS) asentados en diversos sitios, como la Punta, Las Campanas y Campanillas. A continuación daremos un cuadro de datos estimativos de las principales localidades de la microregión.

TABLA Nro. 2.1.

PRINCIPALES LOCALIDADES DE LA MICROREGION

LOCALIDADES	PC	PD	T
Namires Bajo	800	400	1200
San Carlos	300	1400	1700
Nambija	18 - 20000 e	18 - 20000 e	
TOTAL MCR:	21000	1800	22900

FUENTES: Investigación de campo 1985.

Debido a la existencia de sus ricos yacimientos de oro y por las facilidades de su explotación, Nambija se ha constituido en el único polo de atracción económica en toda la provincia, generando así una nueva evidencia anormal en el índice de concentración poblacional con relación al resto de asentamientos. El asentamiento poblacional recientemente producido es caótico y alarmante, ya que el 90% de la población se encuentra asentada sobre los propios yacimientos auríferos, configurando un espacio habitado, sujeto a frecuentes deslizamientos de tierra.

El clima predominante en la zona es húmedo, con temperaturas que oscilan entre 15 y 25°C, con altas precipitaciones durante la mayor parte del año.

2.2. ESTUDIO GEOLOGICO MINERO

2.2.1. TIPO DE YACIMIENTO //

Definitivamente este es un yacimiento tipo Skarn, aunque con características propias.

Su mineralización parece estar relacionada a una alteración Hidrotermal inmediatamente posterior a la recristalización y metasomatismo y a otras alteraciones tardías que lo removilizaron o enriquecieron.

Hasta 1981, los depósitos de Skarn auríferos no se reconocieron como una clase aparte de mineralización tipo Skarn. Sin embargo de la fiebre mundial del oro, los geólogos han considerado progresivamente que estos representan un blanco muy interesante para la prospección, con potencial para leyes altas y tonelajes grandes.

La edad de los Skarns auríferos puede variar desde el Cámbrico, hasta la época reciente. Las alteraciones tipo "Silicato-Calcareo" es posterior a los intrusivos, y pueden sobreponerse a ellas, para constituir EndosKarns. Sin embargo la mineralización aurífera se encuentra generalmente en la roca madre (el ExosKarn), en donde es generalmente posterior a los silicatos del SKarn.

El oro es generalmente, asociado con la introducción de Sulfuros de Fe, Cu, Ni, As y de Zn. La amplitud de las aureolas de skarn puede variar entre menos de 10m. hasta varias centenas de metros. Un ejemplo citamos el caso de "Nickel Palte", tiene una relación espacial y genética con intrusiones dioríticas y granodioríticas y la alteración cubre una extensión aproximada a 6,0 Km².

Secuencia de cuencas marinas, controladas por

fallas, generalmente ofrecen un potencial para mineralización aurífera. El volumen de oro es relacionado generalmente con la zonación metalogénica de los Skarns. Este puede variar desde hierro-oro, pasando por cobre-oro hasta tungsteno-oro.

Las áreas que contienen porfidos cupríferos en la cordillera constituye blancos particulares favorables para la prospección enfocada hacia este tipo de depósitos.

2.2.2. GEOMORFOLOGIA

La morfología actual es producto de una fuerte actividad magmática, que han intruido a formaciones de edad Mesozoica, así como a una posterior meteorización. La unidad geomorfológica que predomina es la de Colinas, con crestas redondeadas; el patrón de drenaje es dentritico espaciado.

2.2.3. GEOLOGIA REGIONAL

En la zona Sur-oriental se destaca como unidad geotectónica la cordillera del Cóndor. Las minas de Nambija se localizan en el flanco Occidental de la cordillera de Nanguipa, que es una ramificación de la primera.

Geológicamente la zona está constituida por formaciones sedimentarias marinas de edad mezozoica intruida por granitos y granodioritas. Desde el sitio los Encuentros, aguas arriba, en los márgenes de los ríos Zamora y Mangaritzza afloran a la superficie granitos y granodioritas, los mismos que en la zona de Nambija intruyen a rocas Sedimentarias de origen marino; se trata de areniscas, lutitas calcáreas y calizas bituminosas con ammonities de edad posiblemente, Jurásica.

2.2.4. GEOLOGIA LOCAL

Los yacimientos de Nambija se localizan en la zona de contacto entre rocas intrusivas, de composición granito granodioríticas y rocas sedimentarias de composición carbonática.

En el sector de el Playón afloran rocas efusivas de composición media, de textura porfirítica, que han sufrido un proceso de propilitización, además se han identificado hornfelds y cornubianistas, que se presenta en forma interestratificada y lenticular.

En el sector de Mapasingue se encuentra cubiertos en su gran mayoría por suelos residuales, producto de la meteorización constituidos por bloques angulares de tactitas hornfelds y argilitas; además de granodioritas.

2.2.5. ESTIMACION DE RESERVAS

Ninguno de los cálculos efectuados hasta la presente, tienen fundamentos suficientes para ser tomados en cuenta.

Para realizar un análisis estimativo de las reservas se ha considerado algunos conceptos y parámetros relacionados a lo que es un yacimiento industrial.

Un yacimiento industrial se denomina a aquel, que cumple con las exigencias de la industria y que en las condiciones Técnico-Económico actuales es rentable su explotación las condiciones Técnico-Económico se le da un yacimiento, cuando reúne algunos factores: Geológicos, Técnico-Mineros, Económicos y otros que esquemáticamente pueden representarse en los siguientes parámetros.

- Escala de los yacimientos o sea, la suma de las reservas.
- Calidad de la materia prima (Composición y propiedades tecnológicas de las minas).
- Condiciones Técnico-Mineras de explotación de los yacimientos.
- Economía de la región.

2.2.5.1. Escala de los Yacimientos.-

Por su escala los yacimientos de oro se dividen en: Pequeños, cuando tienen algunas reservas de hasta 100 toneladas; y, muy grandes, cuando tienen algunas centenas de toneladas.

En la zona de Nambija se destacan tres áreas mineralizadas, que forman una misma estructura. El cuerpo mineralizado tiene un rumbo N-10° y un ángulo de buzamiento de 34°E.

El área mineralizada más importante aflora en Nambija, área en la que el cuerpo mineralizado está dividido en cuatro sectores. El Diamante, Mapasingue, El Playón y el Arco; las siguientes áreas mineralizadas en importancia corresponden a Campanilla y Campana. A lo largo de su extensión el cuerpo mineralizado aflora directamente a la superficie en una extensión de 1200 m. y continúa con afloramientos esporádicos, hasta alcanzar una extensión aproximadamente de 3200 m.

El ancho del cuerpo mineralizado se puede medir en los túneles hechos en el sector de El Playón, los cuales tiene una extensión O-E; o sea en sentido perpendicular a la extensión de la estructura mineralizada; además, debido a la erosión en el sector de El Arco, el cuerpo

mineralizado aflora a la superficie y se puede medir, su ancho medio es 100 m.

En el sector El Playón se puede medir fácilmente la potencia media del cuerpo mineralizado que es de 80m. Aproximadamente, en donde la estructura mineralizada está limitada por una falla longitudinal N-S, lo que permite observar su flanco occidental, una escarpa casi vertical. Además se observaron afloramientos similares a los descritos en los sectores El Diamante, Mapasingue, El Arco y Campanilla.

Las reservas probables y posibles son del orden de 488 toneladas de oro. Las reservas Geológicas son del orden de 225 ton., dando un total de 713 ton. En esta parte, es necesario señalar, que el marco de autenticidad de las reservas es de más o menos 50%, debiendo comprobarse las mismas, mediante una evaluación técnica, en el tabla número 2.2.

TABLA Nro. 2.2.

EVALUACION DE LAS RESERVAS DE ORO DE NAMBIJA

Categ.	Volumen	Toneladas	Cantidad	Reservas
Reservas	Estimado	de material	de Au.	ton / Au.
	(m ³)		(gr/ton)	

Areas de: El Arco, El Playón, Mapasingue, El Diamante
 Probables 11'520000 28'800.000 10 288

Areas de: Campanilla, Campana
 Posibles 16'000000 40'000.000 6 240

Areas de: Cumay Alto, Mercedes Molina, Cordillera de
 Nanguipa

Geológicas 30000 75'000.000 3 225

La estructura mineralizada está controlada por fallas de dirección N-S, las mismas que controlan la mineralización y que además, sirvieron de conducto para la ascensión de las soluciones mineralizantes. Un sistema de estructuras de dirección E-O, son posteriores a las primeras y controlan la mineralización, localmente; este fenómeno ha sido observado en algunos túneles de El

Arco y Mapasingue.

2.2.5.2. Calidad de la Materia Prima.-

Por su calidad las minas de oro se dividen en:

Ricas.- cuando el contenido de oro es de centenares de gr/ton.;

Medianas.- cuando el contenido de oro es de decenas de gr/ton.; y;

Pobres.- cuando el contenido de oro es de unidades de gr/ton.

Por su contenido en oro las minas de Nambija son de calidad media y rica; el contenido medio del yacimiento ha sido calculado de la siguiente manera: para los sectores de El Arco, El Playón, Mapasingue y El Diamante, con un contenido medio de 10gr/ton, para los sectores de Campanilla y Campana, de 6gr/ton. y para las zonas aledañas de Cumay Alto, Mercedes Molina y Cordillera de Nanguipa, con 3gr/ton. por su pureza el oro de Nambija es de calidad superior, tiene 23,2 kilates.

Por su composición Mineralógica, el yacimiento de Nambija es unskarn, originado debido a procesos de reemplazo metasomático e hidrotermales de temperatura

alta y media. Este se demuestra por la presencia de granates, minerales que son característicos para los yacimientos de skarn, como la presencia de andalusita y sheelita, minerales característicos para yacimientos hidrotermales de temperatura alta. En el tabla número 2.3 se describen los grupos de minerales, Principales y Secundarios.

TABLA Nro. 2.3.

GRUPO DE MINERALES	PRINCIPALES	SECUNDARIOS
De mina	Oro Nativo Sheelita	Pirita, calcopirita, Magnetita, Hematita, Manganita Galena
De Ganga	Granate, Grosularia, Epidota, Cuarzo, Calcita, Carbonatos.	Clorita, Albita, Sericita, Plagioclasa, Biotita, Microclina, Caolin, Anadlusita.

Los procesos de reemplazo metasomático es evidente por la presencia de bloques colgantes, localizados en los sitios de El Arco, y El Playón; en estos bloques, las rocas conservan su estratificación y textura originales (rumbo N-10°E y un ángulo de buzamiento de 34°E); la roca de estos bloques colgantes, han sido metamorfozados; las calizas, se han transformado en mármoles; las areniscas en cuarcitas y las arcillas, en cornubianitas. En resumen, se trata de un yacimiento de contacto metasomático, hidrotermal de temperatura alta o skarn.

2.2.5.3. Condiciones Técnicas-Mineras de Explotación del Yacimiento.-

Las condiciones técnicas-mineras son aquellas, que inciden directamente en el costo de la producción por tonelada de materia prima mineral, y están representados por la forma, dimensiones y disposición en el espacio de los cuerpos mineralizados, el tipo y propiedades físico-mecánicas de las minas y rocas encajantes, la presencia de aguas subterráneas, la sobrecarga, etc.

Las condiciones técnico-mineras de las minas de Nambija, son favorables, y el yacimiento como una gran colina, se destaca sobre el terreno; además, la sobrecarga pequeña, por lo que se intuye, que el yacimiento debería ser explotado a cielo abierto, esto es como una

gran cantera.

2.2.5.4. Economía de la Región.-

La economía de la región está relacionada con la infraestructura de la misma o sea con la existencia de agua, energía eléctrica, carreteras, saneamiento ambiental otros.

En Nambija no existe ningún tipo de infraestructura.

2.3. ANALISIS TECNICO, ECONOMICO Y SOCIAL DE NAMBIJA

2.3.1. ASPECTOS TECNICOS

2.3.1.1. Factores Regionales.-

El Ecuador ocupa un lugar de transición entre los Andes Nórdicos o del Caribe y los Andes Centrales. El límite entre estos dos segmentos del cinturón andino es una zona de deflexión transversal, que reaparece en Galápagos, atraviesa nuestro país y la plataforma Brasileña a lo largo del eje amazónico hasta perderse en la zona dorsal del Océano Atlántico.

Las zonas de deflexión transversal juega un importante rol en la localización de yacimientos y distritos de minerales en los Andes Sudamericanos. Si avanzamos desde el sur del continente de los Andes se caracterizan de Oeste a Este por tres zonas de deflexión transversal.

En primer lugar la deflexión de Arica-Santa Cruz, que cruza los territorios de Chile y Bolivia. En territorio Boliviano se encuentra el nudo de Potosí y los principales distritos y yacimientos de estaño y wolframio, minerales raros y radioactivos, así como en las zonas norte de Chile y sur del Perú, grandes yacimientos de Cu y Mo respectivamente.

Hacia el norte del Perú tenemos la deflexión de Huancabamba-Guayaquil ya en territorio Ecuatoriano se localizan distritos minerales, de gran relevancia; polimetálico, Portovelo-Ecuaba; cobre y molibdeno de Chaucha-Molleturo, argentíferos de San Bartolomé-Pilzhum y auríferos de Ponce Enriquez, todos localizados en la parte occidental. Luego, el distrito aurífero de Nambija, principalmente, y la cuenca petrolífera, situados en la parte oriental.

Por otra parte, hacia la zona de deflexión transversal convergen dos cinturones volcánico-plutónicos, que tiene su origen y composición diferente. El cinturón Araucano Calipuy que atraviesa de sur a norte los territorios de Chile-Perú y parte del Ecuador tiene una enorme composición andesita-riolítica y es de origen subaéreo continental; mientras tanto, el cinturón

ofiolítico, que atraviesa de norte a sur los territorios de Costa Rica, Panamá, Colombia y también parte del Ecuador, poseen una composición andesita basáltica y es de origen marino.

2.3.1.2. Factores Locales.-

En la zona austral del país, la cordillera Central o Real de los Andes forma dos ramales; uno que se desvía hacia el occidente y constituye la cordillera de Tahuín-Lauga-Amotape y el otro, que toma la dirección andina y constituye la cordillera de Zamora.

El batolito de Zamora de composición granítica macizo que en la actualidad alcanza una superficie de varios kilómetros cuadrados se encuentra en el flanco oriental de la cordillera de Zamora, a lo largo de una falla de cobrecorrimiento, que es a su vez límite entre ésta y la zona subandina oriental.

El macizo de Zamora hace, a lo largo de sus bordes, contacto con las rocas sedimentarias de la cuenca oriental en gran porcentaje rocas carbonáticas de las formaciones Santiago-Napo, en la cual presenta un ambiente propicio para la formación de yacimientos de contacto metasomáticos o skarn.

En el mapa melogénico del Ecuador (A Paladines, H. San Martín 1980). Señala la posibilidad de hallar yacimientos de skarn en la zona sur-oriente del país. En el folleto que acompaña al mapa, textualmente dice: "La búsqueda de ésta hoja debe orientarse hacia yacimientos neumatolítica-microtermales de contacto metasomático-skarn wolframio, molibdeno, plomo, zinc, oro, a los cuales debe agregarse el hierro". Además, recomienda seleccionar a la zona noroccidental del país como otra de las mejores posibilidades que presenta para la búsqueda de yacimientos minerales, como los de cobre y molibdeno de Junín.

2.3.2. ASPECTOS TÉCNICOS-SOCIALES

Las minas de Nambija se explotan en forma antitécnica y sin observar las más elementales reglas de seguridad. En los frentes de trabajo la situación es de extremado peligro. Así tenemos en los sectores como El Arco, El Playón, Napasingue, El Diamante, Campanilla y Campana. En estos sitios sin ninguna planificación ni orden se han construido cerca de 300 galerías que atraviesan la roca aurífera en todas direcciones. Los dueños de los pozos se han localizado en sitios escogidos al azar - a la suerte - y han iniciado los trabajos sin ningún asesoramiento técnico. En los lugares donde se han localizado un bolsón con alto contenido de oro, el

dueño del pozo procede en primer lugar a aislar este bloque de la roca encajante "pobre en contenido de oro" para lo cual construye galerías alrededor del bloque seleccionado, esta operación es fundamental y se realiza en el menor tiempo posible pues los dueños de las galerías vecinas también pueden llegar al bloque rico en oro en ese caso la riqueza del bloque tendría que compartirse. El siguiente paso consiste en explotar el bloque lo más rápido posible.

En los sectores descritos el subsuelo es un laberinto pues las galerías construidas cruzan en todas las direcciones y convergen hacia cámaras vacías que tienen algunas decenas de metros de ancho y alto cuyas conexiones entre si son desordenadas y en algunos lugares sin el soporte necesario, pudiendo venirse abajo en cualquier momento.

Numerosas tragedias son los saldos que han dejado los derrumbes, explotaciones, caídas y rodaduras, a todo esto se suma el hecho de que el pueblo de Nambija ha sido construido y sigue construyéndose sobre las minas. Con el asesoramiento técnico en la explotación por parte del estado todavía se puede evitar muchas desgracias.

No existe prevención para evitar enfermedades, como

la silicosis o envenenamiento por la volatilización manual del mercurio, el río Nambija arrastra cantidades peligrosas de mercurio, contaminando vastos sectores orientales. Las perforaciones de avances se realizan con taladros en secos sin utilizar agua, debido a esto todos los gases y polvo producto de las perforaciones y explosiones es absorbida por los mineros y cargadores que trabajan sin ninguna protección.

Si, grande es el peligro que los mineros corren en el proceso de arranque y transporte del mineral, no menos peligro corren en el proceso de molienda y recuperación del mineral por las chancadoras de pistones que son accionadas por motores eléctricos o con energía hidráulica, son la causa de frecuentes traumas y accidentes de trabajo, sin embargo el peligro principal lo corren los mineros y la población al realizar la liquidación del oro.

En Nambija no existe obras de infraestructura, no hay agua potable, alcantarillado, luz eléctrica, las casas construidas de madera y zinc de plástico se localizan en forma desordenada sobre el yacimiento. La contaminación es total el aire está acidificado que se lo siente al respirar, en Nambija la gente vive entre el lodo, el oro y los excrementos, lo que ha hecho que

proliferan, el robo, el alcoholismo y la prostitución, a lo que se suma una dotación policial insuficiente.

2.3.3. ASPECTOS ECONOMICOS - SOCIALES

En base a un censo de población realizado a mediados de 1984, el número de habitantes de Nambija era de 7000 personas, en la actualidad y considerando diariamente desde todos los puntos del país 100 personas llegan a la zona de Nambija, el número de habitantes deben ser del orden de 10000 personas. Por los datos de 1984 proyectados al presente en Nambija se identifican los siguientes grupos socio-económicos.

2.3.3.1. Janchadores.-

Es el más numerosos, existen unos 3000, integrados por hombres, mujeres y niños. Los janchadores se agrupan junto a las bocaminas de los pozos, en donde esperan por los fragmentos rocosos que son desperdiciados por los dueños de los pozos.

2.3.3.2. Cargadores.-

Ofrecen su fuerza de trabajo para transportar las rocas mineralizadas de los pozos a las chancadoras, o para transportar materiales, máquinas, viveres, etc., estos son en número de 2000. El precio por el transporte de una tonelada de mineral desde los pozos a las chan-

cadoras es de 2000 sucres, valor que puede ser cobrado en roca mineralizada. Existen asociaciones de cargadores, que son los que transportan maquinaria, desde la población de Nambija, cuyo precio por motor es de hasta S/. 10.000,00, esta operación se realiza al hombro por 10 a 12 personas un tiempo de 6 a 8 días. Los indígenas de Saraguro han monopolizado el transporte de acémilas, por el alquiler de una mula se paga hasta s/. 1.500,00 para transportar combustible, víveres, materiales de construcción desde Nambija Bajo.

2.3.3.3. Patrón.-

Son unas 1500 personas generalmente asociadas a grupos de 10 a 15, este grupo de gentes es el que da vida a Nambija, se trata de los mineros llegados principalmente de las provincias de El Oro, Loja y Azuay.

2.3.3.4. Dependiente.-

Es el grupo más poderoso económicamente, se trata de los dueños de la maquinaria minera, unas 500 personas, son dueñas de unas 100 chancadoras aproximadamente y otro tanto de compresores. A diferencia del grupo anterior este no corre con ningún riesgo, es gente que se ha enriquecido con el duro trabajo de los cargadores y mineros. Las primeras chancadoras que se instalaron en Nambija cobraban entre S/. 12.000,00 y

15.000,00, por moler una tonelada de material, debido a la competencia ese valor ha ido bajando, en la actualidad se paga S/. 6.000,00 por tonelada de material molido, en Nambija se deben moler una 300 toneladas de material. La producción de oro en Nambija es de unos 15 Kg./días.

2.3.3.5. Comerciantes.-

Son los que introducen comestibles y bebidas y son dueños de unas 80 tiendas y 20 cantinas aproximadamente, en los primeros años estas gentes especulaban con el precio de los productos, actualmente debido a la competencia los precios han bajado notablemente.

2.3.3.6. 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 ya sea en Nambija o en otras zonas donde se explota oro como Fortovelo, Zaruma, Ponce Enríquez y otras.

En resumen podemos decir que debido a la explotación irracional y antitécnica, los yacimientos de la zona de Nambija se está depredando, se ha calculado que utilizando métodos adecuados de explotación, molienda y benefi-

cio, la productividad física de las minas sería un 600% más alto que en la actualidad, lo que permitiría explotar mineral con 3-4gr/ton., hasta hoy se ha explotado el mineral que contiene más de 16gr/ton., debido a esta explotación voraz, grandes cantidades de oro se quedan en el subsuelo o son arrojados a las escombros, esto ocurre además con otros minerales que acompaña al oro el Wolframio que ha sido detectado. Nambija es uno de los pocos yacimientos en el mundo en donde se explota un sólo mineral.

CAPITULO III

FUNDAMENTOS TEORICOS DEL ORO Y DEL CIANURO

3.1. FUNDAMENTOS TEORICOS DEL ORO

3.1.1. PROCESOS DE FORMACION DE YACINIENTOS DE ORO

El 36% de oro deriva de depósitos magmáticos (Pegmatíticos e Hidrotermales), el 44% de los depósitos sedimentarios (Placeres) y el 13% de los depósitos metamórficos.

3.1.1.1. Pegmatitas.-

Tras la cristalización principal del magma original sólo queda una pequeña parte, el llamado magma residual. Este está enriquecido con muchos elementos raros, que no han encontrado lugar en las estructuras cristalinas de los silicatos formadores de roca por poseer átomos muy grandes o muy pequeños. Son entre otros el B, Be, Sn, Mo, U, Li, Cs, Rb, Nb, Ta, Sb, y las muy poco frecuentes tierras raras.

Las pegmatitas se forman, de los magmas residuales que contienen además de lo anotado anteriormente mucha agua y dióxido de carbono, por lo que son muy móviles y pueden solidificarse en espacios huecos (Vetas, Fajas) formando cristales gigantescos.

Por su estructura y composición los pegmatitos pueden ser (como las rocas magmáticas) ácidas, básicas, alcalinas, etc. Si se cristaliza la materia fundida de

carácter ácido de residuo de la magma granítica entonces se forma los pegmatitos ácidos o graníticos (feldespato potásico, cuarzo, mica). En cambio si se cristaliza la materia fundida de constitución alcalina entonces se forma los pegmatitos alcalinos o pegmatitos de las nefelinas-sienitas (feldespato potásico, nefelina y piroxeno monoclinial) Fig. 3.1

3.1.1.2. Depósito de Minerales Hidrotermal.-

Por debajo de los 500°C aproximadamente los magmas se convierten sin transición en disoluciones compuestas en su mayor parte por agua, dióxido de carbono y metales pesados disueltos, así como por SiO_2 . Esta fase de la formación de minerales es denominada hidrotermal.

Los depósitos minerales hidrotermales son los que se forman al separarse de soluciones hidrotermales. Predominan los yacimientos minerales de los siguientes metales Cu, Pb, Zn, Au, Ag, Fe, Co, B, U, Ni, Sb, As y Hg. Los no metálicos más comunes son cuarzo, calcita, dolomita, siderita, barita y fluorita. La deposición se presenta en filones en las zonas técnicamente disturbadas de la superficie y en masa de filones sencillos y pequeños en la roca. Las asociaciones minerales de los filones se denominan "Formaciones", y los minerales no

metálicos asociados con aquellos "Minerales de ganga".

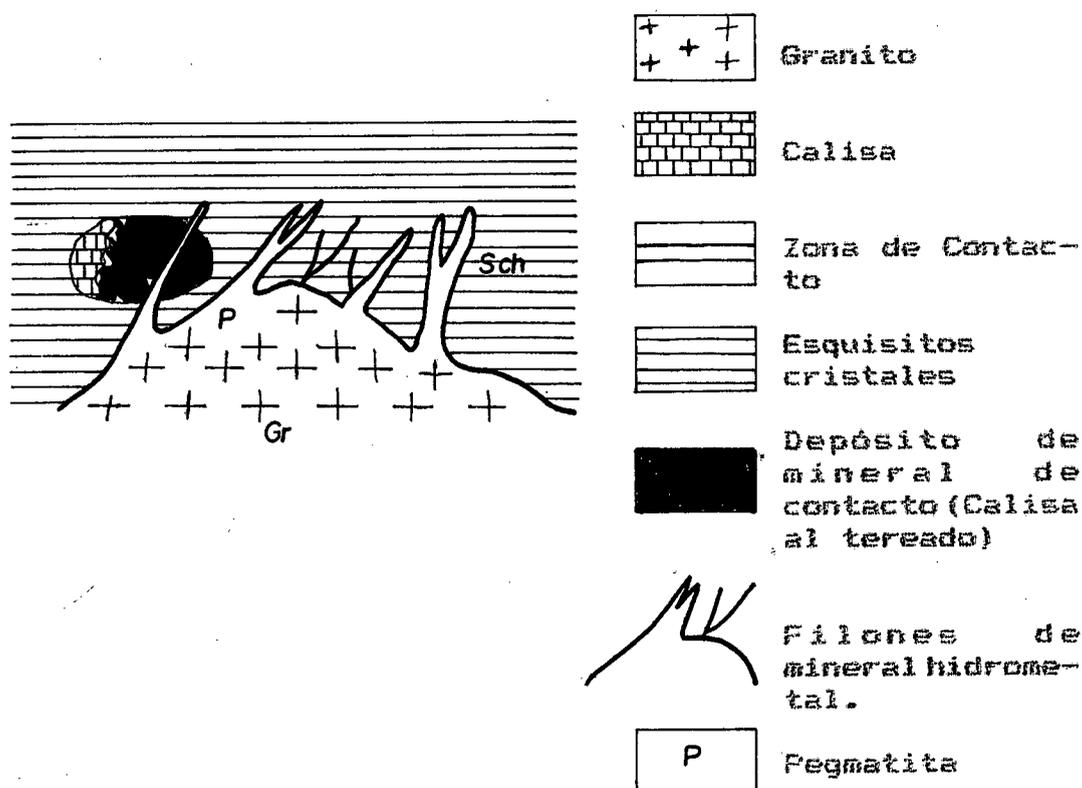


Fig. 3.1.: Representación esquemática de formación de mineral de granito con filones de pegmatita. Estratos metasomatizados por contacto de calizas y filones de mineral Hidrotermal

3.1.1.3. Depósitos Aluviales, Detríticos o Placeres.-

Al desagregarse los minerales metálicos (Oro, Platino, Casiterita, Ilmenita, Cromita, etc) y no metálicos (circonio, granate, monacita, cuarzo, diamante, zafiro, rubí), que tiene muy alta resistencia al desgaste se separa de la roca materna y son transportados por los ríos, las corrientes marinas y más raramente por el viento. Los minerales se depositan de acuerdo con sus

condiciones respectivas en localizaciones al disminuir la velocidad de las corrientes. Así se forman los depósitos llamados "Placer", los cuales, que a su vez pueden ser formados en épocas actuales o ser placeres fósiles cuya constitución se produjo en antiguas formaciones geológicas Fig. 3.2. (a,b,c)

FIG. 3.2.a

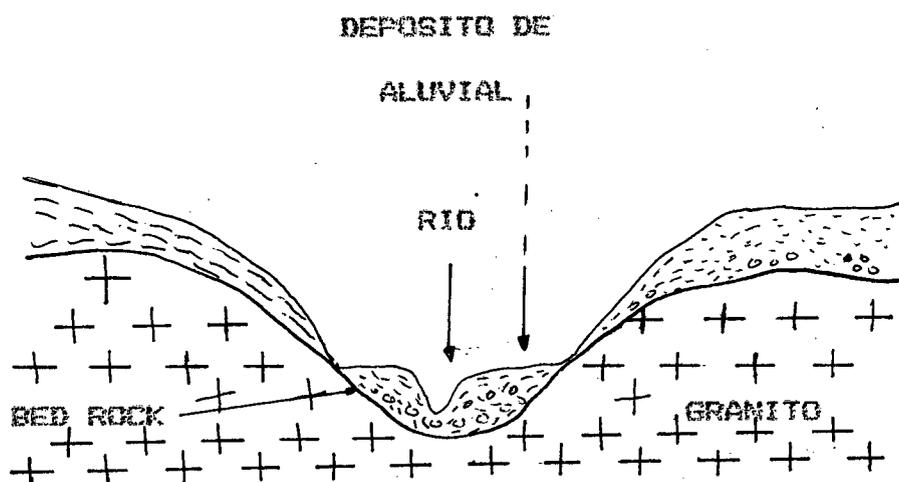


FIG. 3.2.b

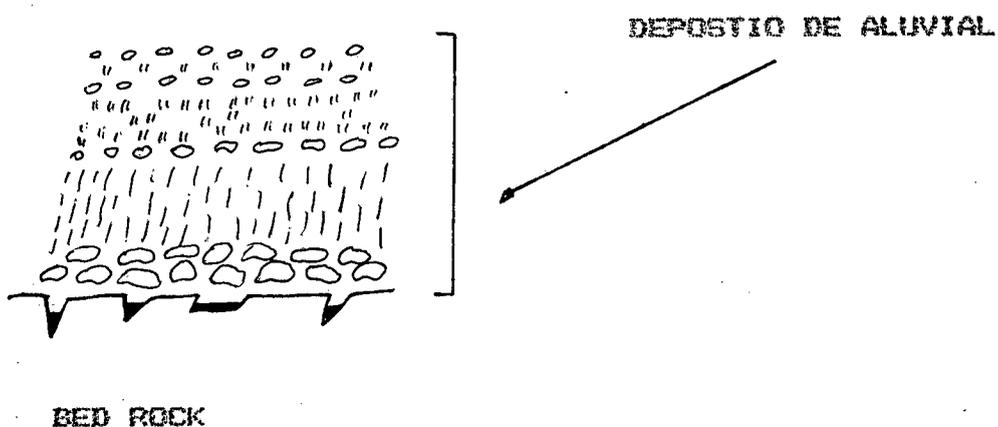
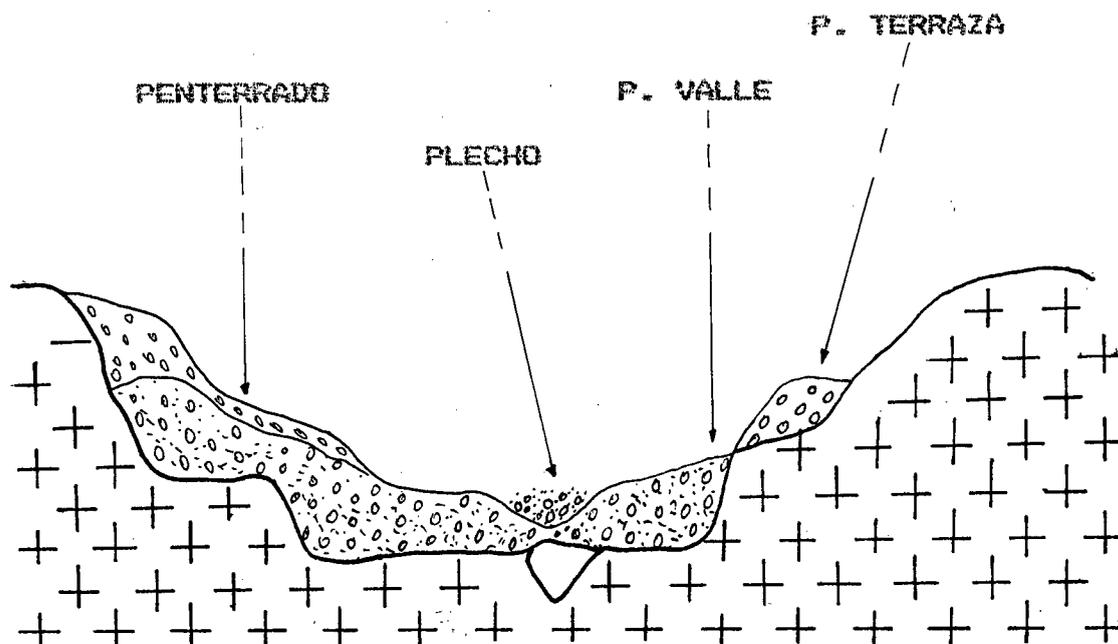


FIG. 3.2.c



3.1.1.4. Depósitos de Yacimientos de Minerales de Metamorfismo de Contacto.-

Los minerales de rocas de Skarn (rocas compuestas de silicatos califeros). Predominantemente los minerales metálicos son magnetita, hausmannita, braunita, pirita, pirrotina, calcopirita, blenda galena, bournonita, cubanita, calcoanita. Los minerales no metálicos asociados a las rocas de tipo Skarn son por ejemplo: actinolita, diopsido, epidota, augita, granate, etc.

Los yacimientos Skarn se forman exclusivamente debido a procesos metasomáticos en los contactos de

intrusivos ácidos con rocas carbonatadas.

En la Fig. 3.1 se observa la formación de este tipo de yacimiento.

3.1.2. PROPIEDADES FISICO-QUÍMICAS DEL ORO

3.1.2.1. Propiedades Físicas. -

El oro es un metal de color amarillo brillante, susceptibles de un gran pulimento. Es extremadamente dúctil y maleable, es posible reducirlo a hilos tenuísimos y a láminas tan delgadas que se dejan atravesar por la luz (1/25000 de milímetro de espesor) que da un color azul o verde. En estado puro es demasiado blando para ser usado en joyería y para acuñar moneda, por lo que se alea siempre para tales fines con plata o cobre. Su punto de fusión es de 1063°C y el de volatilización 2600°C.

El número atómico es 79 y peso atómico 197. Su densidad es de 19,42. Es más liviano a medida que contiene mayor proporción de plata. Cristaliza en el sistema cúbico. Por la presencia de pequeñas cantidades de impurezas especialmente plomo, su ductibilidad disminuye grandemente. A elevadas temperaturas se volatiliza como vapor rojizo. La volatilidad es incrementada por la presencia de metales extraños.

La conductividad térmica del oro es de 103 según Depretz, 98 según Calveret y Johnson y 60 según Wiedeman y Franz. El calor específico está entre 0,0298 (Dulong y Petit) y 0,03244 (Regnault). Su conductividad eléctrica es de 73 a 21,8°C (Mathiensen), en comparación con la plata que tiene un valor de 100 a la temperatura de 0°C.

El oro se alea con la plata, cobre, paladio y otros metales. La cantidad de oro en estas aleaciones se expresa generalmente en quilates. El oro puro es de 24 quilates. Las monedas de oro inglesas son de 22 quilates (91,66 de oro), y las norteamericanas de 21,6 quilates (90% de oro y 10% de cobre).

3.1.2.2. Propiedades Químicas.

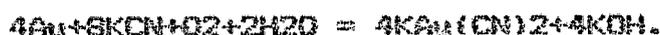
Ninguno de los ácidos corrientes ataca el oro. No es soluble en ácido sulfúrico, sulfato férrico, ácido clorhídrico o cloruro férrico. Se disuelve en una mezcla de ácidos nítrico y clorhídrico concentrados (agua regia) y en ácidos selénico. También en soluciones de ácidos sulfúrico que contiene cloruros y bióxidos de manganeso y en tiosulfatos de sodio, potasio, calcio y magnesio.

Las soluciones que llevan oro al estado de cloruro atacan a los carbonatos, calcosina y muchos otros minerales que reducen a la acidez, y pasando hacia abajo el oro

es generalmente depositado como oro amarillo de gran pureza.

El oro no se oxida a la temperatura ordinaria ni al calor rojo.

La reacción química entre el oro y el cianuro puede expresarse como sigue:



El oro no se combina con el azufre libre, pero forma aleaciones con la mayor parte de los metales; con el mercurio se alea en todas proporciones formando la amalgama de oro, la cual es soluble en mercurio.

De acuerdo a los experimentos de A.D. Brokaw, el oro no se disuelve en ácido HCl, $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ o FeCl_3 . Se disuelve a 38°C de temperatura en una solución concentrada que contiene sulfato férrico y ácido clorhídrico. Igualmente, se disuelve a la misma temperatura en una solución concentrada de cloruro cúprico y ácido clorhídrico. Las soluciones diluidas no son efectivas en la disolución del oro. Los experimentos de Brokaw han verificado la solubilidad del oro por la acción del cloro naciente en presencia de dióxido de manganeso.

3.2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS DE LA CIANURACION DEL ORO

Este proceso es el resultado de los esfuerzos realizados en Glasgow (Escocia), por los investigadores J. Mc Arthur, R. Forrest y W. Forrest, que patentaron el método en 1887 y 1889. La primera instalación industrial de extracción de oro por el proceso de cianuración se constituye en la mina Crown (Nueva Zelanda).

En un principio se separaban la arena y los lodos, por que estos últimos ofrecían ciertas dificultades de manipulación, pero, posteriormente se evolucionó hacia un proceso en que esta separación no era precisa. En los primeros tiempos del procesos se recurría únicamente a la agitación mecánica, pero posteriormente se tiene la tendencia a emplear agitadores neumáticos de los tipos Pachuca y Dorr.

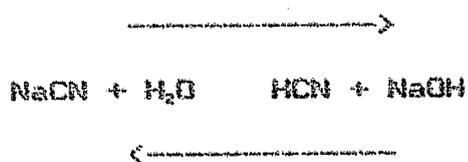
El oro y la plata se disolverán en soluciones diluidas de cianuro en presencia de oxígeno. La mayoría de los minerales integrantes con la ganga son insolubles. Algunas de las sales de metales básicos reaccionan con el cianuro de sodio y dificultan el proceso de cianuración. El cianuro de sodio se descompone al contacto con ácidos siendo así que, las soluciones de lixiviación tienen que ser constantemente alcalinas. A eso se le llama protección alcalina y se obtiene gene-

ralmente con la adición de cal u ocasionalmente de hidróxido de sodio. El cianuro es altamente tóxico y se tiene que tomar precauciones extremas en las plantas para evitar accidentes letales y la contaminación ambiental.

3.2.1. PROPIEDADES FISICO-QUIMICAS DE LA CIANURACION

Los cianuros más importantes que se usan en este procedimiento son: el de SODIO y el de POTASIO. Este último tiene un mejor rendimiento pero su costo es más alto. El de sodio se expende en varias concentraciones desde el 85% hasta el 98% de NaCN.

Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como sigue:



La existencia hasta prosigue ésta hidrólisis en las soluciones de cianuros comerciales en agua, depende principalmente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si éste álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable, la hidrólisis puede retardarse mediante la adición de cal.

El ácido carbónico que es más fuerte que el cianhi-

drico descompone las soluciones de cianuros alcalinos, de acuerdo al siguiente reacción química.



Esta reacción también puede evitarse con el uso de cal u otros álcalis.

Las reacciones que tienen lugar durante la disolución del oro en las soluciones de cianuro, bajo condiciones normales han sido establecidas en forma suficientemente definidas.

La mayoría de las autoridades en la materia concuerdan en que la cianuración global de la disolución es como se muestra a continuación.



En un sistema relativamente simple de este tipo, el oro se disuelve con facilidad y las únicas condiciones que se requiere son:

- Que el oro esté libre y limpio
- Que la solución de cianuro no contenga impurezas que puedan inhibir la reacción.
- Que haya un abastecimiento adecuado de oxígeno a la

solución durante todo el proceso de la reacción.

En la práctica, muchos minerales de oro, se comportan de acuerdo con esta reacción y los problemas que se presenta la reacción del oro son más mecánicas que químicas. Muchos otros sin embargo, presentan un variado conjunto de problemas químicos que dependen de los numerosos constituyentes que tiene la mena, tales como el cuarzo, minerales silíceos y carbonatos de metales alcalinos que son relativamente inertes a las soluciones de cianuro.

La presencia de minerales de Cu en la mena, es una de las causas más frecuentes que ofrece dificultades en la cianuración. Si su contenido es menor a 0,10%, pero su efecto en la disolución y precipitación del oro es perjudicial. En general la acción del cianuro sobre los minerales comúnmente presentes en las menas auríferas se detalla a continuación.

3.2.1.1. Cobre.

Son rápidamente atacados por cianuro la calcosina, bornita, covelina, enargita, azurita, malaquita, cuprita, tenorita y cobre metálico. Si estos minerales están presentes en cantidades que exceden unos pocos décimos por ciento, es conveniente desde el punto de

vista económico, eliminar el cobre, ya sea por flotación selectiva o por lixiviación.

Son atacados con menos facilidad por el cianuro la calcopirita, tetraedrita y crisocola, pero la presencia de estos minerales en cantidades que exceden de 1 a 2% requiere la remoción del cobre por flotación selectiva o lixiviación, como paso previo a la cianuración.

Leaver y Wolf dan la relativa solubilidad de los minerales de cobre en soluciones de cianuro de Na de 0.010% como sigue:

Calcopirita	8,2 %
Crisocola	15,7 %
Tetraedrita	43,7 %
Enargita	75,1 %
Bornita	99,0 %
Azurita	100,0 %
Calcosina	100,0 %
Cuprita	100,0 %
Malaquita	100,0 %
Cobre metálico	100,0 %

En el caso del cobre metálico, la relación del cianuro consumido al cobre disuelto varia 1,84. En los

casos de energita y calcopirita, las razones son: 2,75:1 y 2,44:1 respectivamente.

Una manera de reducir el consumo de cianuro en la presencia de minerales de cobre es usar soluciones diluidas en una concentración de 0,005-0,01% de NaCN. Para la reducción del consumo de cianuro y el incremento de la velocidad de disolución del oro en presencia de minerales de cobre, varios autores han sugerido el uso de sales de mercurio y amoníaco.

3.2.1.2. Antimonio.-

La arsenopirita se comporta de modo similar que antimonita, igualmente el oropiamente y rejalgar.

3.2.1.3. Carbón.-

Muchos minerales contienen materias carbonáceas, a veces en cantidades que varían de unos pocos céntimos por ciento a varios de cientos. En algunas formas esta materia carbonácea no tiene efecto en la cianuración; en otras, constituye un activo precipitante del oro en las soluciones de cianuro. Entre los materiales carbonáceos figuran el grafito, pizarra carbonácea o esquisto grafitico. Para evitar la precipitación del oro de las soluciones de cianuro, los minerales carbonáceos deberían eliminarse por flotación o por

tostación antes de la cianuración.

3.2.1.4. Plomo.-

La galena no es atacada por soluciones de cianuro.

3.2.1.5. Zinc.-

La blenda es atacada por el cianuro con bastante lentitud. El aire forma complejos de cianógenos, pero su efecto sobre la disolución del oro es mucho menos marcado que el causado por los minerales de cobre.

3.2.1.6. Cobalto y Níquel.-

Los minerales de cobalto y níquel son fuertemente cianicidas. Se ha comprobado que una pequeña cantidad de níquel en una solución rica en oro tiene un efecto muy perjudicial en la precipitación del mismo, pero aparentemente tiene poco efecto sobre su disolución.

3.2.1.7. Hierro.-

El hierro metálico no es atacado por el cianuro. En cantidades sustanciales, el hierro metálico finamente dividido actúa como desoxidante de las soluciones de cianuro.

La pirita en su estado normal no es atacada por el cianuro; sin embargo, los productos de descomposición de la pirita parcialmente oxidadas, tales como sulfatos ferrosos y férricos son fuertes cianicidas.

La marcasita en su estado normal no es atacado por el cianuro. Este mineral se descompone más fácilmente que la pirita y los productos resultantes de la descomposición son fuertes cianicidas.

La pirrotina se descompone tan fácilmente que su presencia en la mena usualmente causa un considerable consumo de cianuro. Este mineral es un poderoso agente reductor de los minerales sulfurados de hierro. Prácticamente, todas las menas auríferas tratadas por cianuración contiene minerales de hierro. Además, el equipo de las plantas de cianuración con el cual entran en contacto, las soluciones está constituido en gran parte de hierro y acero. Afortunadamente, las soluciones de cianuro causan muy poco efecto sobre el hierro metálico y la mayoría de sus minerales. De otra manera, la cianuración de los metales preciosos sería impracticables. Los cianuros, sin embargo, reaccionan fácilmente con las sales solubles de hierro.

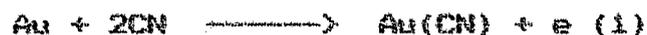
3.2.1.8. Telururos.-

Los telururos de oro son lentamente disueltos por las soluciones de cianuro, principalmente cuando están molidos a un tamaño de grano excesivamente fino. Una alta alcalinidad y aereación promueven la descomposición de los telururos. El peróxido de sodio reduce grandemente el tiempo de tratamiento requerido para la máxima extracción del oro.

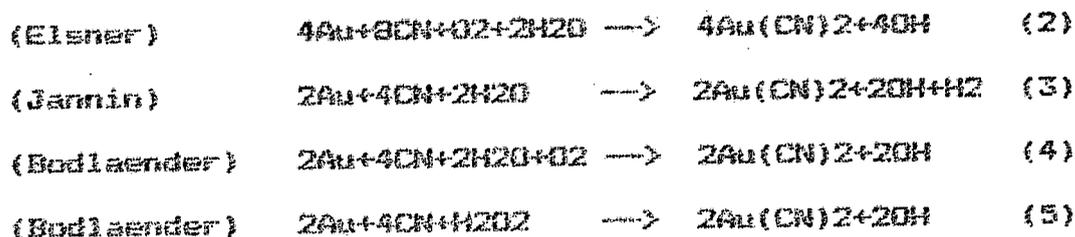
El cianógeno de bromo, en solución neutral, ataca rápidamente los telururos de metales preciosos. Si con los procedimientos explicados no se obtendrían una buena extracción del metal precioso, será convenientemente someter los telururos a una tostación como paso previo a la cianuración.

3.2.2. DISOLUCION DE LOS METALES PRECIOSOS

En su forma más simple, la reacción para la disolución de oro metálico en una solución diluida de cianuro es:



Se ha observado en la práctica que el oro no se disuelve sin aereación intensa, consecuentemente, las siguientes reacciones han sido propuestas para la disolución del oro en soluciones de cianuro:



Darsky, Swainson y Hedley determinaron la energía libre de formación de los iones complejos de oro-cianuro y plata-cianuro. De los datos obtenidos, ellos calcularon los cambios de energía libre en las diferentes reacciones sugeridas y puntualizaron cuales de ellas son teóricamente posibles bajo condiciones corrientes de cianuración. Para la energía libre del ion aurocianuro, $\text{Au}(\text{CN})_2$ encontraron un valor de 69,064 calorías. Con otros datos disponibles fueron calculadas las constantes de equilibrio para las ecuaciones propuesta anteriormente:

Para la ecuación de Elsner	$K = 10^{60}$
" " " " Jannin	$K = 10^{11.7}$
" " " " Bodlaender	$K = 10^{16}$ y $10^{12.1}$

Sus resultados demostraron que para la ecuación de Elsner (2), la reacción continúa hasta su terminación, es decir, hasta que prácticamente todo el cianuro es consumido o todo el metal es disuelto. Consecuentemente, la ecuación de Elsner es la que realmente expresa la reacción de la disolución del oro en soluciones de

cianuro, es decir:



Para la ecuación de Jammin, las constantes de equilibrio son tan desfavorables que la formación de hidrógeno puede considerarse imposible bajo condiciones normales.

Para la ecuación de Bodlaender, las constantes de equilibrio son favorables; consecuentemente, las reacciones propuestas son posibles.

3.2.3. METODOS DE CIANURACION

Numerosos son las maneras de efectuar el contacto entre el oro y la solución de cianuro, siendo todas ellas variantes de lo siguiente:

- 1.- Lixiviación por Percolación
- 2.- Lixiviación por Agitación Mecánica
- 3.- Lixiviación por Agitación Neumática
- 4.- Lixiviación en Pilas.

3.2.3.1. Lixiviación por Percolación.-

En este método, el agente lixiviante se percola hacia arriba o abajo, a través del mineral que se a triturado y se ha colocado en tanques, los mismos que estan equipados por un fondo falso, cubierto con un

medio filtrante a fin de permitir la circulación de la solución.

El método es apropiado para el tratamiento de minerales pobres y con características porosas y arenosas. Es inadecuado para el tratamiento de materiales con alto contenido de finos o arcillas, ya que éstas tenderán a compactarse e impedir la circulación de la solución.

Entre las ventajas que manifiesta este sistema, tenemos los siguientes:

- El mineral no necesita molienda, pues únicamente debe estar triturado ($3/8'' - 3/4''$).
- No se necesita equipos especiales para la sedimentación y filtración de soluciones.
- Se obtienen soluciones homogéneas y ricas en metal.
- Facilidad en la operación de pequeños volúmenes, razón por la que se utiliza en pequeña minería.

Entre las desventajas tenemos las siguientes:

- El tiempo de lixiviación, es largo, pudiendo variar entre los 9 y 15 días.
- La recuperación no mayor al 90%
- El mineral debe estar clasificado y separado del material fino y arcilloso.

En la gráfica siguiente, se expone un diagrama del método de cianuración por PERCOLACION. Figura 3.3..

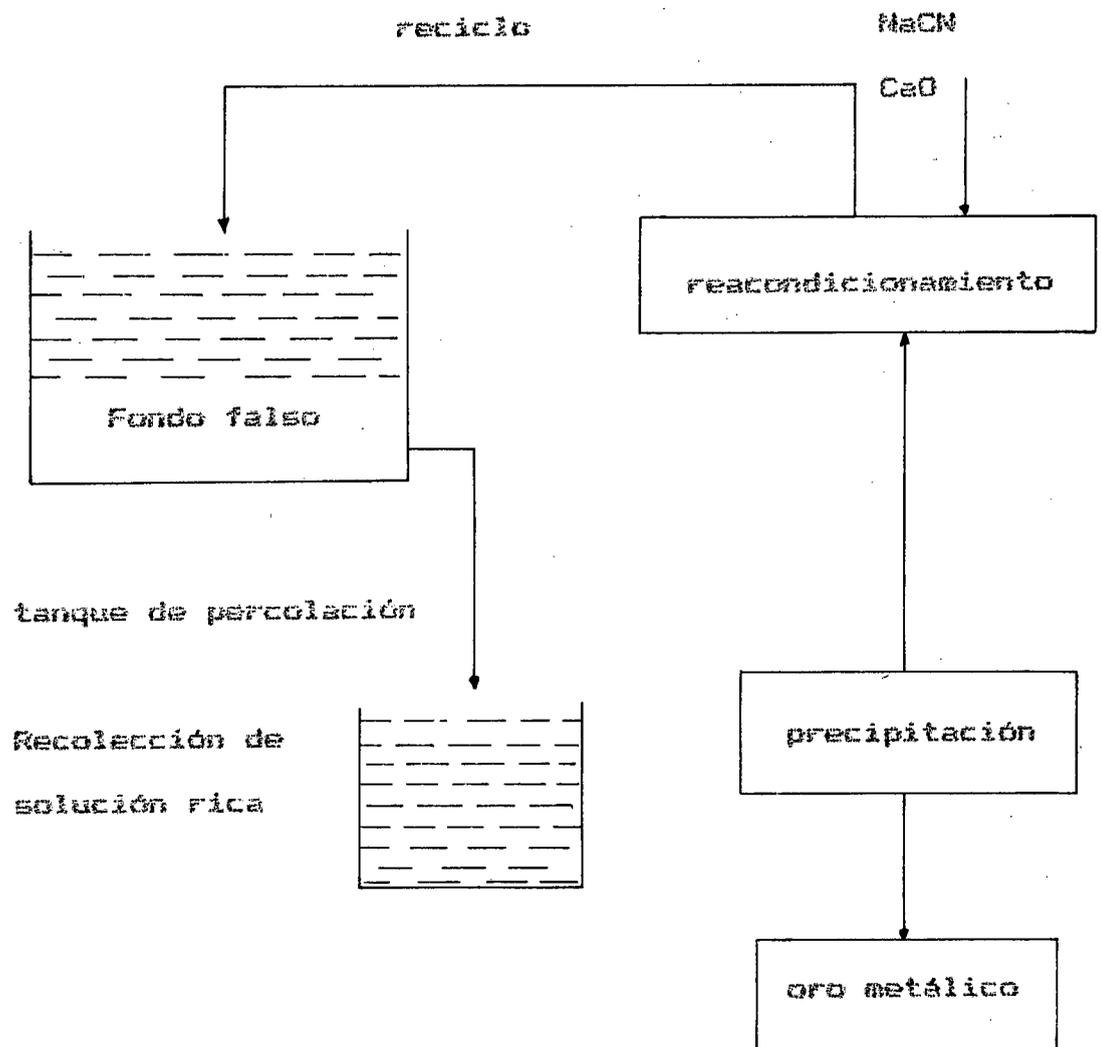


Fig. 3.3.: Cianuración por Percolación

3.2.3.2. Lixiviación por Agitación Mecánica-

En este método el agente lixiviante se pone en contacto con el mineral finamente molido (normalmente bajo - 150 mallas), en varios reactores que se encuentran provisto de un sistema de agitación mecánica. El contenido de sólidos en la pulpa, puede variar entre el 30 y 50%.

Este método es el más empleado para tratar minas de oro de ley económica, colas de flotación concentrados tostados, etc.

Entre las ventajas que manifiesta este sistema, tenemos las siguientes:

- Puede tratarse en forma continua grandes volúmenes de mineral.
- El tiempo de lixiviación es corto, variando entre 8 a 24 horas.
- Se alcanzan altas recuperaciones aplicando métodos de concentración a la pulpa para recuperar oro (Flotación, concentración gravimétrica, amalgamación, etc.), como también carbón en pulpa.

Entre las desventajas tenemos las siguientes:

- Son equipos costosos que requieren adecuado mantenimiento.

- En su funcionamiento se consume considerable cantidad de energía.
- Se necesita equipos adicionales para la sedimentación y filtración de las soluciones.
- El mineral requiere de molienda fina.

En el gráfico 3.4 se expone un diagrama del método de cianuración por agitación mecánica.

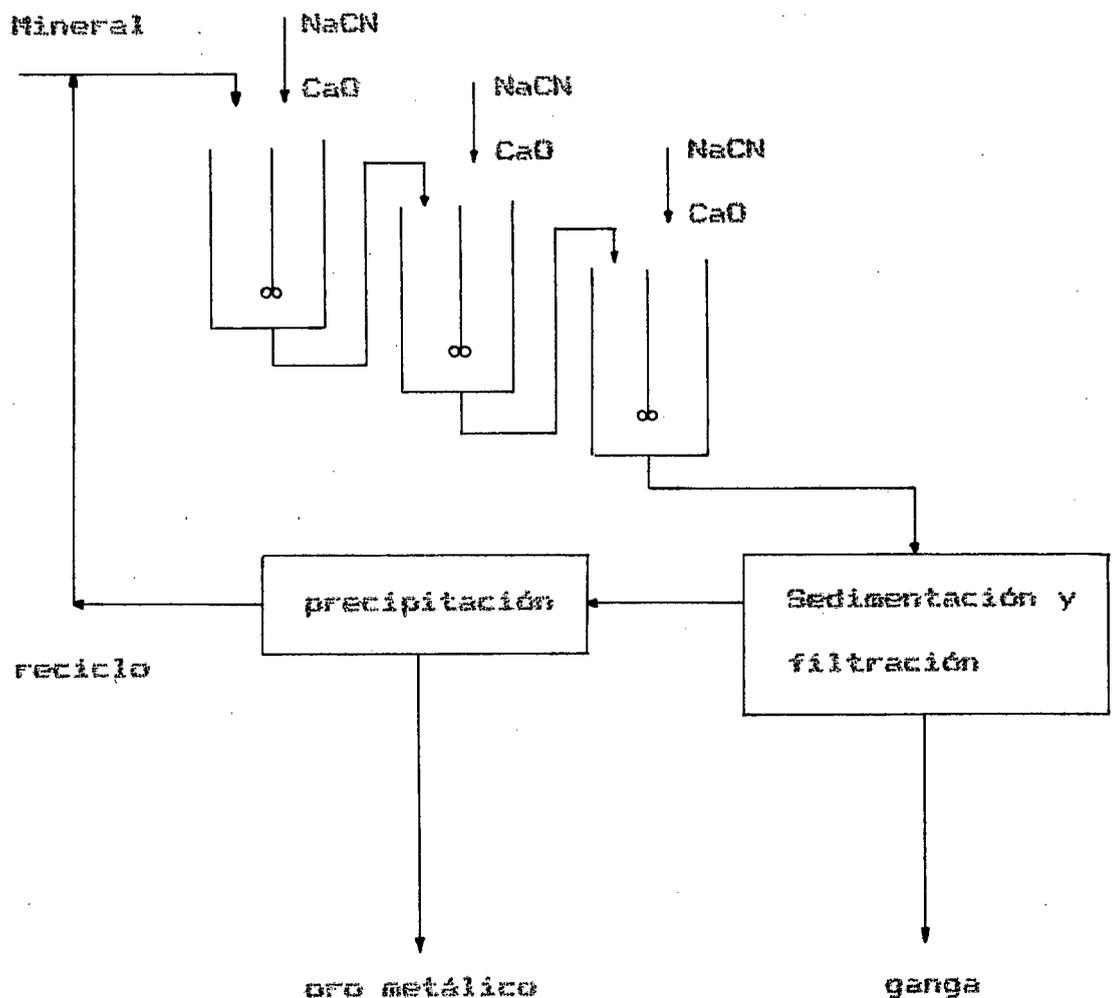


Fig. 3.4.

3.2.3.3. Lixiviación por Agitación Neumática.-

En este sistema el agua lixivante se pone en contacto con el mineral finamente molido en grandes tanques que están provistos de un sistema de agitación neumática. El contenido de sólido en la pulpa, varía entre 30 y 50%. Estos tanques son mejor conocidos como "Pachucas" y tienen una forma cilíndrica, son de gran altura y poco diámetro, además su fondo es cónico. Por su parte baja, se introduce aire comprimido, el que produce una intensa agitación en la pulpa.

La lixiviación con agitación neumática, puede utilizarse para una variedad de minerales, sin embargo, en forma prioritaria, se la usa en el tratamiento de minerales ricos y que requieren en su disolución de una fuerte aireación.

Entre las ventajas podemos enumerar las siguientes:

- Puede tratarse en forma continua pequeñas o medianas cantidades de mineral.
- El tiempo de lixiviación es corto, variando entre 8 y 24 horas.
- Se logra altas recuperaciones.
- Son equipos de construcción y operación sencillas.

Entre las desventajas tenemos las siguientes:

- En su funcionamiento se consume grandes cantidades de aire comprimido.
- Se requiere contar con equipos adicionales para sedimentación y filtración de las soluciones.
- El mineral necesita molienda fina.

En el gráfico 3.5. se tiene un diagrama del método de cianuración por agitación neumática.

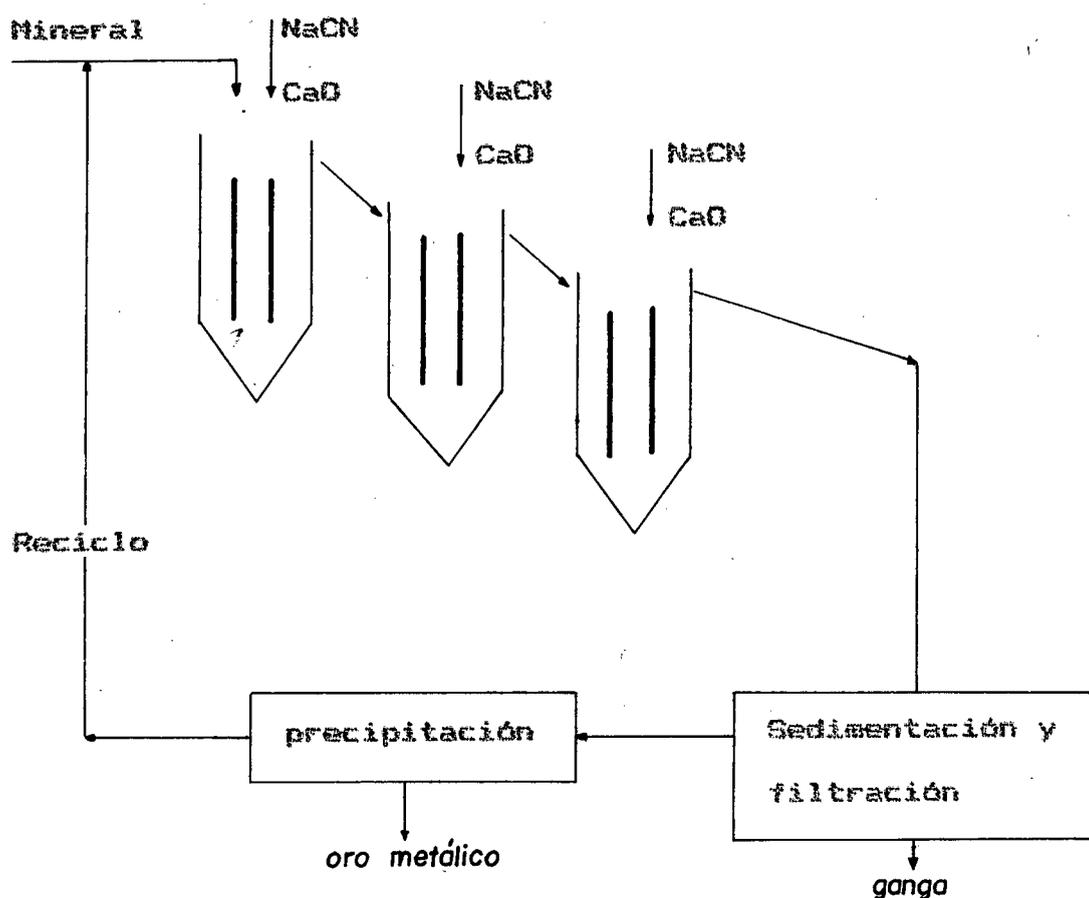


Fig. 3.5.: Cianuración por Agitación Neumática

3.2.3.4. Lixiviación en Pilas. -

La cianuración en pilas en minas de oro es una técnica hidrometalúrgica relativamente nueva, lograda como consecuencia de la aplicación del carbón (aplicado) activado en la recuperación del oro desde las soluciones, minas de baja ley de oro y depósitos de bajo tonelaje, que no justifican económicamente la construcción de una planta de cianuración por agitación, pueden ser tratadas comercialmente por este método. El mineral se apila sobre canchas recubiertas de polietileno y con una inclinación que permite la recolección de la solución cargada, el lixivante se distribuye por un sistema de irrigación. El tamaño de las pilas pueden ser de unos pocos cientos de toneladas, hasta algunos millones de ellas. El oxígeno tan necesario para que ocurra las reacciones de disolución, es introducida en la solución cuando ésta es reciada sobre la pila.

Entre las ventajas de la lixiviación en pilas, podemos enumerar las siguientes:

- Versatilidad y bajo costo de operación.
- Puede adaptarse a operaciones de bajo o alta escala.
- El mineral solo requiere de una trituración primaria.

Entre las desventajas citaremos a las siguientes:

- Solo se lograrán altos rendimientos, cuando se trate de

mineral poroso y permeable a la solución.

- Se tendrá un especial cuidado en la construcción de la pila, para evitar compactación y así no disminuir la capacidad de percolación.
- Difícil operar cuando hay exceso de agentes cianídicos, tales como los iones: As, Sb, In, Fe, Cu, etc.
- Difícil de operar cuando hay presencia de material carbonoso, que absorbe los metales preciosos de la solución, o cuando hay material orgánico que consume el oxígeno vital para la disolución.

En la figura 3.6 se expone un diagrama del funcionamiento de una cianuración.

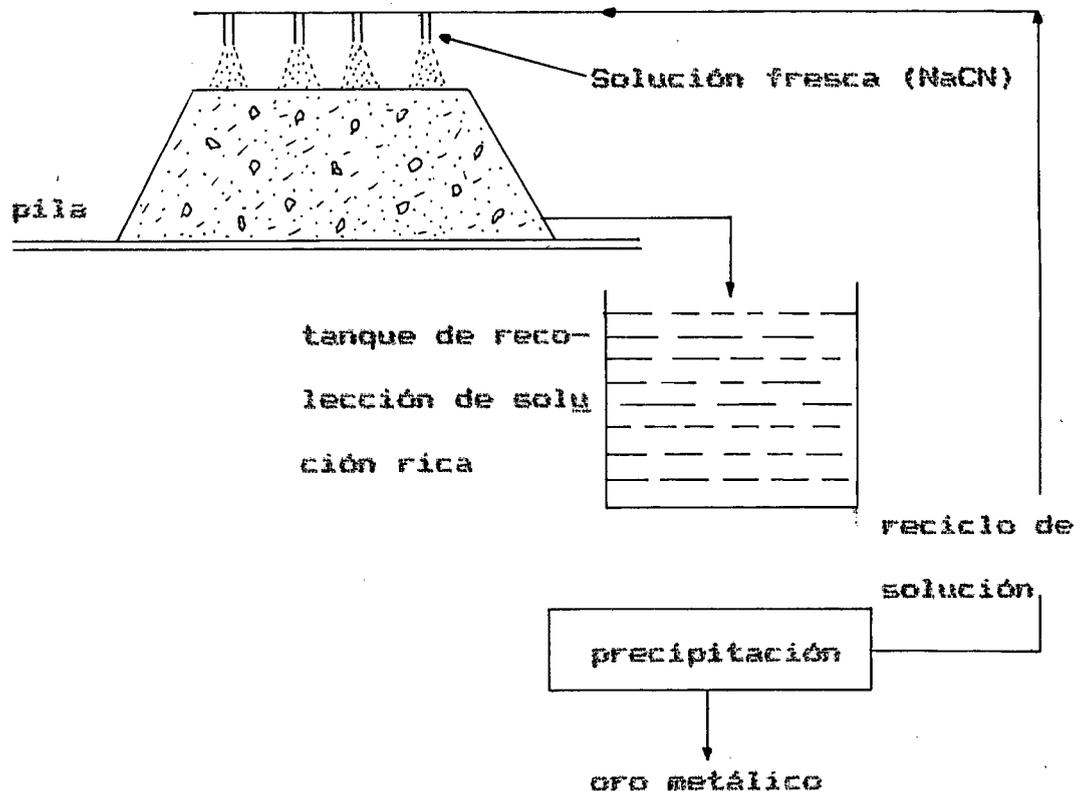


Fig. 3.6.: Cianuración en Pilas

CAPITULO IV

PREPARACION DE LA MUESTRA

La muestra que vamos a analizar proviene de NAMBIJA sector de la Golden West.

La muestra se tomo de dos partes, una de la bodega (de + 1' de ϕ) y la otra de un stock, obteniendo una sola; luego se realizó un compuesto de igual peso cada muestra. A esta muestra se le asigno con el número 194 en los Laboratorios del INSTITUTO ECUATORIANO DE MINERIA, a la misma que se le dio el siguiente tratamiento.

La muestra a estudiarse tuvo que ser secada previamente, para luego ser sometida a una preparación mecánica.

4.1. REDUCCION DE LA MUESTRA

La muestra secada, se la llevó a pesar previamente en una balanza analítica electrónica, cuyo peso dio 100,20 Kg. Con la finalidad de tener un material homogéneo y para una eficaz liberación de las partículas, se realizó los siguientes pasos.

4.1.1. TRITURACION PRIMARIA

La muestra fue llevada a una trituradora de mandíbulas o chancadora (diámetro de entrada 12 cm, y salida 1 pulg), con la finalidad de reducir el diámetro de las rocas. Este proceso se conoce con el nombre de

trituration primaria. Para que no haya una sobre trituration, a la muestra se la hace pasar por un Vibrotamiz de malla 10.

4.1.2. TRITURACION SECUNDARIA

Para reducir el tamaño de las partículas de la muestra mayor a 10# se la sometió a un molino de rodillos, la cual lo hemos ido reduciendo gradualmente su diámetro, hasta obtener una molienda efectiva. Luego procedemos a tamizarla en el vibrotamiz, de modo que no se produzca una sobre molienda. Este procedimiento de molienda secundaria y tamizado, se realiza varias veces en circuito cerrado; hasta obtener una muestra total a menos 10#(-10#). Este proceso se lo conoce como trituration secundaria.

4.1.3. TAMIZADO

Se lo realiza después de cada trituration, con la finalidad de que no haya una sobre trituration; logrando así que todo la muestra pase a un diámetro a menos 10#.

4.1.4. HOMOGENIZACION

Luego de haber obtenido la muestra con un diámetro de menos 10 mallas, procedemos a apilar; el material en el piso previamente limpio, y con ayuda de

palas recogemos el material y se riega formando un círculo, luego recogemos el material del círculo y ponemos en el centro del mismo. Esta operación se realiza cuantas veces sea necesario, según la cantidad de muestra, con la finalidad de homogenizar bien el material.

4.1.5. CUARTEO

El objetivo de este paso es tener fracciones representativas para realizar los análisis; granulométrico, químicos, etc.

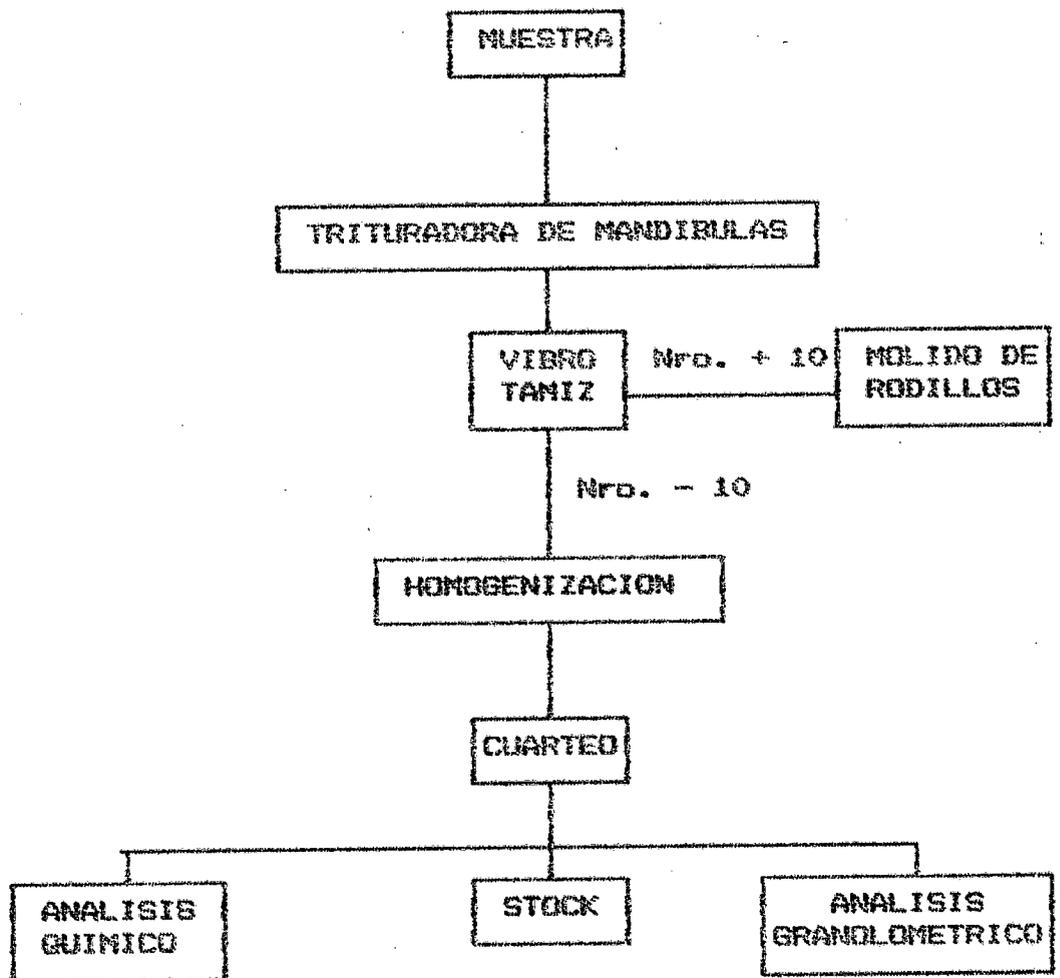
El cuarteo se lo realiza después de haber homogenizado la muestra, el cual consiste en hacer pasar el material a través de un cuarteador, el mismo que va separando el material en partes aproximadamente iguales, e ir reduciendo la cantidad cada vez más pequeña. Este procedimiento se realizó de la siguiente manera:

- Colocamos el cuarteador en el piso con las dos bandejas respectivas.
- Recoger con una pala la muestra homogenizada.
- Poner el contenido de la pala en el cuarteador. El contenido de una bandeja guardar en una funda; con la otra bandeja repetir el proceso hasta obtener las cantidades necesarias para los análisis.

A continuación graficaremos un diagrama de la preparación de la muestra.

En el capítulo de Anexos se encuentra fotografías acerca de la preparación de las muestras (Anexo 1)

DIAGRAMA PARA LA PREPARACION DE LA MUESTRA



4.2. MUESTREO MINEROLOGICO-QUIMICO-GRANULOMETRICO

4.2.1. MUESTREO MINERALOGICO

Para realizar el muestreo mineralógico, se tomó un pedazo representativa de la muestra antes de realizar los procesos de preparación mecánica de reducción. A la roca se la llevo al Laboratorio de Petrografía, en donde, se realizó un análisis de lámina delgada.

4.2.2. MUESTREO QUIMICO

El muestreo químico se lo hizo, después de los procesos de preparación mecánica, es decir, en el momento del cuarteo, en la cual se tomó una muestra representativa a 100 g. para dicho análisis.

Para conocer la ley de la muestra y el contenido de algunos minerales acompañantes principales, se mandó a analizar los siguientes elementos: Oro, Cobre, Zinc, Hierro, Plata, Plomo, Arsénico.

4.2.3. MUESTREO GRANULOMETRICO

Para el análisis granulométrico, se tomó 250 g., obtenidos en idéntica forma que para el análisis químico, muestra que también resulta muy representativa del total de la muestra.

4.3. ~~ANALISIS MINERALOGICO-QUIMICO-GRANULOMETRICO~~

4.3.1. ANALISIS MINERALOGICO

Para realizar el análisis se empleó el Microscopio de Polarización de luz transmitida para láminas delgadas. Los resultados del análisis fueron los siguientes:

- Cuarzo
- Calcita
- Mineral Opaco
- Textura: Afanítica
- Cuarzo: Son cristales aleotromorfos, amorfo de 0,05 a 0,1 mm de tamaño, recristalizados con extensión ondulada.
- Carbonatos: Escalcita criptocristalina relleno de espacios libres o en forma de vetillas. La calcita sucia con impurezas.
- Opacos: Minerales aliatríamórficos menores a 0,1 mm de tamaño, se encuentran diseminados.
- NOMBRE DE LA ROCA: CORNUBIANITA ?

4.3.2. ANALISIS QUIMICO

Es un paso fundamental y necesario, nos ayuda en la detección de los elementos presentes y sus respectivas leyes de la muestra, entre ellos: cobre, zinc, hierro, oro, plata, plomo, arsénico, etc.; entre cuyos elementos pueden existir cantidades importantes y per-

judiciales para la cianuración, también se determina la cantidad de óxidos como: CaO, SiO₂, Al₂O₃, MnO₂, MgO y de Sulfuros.

En el análisis realizado mediante los métodos de absorción Atómica e ICP se obtiene, los siguientes resultados en la tabla siguiente:

TABLA 4.1

ELEMENTO		P.P.M	%
Oro	Au	9,6	
Plata	Ag	5	
Arsénico	As		0,0125
Cobre	Cu		0,0910
Plomo	Pb		0,0230
Zinc	Zn		0,0192
Hierro	Fe		3,34

4.3.3. ANALISIS GRANULOMETRICO

El objetivo de este análisis es obtener, una granulometría óptima; para la realización de los diferentes ensayos de beneficio del oro y muy particularmente en los procesos de Cianuración y Flotación. El equipo a emplearse y su procedimiento, es el siguiente:

A. EQUIPO

1. Juego de tamices
2. Vibrotamizador

3. Balanza
4. Estufa (60°C)

B. PROCEDIMIENTO

1. Pesar 250 g de muestra para tamizar en húmedo
2. Colocar la muestra en un vaso con agua y colocar la solución a un tamiz # + 400 (Serie Tyler), encender el vibrotamiz. Realizar constantes baños con agua hasta que haya pasado buena parte de las lamas, (finos).
3. Tapar el vibrotamiz y abrir el sistema de agua. Dejar en funcionamiento durante 30' (minutos)
4. Recoger las lamas en solución a través de una manguera en un recipiente amplio
5. Suspender el tamizado y colocar los sólidos que quedaron en el tamiz, en una bandeja a fin de secarlos en la estufa a 60°C. Dejar sedimentar las lamas para su recuperación, secado y pesado.
6. Preparar el vibrotamiz para el tamizado en seco, colocando los tamices necesarios, generalmente a partir de la malla # 32.
7. Poner los sólidos secos en el primer tamiz
8. Poner en funcionamiento el equipo durante 45 minutos
9. Recoger el contenido de cada tamiz y proceder a pesar a cada uno, en una balanza analítica.

10. Con estos valores se procederá a graficarlos, para obtener la curva granulométrica.

En Anexos Nro. 2 se encuentran las curvas de los ensayos granulométricos realizados y el equipo utilizado.

4.4. PRUEBAS DE ORIENTACION

Estas pruebas sirven para introducirse en el campo de beneficio o procesamiento de minerales, que comprende todas las actividades tecnológicas desde recepción de minerales hasta la entrega de productos concentrados a la industria química y metalúrgica o bien al mercado.

4.4.1. CONCENTRACION DE FLOTACION

Este procedimiento se fundamenta en el hecho de que ciertas superficies minerales (las térreas) son "Hidrófilas", es decir toman bien el agua, la empapan bien. Por el contrario las vitreas y/o metálicas son "hidrofobas", o lo que es lo mismo, no tienen afinidad por el agua y ésta queda en forma de gotas, no se extiende por la superficie.

Sin embargo ante el aceite, el comportamiento de esas partículas es diametralmente opuestas. El aceite se extiende bien por las superficies vitreas y metálicas, pero no sobre las superficies térreas.

Una pulpa compuesta por agua y por tierras y minerales metálicos o vitreos finamente molidos, debidamente agitada y añadiendo aceite mineral y aire, produce unas burbujas oleosas a las que por afinidad se adhieren las partículas metálicas y vitreas, cuyo peso específico se compensa con la componente de la burbuja de aire, siendo la resultante de la burbuja con las partículas adheridas, favorable a la ascensión.

En consecuencia las espumas "Flotan" arrastrando las partículas metálicas o vitreas y, una vez en la superficie de la pulpa y sobrenadando la misma se separa mediante reboso. De esta forma se separan las partículas flotadas de las otras que, al no adherirse a las burbujas, permanecen en el seno de la pulpa.

Esto es el fundamento esencial de la flotación por espuma y las matizaciones se derivan de los diversos parámetros más favorables a aplicar, para facilitar la formación y carga de espumas, las cuales son:

- pH de la pulpa
- Densidad
- Temperatura
- Grado de molienda necesaria
- Tiempo de flotación

- Espumante (formadores de espumas) adecuados
- Colectores (endurecedores de espumas)
- Modificadores (depresores o activadores).

La flotación se realiza en las "Celdas de Flotación" que son equipos que consisten, esencialmente en una cuba en la que entra la pulpa y un agitador (o turbina) en su parte inferior que origina o facilita la creación de las burbujas, por efecto de la agitación y el aire.

Estas, normalmente se forman de dos maneras; o bien mediante el propio giro del rodete del agitador que crea un torbellino que introduce el aire a la parte inferior de la cuba, o, bien insuflando, además en esto, aire comprimido.

Naturalmente en ambos casos, la adición de espumantes facilita la formación de las burbujas.

Las celdas, por lo común, se montan en bancos de varias unidades y, los bancos, en varias etapas en las que se realizan diferentes separaciones: normalmente desbastes, fulk, semi-fulk, con lavados, selectivos y otros.

En Anexo Nro. 3 se encuentra un equipo de Flotación
DENVER.

4.4.2. CONCENTRACION POR CIANURACION

Es la parte principal de este estudio y consiste en buscar las mejores condiciones experimentales para la disolución del oro.

Varios son los factores que inciden en la disolución del oro, las más importantes de estas son:

1. Constituyentes minerales
2. Duración de contacto
3. Concentración de Cianuro
4. Dilución de la pulpa
5. Temperatura de la solución
6. Presencia de Acelerantes y Retardantes
7. Alcalinidad protectora
8. Tamaño de las partículas auríferas
9. Cantidad de aire introducido

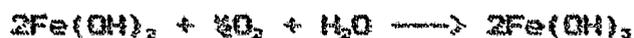
4.4.2.1. Constituyentes Minerales y la Composición del Agua.-

Al lado de la ecuación relativamente simple de la disolución del oro en solución de cianuro de sodio, surgen múltiples reacciones, debido a las sustancias extrañas introducidas por los constituyentes del mineral y el agua.

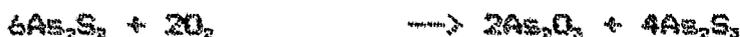
Se ha determinado la existencia de un efecto retardador ante la cianuración con la presencia de iones tales como: hierro, cobre, zinc, arsénico, antimonio, sulfatos, sulfuros, etc.

También la presencia de ciertos agentes de flotación como el ion xantato, disminuye la velocidad de disolución.

El mineral que consume el oxígeno disuelto, este es el caso de los sulfuros de hierro, ocasionan varias reacciones indeseables, así:



Los minerales que consume tanto el oxígeno como el cianuro disueltos, este es el caso de los sulfuros de cobre, zinc y también los minerales de arsénico, antimonio, etc. ocasionan varias reacciones indeseables.



4.4.2.2. Duración de Contacto.-

El tiempo de contacto para la disolución del oro estará en relación con el tamaño de las partículas, pudiéndose establecer que dentro de combinaciones ideales para un tiempo de trace horas se disolverá partículas de 44 micrones, en el caso de partículas de 100 micrones demandará un tiempo mucho mayor, con el consiguiente aumento en el gasto de cal, cianuro y energía.

4.4.2.3. Concentración de Cianuro.-

En cianuración, generalmente se utiliza soluciones diluidas de cianuro de sodio, con la finalidad de orientar la reacción a la disolución de los metales preciosos y de evitar reacciones secundaria con la variedad de compuestos que vienen acompañando al mineral. En la práctica la mayoría de las plantas de cianuración de minerales de oro empleen soluciones NaCN, en un rango del 0,02% - 0,05%. Sin embargo, para cada mineral, se deberá realizar las experimentaciones a fin de determinar la concentración óptima de cianuro de sodio.

4.4.2.4. Dilución de la Pulpa.-

A mayor disolución de la pulpa, se logrará un mejor contacto entre la solución y las partículas sólidas, facilitando así la cianuración sin embargo, por razones económicas no es posible trabajar con pulpas

extremadamente diluidas. En el caso de cianuraciones por agitación mecánica o neumática, se acostumbra a utilizar pulpas con una concentración de sólidos de aproximadamente el 30%; en cambio, en cianuraciones por percolación se utilizan pulpas con una concentración de sólidos superior al 50%.

4.4.2.5. Temperatura de la Solución.-

Al aumentar la temperatura se espera que exista un aumento de la velocidad de disolución, pero, contrariamente se tendrá una reducción de oxígeno de la solución. Se ha determinado que un valor óptimo de la temperatura de cianuración es de 85°C mas por situaciones de ahorro energético, la cianuración se acostumbra realizar a temperaturas ambiente.

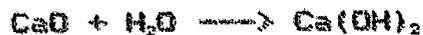
4.4.2.6. Presencia de Acelerantes y Retardantes.-

Se ha llegado a determinar que pequeñas cantidades de sales plomo y de mercurio, aceleración la disolución del oro, debido especialmente a que estos iones metálicos alteran el carácter superficial del oro, llegando a formar aleaciones de pares metálicos que facilitan la disolución. En cambio, un acceso de sales de plomo puede causar un retardo en la disolución del oro.

4.4.2.7. Alcalinidad Protectora.-

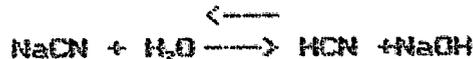
La cianuración se realiza siempre en un medio básico (pH = 10 - 11), a fin de evitar la realización de ciertas reacciones indeseable, tales como la hidrólisis del cianuro y la generación del gas cianhídrico.

La cal viva es el material utilizado para este control pH, pues, en contacto con el agua forma el hidróxido de calcio, que mantiene un medio básico.



La presencia del Ca(OH)_2 , impide que se descomponga el cianuro, debido especialmente a las siguientes reacciones:

- Hidrólisis del cianuro en presencia de un medio neutro o ácido.



- Acción del CO_2 del aire sobre el cianuro



4.4.2.8. Tamaño de las Partículas.-

Estas deben ser extremadamente pequeñas mediante la molienda (80% de material pasable en malla Nro. 200), en razón que en la naturaleza, el oro raramente se

presenta al estado de metal libre.

4.4.2.9. Cantidad de Aire Introducido.-

La cantidad de aire introducido es importante para la realización de la disolución del oro, viene dado por la ecuación.



El oxígeno es por consiguiente indispensable para la disolución del oro.

En el anexo Nro. 4 se encuentra el equipo de cianuración.

4.4.3. **CONCENTRACION MAGNETICA**

La concentración magnética constituye un método sencillo y eficaz para separar minerales de una mena, según sus propiedades Paramagnéticas y Diamagnéticas y utilizando como fuerza principal de separación, una fuerza producida por un campo magnético.

Fundamentalmente la base de separación es la diferencia de permeabilidad magnética de los distintos componentes de la mina. Siendo posible efectuar además una separación, combinando fuerzas magnéticas con fuerzas gravitacionales, friccionales o centrífugas.

Algunos factores que afectan notablemente la separación magnética, son el peso específico, tamaño y pureza de los minerales y factores electromecánicos del separador.

Como se sabe un imán está rodeado de un campo magnético y cualquier sustancia que penetre en él, será afectado de algún modo, siendo atraída o rechazada por el campo magnético. De acuerdo a este criterio las sustancias se clasifican en:

- DIAMAGNETICAS.- Aquellas sustancias que son rechazadas por las fuerzas del campo magnético hacia puntos de menor intensidad del campo.
- PARAMAGNETICOS.- Aquellas que son atraídas a lo largo de la líneas de fuerza hacia puntos de mayor intensidad de campo magnético.
- FERRONAGNETICAS.- Son sustancias de alto contenido de hierro y por ende son fuertemente atraídas por un campo magnético.

En beneficio de minerales se ha optado por crear una escala arbitraria para comparar las propiedades magnéticas de los minerales, tomando como base al hierro, por ser altamente magnética. De este modo los minerales pueden clasificarse en:

- FUERTEMENTE MAGNETICOS.- Hierro, Magnetita; Franklinita; Ilmenita. (100-40, 18-35, 38-24, 17)
- DEBIDAMENTE MAGNETICOS.- Pirrotina; Siderita; Zirconio; Limonita; etc. (6,64-1,82-1,02-0,84)
- NO MAGNETICOS.- Cuarzo; Rutilo; Cerusita; Argentita, Galena; oro, etc. (0,37-0,37-0,30-0,27-0,04).

Las propiedades magnéticas dependen de la estructura cristalina y en particular de las vacancias (defectos cristalinos de los granos). Otras formas de producir magnetismo son:

- CAMPO ELECTROMAGNETICO.- Se produce cuando se hace circular una corriente eléctrica por un conductor.
- MAGNETISMO INDUCIDO.- Se produce cuando se introduce un cuerpo en un campo magnético ejerciendo ya sea por un imán permanente o un electro-imán, llegandose a magnetizar el cuerpo la dirección del cuerpo magnético impuesto.

4.4.3.1. Clasificación de los Separadores Magnéticos.-

Los equipos de separación magnética se clasifican en:

A. SEGUN SU ALIMENTACION

- 1.- Alimentación Gruesa
- 2.- Alimentación Fina
- 3.- Alimentación Húmeda

4.- Alimentación Seca

B. SEGUN INTENSIDAD DE CAMPO MAGNETICO

- 1.- De baja intensidad (0,1 - 0,5A)
- 2.- De media intensidad (0,5 - 1,0A)
- 3.- De alta intensidad (sobre 2A)

C. SEGUN MECANISMO DE ALIMENTACION

- 1.- De vibración
- 2.- De correa
- 3.- De empuje
- 4.- De tambor
- 5.- De caída libre.

D. SEGUN FORMA DE SEPARACION DEL PRODUCTO

- 1.- Separación por gravedad
- 2.- Mediante correas transversales
- 3.- Mediante lluvia de agua
- 4.- Mediante rastrillos

E. SEGUN TIPO DE CORRIENTE UTILIZADO

- 1.- Corriente alterna
- 2.- Corriente continua

F. SEGUN TIPO DE MAGNETISMO

- 1.- Imán permanente

- 2.- Electro-imán
- 3.- Por atracción inducida
- 4.- Repulsión por histerésis
- 5.- Reacción por fuerzas coercitivas.

G. SEGUN TIPO DE MAGNETO

- 1.- Fijo
- 2.- Móvil

H. SEGUN MEDIO DE SEPARACION

- 1.- Húmedo
- 2.- Seco

I. SEGUN FORMA DE SEPARAR PARTICULAS

- 1.- Por adhesión directa de las partículas al campo magnético
- 2.- Por adhesión progresiva

En los laboratorios para realizar una concentración magnética se pueden usar los siguientes aparatos:

- Separador magnético de tambor rotatorio, con imán permanente, modelo WEDAG.
- Separador magnético de tambor rotatorio en húmedo, con electro-imán, modelo DINGS.
- Separador magnético de rodillo-magnetismo inducido, alta intensidad, modelo CARPCO.

- Separador magnético FRANTZ ISODYNAMIC.

En anexo Nro. 5 se encuentra graficado el equipo experimental de separación magnética FRANTZ ISODYNAMIC

4.4.4. CONCENTRACION GRAVIMETRICA

La concentración gravimétrica de los minerales se halla orientada a la separación de los minerales de mayor valor económico, desechando aquellas estériles o gangas que no poseen ningún atractivo comercial.

La concentración gravimétrica se fundamenta en la separación de minerales de distintas gravedades específicas, los mismos que se encuentran sumergidos en el agua. En el caso de minerales auríferos este sistema es ampliamente utilizado ya que el oro tiene gravedad específica de 19,3 y las gangas comunes valores entre 2 y 3. Cuando mayor diferencia hay entre estas gravedades específicas, mucho más fácil será separarlas y concentrarlas.

Según las leyes de las sedimentaciones, se considera la siguiente relación.

$$R = (d1 - p)/(d2 - p)$$

donde:

p = densidad de agua (1g/cc)

d_1 = densidad del mineral pesado (Au = 19,3g/cc)

d_2 = densidad del mineral liviano (arena = 2,6g/cc)

Aplicando la relación al caso de placeres aluviales tendremos el siguiente valor:

$$R = (19,36/CC - 1g/cc)/(2,6g/cc - 1g/cc) = 11,4$$

R , tiene el valor de 11,4; esto nos indica que es sumamente fácil separar el oro libre en los placeres aluviales, utilizando los procesos de concentración gravimétrica.

Resulta interesante tener presente las distintas posibilidades que se presentan en concentración gravimétrica, así por ejemplo:

1. Si R es mayor que 2,5 la separación es fácil
2. Si R se halla entre 1,75 y 1,5; la separación es posible, pero tratándose de minerales gruesos, es decir, con dimensiones de partículas superiores a 1,65 mm.
3. Si R es menor que 1,25; la separación es prácticamente imposible.

Existen algunos equipos para concentración gravimétrica entre estos tenemos:

- Batea del minero
- Canalones
- Mesas concentradoras
- Concentrador Jig.

Entre los equipos modernos y de mayor importancia tenemos los siguientes:

- Espirales concentradores.
- Conos concentradores
- Concentradores centrifugos
- Dragas manuales y mecánicas
- Plantas de lavado

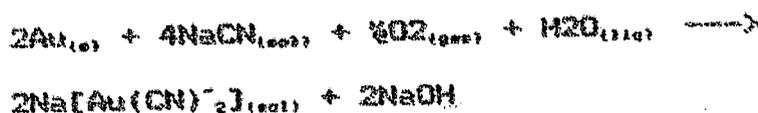
En Anexo Nro. 6 se observa un gráfico de una mesa concentradora experimental.

4.4.5. CONCENTRACION POR TIUREACION

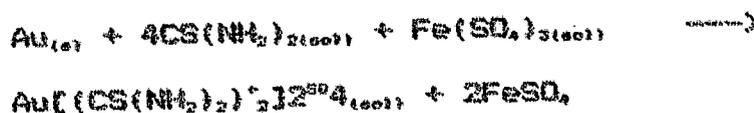
Recientemente, se ha puesto mucha atención en el uso de la tiourea como agente acomplejante en la lixiviación del oro. El proceso actúa en solución ácida acompañada de un agente oxidante Fe^{3+} en vez del oxígeno que usualmente se utiliza en la cianuración.

La causa del fracaso de la utilización de la tiourea consiste en la diferencia química de ésta, comparada con la del cianuro. Las reacciones de disolución comparadas son como sigue:

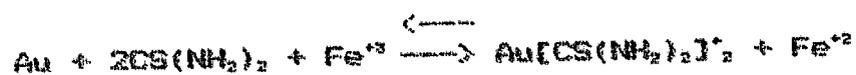
CIANURO



TIOUREA



La reacción de disolución del oro puede expresarse de la siguiente manera:



Las características de esta reacción son:

- Se realiza en un medio fuertemente ácido, con pH entre 1 y 3
- Se utiliza generalmente como reactivo auxiliar al ácido sulfúrico.
- Se necesitan agentes oxidantes fuertes, tal como el

sulfato férrico, $Fe_2(SO_4)_3$.

En la actualidad se han desarrollado varios complejos mineros que recuperan los metales preciosos utilizando la técnica de la tioureación.

Al comparar la tioureación con la cianuración se puede hallar ciertas ventajas de la tioureación, así por ejemplo.

- Se utiliza especialmente en el tratamiento de menas refractarias, que normalmente no responden a la cianuración.
- Tienen gran velocidad de reacción, del orden de 10 a 12 veces mayor que la cianuración.
- No es afectada por la presencia de impurezas, tales como iones de cobre, zinc, hierro, arsénico, antimonio, etc.
- La tiourea, no es tóxica, a diferencia del cianuro.

Sin embargo, también podemos encontrar ciertas desventajas de la tioureación, así por ejemplo:

- Un alto consumo de tiourea en comparación al consumo del cianuro.
- Un alto costo de la tiourea por tonelada de mineral a tratar, comparado con el cianuro.
- Consumo de tiourea por tonelada de mineral 35 Kg.

- Consumo de cianuro por tonelada de mineral 1 Kg.

4.4.6. CONCENTRACION POR AMALGAMACION

Este es un método muy antiguo utilizado para la recuperación del oro y la plata a partir de los minerales o de preconcentrados auríferos.

En este proceso, el oro y la plata, al estado nativo, son separados de la pulpa al pasar a través de la interfase agua-mercurio y pasar a formar una nueva fase llamada "amalgama" que es una aleación de mercurio con metal precioso. La selectividad del proceso se debe a la baja tensión interfasial de la interfase oro-mercurio (mojabilidad del oro por el mercurio) y a la alta tensión superficial del mercurio y de los metales nativos.

De esta forma al poner en contacto al oro con el mercurio, se forma una fase termodinámica más estable (con menor tensión interfasial) y las partículas de oro son finamente atrapadas y disueltas por el mercurio.

Un requerimiento esencial del proceso, es la mantención de la superficie del mercurio totalmente limpia de películas sólidas o líquidas, así como también el mantener la superficie del metal precioso limpia y libre de oxidación o recubrimientos. La presencia de sustancias

orgánicas, como: grasas, aceites, reducen la tensión superficial haciendo inefectiva la amalgación. Para contrarrestar estos efectos nocivos, se usa en la amalgación ciertos aditivos, tales como: la cal, el hidróxido de sodio, el carbonato de sodio, cianuro de sodio, etc.

La amalgación se lleva a cabo en tres equipos:

- Tambores
- Planchas
- Trampas.

La amalgama recuperada de las planchas, tambores o trampas es de una consistencia pastosa y se limpia, agregando una mayor cantidad de mercurio, posteriormente se filtra a presión, utilizando un paño grueso o gamuza como medio filtrante, para eliminar el exceso de mercurio, en esta forma se obtiene una amalgama limpia conteniendo entre 30 y 40% de oro. El mercurio líquido se recicla al proceso de amalgamación y la amalgama es destilada en una retorta calentada lentamente a 353°C. Los vapores de mercurio son condensados a fin de recuperarlo y evitar sus efectos contaminantes.

Después de la destilación se obtiene una "Esponja de oro" que contiene como impurezas: plata, cobre, y restos de mercurio. Esta esponja se funde en un crisol de

carbón, con bórax y si es necesario con algo de sílice, carbonato de sodio y nitrato de sodio.

Finalmente el material fundido se lo enfría en una lingotera con lo que se llegará a obtener el lingote de oro.

En Anexo Nro. 7 tenemos un tambor amalgamador experimental.

4.4.7. PROCESOS EXPERIMENTALES

4.4.7.1. Concentración por Flotación.

A. TEMA: "Flotación del oro de Nambija"

B. OBJETIVO: Flotar el oro y la pirita - flotación Bulk no selectiva

C. EQUIPO Y REACTIVOS:

C.1. EQUIPO:

- Celda de Flotación
- Molino tipo alpino
- Peachimetro
- Bandejas
- Estufa (60°C)

C.2. REACTIVOS:

- Colector: Isopropil Xantato de Sodio
- Espumante: Z-250
- Activantes y Depresores: Depresor Sulfato de

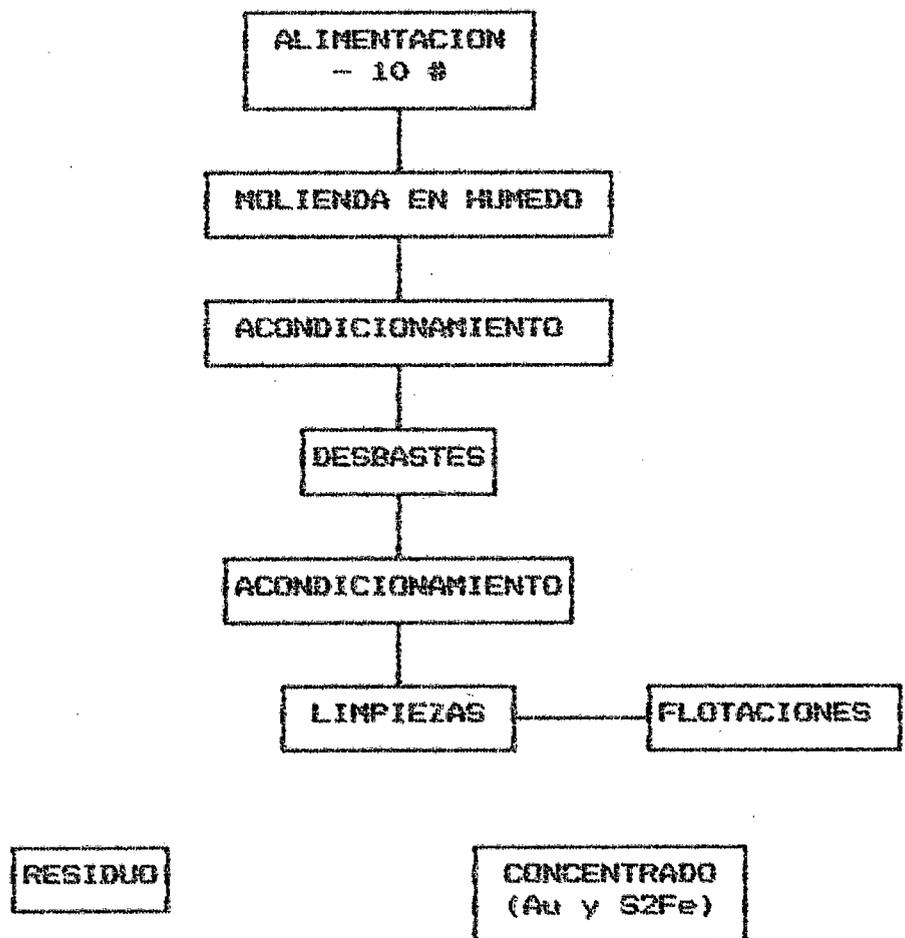
sodio.

D. PROCEDIMIENTO:

- Moler 750 g de mineral con 750 ml de agua destilada.
(relación líquido en peso 1:1)
- Regular el tiempo de molienda al molino (25 minutos)
- Recoger la muestra del molino, lavarla con agua destilada; para posteriormente trasvasar la muestra a la celda de flotación.
- Tomar pH inicial (9,5), en este caso
- Acondicionar con los reactivos a emplearse, y tomar el pH en cada acondicionamiento.
- Realizar los desbastes necesarias a fin de poder obtener suficiente mineral extraído. Al realizar los desbastes, se toma un tiempo necesario para sacar una espuma gris o negra y se la coloca en una bandeja previamente etiquetado.
- Si se realiza limpiezas o lavado, los desbastes se recogen en una sola bandeja; y nuevamente se coloca en otra celda para flotar, el residuo que quedó en la celda de flotación anterior; se la recoge en una bandeja y se la etiqueta, luego se la seca en la estufa, se recupera, se pesa, homogeniza y se envía para el análisis químico respectivo, datos necesarios para realizar el balance metalúrgico.
- Se puede realizar varios lavados para obtener concentraciones mayores.

E. DATOS, TABLAS Y GRAFICOS:

DIAGRAMA DE FLUJO Nro. 2



ENSAYO DE FLOTACION

OPERACIONES	TIEMPO (Min)	SOLIDOS %	pH	REACTIVOS UTILIZADOS g/t		
				DF-250	Ip/Na ₂ S ₂ O ₃	
Molienda	25	50	9,1			
Acordici A	10	± 33	9,1	55	50	1000
Flotaci A	1					—
Acordici B	5		9,8	10	30	—
Flotaci B	1'5"					—
Acordici C	5		10,0	10	15	—
Flotaci C	1'8"					—
Acordici D	5		10,0	15	10	—
Flotaci D	1'9"					—
Acordici	5		9,7	—	—	—
Limpieza	1					—
Acordici	5		9,4	10	—	—
Limpieza	1					—

RESULTADO	PESO g	PESO %	LEY DE ORO		RECUPERACION DE ORO %
			p.p.m	mg	
C2	11,315	1,514	600,00	6,789	72,2
R2	22,286	2,983	28,00	0,624	6,6
C1=C2+R2	33,601	4,497	220,62	7,413	78,8
R1	68,104	9,115	15,00	1,022	10,9
C0=C2+R2+R1	101,705	13,611	82,93	8,435	89,1
R0	645,500	86,389	1,50	0,968	10,3
ALIMENTACION	747,205	100,000	12,58	9,403	100,00

F. CALCULOS:

$$\text{Peso \%} = \frac{\text{Pgr} \times 100}{\text{EP gr.}} \quad \text{Ley de oro mg} = \frac{\text{Ley Auppm} \times \text{Pgr}}{100 \text{ mg.}}$$

$$\text{Ley de oro} = \frac{\text{Au g/t} \times \text{Pg}}{\text{Ley Au mg.}} \quad \text{Ley de oro} = \frac{\text{Ley Au mg} \times 100 \text{ mg}}{\text{P gr.}}$$

$$\text{RECUPERACION} = \frac{\text{Ley Au mg.} \times 100}{\Sigma \text{Ley Au mg.}}$$

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:

6.1. CONCLUSIONES

- Se concluye que una molienda de 25' (min) y a una agitación de 1500 r.p.m nos da buenos resultados.
- Se concluye que realizando una flotación de devaste da una recuperación \pm 95,38% de Au con una ley de 85.5 ppm
- Se puede observar claramente que realizando limpiezas se puede recuperar 87,35% con una ley de 600 ppm.
- Se Puede concluir que este método es muy eficaz para la recuperación del oro de Nambija.
- Al hacer las limpiezas la ley de Au sube pero la recuperación baja.
- La ley calculada (12,58) tiene una variación con la ley de cabeza (9,6) debido a que en la ley de cabeza se tomo material a -10 mallas, cuyas partículas de Au macrométricas en el momento del cuarteo no se logró mezclar bien.

6.2. RECOMENDACIONES

- Se recomienda trabajar con los residuos de cianuración para comprobar su porcentaje de recuperación.
- Se recomienda realizar estudios económicos e ir comparando con el método de cianuración.

- Se recomienda dejar un tiempo moderado para acondicionar el mineral.
- Es recomendable hacer dos limpiezas ya que se tiene una alta ley de Au con una recuperación aceptable.
- Se recomienda trabajar con las siguientes condiciones:

Reactivos: Izopropil Xantato de sodio	IpXNa
Silicato de sodio	NaSiO3
Acido sulfúrico	H2SO4

Granulometría = 60% 200 #

Agitación = 1500 r.p.m

PH = 9 - 9.8

Nota: en el capítulo de Anexos se encuentra pruebas de flotación (Anexo 8)

4.4.7.2. Concentración por Cianuración.-

A. TEMA: "Cianuración del oro de Nambija"

B. OBJETIVO: Realizar una prueba demostrativa de cianuración del oro.

C. MATERIALES Y REACTIVOS:

6.1. MATERIALES

- Un agitador mecánico
- Peachimetro
- Dos pipetas (50-25ml)

- Papel filtro
- Molino de bolas tipo Alphino
- Balón
- Balanza, etc.

6.2. REACTIVOS

- Agua
- Cianuro de sodio
- Oxido de calcio
- Nitrato o acetato de plomo
- Solución de ácido sulfúrico (4,38 g/l)
- Solución de nitrato de plata (4,34 g/l)
- Fenolftaleína (indicador)
- Yoduro de potasio (indicador)
- Solución de cloruro de sodio al 20%
- Solución de Amoniaco.

D. PROCEDIMIENTO:

- Moler 750 gr Fe mineral 1:1 en un molino de bolas tipo alphino a diferentes tiempos determinados (25)
- Sacar la muestra del molino, lavarla con agua, para posteriormente trasvasar la muestra al vaso lixivian-
te con capacidad de 4 litros.
- Colocar el agitador dentro del vaso lixivian-
te
- A una revoloción determinada 1385 r.p.m. se agita la
mezcla por un tiempo determinado (15'20', etc.),
correspondiendo este paso a la preaireación de la

pulpa a la vez que se homogeniza la misma.

- Se toma el pH inicial de la pulpa.
- Si el pH esta bajo 9, se adiciona cal (CaO) hasta el pH deseado.
- Se procede a adicionar el CNNa, previamente calculada el volumen de la pulpa (2250 ml).

Nota: A partir de este momento se toma cuenta el tiempo de cianuración o lixivante.

- Se realiza la toma de muestras a diferentes tiempos, en los que se determina el CN y Cal residuales y oro libre, y en caso de faltar reactivos debido al consumo efectuado, se lo complementa.

D.1. ANALISIS DE CIANURO LIBRE:

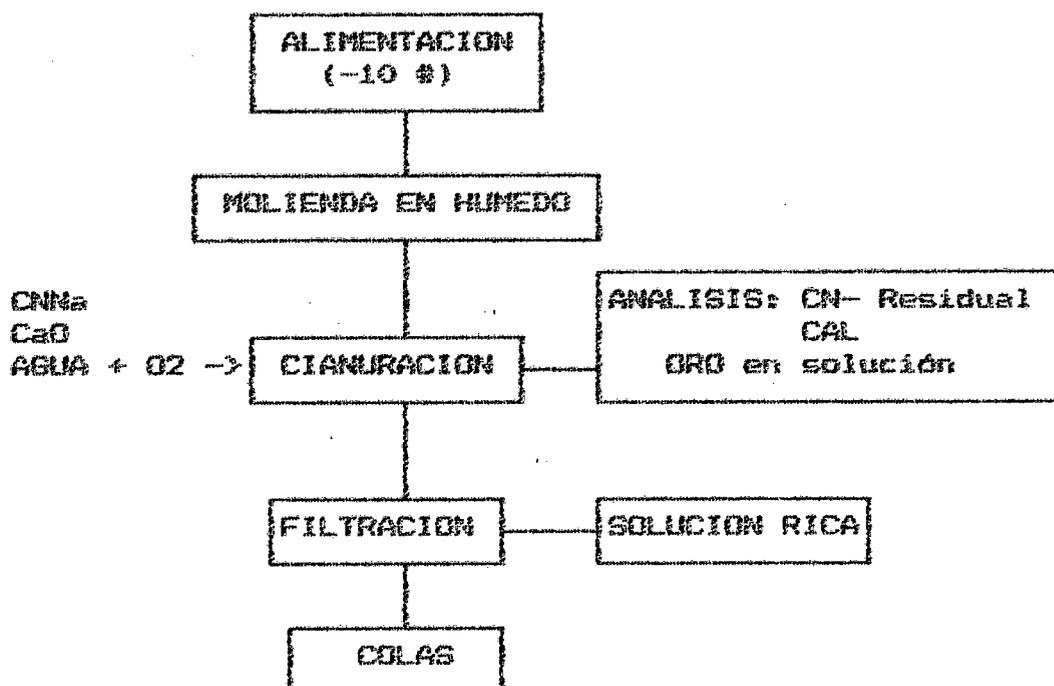
- Se para el equipo de agitación, se deja sedimentar por unos minutos.
- Se toma 50 ml, de licor lixivante con una pipeta provista de una pera de absorción.
- Filtrar, el licor lixivante
- Tomar 25 ml de la solución filtrada
- Agregar 4 o 5 gotas de yoduro de potasio
- Titular con una solución de nitrato de plata, hasta que pueda visualizarse un color amarillo débil, éste, el punto que indica la cantidad de cianuro que aún no ha reaccionado.
- Proceder a calcular

D.2 ANALISIS DE CAL RESIDUAL O CAL LIBRE

- Tomar la solución anterior, es decir, la que queda de la determinación del cianuro libre
- Adicionar dos o tres gotas de fenolftaleína hasta que la coloración sea violeta.
- Titular con una solución de ácido sulfúrico, hasta que desaparezca el color violeta y quede una solución amarilla como la anterior.
- Proceder a calcular
- Tomar muestras cada media hora, una hora o dos horas, según sea el consumo de reactivos, pero siempre controlando el pH de la solución. La cianuración concluirá, cuando casi ya no haya consumo de cianuro de sodio, lo que nos indica que el oro del mineral, ha sido disuelto en su mayor parte

E. DATOS, TABLAS Y GRAFICAS:

DIAGRAMA DE FLUJO Nro. 3

ENSAYO DE CIANURACIONCondiciones de Operación:

Peso muestra : 750 g.

NaCN libre : 500 mg/l

Peso de agua : 2250 g.

CaO libre : 200 mg/l

Dilución S/L : 1:3

Agitación : 1555 r.p.m.

pH : 10 - 11

Tiempo (h)	Agente ml	HCN residual mg/l	HCN clasificado mg	HCN ml	Ca residual mg/l	Ca clasificado mg	Ar ml	Ar 25 ml	Ar disuelto mg	Ar extraído mg
9,15	—	—	1125,00	—	—	450	—	—	—	—
9,45	4,75	475	56,25	0,20	20	465	16,4	0,655	1676,0	7,85
10,45	4,05	405	34,00	0,70	70	—	60,0	2,400	6516,4	29,82
12,45	4,20	420	—	0,35	35	—	97,0	3,880	6906,4	46,85
14,45	5,00	500	—	0,30	30	—	130,0	5,200	11673,4	63,17
9,15	2,55	255	—	0,25	25	—	263,0	0,120	19573,4	93,81
LIMPIO							75,0	3,000	15506,4	62,49

F. CALCULOS:

Consumo de Cianuro

$$A = B - C \quad \text{Donde: } A = \text{Consumo de cianuro (g/t)}$$

B = Cianuro agregado

C = Cianuro no consumido

Consumo de Cal

$$X = Y - Z \quad \text{Donde: } X = \text{Consumo de cal (g/t)}$$

Y = Cal agregada

Z = Cal no consumida

Porcentaje de recuperación

$$R = S \times T \quad \text{Donde: } R = \text{Recuperación } \% (\text{ug})$$

S = Cantidad de licor lixiviante ml

T = Cantidad de oro en soluciones
(ug/ml)

Ley Calculada

$N = D - B$ Donde: N = Cantidad de oro en las colas ug

B = Peso de las colas (g)

c = Ley de la cola (ug/ml)

Ley Calculada

$L = \frac{M \times N}{750}$ Donde: L = Ley calculada en p.p.m.

M = Cantidad de oro disuelto (ug)

N = Cantidad de oro en colas (ug)

G. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:**G.1 CONCLUSIONES**

- Se puede observar que la granulometria óptima es de 85% de material pasable a 200 mallas.
- Se determina que 24 horas es tiempo suficiente para obtener el oro disuelto en su mayor parte.
- Se determina que a 1555 r.p.m. funciona bien la disolución del oro.
- Se observa que a pH básico (9) es recomendable

G.2 RECOMENDACIONES:

- Se recomienda que el tiempo de dosificación sea mínimo.
- Al realizar el análisis de cianuro o cal libre. El papel filtro debe estar seco

- La solución filtrada debe ser clara e incolora para poder observar en el viraje de coloración en la titulación.

- Se recomienda trabajar a un pH mayor o igual a 9.

Nota: En el capítulo de Anexos se encuentra ensayos de Cianuración (Anexo 9).

4.4.7.3. Concentración por Tiourea.-

A. TEMA: Realizar ensayos con Tiourea el mineral de Nambija.

B. OBJETIVO: Observar si el estudio es aplicable a este mineral.

C. EQUIPO Y REACTIVOS:

C.1 EQUIPO

- Celda de cianuración - Peachimetro
- Pipetas: 50-25 ml -
- Estufa (60° C)

C.2 REACTIVOS

- Tiourea 10 g/l
- Sulfato férrico $(SO_4)_3Fe_2$ 18 g.
- Acido sulfúrico 0,01 molar
- Nitrato de mercurio $Hg(NO_3)_2$

D. PROCEDIMIENTO:

- Pesar 750 g de muestra y depositar en un molino de

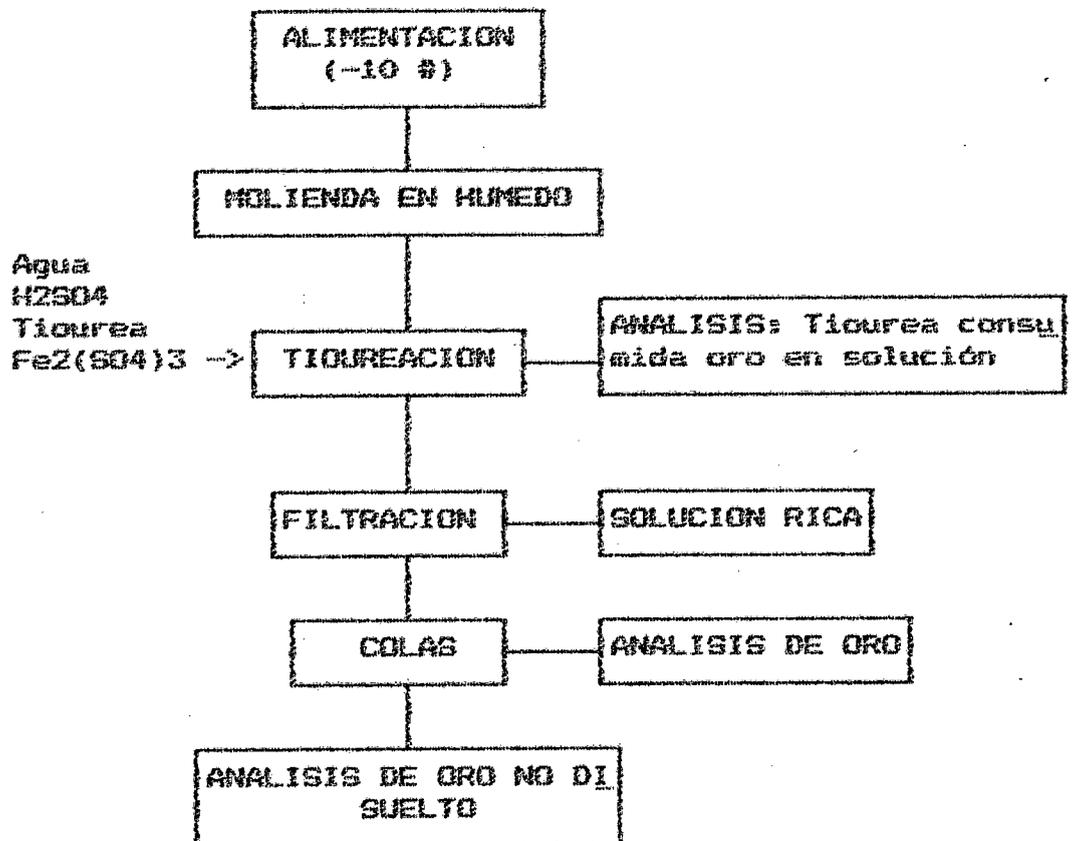
bolas tipo alpino, la molienda se hace en base húmeda para lo cual se adiciona 750 ml de agua.

- El tiempo de molienda se realiza a 35' (min)
- Sacar la muestra del molino, lavarlo con agua, para posteriormente trasvasar la muestra al vaso lixiviante con capacidad de 4 litros.
- Colocar el agitador dentro del vaso lixiviante.
- A una revolución determinada 1385 r.p.m., se agita la mezcla por un tiempo determinado, correspondiente este paso a la preaireación de la pulpa a la vez que se homogeniza la misma.
- Se toma el pH inicial de la pulpa, adicionar ácido sulfúrico hasta obtener el pH necesario (1,5), luego sulfato férrico en una determinada concentración y finalmente adicionar tiourea.
- A intervalos determinados, de tiempo, extraer con una pipeta de 50 ml de licor lixiviante y filtrar al vacío, tomar 25 ml de solución filtrada y regresar el exceso de solución y la pulpa al sistema lixiviante con adición de aproximadamente 25 ml de agua para no variar la dilución.
- En los 25 ml de solución se analizará la tiourea consumido y el oro disuelto, si es necesario se añadirá tiourea, de lo contrario no será conveniente.
- Durante el proceso de lixiviación se controlará el

- pH tratado de mantener constante con adición de ácidos sulfúricos al 50% si es necesario, se leerá el potencial redox con el electrodo de pH calomel.
- Terminado el tiempo de lixiviación, se filtra la pulpa y se lava una determinada cantidad de agua. El residuo sólido se seca y pesa, añadiéndose luego el oro disuelto y en la solución final el oro disuelto. Estas condiciones nos darán las recuperaciones totales.

E. DATOS, TABLAS Y GRAFICOS:

DIAGRAMA DE FLUJO



PRUEBA DE TIUREACION

Mineral : 750 g

Dilución: sólido/líquido 1:3

Adición: 32 ml H₂SO₄

pH : 2,2 - 2,6

Tiourea : 10 g/l

Peso de Fe₂(SO₄)₃ : 18 g

Hora de inicio : 11:20

1ra. Titulación

Volumen	1	ml	2	ml
Hg(NO ₃) ₂	5,2	ml	10,15	ml

2da. Titulación

Volumen	1	ml	2	ml
Hg(NO ₃) ₂	5,05		10,05	

3ra. Titulación

Volumen	1	ml	2	ml
Hg(NO ₃) ₂	5,2		10,10	

F. CALCULOS:

- Consumo de Tiourea

T_{uc} = T_{ua} - T_{unc} Donde: T_{uc} =g de tiourea consumidaT_{ua} =g de tiourea agregadaT_{unc}=g de tiourea no consumida

- Porcentaje de recuperación

$$\% R = V' \times CAu \quad \text{Donde: } \%R = \text{Porcentaje de recuperación en un tiempo}$$

V' = Volumen de licor lixivante

CAu = Cantidad de oro presente en solución (ug/t)

- Determinación de la Ley calculada

$$A = P \times Lc \quad \text{Donde: } A = \text{Oro presente en las colas}$$

P = Paso del residuo (g)

Lc = Ley de la cola (ug/ml)

- Ley Calculada

$$L = \frac{D + C}{750} \quad \text{Donde: } L = \text{Ley calculada (ppm)}$$

D = Cantidad de oro disuelto ug.

C = Cantidad de oro en el residuo (ug)

t (h)	Au(MG/L)	Au (mg)	Au (mg)
1	1,5	3,375	3,375
2	1,8	4,050	4,088
3	2,0	4,500	4,583
Lavado	1,3	6,500	6,633
Residuo	3,7 g/t = 12,596 mg.		

LEY CALCULADA = 12,596

EXTRACION

1 hora	35,7%
"	43,3%
"	48,5%
Lavado	70,2%

ACIDO SULFURICO CONSUMIDO

32 ml H_2SO_4	750 de mineral
X	10 ⁶ de mineral

X = 42666,7 ml H_2SO_4 /tonelada de mineral

X = 84,5 Kg H_2SO_4 /tonelada de mineral

G. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:

G.1 CONCLUSIONES:

- Hay un elevado consumo de tiourea debido a que la mina tiene una alta ley de oro por lo que este método no es conveniente para su utilización, lo cual influye su alto costo de la tiourea.
- Se concluye que el mineral de Nambija es un Skarn, el cual contiene un alto porcentaje de cristales de calcita, su pH es 8,6 que es básico, el cual influye en el alto consumo de ácido que se necesitaría para trabajar, al pH ideal.
- De los resultados obtenidos de los análisis se

concluye que hay buenas recuperaciones de oro en tiempos de agitación relativamente cortos.

- Se concluye que en 3 horas de disolución se ha gastado más de la mitad de TU dosificado.

G.2 RECOMENDACIONES:

- Se debería estudiar más detalladamente este proceso, con los siguientes parámetros: Tiempo de molienda, Velocidad de Lixiviación, Disolución de la pulpa, pH, concentración de tiourea, concentración de Fe^{3+} , Aireación, Concentración de H_2O_2 y Tiempo de lixiviación.
- Sería muy importante la realización de los estudios necesarios para la lixiviación del oro mediante la adición de SO_2 a las soluciones ácidas de tiourea. Conjuntamente, la precipitación del oro de las soluciones tanto por carbón como residuos coadsorventes, además con la precipitación con aluminio.
- Se recomienda trabajar con un pH de 1 a 2.
- Se recomienda trabajar con un tiempo de disolución de 8 horas por lo mínimo.

4.4.7.4. Concentración Gravimétrica:

A. TEMA: Concentrar gravimetricamente el mineral de Nambija.

B. OBJETIVO: Observar si el estudio realizado es aplicable a la muestra de Nambija.

C. EQUIPO Y REACTIVOS:

C.1 EQUIPO:

- Mesa Witley
- Bandejas
- Batea
- Crisol
- Probeta
- Cronómetro
- Graduador y Regletas
- Estufa.

C.2 REACTIVOS:

- Agua

D. PROCEDIMIENTOS:

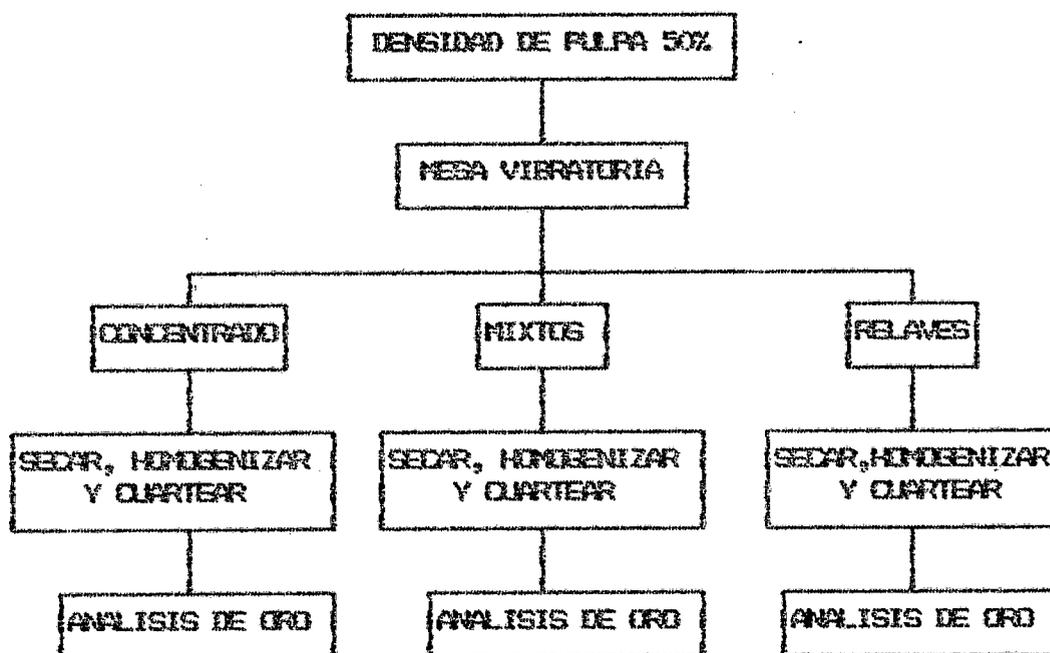
- Fijar en la mesa las condiciones iniciales de trabajo como: inclinación de la mesa, fuerza de golpe, amplitud de desplazamiento, caudal de agua, disolución de la pulpa
- Preparar la pulpa al 50% de sólidos (750gr de

sólidos y 750 gr. de agua)

- Abrir la llave de agua y distribuirla bien sobre la mesa.
- Regular el caudal.
- Accionar el equipo
- Alimentar la pulpa
- Recoger en bandejas el concentrado, mixtos y relaves.
- Secar las tres fracciones.
- Homogenizar y cuartear cada una
- Analizar oro por absorción atómica.

E. DATOS, TABLAS Y GRAFICOS:

DIAGRAMA DE FLUJO



PRUEBA GRAVIMETRICA

- Peso inicial: 924,9 pasado a 50 #
- Densidad de pulpa: 300 cc con 924,9 g
- Tiempo de alimentación: 2'50"
- Caudal de agua: Distribuidor = 300 cc en 14" seg.
Alimentación = 300 cc en 8 seg.
- Inclinação de la mesa = 6°
- Amplitud de desplazamiento de la mesa = 14 mm

RESULTADOS: BALANCE CUANTITATIVO

- Au en el concentrado (Nro. de pepitas) = 13 en 177,2 gr de muestra
- Au en el mixto (Nro. de pepitas) = 7 en 328,6 gr de muestra
- Au en el relave (Nro. de pepitas) = — en 419,1 gr de muestra

NOTA: Al calcular la cantidad de oro en una concentración gravimétrica, se puede realizar mediante: Análisis Químico (Absorción atómica)

- Copelación
- etc.- En el Balance Cuantitativo se empleó una batea de minero y un microscopio para observar el número de pepitas de oro que se encuentran en el Concentrado, Mixtos y Relaves.

F. CALCULOS:

- Para realizar los cálculos de: Recuperación de oro

en; concentrado, Mixtos, y Relaves, es necesario emplear las siguientes fórmulas.

ALIMENTACION:

$A = C + m + R$ Donde: A = Alimentación

C = Concentrado

m = Mixtos

R = Relaves

ANALISIS QUIMICO:

$A(\text{AuA}) = C(\text{AuC}) + m(\text{Aum}) + r(\text{AuR})$

Donde: A(AuA)=Oro en la alimentación gr/t

C(AuC)=Oro en los concentrados gr/t

m(Aum)=Oro en los mixtos gr/t

R(AuR)=Oro en los relaves gr/t

RECUPERACION:

$$R = \frac{\text{Au inicial} - \text{Au final}}{\text{Au inicial}}$$

$$R = \frac{A(\text{AuA}) - (M(\text{Aum})) + (R(\text{AuR}))}{A(\text{AuA})}$$

Nota: Las muestras de los diferentes residuos no se mandaron a analizar por lo que no se puede emplear estas fórmulas, pero si se pueden contar las pepitas

de oro que se encontraban en concentrados mixtos y relaves, esto se lo realizó gracias a un Stereo Sunn.

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:

6.1 CONCLUSIONES:

- Se observa claramente que este sistema de concentración sirve para la recuperación del oro microscópico.
- Se puede utilizar un disco concentrador en espiral para separar únicamente el oro visible del estéril.
- Al aumentar la inclinación de la mesa, Caudal de agua, amplitud de desplazamiento, etc., se observa que no clasifica bien la mesa en sus tres clasificadores que son concentrados, Mixtos y Relave.
- A mayor tiempo de molienda es perjudicial para concentrar el mineral en este equipo.

6.2 RECOMENDACIONES:

- Se recomienda realizar más pruebas de trazado para optimizar más el proceso
- Se recomienda hacer un estudio más complejo de este proceso.
- Se observa que los mixtos aun contienen Au con

CUARZO.

- Se recomienda realizar una copelación por ser este método el más conveniente para analizar oro.
- Un análisis químico no es recomendable, por lo que son partículas de diferente tamaño y que podrían interferir o no ser analizadas las partículas en su mayoría.

Nota: El siguiente ensayo fue realizado en la Escuela Politécnica Nacional, con la ayuda del Ing. Lozada.

4.4.7.5. Amalgamación:

A. TEMA: Amalgamar el oro de Nambija

B. OBJETIVO: Recuperación de oro contenido en un mineral, mediante el uso de mercurio

C. EQUIPO Y REACTIVOS:

C.1 EQUIPOS:

- Molino amalgamador
- Tambor para amalgamar
- 12 bolas metálicas
- Separador hidráulico para amalgamar
- Retorta de volatización

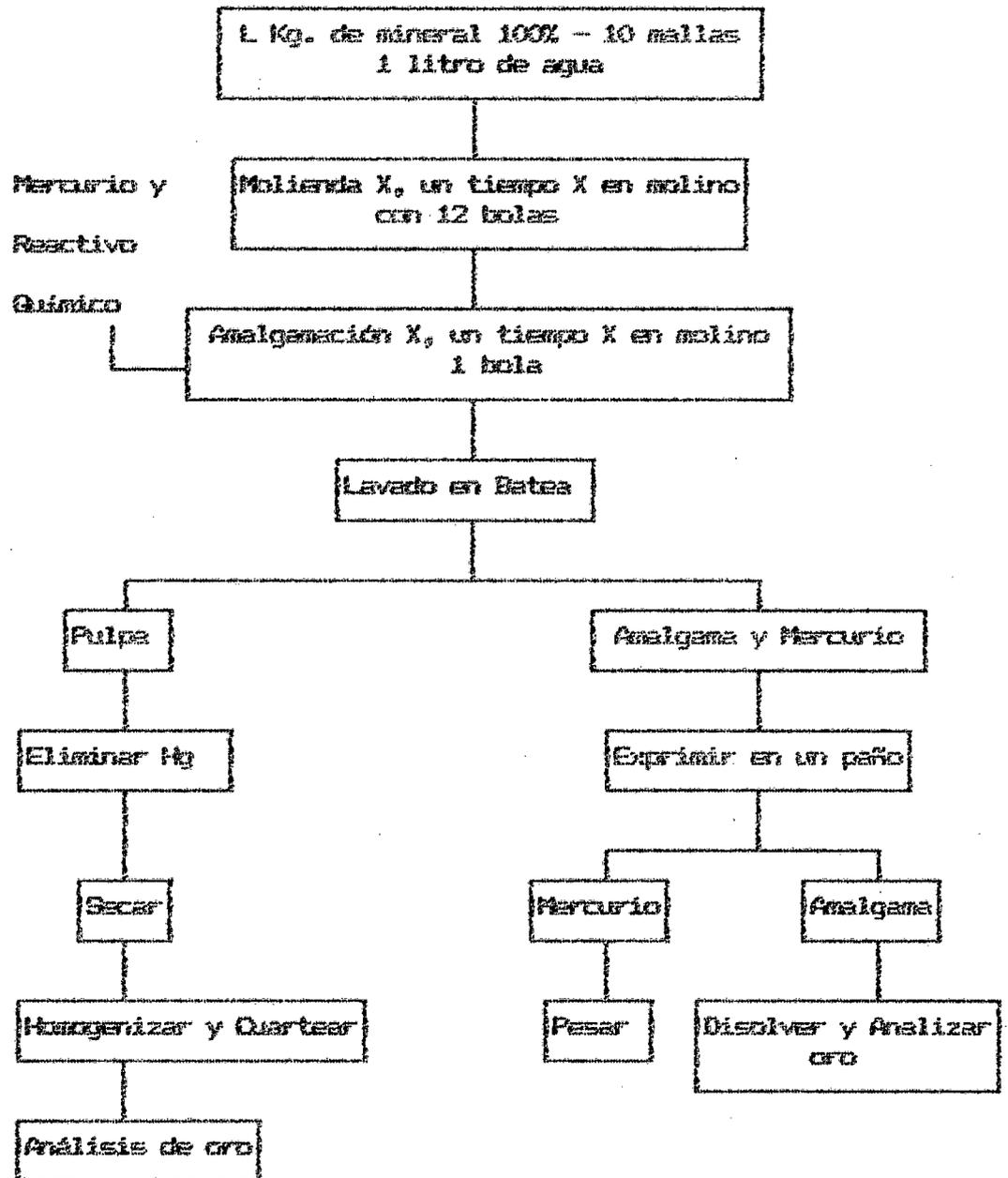
C.2 REACTIVOS:

- Hidróxido de sodio
- Mercurio
- Agua

D. PROCEDIMIENTO:

- Tomar un kilogramo de mineral aurífero, 100% a 10 mallas, añadir un kilogramo de agua mezclarlo en un tanque o tambor amalgamador.
- Agregar 1 gramo de hidróxido de sodio por cada Kg. de muestra.
- Poner X gramos de mercurio, según la riqueza del mineral.
- Colocar el tambor con el mineral, el agua, el hidróxido y el mercurio en el molino para amalgamar y dejarlo agitar durante tres horas.
- Proceder a la separación y lavado de la amalgama en un equipo de separación hidráulica, así se logra obtener a la amalgama libre del resto de mineral.
- En el caso de haber un exceso de mercurio, se lo filtrará, utilizando una gamuza o un filtro para mercurio si se posee de él.
- La amalgama se la coloca en una retorta de volatilización y se la somete a un calentamiento directo, a fin de lograr extraer el mercurio, que será recogido en un vaso con agua, en la cápsula, quedará el oro libre de mercurio.

D. DATOS TABLAS Y GRAFICOS:



PRUEBA DE AMALGAMACION:

Peso de Muestra : 1 Kg. (100% + 10 #)
 Tiempo de Molienda: 30'
 Granulometria : 68 % - 200 #
 Tiempo de Amalgamación: 120'
 Peso de Mercurio : 10 gr/Kg. de muestra tratada
 Reactivo Añadido : 10 gr de NaOH por Kg. de muestra

ENSAYO 5538

ORO EN LA AMALGAMA

(mg) 10

ORO EN LAS COLAS

(mg) 3,5

ORO TOTAL (mg) 13,5

RECUPERACION % AMALGAMA 74

RECUPERACION % COLAS 26

F. CALCULOS:

ORO TOTAL = Au Amalgama + Au Colas

RECUPERACION = Au Amalgama x 100/Au Total

LEY CALCULADA = Au Total x 1 ton/1Kg.

G. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:**G.1 CONCLUSIONES:**

- La finura de la muestra, depende del tipo de molino, número de bolas, dilución de la pulpa

- etc, de ahí que se hace referencia de la granulometría de la muestra y no al tiempo de molienda.
- A medida que aumenta el tiempo de molienda, aumenta la recuperación de oro por amalgamación, pero pasado los 45' comienza a decrecer por la finura de las partículas.
 - Al aumentar el tiempo de molienda, aumenta la cantidad de lamas que dificulta la amalgamación.
 - El valor máximo de recuperación de Au fue del 74% para una molienda de 30' y 68% de muestra pasada las 200 mallas.
 - Los parámetros antes descritos fueron referencias de ensayos anteriormente analizados.

6.2 RECOMENDACIONES:

- Se recomienda realizar más pruebas de orientación para optimizar más el proceso.
- Se debería hacer un estudio más complejo del proceso de amalgamación para el mineral de Nambija.
- Se recomienda utilizar un filtro para amalgamar y un destilador para que no se pongan en contacto directo con la piel del operario.
- Emplear técnicas de seguridad.

4.4.7.6. Concentración Magnética.

A. TEMA: Concentración del oro de Namibia

B. OBJETIVO: Realizar la concentración Magnética empleando el Separador Magnético FRANTZ ISODYNAMIC.

C. MATERIALES Y REACTIVOS:

C.1 MATERIALES:

- Separador Electromagnético
- Fundas de plástico
- Bandejas - Estufa

C.2 REACTIVOS:

- Agua
- Acido Clorhídrico.

D. PROCEDIMIENTO:

D.1 PREPARACION DE LA MUESTRA:

Verter la muestra en un vaso lleno de agua y tras varias agitaciones y decantaciones recuperar el mineral limpio y secarlo.

Para muestras muy voluminosas que hayan de someterse a separaciones granulométricas, es aconsejable tamizarlas en vía húmeda antes de pasarlas por el aparato.

D.2 GRANULOMETRIA EMPLEADA:

Se aconseja como granulometria óptima para separaciones la comprendida entre 0,5 mm y 50u. Diferencias notables en el tamaño de los granos producen resultados también diferentes.

D.3 SEPARACION PREVIA DE LOS FERROMAGNETICOS:

Se lleva a cabo mediante imanes de forma cilíndrica, embueltos dentro de un papel fino.

El concentrado se extiende sobre un papel y se pasa el imán por encima suavemente y sin tocarlos, ya se corre el riesgo de aplastar los granos y de atrapar junto a los ferromagnéticos, otros minerales que no lo son. Se repite la operación varias veces hasta que el imán no atrape ningún mineral.

La fracción ferromagnética obtenida estará constituida por lo general por magnética etc.

D.4 ALIMENTACION DEL APARATO:

El material a separar, se introduce en el embudo de alimentación regulado la intensidad de la vibraciones, de modo que en la regleta se forme una corriente de granos cuya anchura máxima este comprendida entre 1 y 2 mm para las granulometrias finas y entre 3 y 4 mm para las más gruesas.

D.5 INCLINACION LATERAL Y PENDIENTE:

Se adopta una inclinación lateral y una pendiente longitudinal de 15° para estudios de rutina.

Para la separación entre minerales Paramagnéticos, la inclinación lateral se da hacia el interior del electroimán. Mientras que para minerales Diamagnéticos el aparato se inclina en sentido contrario.

D.6 INTENSIDAD DE CORRIENTE:

Trabajamos pasando la muestra sucesivamente por las siguientes intensidades: 02, 03, 05 amperios.

Para una intensidad de corriente dada, la muestra se divide en dos fracciones:

La fracción más magnética está formada por minerales de susceptibilidad magnética a la determinada por la corriente del amperímetro, mientras que la fracción menos magnética está formada por minerales de susceptibilidad magnética inferior.

Después de cada pasada de la muestra por un campo dado, nos aseguramos que no queda ningún mineral en el separador, cortando la corriente y aumentando fuertemente la intensidad de las vibraciones, de este modo la totalidad de los minerales pasará a su fracción correspondiente.

Una vez que ha pasado las muestras por todas las intensidades mencionadas, tendremos tres fracciones

paramagnéticas, ordenadas según valores decrecientes de la susceptibilidad magnética y una fracción diamagnética o no atraída.

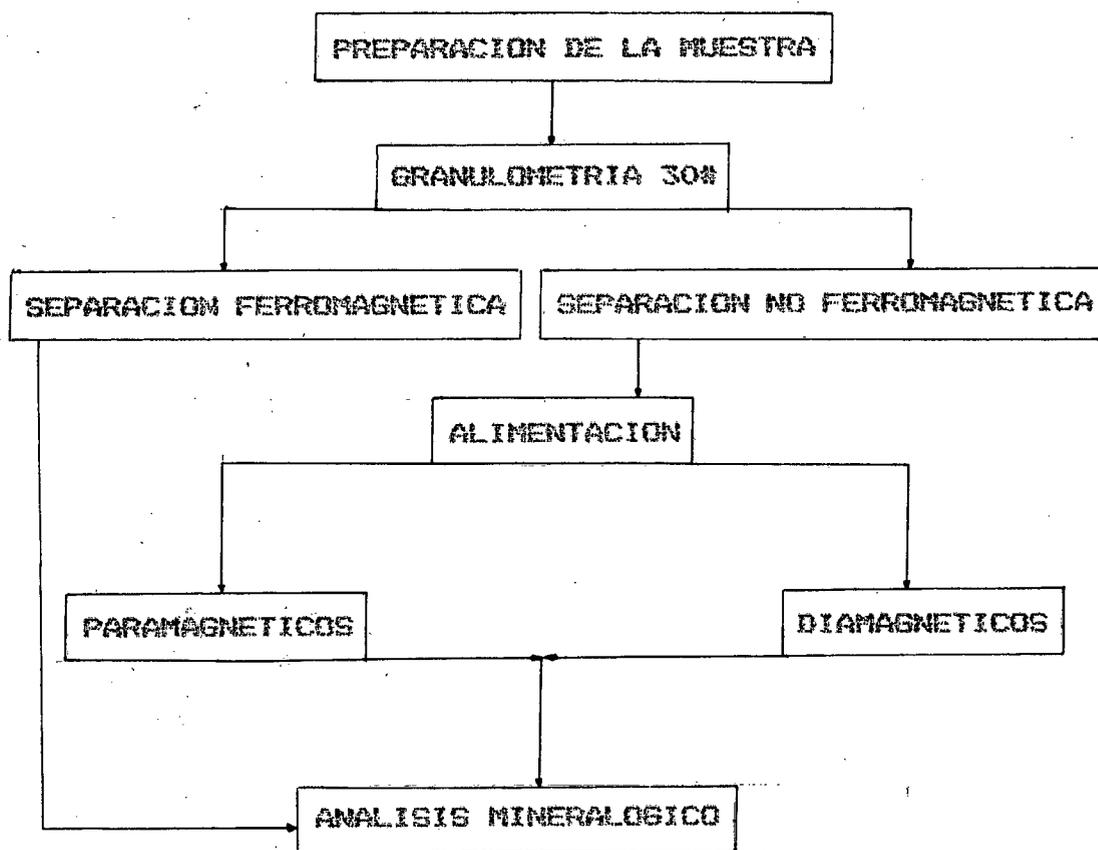
El control de las separaciones que se van obteniendo se realiza sobre la marcha mediante una rápida ojeada con el microscopio.

D.7 DURACION DE LAS SEPARACIONES:

Si se quiere obtener buenas separaciones, no deben tratarse más de 50 g/h, para las granulometrias gruesas y 5 g/h para las granulometrias cercanas a las 50 u.

E. DATOS Y GRAFICAS:

DIAGRAMA DE FLUJO



PRUEBA DE CONCENTRACION MAGNETICA

- Peso Muestra = 150 gr.
- Granulometria = 30 #
- Inclinação Lateral = 15°
- Intensidad de corriente = 02, 03, 05 A
- Pendiente de longitud = 50 g/h

F. RESULTADOS OBTENIDOS

Con las condiciones de utilización antes citadas, los minerales que pueden encontrarse en cada una de las fracciones obtenidas para cada una de las intensidades mencionadas son las siguientes:

Fracción Gruesa	Fracción Magnética	02A
Granate	Magnetita	Cuarzo amorfo
Cuarcita	Hematita	Pirita
Calcita		Hematita
Oro		Muy poca calcita
Clorita		Ilmenita
Pirita		
		Esporádicos
		Cristales de granate.

03 A

Predomina cristales de calcita

05 A

Predominan Calcita

Cristales esporádicos de: Clorita, Cuarzo, Granate

Fracción no Magnética

Predominan Cuarzo

Pocas cristales de Calcita, Ilmenita

Esporádicos cristales de: Granate, Pirita con cuarzo, Clorita, Apatito.

Demasiado esporádico: Calcopirita.

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:

6.1 CONCLUSIONES:

- Además de realizar un estudio de separación magnética se hace también un estudio mineralógico.
- La separación efectiva de los minerales de acuerdo con su susceptibilidad magnética específica depende, fundamentalmente de la fuerza de gravedad (controlada por la corriente utilizada). Otros factores como la longitudinal, caudal de alimentación, tamaño de granos, intensidad de las vibraciones, etc, aun siendo importante no son fundamentales.
- La muestra a separar debe estar limpia y seca, ya que si los granos están revestidos de una capa de polvo la calidad de separación se reduce.
- Como granulometría límite inferior consideran los 0,050 mm (50 μ), ya que tamaños inferiores hacen difícil la separación debido a la aparición de cargas electrostáticas entre las partículas que producen fenómenos de saltación.
- Los minerales ferromagnéticos deben retirarse antes de pasar la muestra por el separador, ya que a su paso por éste tienden a quedarse ad-

heridos a los polos del electroimán, impidiendo el paso de los demás minerales.

- Al observar una determinada fracción con el microscopio, puede darse el caso de que nos encontremos con algún mineral cuya susceptibilidad magnética no corresponda con la intensidad con que haya sido efectuada la separación. Esto puede ser debido a la presencia en forma de inclusiones, de algún mineral fuertemente magnético. Otro caso puede ser la presencia de una delgada película de hierro u óxido de hierro recubriendo.

G.2 RECOMENDACIONES:

- Debe evitarse de cualquier manera el desborde de minerales en la regleta en la alimentación del aparato.
- No debe trabajarse con amperajes mayor a 1,4; porque los resultados no son precisos.
- Se recomienda utilizar reactivos para poder identificar los minerales por ejemplo la calcita reacciona con el ácido clorhídrico.
- Se recomienda realizar estudios más profundos.

CAPITULO V

EXTRACCION DEL ORO POR

CIANURACION

5.1 PRUEBAS UNITARIAS EN CELDA DE CIANURACION TIPO WENCO

El trabajo experimental desarrollado, comprende varias experiencias, con el objeto de estudiar la factibilidad de la disolución del oro este método y el comportamiento del mineral. Un mayor número de ensayos fueron realizados; pero únicamente se han tomado en cuenta los principales, en base a un estudio de optimización de varios parámetros, a fin de asegurar los mejores rendimientos.

El trabajo experimental ha sido sumamente complejo y requiere de un control químico constante y riguroso para cuantificar el cianuro libre, cal libre, oro disuelto, pH, etc.

La cantidad de muestra utilizada en cada experiencia normalmente fue de 750g, basado en capacidad del equipo. Un estudio económico detallado no fue posible, por el hecho de ser una prueba batch exploratoria.

Previo a la parte experimental, fue necesario obtener información básica sobre el mineral, especialmente en lo que a estudios mineralógicos se refiere.

Con el propósito de cianurar el mineral, se requirió

el empleo de un agitador de laboratorio que tiene un dispositivo para la entrada del aire a la pulpa en agitación, con el fin de obtener oxígeno disuelto en la solución, lo que permitirá la disolución del oro al atacarse con cianuración disuelta.

Se optó por utilizarse una celda WENCO lo cual succiona el aire del ambiente por el sistema de subaireación o bomba aspirante que la ejecuta el rotor de la celda, la que también mantiene la agitación de los sólidos en pulpa.

Las características de la celda Batch son:

Agitador de tres hélices, donde un diámetro de 12 cm, sirve para agitar hasta cuatro litros.

Motor agitado fuerte, trasmite su movimiento a través de poleas acanaladas, tiene una potencia de 3 pH.

Velocidad de agitación regulable en continuo en tres rangos 1388-1480 - 1555 r.p.m.

5.2. FACTORES QUE INCIDEN EN EL PROCESO DE CIANURACION

Varios son los factores que influyen en los procesos de cianuración, por lo que es necesario de optimizar algunos parámetros para la recuperación del

oro, tomando en cuenta también los consumos de reactivos, molienda, tiempo de recuperación del oro, que influyen económicamente en el tratamiento de minerales por este método.

5.2.1. DETERMINACION DEL TIEMPO DE MOLIENDO

Cuando se presenta oro grueso libre en la mena, la practica generalizada es obtener por medio de jigs, trampas, etc. Antes de la cianuración, ya que las partículas gruesas podrían no disolverse en el tiempo disponible de cianuración.

Para la determinación del tiempo de molienda, se pesa 3 porciones de 750 g de muestra (-10 mallas) a diferentes tiempos de molienda: 30' - 35' - 45' minutos. Luego realizamos la cianuración en la forma indicada anteriormente.

Las condiciones experimentales que se mantuvieron constantes para estos ensayos fueron las siguientes:

- Disolución de la pulpa (sólidos/líquidos) 1:3
- Dosificación de reactivos: NaCN = 500 mg/l
CaO = 200 "
- Velocidad de agitación: 1555 r.p.m.

Fijada la molienda más apropiada, se muele el mineral a esa finura para todas las pruebas subsecuentes.

DETERMINACION DEL TIEMPO DE MOLIENDA

ENSAYO Nro.	5510	5513	5525
Peso (gr)	750	750	750
Molienda (min)	30	35	45
- 200 mallas (%)	70	80	85

LIXIVIACION

Dilución (S/L)	1/3	1/3	1/3
NaCN Libre (mg/l)	500	500	500
CaO Libre (mg/l)	200	200	200
Velocidad Agitación (rpm)	1555	1555	1555
Tiempo (Hor)	24	24	24

CONSUMO REACTIVO

NaCN (Kg/t)	1	0,86	0,90
CaO (Kg/t)	0,7	1,10	1,50

EXTRACCION

Au Solución (%)	97,20	98,81	96,26
-----------------	-------	-------	-------

LEY DE RESIDUO

Au ppm	0,30	0,30	0,50
--------	------	------	------

LEY CALCULADA

Au ppm	10,60	20,97	13,31
--------	-------	-------	-------

DIAGRAMA 5.1

EFFECTO TIEMPO DE MOLIENDA EN DEOLUCION

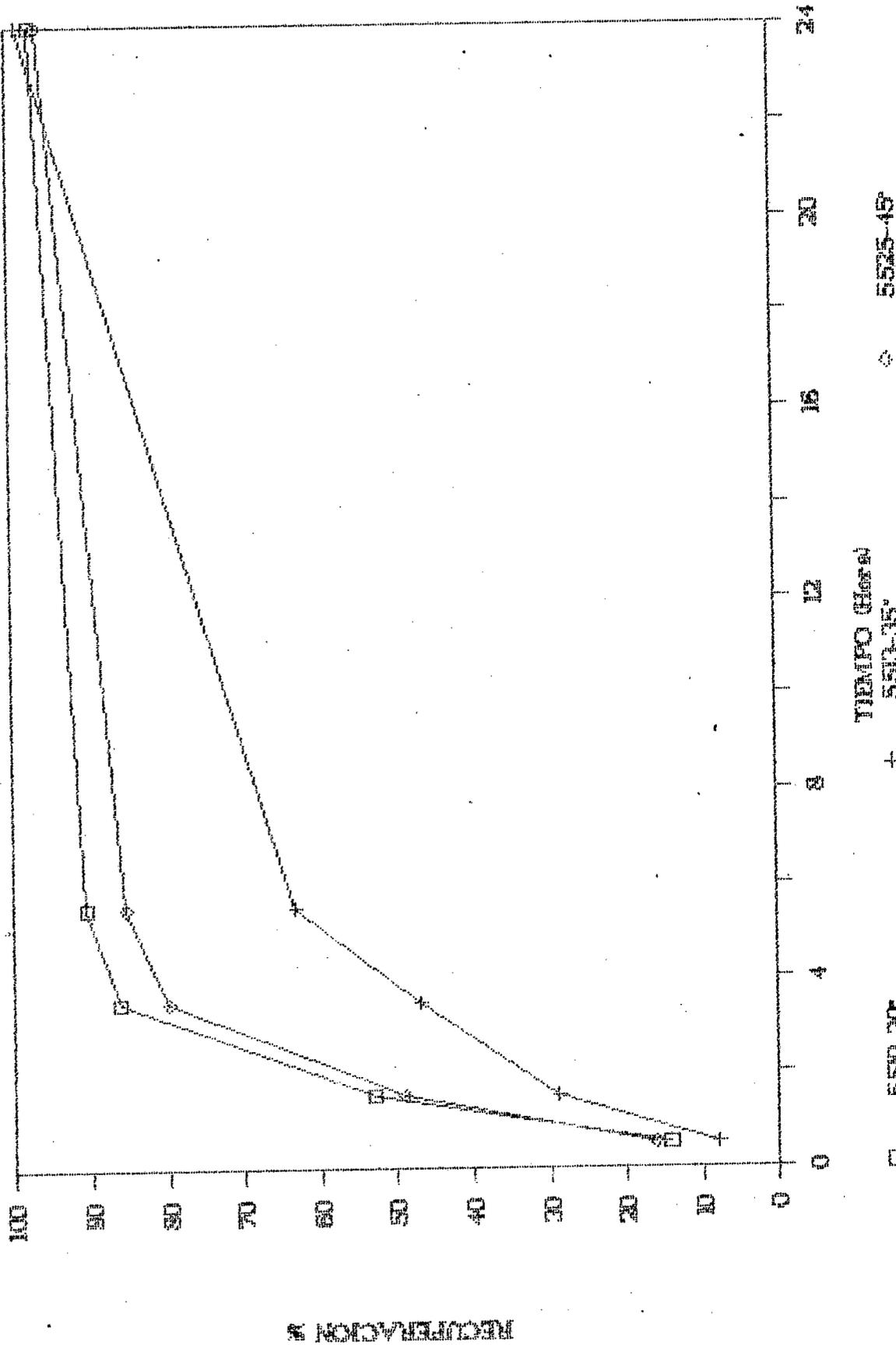
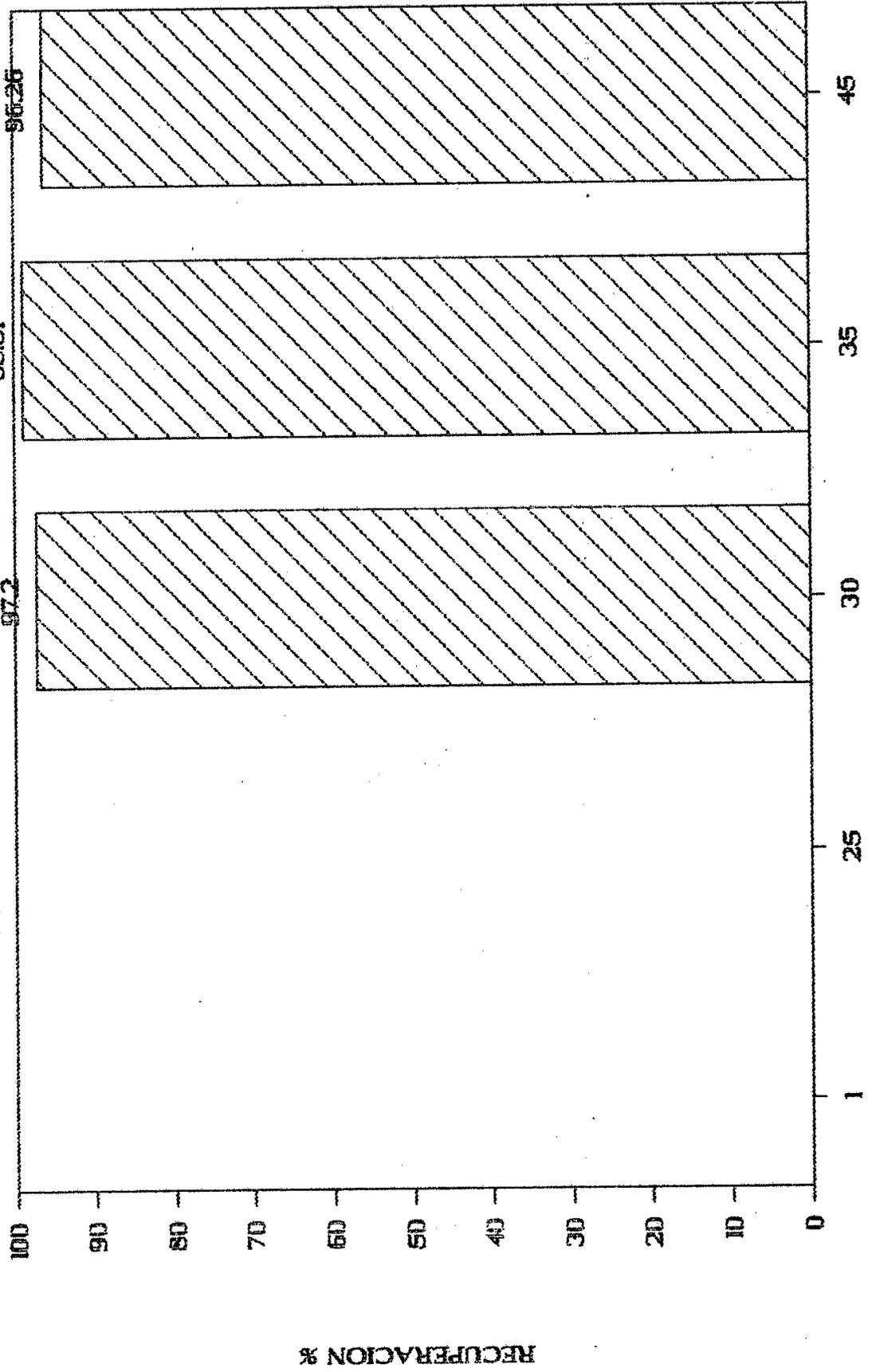


DIAGRAMA 5.2

RECUPERACION VS TIEMPO DE MOLIENDA



S.2.2. DETERMINACION DE LA VELOCIDAD DE AGITACION

Se pesa 2 porciones de mineral, a la finura más apropiada de 750 g cada una. Se realiza la cianuración de cada porción variando la velocidad de agitación en los valores de 1480 r.p.m. y 1555 r.p.m., hasta encontrar la velocidad óptima de agitación en que se obtiene mayor recuperación.

Las condiciones constantes para estos ensayos fueron:

- Tiempo de molienda: 35 minutos
- Dilución de la pulpa: (sólido/líquido): 1:3
- Dosificación de reactivos: NaCN = 500 mg/l
CaO = 200 "

ENSAYO Nro.	5513	5515
Peso (gr)	750	750
Molienda (min)	35	35
- 200 mallas (%)	80	80

LIXIVIACION

Dilución (S/L)	1/3	1/3
NaCN Libre (mg/l)	500	500
CaO Libre (mg/l)	200	200
Velocidad Agitación (rpm)	1555	1555
Tiempo (Hor)	24	24

CONSUMO REACTIVO

NaCN (Kg/t)	0,84	0,85
CaO (Kg/t)	1,10	0,54

EXTRACCION

Au Solución (%)	92,81	93,29
-----------------	-------	-------

LEY DE RESIDUO

Au ppm	0,30	0,90
--------	------	------

LEY CALCULADA

Au ppm	20,97	13,29
--------	-------	-------

DIAGRAMA 5.3

EFFECTO VELOCIDE AGITACION EN DISOLUCION

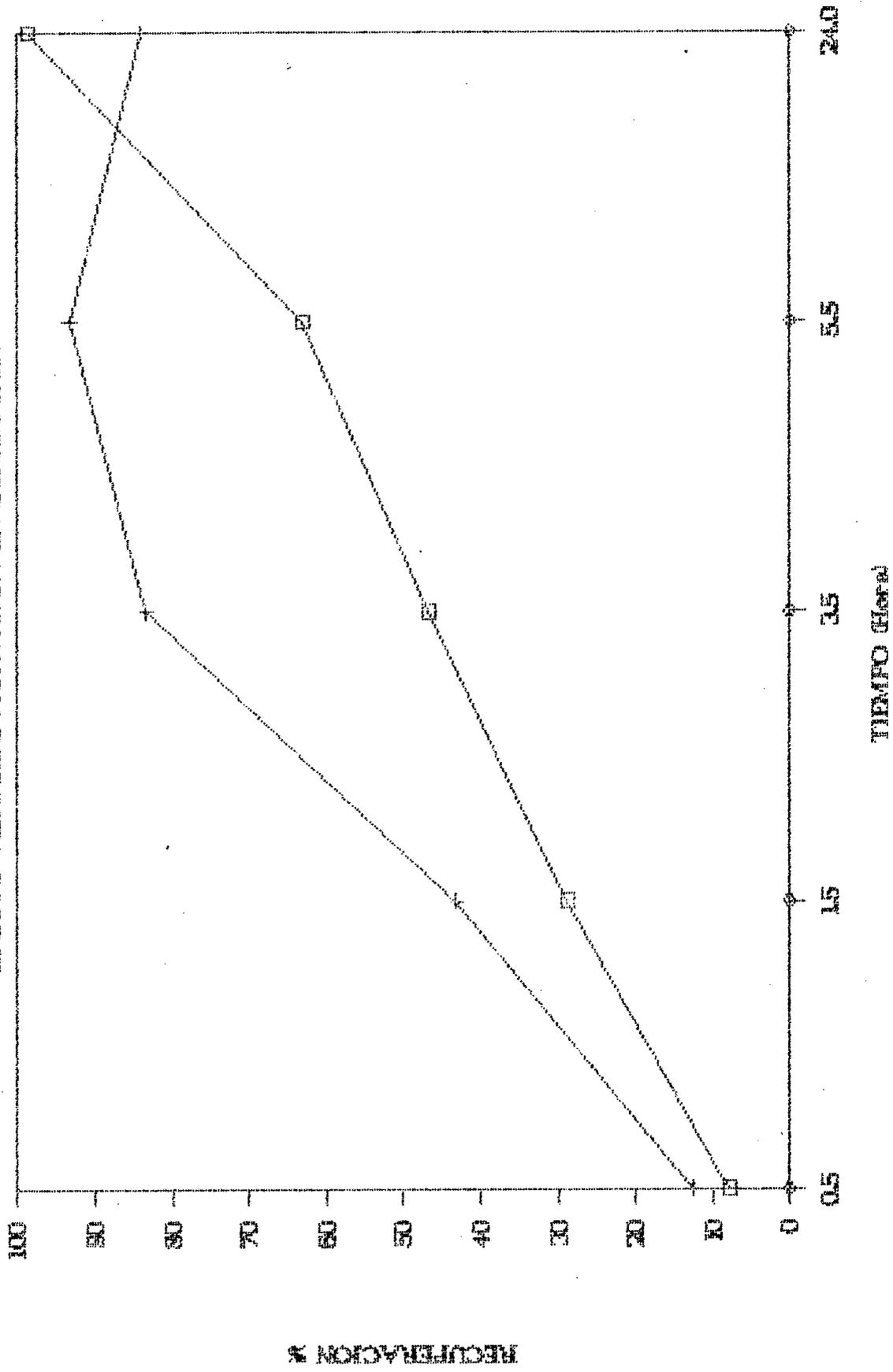
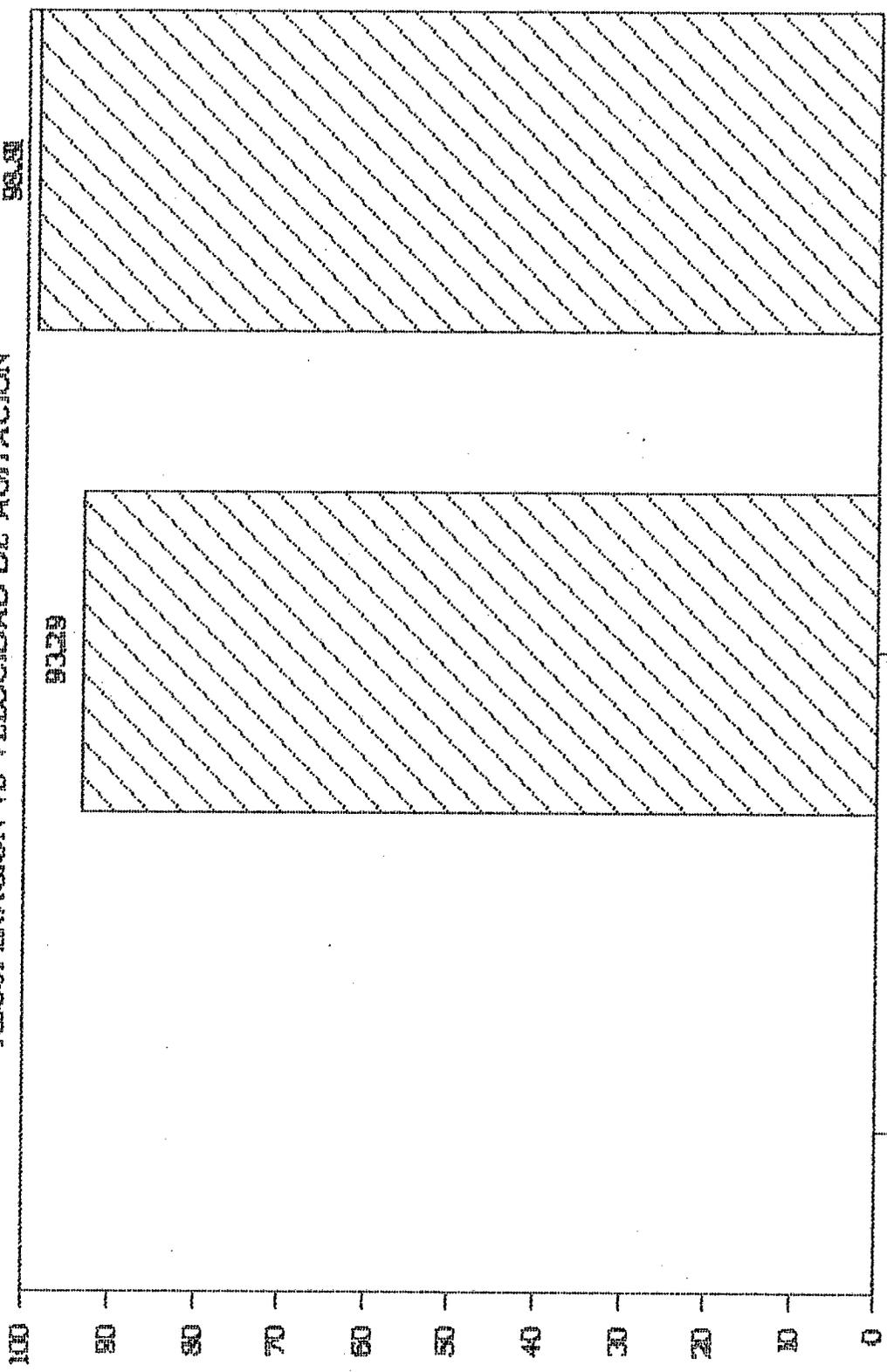


DIAGRAMA 5.4

RECUPERACION VS VELOCIDAD DE AGITACION



VELOCIDAD DE AGITACION (RPM)

RECUPERACION %

5.2.3. DETERMINACION DE DILUCION DE LA PULPA

Se pesa dos fracciones de mineral de 750 g cada una. Se efectúa la cianuración, cambiando la cantidad de agua de manera de obtener disoluciones de sólidos-líquido: 1:2 - 1:3.

Las condiciones experimentales constantes fueron las siguientes:

- Tiempo de molienda: 35 minutos
- Velocidad de agitación : 1555 r.p.m
- Dosificación de reactivos: NaCN = 500 mg/l
CaO = 200 "

ENSAYO Nro.	5513	5527
Peso (gr)	750	750
Molienda (min)	35	35
- 200 mallas (%)	80	80

LIXIVIACION

Dilución (S/L)	1/3	1/3
NaCN Libre (mg/l)	500	500
CaO Libre (mg/l)	200	200
Velocidad Agitación (rpm)	1555	1555
Tiempo (Hor)	24	24

CONSUMO REACTIVO

NaCN (Kg/t)	0,86	1,25
CaO (Kg/t)	1,07	1,31

EXTRACCION

Au Solución (%)	98,81	94,73
-----------------	-------	-------

LEY DE RESIDUO

Au ppm	0,30	1,10
--------	------	------

LEY CALCULADA

Au ppm	25,06	20,48
--------	-------	-------

DIAGRAMA 5.5

EFECTO DE DISOL. DE PULPA EN DISOL. ORO

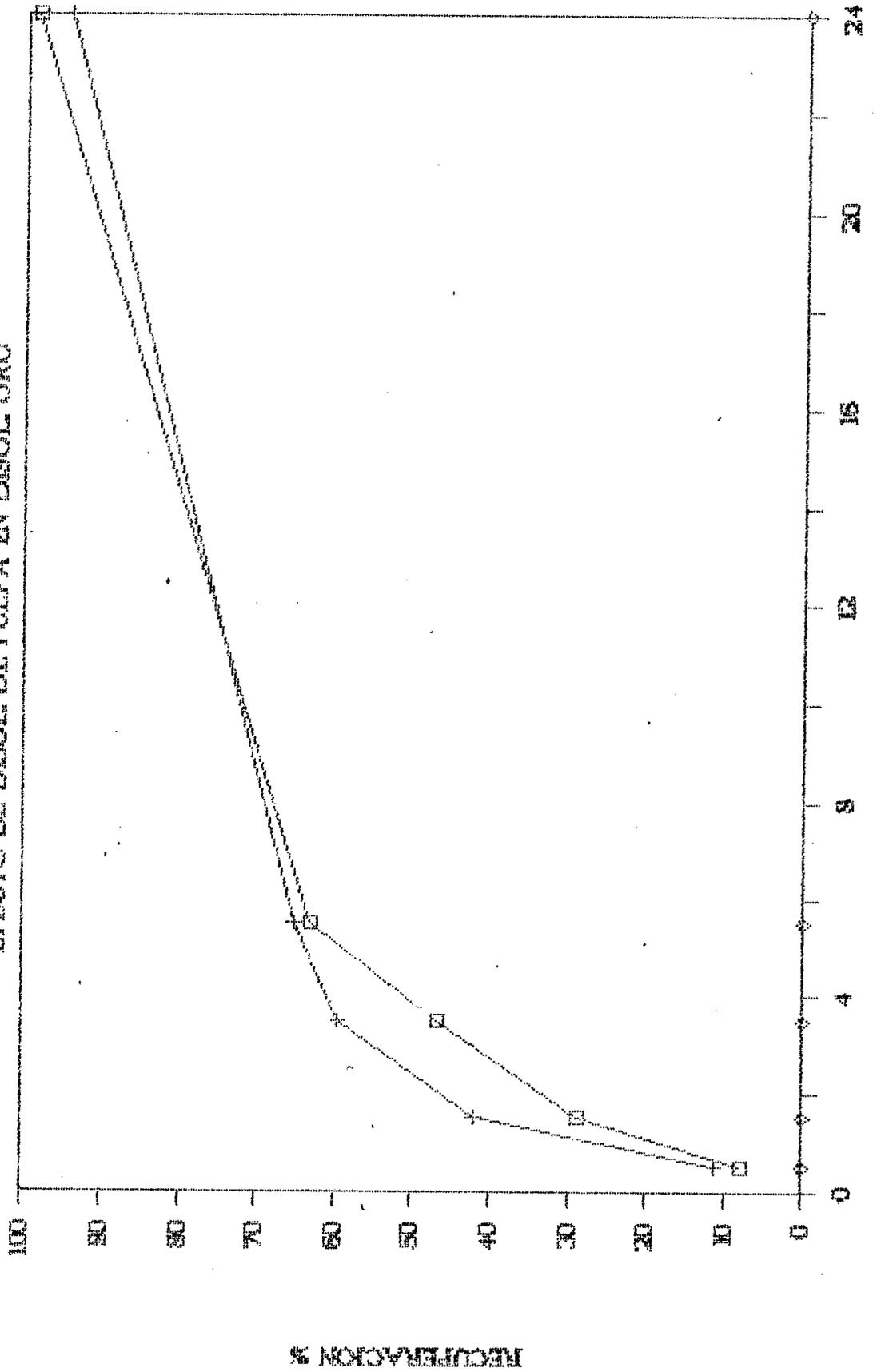
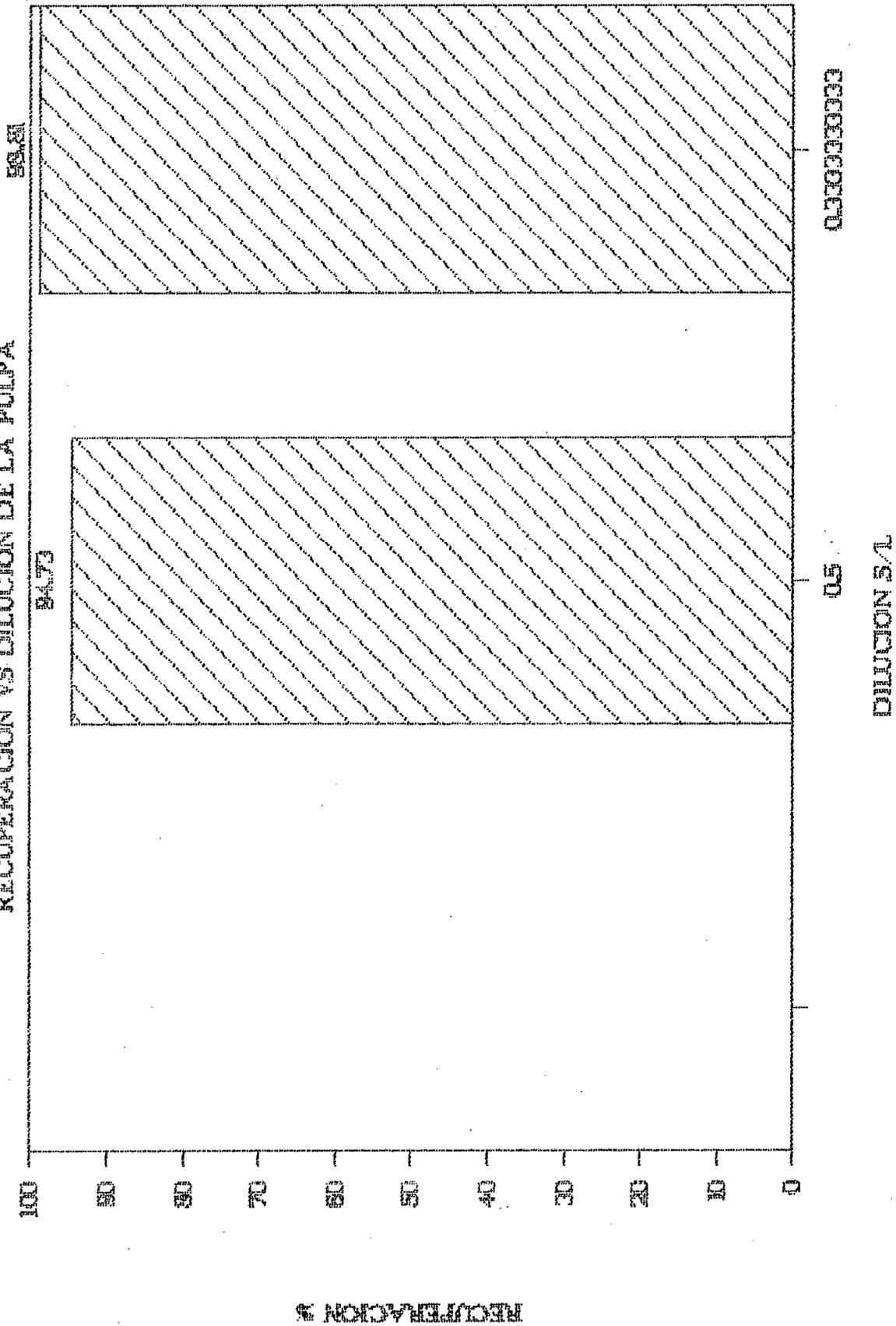


DIAGRAMA 5.8

RECUPERACION VS DILUCION DE LA PULPA



5.2.4. DETERMINACION DE LA CONCENTRACION DE CIANURO

Se pasa tres fracciones de 750 g cada uno. Se adiciona a cada una la cantidad de cianuro respectivo para tener durante la lixiviación concentraciones de cianuro de: 750 - 500 - y 375 mg/l.

Para estos ensayos las condiciones experimentales constantes fueron:

- Tiempo de molienda: 35 minutos
- Velocidad de agitación : 1555 r.p.m
- Dilución de la pulpa: (sólido-líquido): 1:3
- Dosificación de reactivos: $\text{CaO} = 200 \text{ mg/l}$

ENSAYO Nro.	5530	5513	5529
Peso (gr)	750	750	750
Molienda (min)	30	35	35
- 200 mallas (%)	80	80	80

LIXIVIACION

Dilución (S/L)	1/3	1/3	1/3
NaCN Libre (mg/l)	375	500	750
CaO Libre (mg/l)	200	200	200
Velocidad Agitación (rpm)	1555	1555	1555
Tiempo (Hora)	24	24	24

CONSUMO REACTIVO

NaCN (Kg/t)	0,42	0,86	0,57
CaO (Kg/t)	1,56	1,07	2,24

EXTRACCION

Au Solución (%)	94,53	98,81	96,68
-----------------	-------	-------	-------

LEY DE RESIDUO

Au ppm	1,00	0,30	0,10
--------	------	------	------

LEY CALCULADA

Au ppm	18,86	25,06	99,18
--------	-------	-------	-------

DIAGRAMA 5.7

EFECTO DE CONCENT. DE CN- EN DISOL. ORO

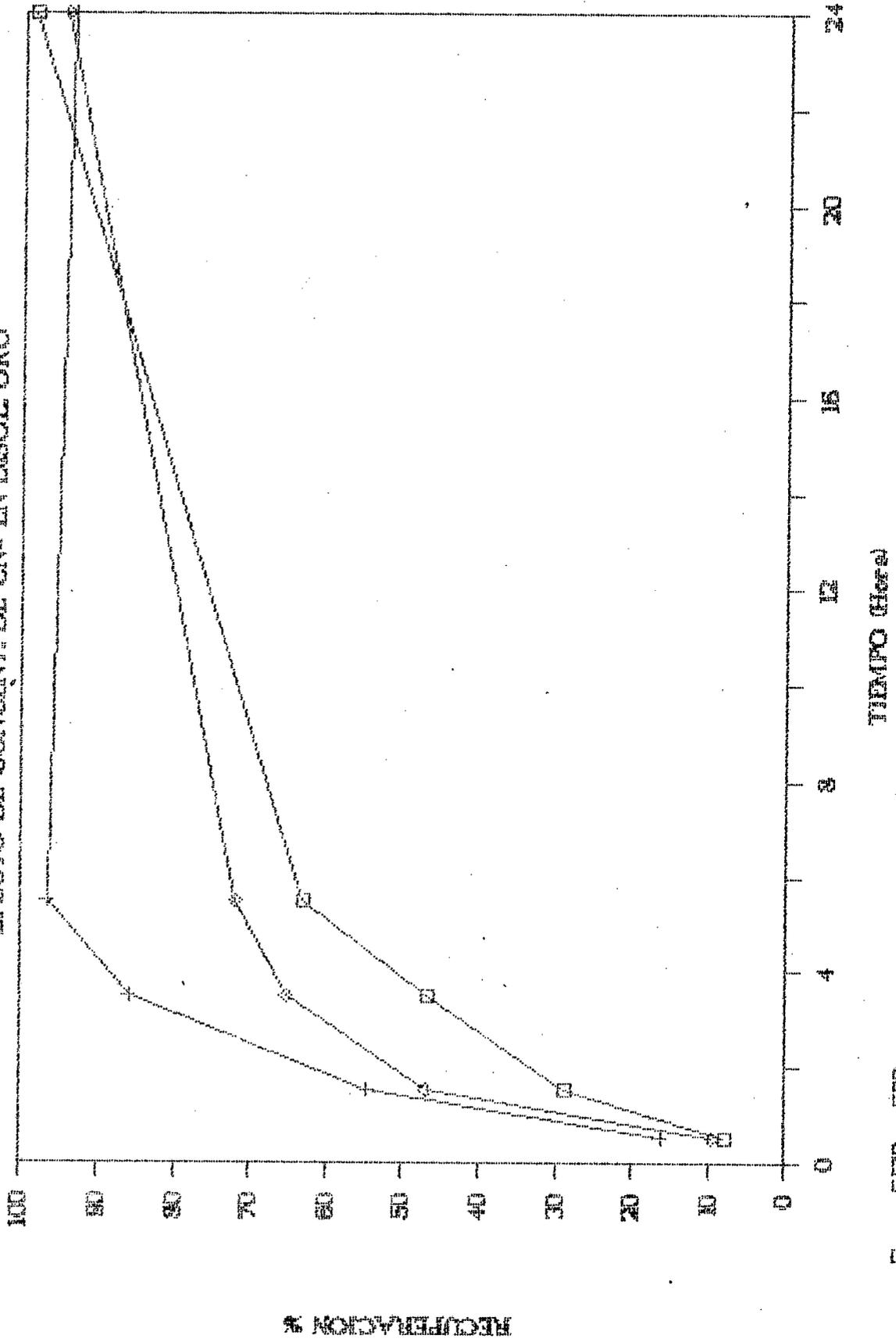
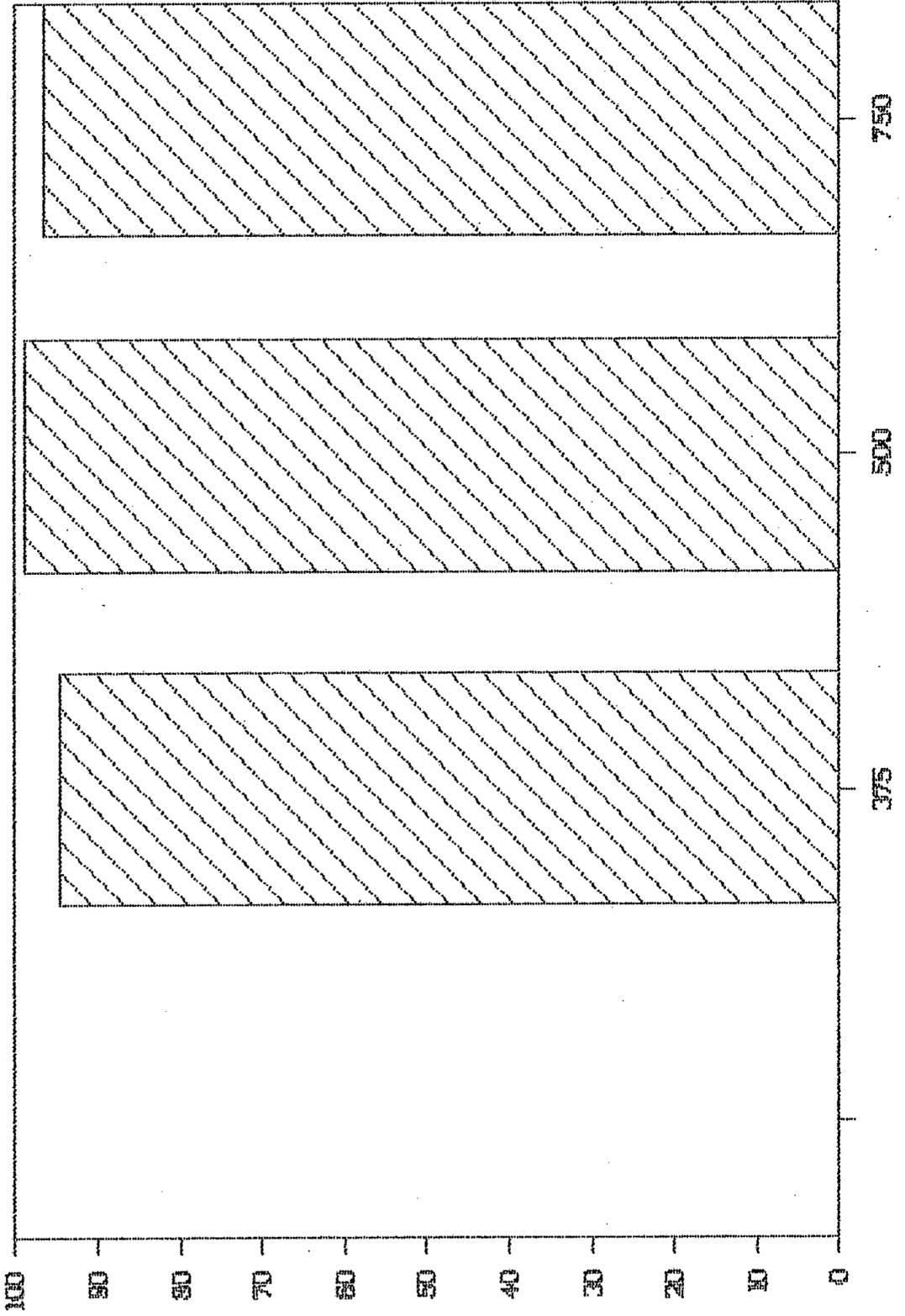


DIAGRAMA 5.8

RECUPERACION VS CONCENTRACION DEL CN-



RECUPERACION %

CONCENTRACION DE CN-

5.2.5. DETERMINACION DE LA CONCENTRACION DE ALCALI

Para este tipo de ensayo no se determinó las variaciones de la cantidad de álcali, por lo que se observa que este mineral tiene un pH de 8 - 8,5, que es prácticamente básico. Pero se trabajó siempre con una dosificación de 200 mg/l de CaO.

Las condiciones experimentales con las que se trabajó fueron:

- Tiempo de molienda: 35 minutos
- Velocidad de agitación : 1555 r.p.m
- Dilución de la pulpa: (sólido-liquido): 1:3
- Dosificación de reactivos: NaCN = 500 mg/l

ENSAYO Nro.	5513
Peso (gr)	750
Molienda (min)	35
- 200 mallas (%)	80

LIXIVIACION

Dilución (S/L)	1/3
NaCN Libre (mg/l)	500
CaO Libre (mg/l)	200
Velocidad Agitación (rpm)	1555
Tiempo (Hora)	24

CONSUMO REACTIVOS

NaCN (Kg/t)	0,86
CaO (Kg/t)	1,07

EXTRACCION

Au Solución (%)	98,81
-----------------	-------

LEY DE RESIDUO

Au ppm	0,30
--------	------

LEY CALCULADA

Au ppm	25,06
--------	-------

5.2.6. ADICION DE OTROS REACTIVOS

En algunos casos de minerales que contienen elementos perjudiciales, es conveniente hacer varias pruebas adicionando algún reactivo que purifique las soluciones y mejore la recuperación.

Con este objeto, se emplea el acetato de plomo $(\text{COO})_2\text{Pb}$ por lo que es un reactivo muy soluble en el agua. La prueba se realiza pesando 750 g de mineral, con una cantidad de 500 mg/l de Acetato de Plomo. La otra prueba se realiza sin la adición de $(\text{COO})_2\text{Pb}$ para así poder realizar una comparación de los resultados obtenidos.

En ambas pruebas se mantuvieron constantes los siguientes parámetros:

- Tiempo de molienda: 35 minutos
- Velocidad de agitación : 1555 r.p.m
- Dilución de la pulpa (sólido-liquido): 1:3
- Dosificación de reactivos: NaCN = 500 mg/l
CaO = 200 "

ENSAYO Nro.	5513	5531
Peso (gr)	750	750
Molienda (min)	35	35
- 200 mallas (%)	80	80

LIXIVIACION

Dilución (S/L)	1/3	1/3
NaCN Libre (mg/l)	500	500
CaO Libre (mg/l)	200	200
Velocidad Agitación (rpm)	1555	1555
Tiempo (Hor)	24	24

CONSUMO REACTIVO

NaCN (Kg/t)	0,66	0,42
CaO (Kg/t)	1,07	1,52

EXTRACCION

Au Solución (%)	98,81	99,22
-----------------	-------	-------

LEY DE RESIDUO

Au ppm	0,30	0,10
--------	------	------

LEY CALCULADA

Au ppm	25,06	12,82
--------	-------	-------

EFFECTO DE LA ADSORCION DE ACETATO DE Pb

EN LA DISOLUCION DEL CRO

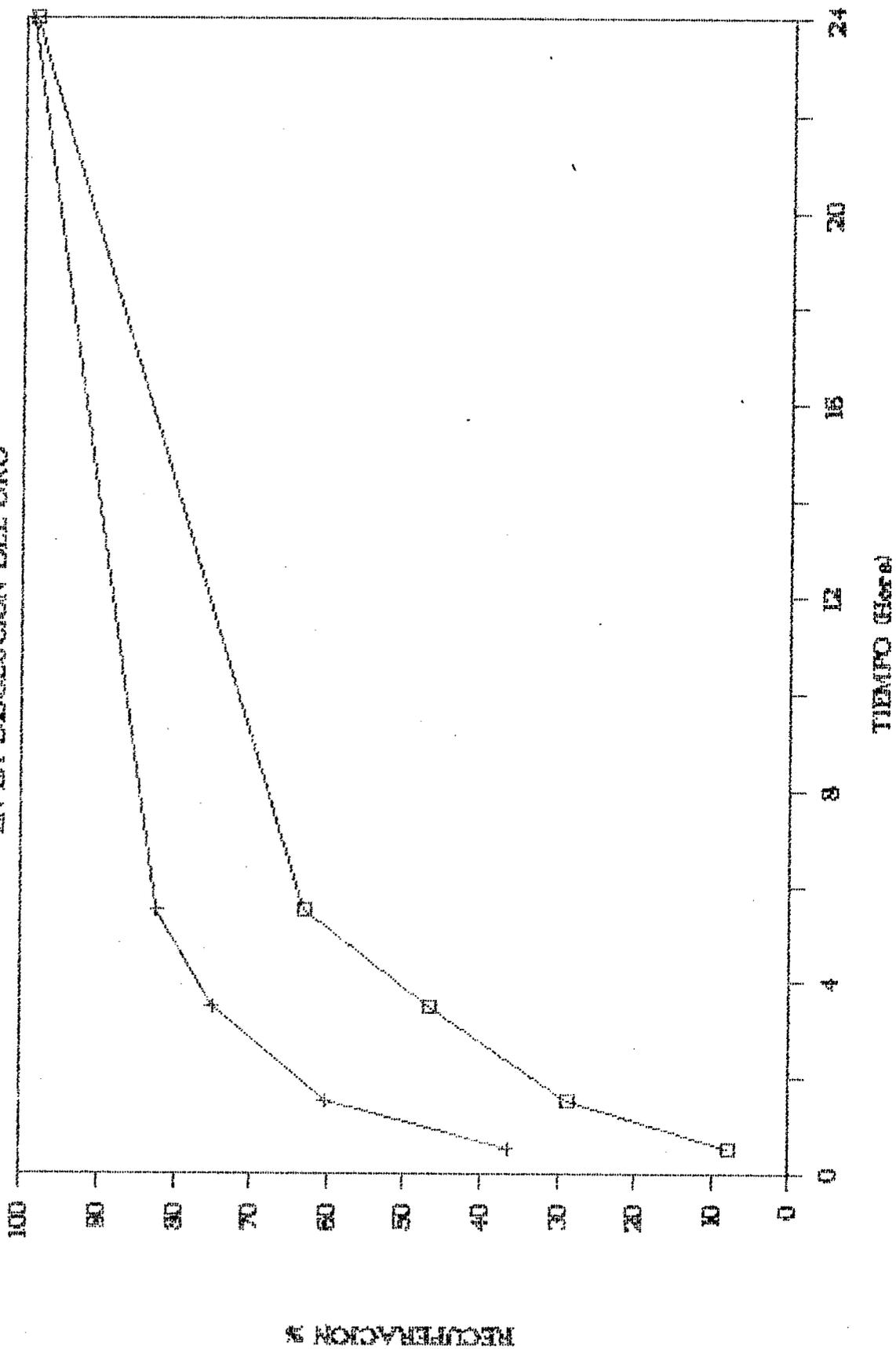
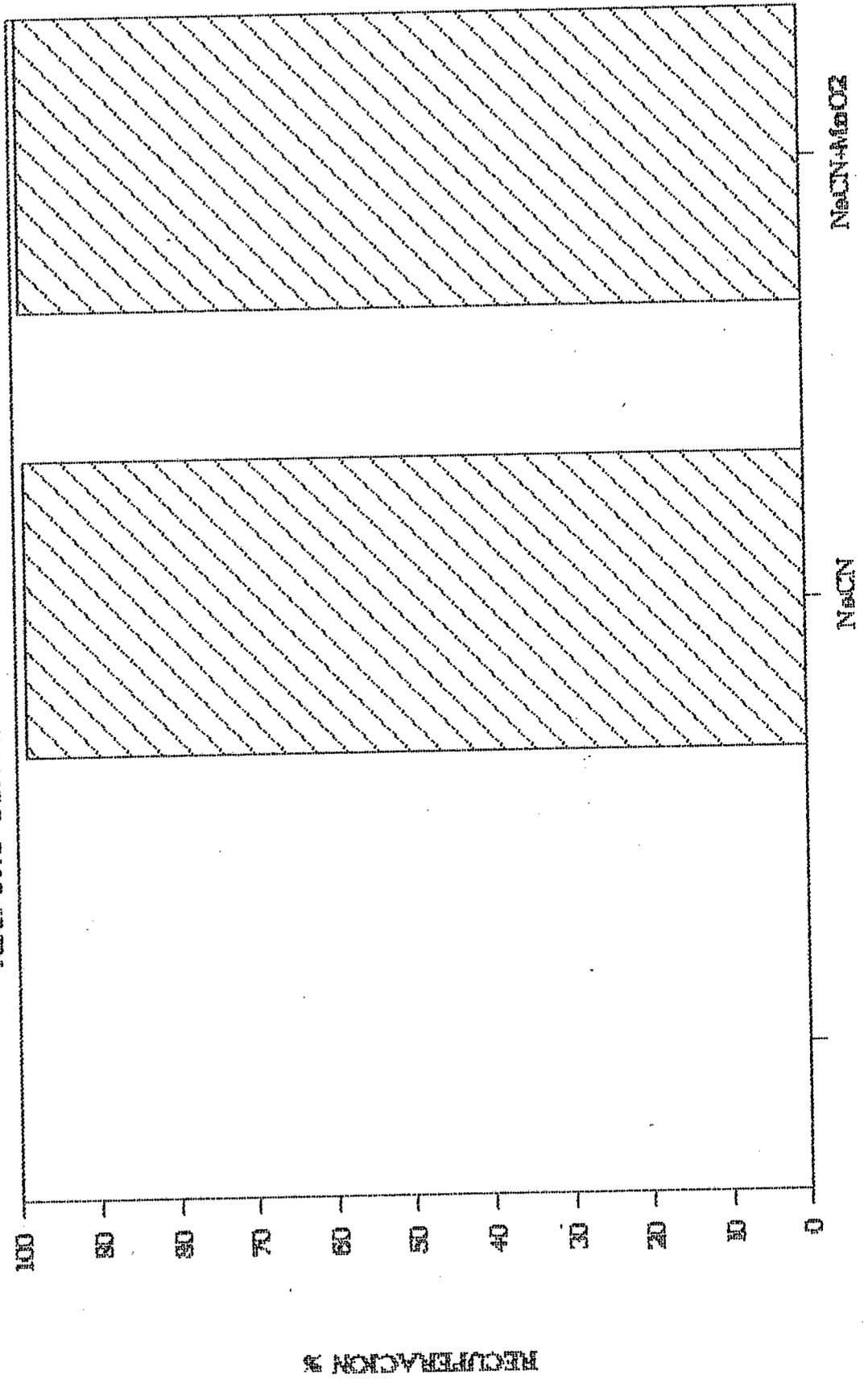


DIAGRAMA 5.10

REC. ORO CON NaCN VS REC. ORO CON MgO_2



5.2.7. PREAIREACION DE LA PULPA

Con el propósito de acortar el tiempo de cianuración, disminuir el consumo de reactivos y mejorar las recuperaciones, algunos autores aconsejan hacer una preaireación de la pulpa. En este equipo a utilizarse, este detalle pasa por desapercibido; por lo que, existe una aireación simultánea con la velocidad de agitación, por lo cual no se tuvo que realizar este parámetro, porque se cianuró en todos los ensayos en un tiempo de 24 horas.

5.2.8. DETERMINACION DE LA TEMPERATURA EN EL PROCESO DE CIANURACION

Cuando se aplica calor a una solución de cianuro que contiene oro metálico, dos factores opuestos influye en la velocidad de disolución del oro. El aumento de temperatura agiliza la actividad de la solución y por consiguiente acelera la velocidad de disolución del oro. Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno en la solución disminuye por que la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura.

En la práctica el uso de soluciones calientes para la extracción del oro de una mena tiene muchas desventajas, tales el calentamiento de la pulpa, el aumento de la descomposición del cianuro debido al calor y el

consumo excesivo de cianuro a causa de la reacción acelerada entre los cianocidos de la mena (sulfuro de cobre, de hierro, etc), y el cianuro.

CAPITULO VI

SEPARACION SOLIDO - LIQUIDO

6.1. PRUEBAS UNITARIAS

La extracción sólido-liquido, consiste en la disolución de un componente (o grupo de componentes) que forma parte de un sólido, empleando un disolvente adecuado en el que es insoluble el resto de sólido, que denominaremos inerte.

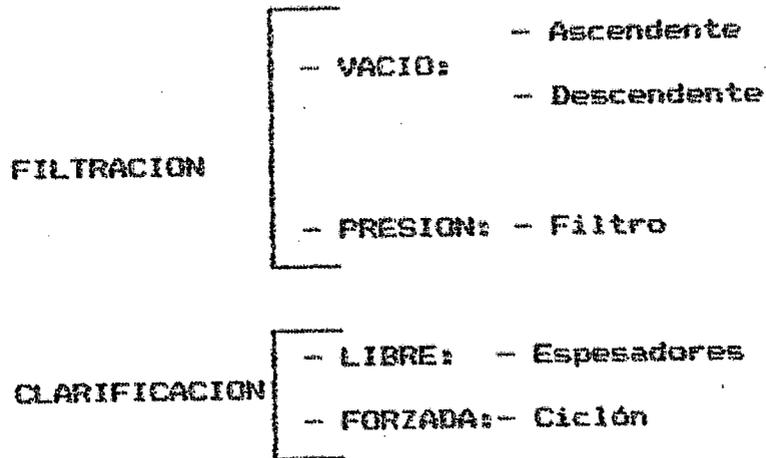
Para llevar a cabo el proceso es necesario:

- a) Contacto del disolvente con el sólido a tratar, para disolver el componente soluble, o soluto.
- b) Separación de la disolución y el resto de sólidos (con la disolución adherida al mismo)

La disolución separada se denomina flujo superior o extractor; recibiendo el nombre de refinado, flujo inferior todos el sólido inerte acompañado de la disolución retenida por el mismo.

Los dos apartados anteriores constituye un estadio, etapa o unidad de extracción, que recibe el nombre de ideal o teórica cuando la disolución correspondiente al flujo superior tiene la misma composición que la retenida por el sólido en el flujo.

Los métodos de la filtración y clarificación son las siguientes:



6.2. FILTRACION

La filtración en la industria del procesamiento de minerales, puede ser dividida dentro de tres categorías: Filtración Batch, Filtración continua, filtración clarificante. La teoría aplicada difieren para estos sistemas, podrían ser presentadas separadamente:

6.2.1. FILTRACION BATCH

Dos métodos de operación generalmente son consideradas en la filtración batch: Filtración a Caudal constante y Nivel Volumétrico de filtración constante. En la actualidad el ciclo de filtración Batch puede ser también una combinación de las dos o la modificación de ambos, dependiendo de la bomba de alimentación selectiva del filtrado. Aunque este es más conveniente para obtener operaciones de ecuaciones por el empleo de experimentos usando uno u otro de estos métodos.

La expresión básica más comúnmente empleada como un punto principal es el de la ecuación de Poiseuille

$$\frac{dV}{A \Delta t} = \frac{P}{\frac{u(awV+r)}{A}}$$

Rango posterior de la ecuación

Donde:

V = Volumen del filtro

A = Area de la filtración

t = Tiempo

P = Caudal

u = Viscosidad del líquido

a = Resistencia específica de la torta

w = Peso del sólido seco de la torta

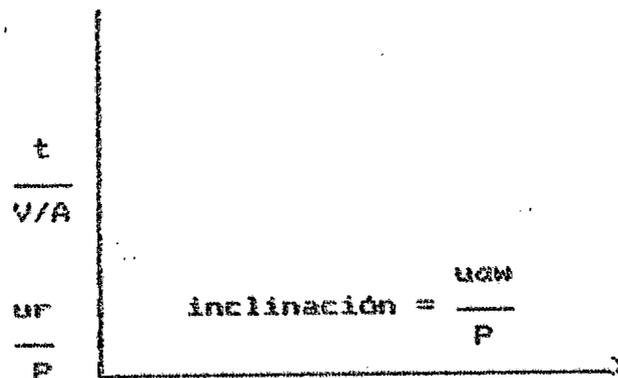
Si la presión constante de la filtración es supuesta, temperatura y condiciones de alimentación son constantemente retenidas, u, w, A, r y P son siempre constantes. El término $\frac{a}{2A^2}$ es una función siempre supuesta de P y después considerando siempre constante. En conformidad por integración.

$$\frac{u a w V}{2A^2} + \frac{u r V}{A} = P t$$

Dividiendo la ecuación por V/A y P y Rango posterior de la ecuación:

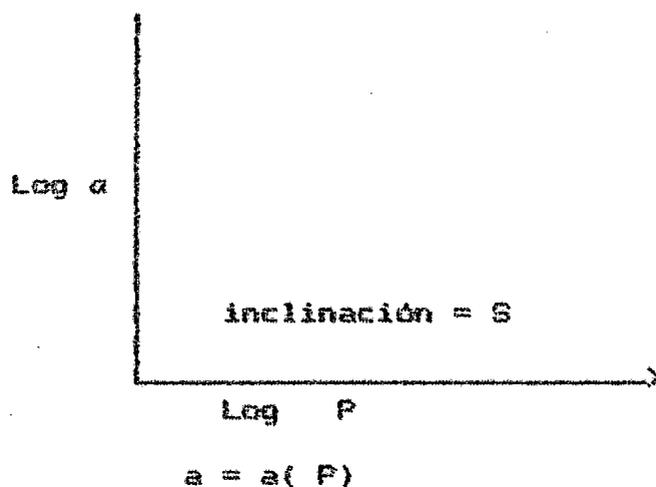
$$\frac{u + w V}{2 P A} + \frac{u r}{P} = \frac{t}{V/A}$$

Por consiguiente a un plano de $t/V/A$ podría producir una línea recta por la constante presión de filtración como sigue:



Como u y w pueden ser medidos, los términos r y a pueden ser resueltos después de la inclinación e interceptar valores.

Este caso es normalmente conocido, que la resistencia específica es una función menor de la presión. Este es debido a la compresibilidad de la torta. Por consiguiente a determinarse esta relación dada, una es determinada como cuatro o más.



Donde:

S = Compresibilidad representada, la cual podría desviarse dentro de 0 y 1,0.

a = Resistencia específica de la torta

P = 1.0

Una torta incompresible (tal como arena, granular) desea tener una compresibilidad exponente cercana a 0, mientras una compresión bastante de la torta (hidróxido férrico) podría exhibir un valor de S aproximadamente 1.0. Obviamente en la forma anterior, un incremento en presión, pierde mucha proporción en el incremento de la filtración, mientras con una alta compresión de la proporción de la torta, incrementado la presión, tiene poco o nada de efecto en proporción.

6.2.2. FILTRACION CONTINUA

La filtración continua es esencialmente filtración batch utilizado sobre muchos ciclos de tiempo pequeño (20 seg o 10 min por rango de ciclo) y el ciclo es repetido sobre otra parte. Así, la expresión de Poiseuille para la formación de la torta puede ser empleada. Además de estos filtros continuos operan esencialmente a presión constante, eliminando el factor de compresibilidad, sin embargo la torta es más completa porque la proporción de varias funcionan, esto ocurre en el ciclo continuo del filtrado. Esta es función de la formación de proporción de la torta, porción lavada de la torta y la proporción del lavado de la torta.

Estos dos primeros siempre ocurren en cualquier aplicación, la segunda obviamente aplicada siempre en caso que la torta sea lavada.

Este es más bien determinada de varias funciones de proporción separadamente. Usualmente una debe ser controlada. Sin embargo, todos podrían ser combinados correctamente dentro del ciclo del filtrado para obtener el resultado deseado. Este podría siempre ser notable que el término r es generalmente estable igual a cero, como el filtro hidráulico podría ser designado o eliminando esta resistencia, siempre la resistencia media

del filtro podría ser componente negligible a la resistencia de la torta, particularmente con el lienzo sintético actualmente provechoso.

6.2.3. FILTRO CLARIFICANTE

Cuando un líquido contiene una relativamente pequeña cantidad de sólidos (menos que el 1% en peso) y sólo esencialmente libre de sólidos suspendidos, el líquido puede ser clarificado por varios métodos de filtro clarificante: Filtros Cubiertos de Vacío, horizontal o vertical, hoja y filtros de presión batch (este es una larga variedad de estos tipos de filtros), y el filtro de arena o sea a presión o cabeza de gravedad. El último es generalmente restringido a un máximo de 200 p.p.m. de sólidos suspendidos y la razón del volumen final de clarificación a brotar, es convenientemente un volumen demasiado bajo. Las dos primeras unidades pueden manejar sólidos suspendidos más alto en la alimentación, sin embargo el vacío continuo de la precapa probablemente limitada económicamente alrededor de 2 a 5% en la alimentación de sólidos en suspensión.

Un análisis por capacidad y ejecución requiere para el filtro vacío continuo de la precapa.

Sin embargo el grado de la precapa del material queda bien conformada claramente como una penetración de sólidos dentro de la capa de un máximo de aproximadamente 0,10 mm (0,0040 pulg) usualmente requerida por razones más económicas se determinó primero. La sumersión del tambor es normalmente limitada a un máximo de 57%, aunque 35 a 45% es más común eliminar el muñon de la prensa estopa. Si la alimentación contiene menos que 200 p.p.m. de sólidos suspendidos en el espesor de la precapa como influencia de la proporción de clarificación podría también ser investigado.

La hoja y tubo de filtro pueden también ser investigados por métodos de pruebas filtro batch, como indica anteriormente, con baja alimentación de sólidos suspendidos, normalmente una textura de la precapa podrían ser empleados claramente y fácil descarga de torta.

Una prueba en planta piloto podría ser ejecutada cuando se usa filtro de arena, con menos experiencia con alimentaciones similares es disponible. El tipo de medio granular el cual producirá suficiente claridad debe ser determinado. Muchas veces a un doble medio como es la calidad de la antracita y arena podrá ser óptimo.

6.2.4. FILTRACION EXPERIMENTAL EN LABORATORIO

6.2.4.1. Clarificación.-

La separación sólidos-liquido son llamados sedimentación, espesador o clarificación si sedimentación gravitacionales un impetu principal. Espesamiento es el término usado si el objetivo es aumentar la concentración de sólidos en la mezcla. Clarificación es el traslado de sólido a conseguir sustancias de sólidos libres.

Los métodos que utilizan fuerza centrífuga son: el ciclón y centrifugación. En centrifugación las fuerzas estan atraveizando generalmente una cesta rotativa, mientras que en ciclones la concha es estacionaria y solamente el liquido gira. La filtración y limpieza emplean presión o presión al vacío o manejar el liquido a travezando un medio poroso el cual soporta y retiene los sólidos. Empleando filtración a una malla de retención de sólidos gruesos, el liquido fluye a través de la abertura.

TEORIA BASICA: Todo lo del proceso de separación para sólido-liquido depende en la diferente velocidad de fluido de la particula o en la diferente forma de dirección del liquido circundante. La aceleración semejante a una particula es dada entonces por el concepto del movimiento libremente del cuerpo.

$$F_{gc} = m \frac{dv}{dt}$$

En muchos casos la separación sólido-líquido, el líquido o la partícula esta a una velocidad constante y por consiguiente la aceleración es cero, indicando que las fuerzas actúan en el sólido o el líquido tiene que estar en equilibrio. Las fuerzas actuando en un cuerpo pueden ser fuerzas flotadoras, fuerzas resistentes al avance, fuerzas externas, fuerzas gravitacionales, fuerzas centrífugas y fuerzas electromagnéticas. Con el conocimiento de la medida y dirección de estas fuerzas, la proporción de separación sólido-líquido pueden ser pronosticadas. En muchas aplicaciones prácticas estas fuerzas no son suficientemente bien conocidas o permiten determinaciones de la proporción de separación y datos experimentales simulados de operación actuales tienden a ser usados. Donde las fuerzas pueden ser calculadas más eficiente pueden ser recobradas experimentando.

Nota: En el Anexo Nro. 3 se encuentra esquematizado un filtro.

6.2.4.2. Tratamiento de minerales por hidrociclón.

Las muestras de minerales tratadas y tamizadas a malla 100 son admitidas por el Hidrociclón. En esta operación tendremos dos fracciones: La fracción fina sale por el rebose o flujo superior, la fracción es descargada por la boquilla o flujo inferior.

A. TEMA: Realizar la clarificación por medio del hidrociclón.

B. OBJETIVO: Observar la separación de Finos y Gruesos.

C. EQUIPOS Y REACTIVOS:**C.1 EQUIPO:**

- Hidrociclón tipo MCL-1 y Cuba a presión tipo CPM-1
- Compresor
- Tres recipientes de plástico, graduados
- Cronómetro
- Bandejas para secado
- Estufa
- Pastilla con orificio de 3 mm
- Balanza
- Probeta graduada
- Piceta de 1 litro

C.2 REACTIVOS:

- Mineral
- Agua

D. PREPARACION DEL EQUIPO:

1. Escoger la pastilla adecuada a fin de obtener en el flujo grueso una pulpa de aproximadamente 50% de sólido, colocando en la parte correspondiente a la salida de la fracción gruesa y ajustar esta en el seno.
2. Para recuperar el mineral (liviano), flujo superior el mineral pesado y la impureza (flujo inferior), colocar un balde a la salida de la manguera; y otro bajo el ciclón.
3. Conectar inyección de aire comprimido del compresor a la cuba.
4. Es necesario hacer ensayos con agua, con el fin de regular los valores de la cuba y del compresor, para obtener la presión deseada para el ensayo.
5. Durante el cuarto paso observar si la salida del flujo inferior del agua, tiene forma de paraguas.

E. PROCEDIMIENTO:

1. Calcular y pesar una cantidad de mineral para obtener una pulpa al 10% de sólidos en un volumen total de 5 litros.

2. Disgregar en un vaso con agua dicha cantidad de mineral (use manos del volumen de agua calculado, el resto colocar en una piceta)
3. Abrir la válvula de paso de aire comprimido a la cuba de presión.
4. Abrir la válvula C e introducir una ligera circulación de aire por la base de la celda, con el objeto de mantener en suspensión los sólidos en la pulpa durante la operación del ciclonaje.
5. Accionar la compuerta A, la misma que nos permite a través del embudo de carga, introducir la alimentación en la cuba, a presión. Limpiar el recipiente que contiene la pulpa con el agua de la piceta, así como también el embudo de carga, para evitar pérdidas de sólidos.
6. Cerrar la válvula A
7. Abrir la válvula B, la cual permite la entrada de aire comprimido a la cuba, a la vez que éste obliga a pasar por el hidrociclón.
8. Leer la presión en el manómetro.
9. Determinar el caudal de salida a la presión anterior (un litro de derrame y pesar)
10. Mantener la válvula B, abierta hasta que la cuba esté completamente vacía, lo cual indica el fin de la operación

- 11 Recoger los residuos de la operación, lavando la cuba para estimar el % de pérdidas.
- 12 Medir el volumen del flujo inferior, que contiene la fracción gruesa luego de secar y pesar.
- 13 Medir el volumen de flujo superior que contiene el mineral fino, luego secar y pesar.

F. PREPARACION DE LA MUESTRA:

1. Pesar una muestra seca de tal manera que se obtenga 5:1 de pulpa al 10% de sólidos.

$$\% = P_s / P_s + P_l$$
2. Deslamar la muestra a malla 100 cuidando que el volumen de la pulpa no pase los 4,5 lt.
3. Recuperar el rechazado del tamizaje en una fuente, secando en una estufa y pesarlo.

G. CALCULO DE LA CANTIDAD DE MUESTRA DE ALIMENTACION PARA OBTENER UNA DILUCION AL 10% DE SOLIDOS EN UN VOLUMEN DE CINCO LITROS.

G.1 VOLUMEN DE AGUA:

$$V_a = \frac{V_t (m) - (V_t \cdot m\%)}{m - (m - 1)\%}$$

Donde:

m = Peso específico de la muestra

V_t = Volumen de la Tolva (5000 m³)

X = 10% de sólidos

6.2 VOLUMEN DE MUESTRA:

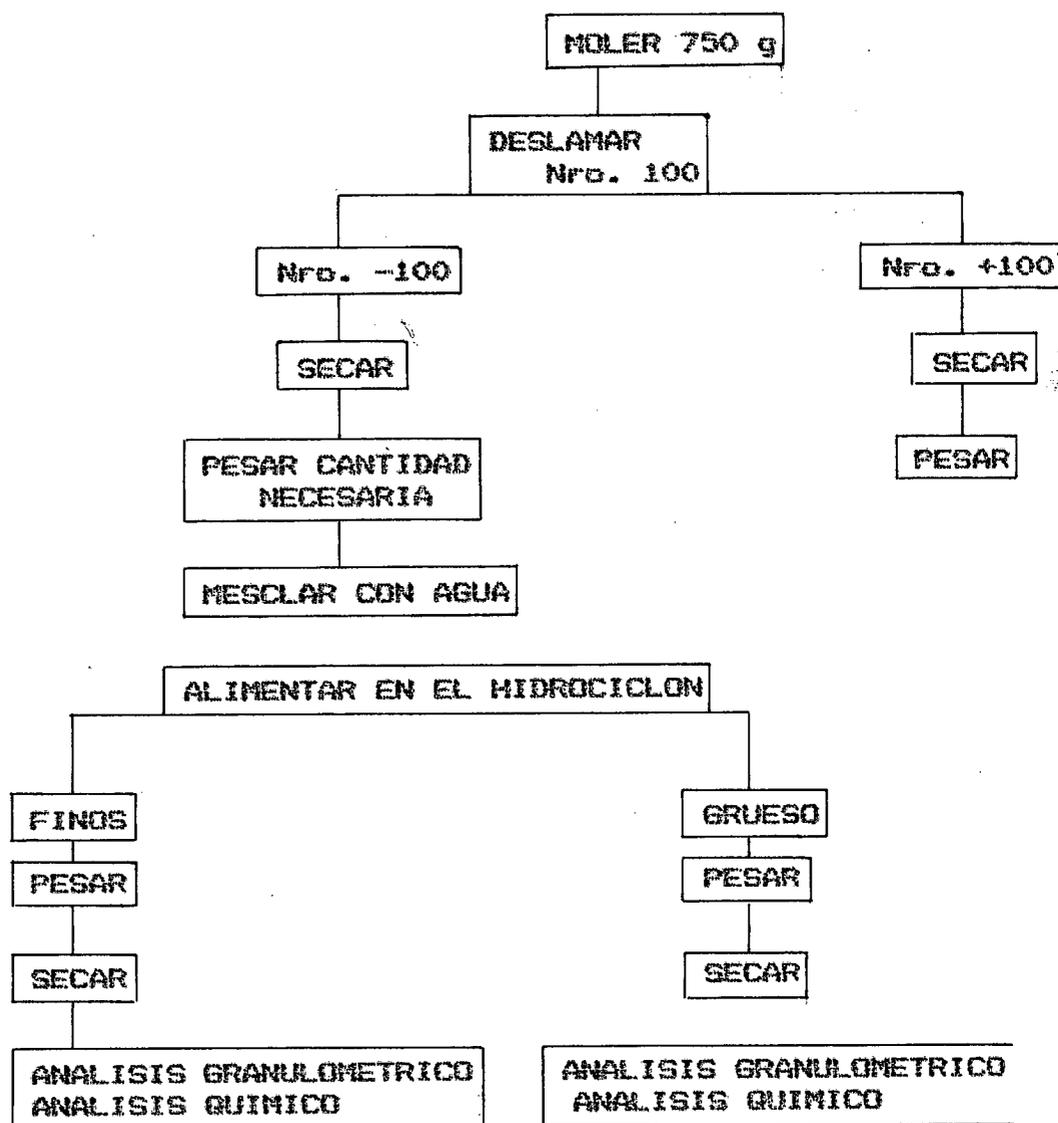
$$V_m = V_t - V_a$$

6.3 PESO DE MUESTRA

$$P_m = m \cdot V_m$$

P_m = Cantidad de muestra a disgregar en un volumen de agua de X , para obtener una dilución al 10% de sólidos.

H. DATOS, TABLAS Y GRAFICOS:



TESTON	Pn	Peso Fino	Peso Grueso	Agua sobrefluo	Agua intraflu	Boquilla	Muestra Ensayo	Presión Kg/cm²	Gramos	Finos	Dilución Sobrefluo	Dilución intraflu
194	36,30	1464,1	70,1	2000	5278	3	5304	3,8	13,1	85,5	23,2	1,33
	g	g	g	g	g	mm			g	g	g	g

I. CALCULOS:**1. Porcentaje de Recuperación de mineral Fino y Grueso**

$$\% = \frac{P \text{ Finos}}{P_m} \times 100 \quad \text{y} \quad \% = \frac{P \text{ Gruesos}}{P_m}$$

2. Porcentaje de dilución de sobre-flujo

$$\% = \frac{\text{Peso Finos}}{\text{Peso(aqua+finos)}} \times 100$$

3. Porcentaje de Dilución del Intraflujo

$$\% = \frac{\text{Peso Gruesos}}{\text{Peso(aqua+gruesos)}} \times 100$$

Nota: En el capítulo de Anexos, se encuentra un gráfico de un microciclón de Laboratorio (anexo Nro. 9).

6.2.4.3. Ensayos de Sedimentación.-

A. JENA: Realizar ensayos con Reactivos de Flotantes (MAGNAFLOT)

B. OBJETIVO:

- Ensayar con residuos de: Cianuración, Flotación y Tioureación, empleando: Nonionic, Cationic y Anionic:
- Obtener una sedimenta y una clarificación de las soluciones en un tiempo determinado.

C. EQUIPO Y REACTIVOS:**C.1 EQUIPO:**

- Tres probetas
- Un agitador
- Cronómetro

C.2 REACTIVOS:

- Agua
- Magnafloc: Nonionic 315
Cationic 352
Anionic 155

D. PROCEDIMIENTOS:

1. La selección de dosificación es hecha por adición de MAGNAFLOC con una solución del 0,05%
2. Un ml. 0,05% de solución de MAGNAFLOC por 500 ml de pulpa, equivale a 1,0 parte de reactivos por millón de pulpa (ppm)
3. la muestra puede ser llevada a cabo en, muestras menores a 500 ml en cilindros o probetas de 12 pulg o más alto. El efecto de las paredes que guardan, el diámetro interior del cilindro no pueden ser menos que dos pulgadas. El volumen del espacio libre encima de la pulpa podría ser 33 - 50% del volumen de pulpa.

4. La solución (0,05%) o menos concentración puede ser introducida por pipeteo en la superficie de la pulpa, e inmediatamente tiene que ser agitada en un agitador con el fin de asegurar una combinación completa y una floculación bien homogenizada.
5. Un método eficiente de agitación es el cierre del cilindro con una mano o tapón, e invertir suavemente pero completamente.
6. Un procedimiento conveniente es una agitación de pulpa en 150 o 200 r.p.m. y adicionando una dosis de floculante en tres alícuotas en 20 seg. de intervalo.

E. DATOS, TABLAS Y GRAFICOS:

soluciones: Residuos de Cianuración

Reactivos : NONIONIC

Dosis : 2 ml (0,05%)

Coloración: Cristalino

Tiempo de sedimentación: 40 min

Volumen : 500 ml

<u>TIEMPO</u>	<u>DESPLAZAMIENTO</u>
min - seg	mi
0 - 25	490
1 - 05	480
1 - 45	470
2 - 15	460
3 - 00	450
3 - 30	440
4 - 00	430
4 - 30	420
5 - 05	410
5 - 35	400
6 - 05	390
6 - 35	380
7 - 05	370
7 - 40	360
8 - 25	350
9 - 25	340
10 - 30	330
15 - 00	320
18 - 50	315
21 - 30	310
28 - 50	305
40 - 00	300

soluciones: Residuos de Tioureación

Reactivos : CATIONIC

Dosis : 2 ml (0,05%)

Coloración: Cristalino

Volumen : 500 ml

<u>TIEMPO</u>	<u>DESPLAZAMIENTO</u>
min - seg	ml
6 - 00	480
9 - 00	470
12 - 00	460
15 - 00	450
19 - 00	440
25 - 00	430
32 - 00	420
38 - 00	410
44 - 00	400
55 - 00	390

Nota: La sedimentación en este caso es muy lenta y necesita mayor tiempo

soluciones: Residuos de Flotación

Reactivos : NONIONIC

Dosis : 2 ml (0,05%)

Coloración: Cristalino

Tiempo : 45 min

Volumen : 500 ml

<u>TIEMPO</u>	<u>DESPLAZAMIENTO</u>
min - seg	ml
0 - 20	490
0 - 35	480
0 - 45	470
0 - 55	460
1 - 00	450
1 - 10	440
1 - 20	430
1 - 24	420
1 - 28	410
1 - 30	400
1 - 40	390
1 - 50	380
2 - 15	370
2 - 35	360
3 - 00	350
4 - 00	340
5 - 20	330
9 - 00	320
24 - 36	310
45 - 00	300

NOTA: La utilización del ANIONIC en la Cianuración no fue de buen resultado, por lo que la coloración fue lechosa; además el tiempo de sedimentación fue muy largo.

F. CONCLUSIONES:

- El MAGNAFLOC NIONIC fue muy bueno en el ensayo de sedimentación de las partículas de cianuración.
- El MAGNAFLOC CATIONIC-NIONIC dieron buenos resultados en los ensayos de Tioureación y Flotación respectivamente.

G. RECOMENDACIONES:

- Se recomienda realizar la agitación utilizando un agitador
- Se recomienda ensayar con otros tipos de floculantes.

CAPITULO VII

RECUPERACION DEL ORO AL **ESTADO METALICO**

7.1. PRUEBAS UNITARIAS

La recuperación del oro a partir de soluciones de cianuración pueden efectuarse por varios métodos.

- Precipitación con zinc en cajas
- Proceso Merrill-Crowe
- Adsorción con Carbón activado
- Electro Obtención del oro

7.2. CEMENTACION

El método más antiguo es: Cementación con Zinc, conocido bajo el nombre de proceso MERRIL-CRONE, siendo muy importante en este proceso las etapas siguientes:

1. Clarificación de la solución
2. Desaeración de la solución
3. Ajuste de la concentración de cianuro y cal
4. Adición de Zinc en polvo
5. Refinación precipitada.

La ecuación para la cementación es:



Es aparente que una mole de Zinc precipite una mole de oro (o plata o cobre). Por tanto, un gramo de Zinc podría precipitar 3,02 gr. de oro o 1,64 gr de plata o 0,97 gr de cobre (Desing considerations for Merrill-Crow plants (85-353). (1)

Las recuperaciones con este sistema son del 98% con soluciones de 30 mg/l y el 50% con soluciones de 1 mg/l de oro. (1)

Para soluciones que vienen de lixiviación con tiourea, es posible cementar el oro con aluminio.

7.2.1. CLARIFICACION

El objetivo es eliminar la presencia de suspensiones en los residuos provenientes de lixiviación y entregar una solución clara (menor a 10 p.p.m. de sólidos) para lograr una mayor eficiencia en la cementación y obtener mayor ley en los precipitados.

Se puede realizar en variados equipos en los precipitados como se anunció en el capítulo anterior (VI).

- Filtros clarificantes tipo
- Filtros con lecho de arenas con gravedad
- Unidades filtrantes con tubos plásticos porosos recubiertos con diatomeas.

7.2.2. DESAIREACION

Las soluciones clarificadas son desaireadas, para obtener una precipitación eficiente. El método Crow emplea el vacío, el cual es el más eficiente para remover el oxígeno disuelto.

7.2.3. AJUSTE DE LA CONCENTRACION DEL CIANURO Y CAL

Antes de contactar con Zn, es necesario ajustar las concentraciones adecuadas de CN^- y cal libre, para una óptima precipitación.

Se puede agregar solución conteniendo CN^- y cal en la clarificación para ajustar las concentraciones.

7.2.4. ADICION DEL ZINC

El Zn en polvo, es agregado en cantidades de 0,6 a 1,5 partes de Zn por parte de oro o plata (1.1. para la plata es una razón bien recomendable). Las sales de plomo también pueden ser agregadas en este punto. Las cantidades usuales son de 35 a 15 g de Zn y 10 a 15 g de Nitrato de plomo por tonelada métrica de solución y, por lo menos, 0,1 g/l de CN^- libre debe estar presente. La mezcla es impulsada por una bomba sellada al sistema de filtración. El precipitado se puede filtrar en:

- Filtros bolsas
- Filtros de placa a presión
- Filtros estrella

La solución pobre filtrada, es retornada a la planta de lixiviación o al circuito de lavado en contra corriente (L.C.C).

7.2.5. REFINACION DEL PRECIPITADO

Para refinar el precipitado se puede realizar por varios métodos que estudiaremos en el capítulo siguiente:

- Fundición
- Copelación

7.3. ADSORCION

Otro método para recuperar el oro a partir de soluciones tanto de cianuro como de tioureación es: La Adsorción sobre Carbón Activado. Es un proceso selectivo para oro y plata; dentro de los requerimientos tenemos:

7.3.1. PREACONDICIONAMIENTO

Antes de la adición al circuito, el carbón seco (fresco o reactivado) debería ser humedecido en agua o en solución de cianuro de sodio por lo menos un día para remover todo el aire de los poros y así tener mayor eficiencia en el proceso.

7.3.2. CANTIDAD ABSORBIDA

Esta depende de la velocidad de adsorción, del grado de motivación, del tamaño de las partículas y del grado de agitación.

Pruebas de laboratorio muestran que la capacidad de

adsorción del carbón es de 45 - 50 Kg de oro por tonelada de carbón para las soluciones de cianuro y para soluciones de tiourea de 60 Kg Au/t de carbón (2) Technical Bulletin: "Gold Recovery with Norit activated Carbon"

7.4. PRUEBAS

7.4.1. CEMENTACION

Las soluciones obtenidas de los diferentes ensayos de cianuración, se mezclan a fin de disponer de un volumen adecuado de solución de cabeza para ensayos posteriores de cementación y adsorción del Au.

Para los ensayos de cementación, a nivel de laboratorio, se instala un equipo como se indica en la figura 7.1.

Se determina la recuperación partiendo de una solución de (19 mg de Au) y un volumen de 1000 ml por carga, desaireación durante 10' minutos y cementación con diferentes cantidades de Zn respectivamente. Bajo estas condiciones, se tiene una recuperación del 84,2%.

Los detalles de este ensayo se encuentran en el cuadro siguiente (Nro. 1).

Para observar la revolución de la extracción de oro

en función de la cantidad de Zn se realizaron varios ensayos en iguales condiciones de operación, variando en cada caso únicamente la cantidad de Zn a ser utilizada partiendo de una solución patrón con una ley de 19 mg Au.

los resultados se presentan en la tabla siguiente y la figura 2.

DIAGRAMA Nro. 7.1

Cuadro Nro. 1

Zn	100	200	300	400	500
% Recuperación	11,0	5,0	6,0	4,0	3,0

De los resultados obtenidos, se puede decir que es necesario un exceso muy importante de Zn para recuperar el 95% de los metales preciosos. Quizás con un tiempo de precipitación mayor, se puede obtener iguales recuperaciones con menor cantidad de Zinc.

TABLA Nro. 7.1.

Muestra N: Solución de Cianuración

Ensayo : 5536

Objetivo y condiciones del Ensayo: Cementación del oro
sobre Zinc en polvo

Operaciones:

Des-Aireación: Volumen = 1000 ml C/u total

500 ml

Tiempo = 10 min

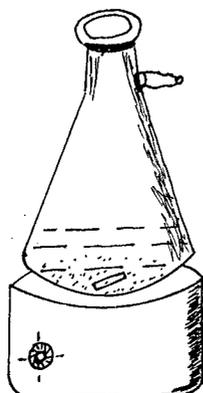
Cementación: Tiempo = 5 min

Zn (mg) = 100-200-300-400-500

Filtración:

Solución Cabeza: 19 Mg/l Au.

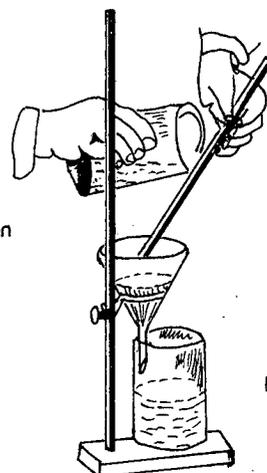
RESULTADOS	PESO Zn (mg)	LEYES DE SOLUCION (mg/l) Au	Au recuperado mg	RENDIMIENTO CEMENTACION % Au
Solución A	100	11,0	8	42,1
"	B 200	5,0	14	73,7
"	C 300	6,0	13	68,4
"	D 400	4,0	15	79,0
"	E 500	3,0	16	84,2



Solución de cianuración

Agitador magnético

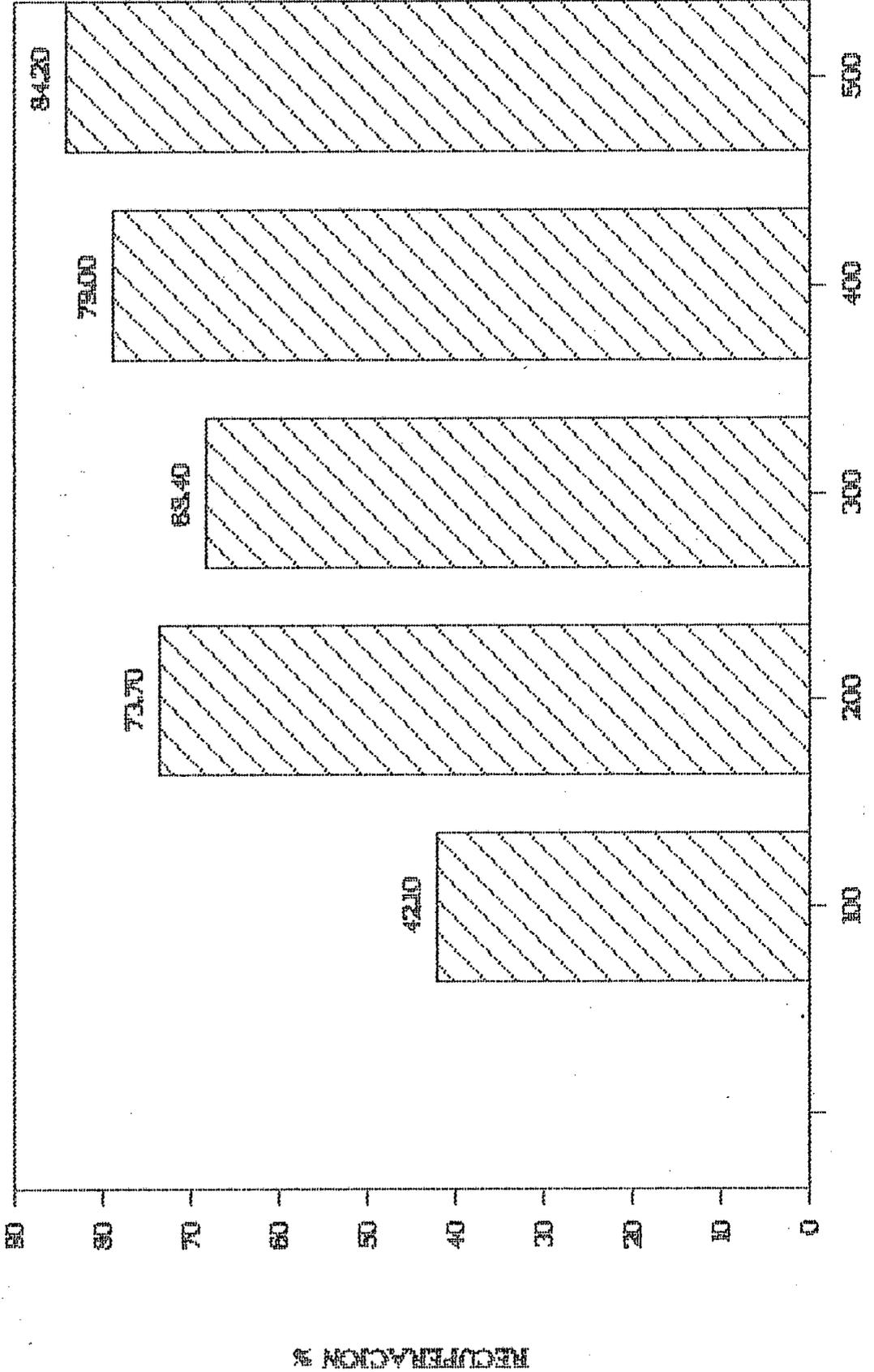
Zn en polvo



Filtración

DIAGRAMA 7.1

REC. ORO EN LA CEMENTACION VS CANT. Zc.



CANTIDAD DE Zc. (kg)

7.4.2. ADSORCION CON CARBÓN ACTIVADO

Se realizaron ensayos partiendo de soluciones de cianuración y con las siguientes condiciones de operación: Tiempo de adsorción, peso de carbón, velocidad de agitación, volumen de solución y ley de cabeza, variando únicamente el tipo de carbón activado utilizado.

Los detalles de los ensayos y los resultados se presentan en el cuadro siguiente: Nro. 7.2.

La evolución del rendimiento depende del tiempo, esto se explica en la figura 7.2.

CUADRO Nro. 7.2

Nro. ENSAYO 5535

CONDICIONES DE

OPERACION

CIANURACION

Solución de Au (mg/lit)

56

ADSORCION

Carbón (mg)

100

Tipo

Condición

Preacondicionamiento

TABLA Nro. 7.2.

Muestra M: Soluciones de Cianuración

Ensayo : 5535

**Objetivo y condiciones del Ensayo: Adsorción con carbón
activado**

Operaciones:

Volumen: 250 ml

Ley de Au: 56 mg/lt

Adsorción:

Tiempo: 1-2-3-4-5 horas

R.P.M.: Agitador magnético

Carbón: 100 mg (Precondicionado)

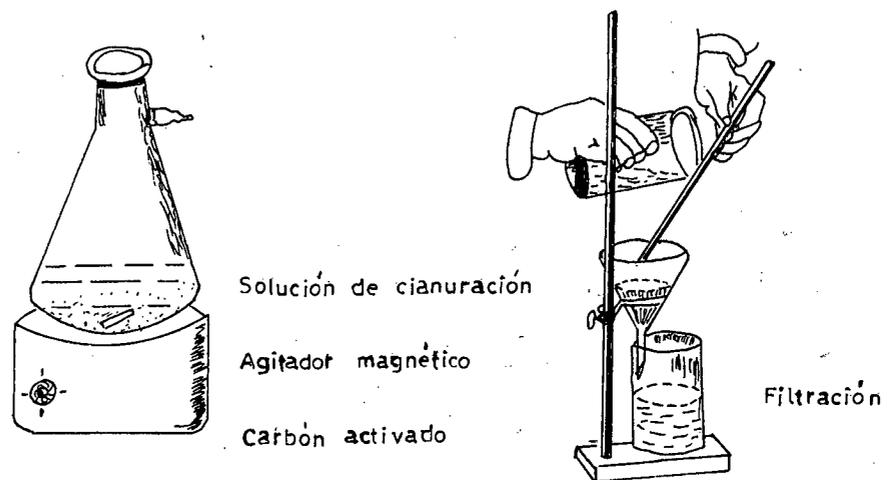
Tipo : 3515 - A - 5326

Filtración:

Tiempo: ?

RESULTADOS	TIEMPO (h)	LEYES DE SOLUCION (mg/l) Au	Au recuperado mg	RENDIMIENTO ADSORCION % Au
A	1	41,5	14,5	25,9
B	2	32,0	24,0	42,9
C	3	24,5	31,5	56,2
D	4	22,0	34,0	60,7
E	5	21,0	35,0	62,5

FIGURA 7.2



De los resultados obtenidos, observamos que para las soluciones de cianuración, el carbón activado da un rendimiento superior al 60% de extracción del oro.

La cinética del proceso de adsorción tiene relación con la granulometría del carbón activado; así, con el carbón activado 315 que es más fino, la recuperación es más rápida.

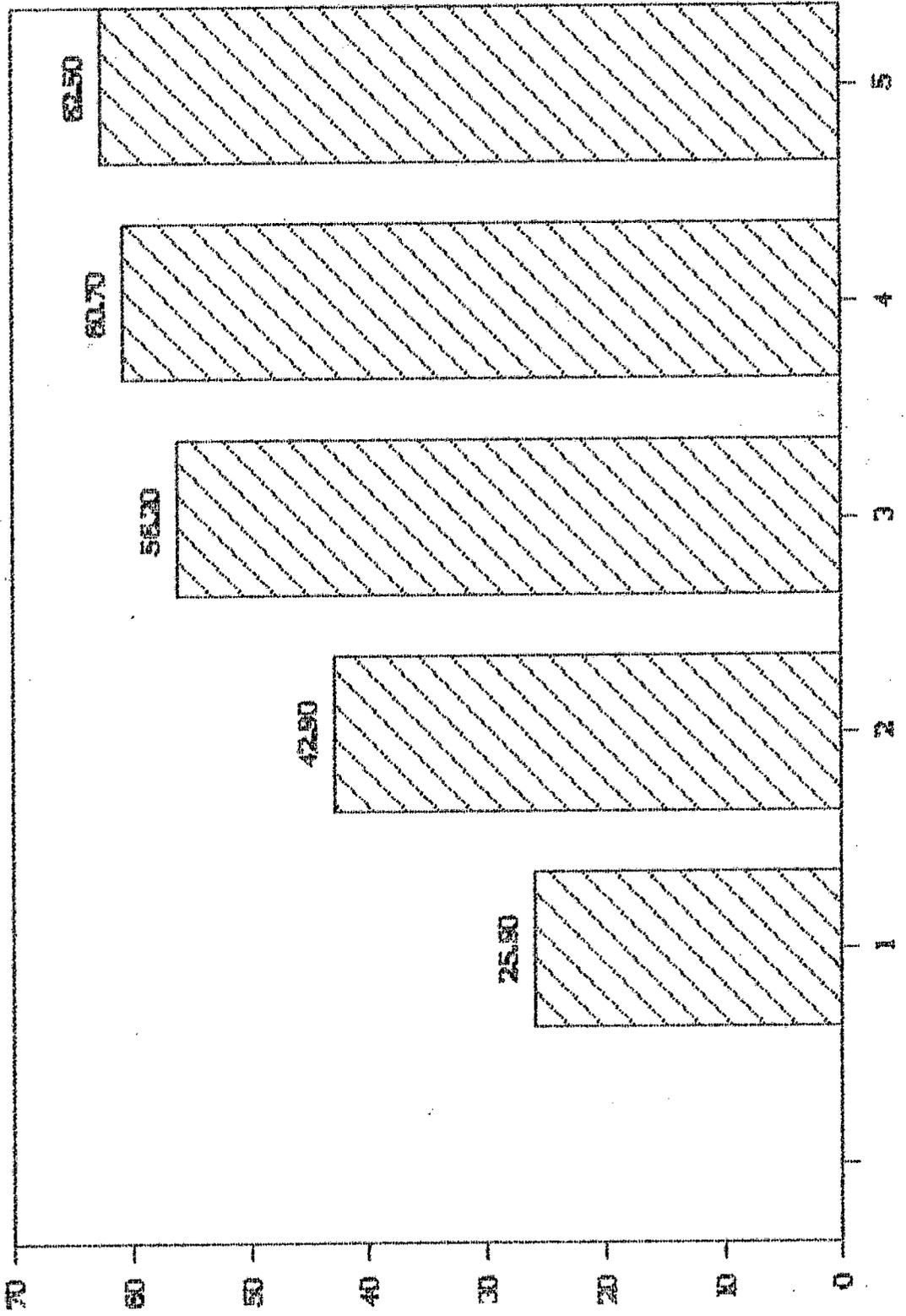
7.5. CONCLUSIONES

Los ensayos de recuperación del oro a partir de soluciones de cementación con zinc en polvo y adsorción con carbón activado, permiten ver que los rendimientos obtenidos son mayores al 60%. En el caso de cementación con Zinc, si este trabaja con un exceso importante de zinc, la máxima recuperación se alcanza en poco tiempo (minutos).

En el caso de la adsorción con carbón activado, notamos que se logran mayores recuperaciones con carbones de menor granulometría.

DIAGRAMA 7.2

REC. ORO EN LA ADSORCION VS TIEMPO ADS.



TIEMPO DE ADSORCION (días)

RECUPERACION %

CAPITULO VIII

ANALISIS QUIMICO

8.1. INICIACION A LOS METODOS DE ANALISIS QUIMICO

Diferentes elementos quimicos y sus compuestos pueden ser detectados por sus indicios fisicos (estado fisico, color, brillo, capacidad de fundirse y sublimarse, lucir y colorear la llama en el curso de la calcinación, solidez, fragilidad estado cristalino o amorfo, solubilidad en el agua y otros disolventes, olor, etc) y por sus propiedades quimicos (su reacción ante la acción de los ácidos ante la acción de los ácidos, álcalis, sales, oxidantes, reductores y otros compuestos). Respectivamente todos los métodos de análisis en quimicos, fisicos y fisico-quimico.

La química analítica se ocupa de identificar los componentes de una sustancia, así como de hallar el porcentaje en que interviene cada uno de ellos. La identificación de los componentes constituye lo que conocemos como análisis cualitativo. La determinación de las cantidades de cada uno de los componentes que se encuentran en una proporción dada de sustancia, se denomina análisis cuantitativo. Por lo general, las cantidades se miden por su peso y se calcula en forma de porcentajes respecto al peso de la materia original, aun que tratando de líquidos se emplean con frecuencia unidades volumétricas.

El progreso en la investigación científica depende casi por entero de las mediciones cuantitativas. Así lo indica el hecho de que la química adelantó poco hasta que las experiencias cuantitativas ponderales dieron conocimiento de la naturaleza de la combustión y de las leyes de la acción química. A partir de entonces la química como ciencia avanzó rápidamente y seguirá haciéndolo en el grado en que las mediciones cuantitativas pueden dar respuesta a los problemas de la investigación. Los progresos en métodos instrumentales han acelerado grandemente el trabajo analítico, debido a que cada instrumento requiere calibraciones y verificaciones que sólo son posible mediante el empleo de métodos analíticos clásicos.

No todo aquel que estudia química analítica llega a ser un químico analista. La mayoría de quienes se inician en esta disciplina lo hacen con el propósito de familiarizarse con las posibilidades que ofrece para la resolución de los problemas más que se encuentran en otros campos con ella relacionados.

8.2. TÉCNICAS DE LABORATORIO

8.2.1. FUNDICIÓN

El precipitado con un contenido de 10 a 40% de zinc, se seca en un horno eléctrico donde los últimos indicios de humedad son eliminados. El precipitado seco se puede tratar de varias maneras. La elección depende principalmente de la riqueza del producto y la presencia de ciertas impurezas. Los métodos de tratamiento son los siguientes:

- Fusión directa
- Fusión después de una tostación
- Tratamiento con ácido, seguido de una fusión.

Los fundentes usados en la fundición del precipitado de cianuro, varía en diferentes partes del mundo. Las siguientes mezclas son las más usadas, aunque la elección debería hacerse previa experimentación.

Para la fundición del precipitado crudo proveniente de soluciones limpias de oro, la carga siguiente permite generalmente una rápida fusión y una escoria fluida limpia.

75 Kg precipitado (15 a 20% de humedad)

20 Kg de bórax

45 Kg de manganeso

25 Kg de arena (silice)

Parte del bórax puede ser sustituido por bicarbonato de sodio o fluoruro de calcio, y el manganeso puede ser reemplazado por nitro.

Para la fundición del precipitado de oro calcinado se emplea en muchas plantas los siguientes fundentes:

100 Kg de calcinado seco
25 a 40 Kg de arena silicea
40 a 60 Kg de carbonato de sodio
10 Kg de Carbonato de sodio
5 Kg de fluoruro de calcio

En algunos casos se puede añadir 2,27 a 6,80 Kg de dióxido de manganeso a la carga anterior para facilitar la eliminación de las impurezas.

8.2.2. COPELACION

A. El objetivo es conocer la manera como se realiza una copelación de minerales auríferos.

B. EQUIPOS Y REACTIVOS:

B.1 EQUIPO

- Horno para fundición
- Mufla

- Crisoles
- Lingoteras
- Pinzas
- Copelas

B.2 REACTIVOS

- Bórax
- Carbonato de sodio
- Oxido de plomo (litargirio)
- Harina
- Sílice
- Almidón
- Cloruro de sodio

C. PROCEDIMIENTO:

1. Tomar 20 g de muestra y calcinarla si es necesario
2. Ponerla en un crisol junto con 70 g de mezcla fundente. Fundir: 1hr a 1000 °c

Bórax = 11%

Na_2CO_3 = 33%

PbO = 55%

Harina = 1%

Tapar con bórax que se llene el crisol a utilizar

3. Una vez fundida la mezcla, se la vierte en una lingotera o a su vez, tan pronto como la mezcla se

funde, se saca el crisol del fuego y se lo golpea con una tenaza para que caigan los glóbulos de plomo que pudieran estar adheridos a la pared de dicho crisol de este modo se reúne en el fondo del mismo y forman un régulo. El régulo contenido en las escorias en el fondo de la lingotera, se lo martilla con un yunque.

4. Al régulo se lo pone en una copela que pese sólo unos gramos más que el régulo y se lo lleva a mufla a 900°C hasta que todo el plomo se volatiliza.
5. Así se obtiene la pepita de oro y plata. Se la trata con ácido nítrico para solubilizar la plata y entonces se pesará el oro.

NOTA: Cuando se tiene minerales cuarcíferos, cupríferos, ferruginosos, el punto 2. del procedimiento varia.

En el Anexo Nro. 10 se encuentra un equipo de fundición y copelación.

8.2.3. DETERMINACION DIRECTA DE ORO POR ABSORCION ATOMICA

El oro, plata y zinc en soluciones cianuradas pueden determinarse por absorción atómica aspirando directamente la solución. Las ventajas de este método es su bajo costo y un mínimo de tiempo en su ejecución. Las desventajas se deben a su baja sensibilidad, especialmente para el oro (límite de detección 0,03% ug/ml) y las interferencias que se manifiestan por la presencia de iones como: sodio, hierro, cobre, níquel y calcio, éste último tiende a la formación de carbonato insoluble

La muestra debe filtrarse o centrifugarse para eliminar el material presente y la formación de carbonato de calcio puede prevenirse agregando a la solución K₂-EDTA en una concentración del 0,1%

2. EQUIPO Y REACTIVOS:

- Material de uso común en laboratorio
- Espectrofotómetro de absorción atómica
- Lámpara de cátodo hueco para oro
- Cianuro de potasio, p.a.
- Hidróxido de potasio, p.a
- Etilendiamino tetra acético sal potásica, p.a. (K₂-EDTA)

3. PREPARACION DE LA SOLUCION PATR N DE 1000 P.P.M.

- Pesar un gramo de oro p.a. y disolver en aproximadamente 200 ml de agua destilada conteniendo 20 g de cianuro de potasio p.a.. La solución se agita con un agitador magnético y se hace burbujear una corriente de aire. El oro se disuelve completamente (4 días aproximadamente). La solución se alcaliniza a pH 10 con hidróxido de potasio. Enrasar a un litro con agua destilada, guardar en frasco de vidrio inactivico caramelo.

4. PROCEDIMIENTO:

- Preparar soluciones estándares de oro 0,5; 1; 2 y 5 ug/ml con una matriz similar a la solución patrón.
- Ajustar las condiciones al manual del instrumento, utilizando el mechero para soluciones de alto contenido salino: longitud de onda 242,8 nm (aire-acetileno)
- Determinar la absorbancia de los estándares y muestras en las mismas condiciones: Utilizar una solución de cianuro de potasio al 2%, pH 10 para establecer el cero del espectrofotómetro.
- Graficar la absorbancia versus ug/ml de oro de la solución estándar.

5. CALCULO:

- Comparar la absorbancia de la muestra con la curva de calibración y encontrar los $\mu\text{g/ml}$ de oro contenidos en la solución muestra. También puede expresarse en g/m^3 .

6. OBSERVACIONES:

- Para determinaciones directas en soluciones cianuradas, tomar la precaución de limpiar el equipo y recipientes para eliminar todo vestigio de ácido mineral. DESPRENDIMIENTO DE ACIDO CIANHIDRICO.

8.2.4. ANALISIS DE CAMPO "PRUEBA DE CASSIUS"

Este método clásico ofrece una determinación rápida y simple de las menas de oro en soluciones. Es por esto un método conveniente para la detección inmediata del oro presente los relaves. Esto es de importancia particular donde un equipo de absorción atómica no es fácilmente viable.

Una muestra de solución de relave (normalmente 1 dm^3) es tratado con Cianuro, Zinc, en polvo y Nitrato de Plomo; y el precipitado resultante es disuelto en agua regia. Unos pocos gramos de Cloruro de Estaño son añadidos. Una coloración en el rango de púrpura débil a negro, indica la presencia de oro en concentraciones que

van incrementando. El color es formado por la reacción entre oro coloidal y ácido meta-stannic.



EL límite de detección (primera coloración purpura débil) es generalmente estimado a ser 0,03 g/t de oro.

CAPITULO IX

ASPECTOS INDUSTRIALES

DE LA CIANURACION

9.1. TECNOLOGIA

A continuación se detalla el procedimiento del beneficio de concentración del oro de NANBIJA, con su respectiva explicación figura .1..

9.1.1. EXPLOTACION

Para obtener el material que contiene el mineral precioso Oro, del yacimiento, se lo extrae mediante voladuras con dinamita y se transporta por medio de vagonetas que circularⁿ a través de unas rieles por las diferentes labores mineras, para luego ser depositadas en Cámaras de Almacenamiento. (2)

9.1.2. CAMARAS DE ALMACENAMIENTO

Estas cámaras sirven como almacenamiento y lavado del mineral. Además permiten el rompimiento de rocas a un diámetro más pequeño para las etapas de trituración; antes de efectuarse su reducción es necesario proceder a un mezclado a fondo de la misma. El método más sencillo de mezclado consiste en el traspaleo de las muestras.

9.1.3. TRITURADORA DE MANDIBULAS

El material reducido a diámetros aceptables para triturar, es introducido en una Trituradora de Mandíbulas cuyo diámetro inicial puede ser de 12 cm. y el

final de 1 pulgada.

9.1.4. VIBROTAMIZ

Para que no haya una sobre trituración, el material de diámetro de 1 pulg. se la hace pasar por un Vibrotamiz de malla 10 al cuyo residuo de -10 mallas es transportado hacia un tanque Homogenizador (7). El residuo +10 mallas se coloca en una banda (3) transportadora hacia una nueva trituración en la que se emplea una trituradora de Cono (5). Al vibrotamiz se utiliza antes y después de cada trituración.

9.1.5. TRITURADORA DE CONO

El material depositado sufre una nueva reducción en su tamaño (trituración mediana), la cual es depositada luego en un molino de bolas (6).

9.1.6. MOLINO DE RODILLOS

Se realiza en pequeñas trituradoras cuyo diámetro de desmenuzamiento varía de $1/3 - 1/5$ hasta $1/6$ pulg. Este mineral pasa nuevamente por el vibrotamiz (4), este control se realiza antes y después de la trituración.

9.1.7. TANQUE HOMOGENIZADOR

Con el fin de asegurar la uniformidad del

contenido en metal en la muestra molida y tamizada, se puede hacer uso de un Tanque Homogenizador de acuerdo a su volumen. Se puede utilizar también el método del traspaleo para homogenizar la muestra en caso de que no se obtenga un Tanque homogenizador, este método además se emplea cuando el peso de la muestra es de varios centenares de kilogramos o por su gruesor, procediendo a arrojar el material de un montón a otro varias veces consecutivas sobre una superficie de madera o metálica. Luego de las homogenización el material es transportado a través de cintas a la etapa de Concentración Gravimétrica.

9.1.8. MESA CONCENTRADORA

Para obtener partículas de oro libre el material es llevado a una mesa concentradora. El método que utiliza la mesa concentradora es llamada Concentración Gravimétrica, en donde las condiciones de trabajo son las siguientes:

Granulometría de la muestra: 68% - 200 mallas

Inclinación de la mesa : 6° - 5°

Caudal de Agua : Distribuidor 9 seg.

Alimentación 10 seg.

Tiempo de alimentación : 2 min 50 seg.

Densidad de pulpa : 300 cm³ de agua

Peso de Mineral : 1000 gr.

En este ensayo obtenemos tres fracciones: Concentrado - Mixto y Relave o Residuo.

Al concentrado que contiene partículas de oro libre se lo separa por medio de un Disco concentrador en Espiral (9). Los Mixtos y Residuos es llevado por medio de cintas a un tanque homogenizador, para realizar otros ensayos.

9.1.9. DISCO CONCENTRADOR EN ESPIRAL

En este aparato se observa claramente las partículas de oro libre, que han sido concentrados en la mesa concentrador (8) con sus condiciones óptimas de trabajo. La forma del disco es circular y tiene gradas en forma de espiral.

9.1.10. HIDROCICLON

Se emplea este sistema para clasificar el mineral (finos - gruesos) basándose en su densidad y volumen de la misma.

Las partículas finas que nos da el hidrociclón se realizan una concentración por cianuración de acuerdo a sus condiciones óptimas de trabajo, y los gruesos son nuevamente reducidos su diámetro a uno mas fino. Por

medio del cilindro de amalgación.

9.1.11. MOLINO DE BOLAS

Los materiales gruesos que salió de la mesa concentradora experimentan una nueva deformación en su estructura por medio de un molino de bolas, para obtener una granulometría óptima en el proceso de cianuración, luego se clasifica el material en finos y gruesos por medio del hidrociclón.

9.1.12. CILINDRO DE AMALGAMACION

Con la granulometría óptima del material y condiciones, se procede a la concentración por amalgación; empleando un cilindro amalgamador para amalgamar y una prensa de Hg para separar la amalgama. Las colas producto de la amalgamación (partículas < 44 μ y oro no amalgamable) se las somete a una nueva concentración por medio de Cianuración. (13)

9.1.13. TANQUES DE CIANURACION

Se ha comprobado que el método de cianuración es el más idóneo para el mineral fino de NAMBIJA, el más económico, y el más fácil de emplear.

Se puede emplear un motor para realizar la agitación de la muestra, lógicamente de acuerdo a su volumen.

La capacidad de los tanques, depende de la cantidad de volumen con que se trabaje.

La adición óptima de reactivos para la cianuración, presentamos a continuación.

- Dilución: sólidos-liquido = 1-3
- NaCN = 0,86 Kg/t
- CaO = 1,1 Kg/t
- Acetato de Plomo = 500 mg/l
- Velocidad de Agitación = 1555 r.p.m.
- Granulometría de la muestra = 90% - 200 mallas.

9.1.14. TANQUE ESPESADOR

Se practica con el propósito de remover solución o liquido desde una pulpa, aumentando el porcentaje de sólidos de dicha pulpa, o bien, para realizar el lavado de una pulpa, rebajando el contenido de solubles útil mediante un lavado.

El término semejante implica el asentamiento por gravedad de las partículas sólidas suspendidas en un liquido. En otras palabras, espesaje es el proceso de concentrar una pulpa relativamente diluida en otra más espesa, o sea de menor cantidad de agua, mediante la eliminación de agua relativamente libre de sólido.

9.1.15. FILTRACION

Es una operación mediante la cual una mezcla homogénea compuesta de agua y de partículas sólidas, se separa en sus componentes gracias al concurso de un medio filtrante que permite el paso del fluido, pero retiene las partículas sólidas.

Esta operación implica por tanto el flujo de fluidos a través de poros. El fluido atraviesa un lecho de partículas contiguas del material sólido a filtrar.

La velocidad de filtración depende de la naturaleza del material a filtrar, en especial de la porosidad de la torta la cual está relacionada directamente con el rango de tamaño sólido.

9.1.16. COLUMNAS DE ADSORCION CON CARBON ACTIVADO

Este método es el más indicado para beneficiar menas de baja ley, desmonte o yacimientos de bajo tonelaje.

Debido a los factores económicos y a la habilidad de los procesos con carbón en las soluciones, cuya concentración nominal está bajo 1,5 gr. Au/t solución la adsorción con carbón activado es el método preferido para recuperar el metal precioso.

El método más eficiente para cargar el carbón con oro y plata disueltos, es bombear la solución de lixiviación en flujo ascendente a través de 4 o 5 columnas de adsorción en serie. Para mejorar resultados, el flujo de solución debe ser suficiente para mantener un lecho de carbón suspendidos en el flujo de solución.

Las columnas en serie, es cargar con carbón para ocupar cerca de un tercio de su volumen; las columnas son fabricadas con acero al carbón o de plástico, las bombas no deben tener partes de cobre o bronce, debido a que se corroen con el cianuro. Es conveniente contar con un medidor de flujo acumulativo antes de la entrada a la primera columna, para medir los volúmenes diarios.

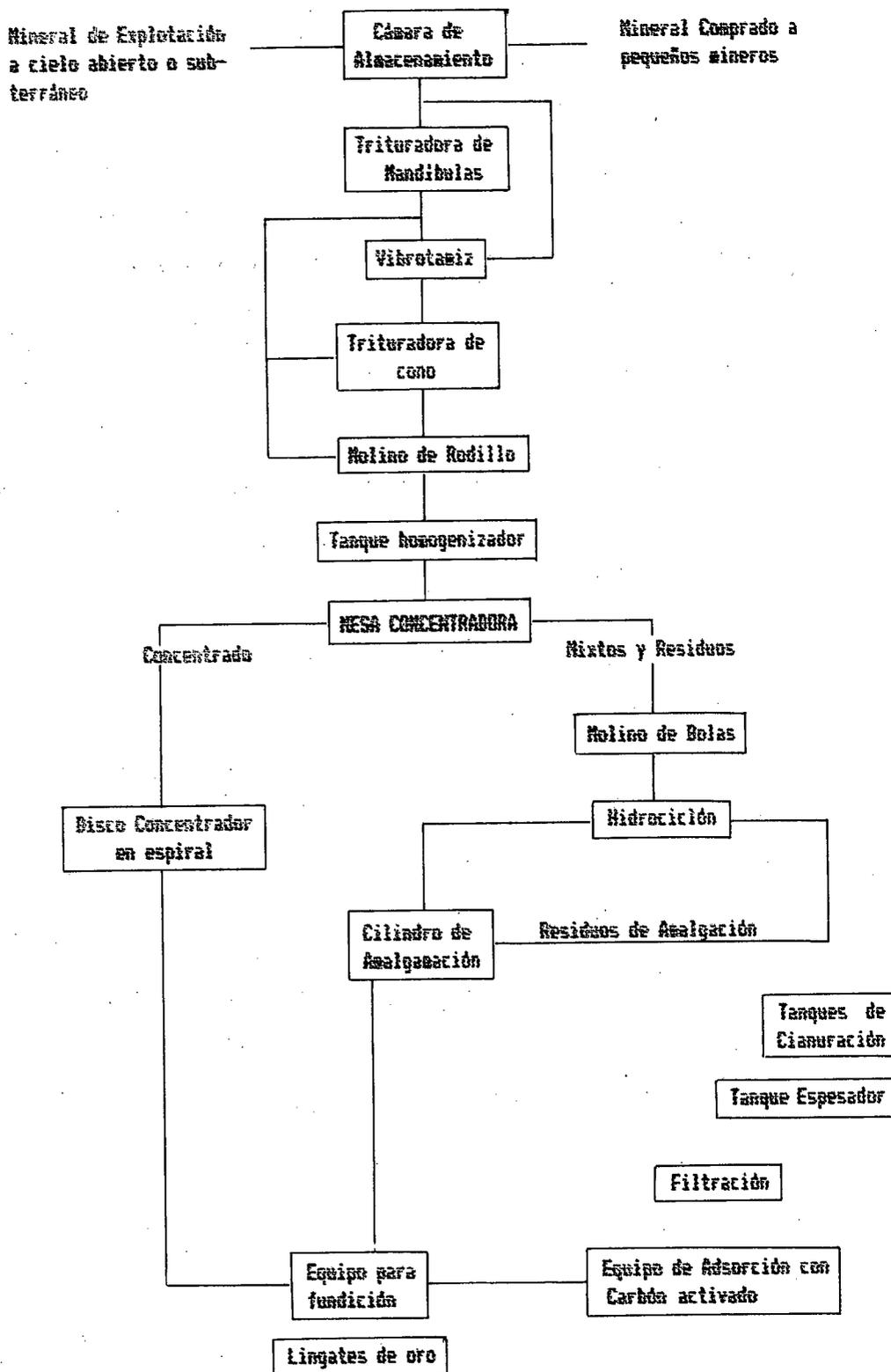
9.1.17. EQUIPOS PARA FUNDIR

A continuación se enumeraran los equipos para la fundición de minerales:

- Estufa: Que sirve para el secado de las muestras
- Horno de Fusión: Que sirve para llevar a un sólido, a un estado líquido.
- Prensa de Mercurio: Esta sirve para recuperar el oro de una amalgama, sin la intervención de los métodos antitécnicos que son un peligro eminente en la vida de los seres en especial el hombre.
- Mechero de Buncén:

DIAGRAMA DE FLUJO PARA LA PLANTA DE BENEFICIO DEL MINERAL

AURIFERO DE NAMBIJA



9.2. SEGURIDAD INDUSTRIAL Y PROTECCION DEL MEDIO AMBIENTE.

9.2.1. IMPACTO DE LA MINERIA

La explotación de los minerales se dividen en tres etapas fundamentales, que corresponden cada una a un impacto específico sobre el medio ambiente.

1. La **EXTRACCION** de los minerales, que se realizan por medios mecánicos, necesita en una primera fase de preparación superficial seguida por una explotación subterránea o a cielo abierto. El resultado de esta etapa es que tanto la superficie, como el subsuelo están definitivamente alterados.

La extracción puede producir Contaminación por el ruido, y el polvo que producen las explosiones.

2. Los minerales deben ser concentrados en una **PLANTA DE BENEFICIO** la que se construye generalmente junto al yacimiento para limitar los costos de transporte.

Los procesos utilizados, cuando son químicos, pueden producir una contaminación del aire y del agua.

3. **EL PRODUCTO ESTERIL** de donde se han separado los minerales valorables son acumulados sean en botaderos, sean en los huecos creados durante la primera etapa de

extracción. Estos relaves quedarán después que se haya terminado la explotación, y a veces volverán a ser procesados después de algunos años cuando las condiciones técnico-económicas se hayan mejorado.

9.2.2. PROTECCION AMBIENTAL

El explotante minero debe específicamente conducir todas las operaciones de manera que trate de minimizar los impactos ambientales negativos sobre los recursos superficiales.

1. Calidad del aire

2. Calidad del agua

3. Desechos sólidos

4. Estética: El operador debe planificar su operación para armonizar con los atributos escénicos de la zona.

5. Pesquerías y hábitad de la vida salvaje: El operador debe tomar las medidas posibles para prevenir la perturbación de las pesquerías y del hábitad de la vida salvaje.

6. Canteras: El operador debe construir todas las canteras con sus debidos drenajes y para minimizar los efectos sobre el suelo, el agua y los recursos superficiales.

7. Readequación: Después que las operaciones han terminado operador debe readequar el sitio para prevenir y controlar los daños futuros sobre los recursos

superficiales dentro del sitio.

En general, los requisitos para la protección ambiental incentivan al operador para que planifique que su actividad de tal manera que no degrade los recursos superficiales.

En el sentido estricto, sin embargo, ese no es posible. Por eso, los requisitos, en efecto, establecen que las actividades deben ser conducidas de manera a minimizar el impacto sobre los recursos naturales. Claramente dicho, muchas acomodaciones deben ser consideradas y el Estado debe reconocer que el operador de la pequeña minería no está particularmente bien equipada para estimar los requisitos sin asesoramiento técnico.

En el control de relaves sólidos, cualquier cola, desecho debe ser removido o tratado para minimizar el impacto sobre los recursos superficiales. El operador está autorizado a tener acceso a su denuncia, pero ciertos límites están impuestos para las adaptaciones del acceso. La construcción de la vía de acceso debe cumplir con las reglas de obra civil.

9.2.3. INTENTO PARA RESTITUIR EL TERRENO

La razón principal es proveer el mismo potencial, los mismos derechos y el mismo acceso a los posibles usuarios en el futuro. Para que este programa tenga éxito, el minero y sus empleados deberán operar de la manera más eficiente posible y de componer la zona afectada después que use la explotación.

Sobre este punto no se debería entender la restauración de la forma original de los recursos superficiales afectados por las actividades mineras. Más bien, la recaudación es la de mantener bajo los procesos naturales y productivos. Por ejemplo las zonas de pesca deben ser restituidas, pero los botaderos y las canteras pueden ser redondeados para tener formas naturales y reforestales. Esto debe asegurar además.

1. El control de la erosión y de los deslizamientos.
2. El control del derrame de los desechos
3. El aislamiento, la remoción y el control de los materiales tóxicos.
4. La restauración de la vegetación y la remodelación, de la zona afectada, donde es racionalmente practicable.
5. La rehabilitación de las zonas de pesca y del habitante de la vida salvaje.

El minero debe, dentro de un tiempo racional después

de las operaciones, retirar todas las estructuras, equipo y otras facilidades utilizadas dentro de las actividades minerales y limpiar el sitio de operaciones.

Para asegurar que el terreno va a ser readecuado después que cesen las actividades mineras, una garantía bancaria debería depositarse.

Su valor sería equivalente a los costos de estabilización y de readecuación del terreno.

9.2.4. MINERIA METALICA

La minería metálica en el Ecuador es esencialmente aurífera. Se ha desarrollado estos últimos años en las provincias de El Oro, Azuay, Loja, Zamora Chinchipe, Morona Santiago, Esmeraldas y Napo.

Existen dos tipos de yacimientos: Los yacimientos secundarios o aluviales y los yacimientos primarios o en roca.

Los yacimientos se encuentran en el lecho de los ríos y en las terrazas. La explotación en los ríos no afecta la forma del terreno. Pero la explotación y la extracción de los aluviones provocan un cambio de la forma de la superficie. Este último caso, la recaudación

del terreno es necesario.

Los yacimientos primarios se explotan a cielo abierto, o si la capa estéril superficial es demasiado espesa, de manera subterránea, debido a la dureza de la roca, se utilizan explosivos y maquinaria. Pero la mayor fuente potencial de contaminación ambiental es el proceso de beneficio. Después del chancado y la molienda, los procesos utilizados en el país para recuperar el oro son la concentración gravimétrica, la amalgamación y la cianuración. La concentración gravimétrica no produce contaminación.

En el caso de la amalgamación. El informe del Ing. Ignacio Schrechinges, (Cuarto Congreso Ecuatoriano de G, M y P, Octubre 1986); explica:

La contaminación por mercurio en las fases de amalgamación y en la recuperación final del oro o "quema, de la amalgama es dramática. Las cantidades de mercurio a las que están expuestas las personas que habitan en estas localidades exceden en ciento de veces los límites aconsejados por la Organización Mundial para la Salud. Lastimosamente, esto es sólo el inicio de un problema mayor; todo lo contrario, por su elevada tensión de vapor retorna a la atmósfera del suelo, del agua, y de donde se

encuentra depositado, contaminando a toda la población de la zona. Los vapores de mercurio pueden atravesar la barrera sanguínea del cerebro y la placenta de las madres embarazadas. Una vez al interior se oxidan dificultando su eliminación, produciéndose de esta manera una acumulación progresiva de mercurio en el organismo humano, lo que genera desórdenes mentales y alteraciones genéticas respectivas.

Adicionalmente, el mercurio que se ha sedimentado en los ríos es transformado por acción bacteriana a metilmercurio otra forma de mercurio orgánico, ingresando de esta forma a las cadenas alimenticias acuáticas y aumentando el radio de dispersión del contaminante y su toxicidad. Ciertas especies de peces acumulan mercurio, en ocasiones en factores de hasta cien mil veces más que la concentración del mercurio en los sedimentos, este fue el origen de las enfermedades de Minamata en Japón que ocasionó más de 400 muertos y miles de afectados.

Ante la gravedad de los hechos, como medida de control inmediato de las fuentes de contaminación, la Dirección del Medio Ambiente ha desarrollado destiladores de mercurio, que permiten una recuperación y reuso del mismo, al igual que ha proporcionado la utilización de amalgamadores; éstas son medidas transitorias, ya que las

definitivas consistirán en la instauración de técnicas de explotación y beneficio de minerales.

El proceso de cianuración no produce contaminación cuando se utiliza con mucha precaución, pero por la alta toxicidad del cianuro representa un peligro muy grande para el medio ambiente. Por esta razón se debe tomar todas las medidas necesarias para evitar accidentes, y el envenenamiento del medio ambiente y de poblaciones vecinas.

Por su mejor rendimiento y por su menor peligro que la amalgamación, el proceso de cianuración es el proceso más utilizado en el mundo actualmente.

9.2.5. RECOMENDACIONES PARA LAS PLANTAS DE CIANURACION Y DE CONCENTRACION POR AMALGAMACION

9.2.5.1. Plantas de Cianuración.-

A continuación viene una proposición de reglamento Técnico para las plantas de cianuración en el país.

1. Artículo 1.- Los reactivos y materiales de consumo de las plantas de Beneficio deben tratarse de la siguiente manera.

a. En bodega en sitios seguros, fuera del alcance de operadores no autorizados.

- b. En sitios protegidos de las aguas lluvias, corrientes y de filtración.
- c. Los locales de almacenamiento, con ventilación natural suficiente.
- d. Lejos de productos oxidantes o ácidos y combustibles.
- e. Lejos de instalaciones eléctricas y otras que puedan producir chispas o llamas.

2. Artículo 2.- Las aguas deben tener un pH Protector entre 10 y 11 desde la introducción de cianuro a las soluciones y pulpas, mantenerse a pH Protector hasta después de la salida del circuito.

3. Artículo 3.-

- a. Los tanques deben ser protegidos contra la caída de personas y las instalaciones, protegidas del acceso de personas no autorizadas.
- b. Todas las instalaciones deben ser rotuladas para advertir los peligros.

4. Artículo 4.-

- a. Los lodos residuales y las soluciones cianuradas sobrantes, deben ser depositadas en piscinas, ubicadas dentro de los límites de la propiedad minera, y que para este efecto, se denominarán "Cancha de Relaves; a fin de que las soluciones sean evaporadas a la

- superficie del reservorio con las respectivas seguridades.
- b. El nivel superior de los materiales y soluciones en las canchas de relaves, no deben subir más de 125 mm. de altura por mes, a fin de permitir una desecación satisfactoria.
 - c. El ángulo de las paredes exteriores, no debe pasar de 35°, para asegurar su estabilidad.
 - d. Se obliga a realizar el análisis diario de contenido de cianuro y grado de pH en las soluciones de las piscinas.
 - e. Las canchas de relaves deben tener una constante supervisión a fin de evitar peligros de daños a zonas vecinas y de contaminación.
 - f. La planta de Beneficio tiene que ser enteramente cercada, puesto adecuado signos que restringe el acceso, y señales de seguridad.

5. Artículo 5.-

- a. Las plantas e instalaciones de Beneficio, están obligados a disponer en el sitio mismo del proceso, de un botiquín con antídoto de Cianuro, ubicado en sitios de fácil acceso.
- b. La Empresa o propietario, está obligado a capacitar a todo el personal de la Planta, en primeros auxilios para casos de envenenamiento con Cianuro.

6. Artículo 6.-

- a. Las plantas de Beneficio, deben obligatoriamente tener una piscina o tanque con capacidad suficiente para recibir automáticamente en caso de accidente toda la solución cianurada existente en el circuito.
- b. La cancha de relave, con capacidad suficiente puede reemplazar provisionalmente a las piscinas de seguridad.

9.2.3.2. Plantas para la Amalgamación.-

1. Artículo 1.- En los sitios de liquidación por amalgamación con mercurio, es obligatorio.
 - a. Construir una piscina de decantación para captar el Mercurio líquido perdido durante el proceso.
 - b. Las colas de amalgamación, deberán ser depositadas en las piscinas de decantación
 - c. Los vapores de mercurio provenientes de la quema de la amalgama, deben ser condensados y recuperados adecuadamente, para evitar la contaminación del medio ambiente.

CAPITULO X

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

10.1. CONCLUSIONES GENERALES

1. La provincia de Zamora Chinchipe presenta un sector muy enriquecido lo que se refiere en la producción del metal precioso el oro. Nambija, sector minero muy importante del país, se encuentra hoy invadido de grupos de personas; que se dedican en forma irracional y antitécnica en la explotación del oro, ya que únicamente el oro macroscópico es recuperado y el oro fino que fluctúa entre 40 y 30% es desechado y va a la quebrada como relave. Ante esta visión, se impone la necesidad urgente de efectuar estudios y técnicos para recuperar el oro mediante la hidrometalurgia, a fin de lograr una adecuada explotación del yacimiento.

2. Para concentrar el mineral Aurífero de Nambija, se debería realizar los siguientes estudios.

- CONCENTRACION GRAVITACIONAL: Se realiza con el propósito de recuperar tempranamente las partículas de oro liberadas en la trituración. Estos métodos se hacen en la gran diferencia de densidad entre los metales preciosos y los minerales de la ganga. Los equipos que pueden ser utilizados son: Jigs, Mesas Vibratorias, Ciclones, etc.
- CONCENTRACION POR AMALGAMACION: Cuando el mineral está liberado y puro entra en contacto con el mercurio líquido, se amalgama, es decir, el mercurio

forma una amalgama con el oro, dando una partícula revestida de mercurio que tiene propiedades semejantes a las de este último metal. Estas partículas amalgamadas se adhieren unas a otras, de modo similar a las gotas de mercurio puro, para formar una mayor masa denominada amalgama.

Posteriormente, se puede separar el metal del mercurio recurriendo al método de destilación.

Los equipos que podrían ser utilizados son: Planchas amalgamadoras, amalgamadoras vibratorias, barriles de amalgamación, etc.

3. Para el presente plan de estudio se ha escogido como punto principal la cianuración, dentro de los diferentes procesos de hidrometalurgia que se estudia.

Los procesos de concentración como: Gravimetría, Flotación, Amalgamación, Tioureación y Magnética, no fueron estudiados tan profundamente; pero se realizaron pruebas muy importantes que presentaron valiosísima información para el beneficio de este mineral de Namibia.

10.1.2. CONCLUSIONES DE LA CIANURACION

1. Los procesos de cianuración permiten rendimientos muy elevados, con mayor producción de oro, no hay consumo de grandes cantidades de combustible, ausencia de contaminaciones, utilización de instalaciones de dimensiones pequeñas, poco costosas y de uso fácil.
2. La lixiviación por agitación es el más apropiado para el mineral de Namibia (material no muy poroso, mena de alta ley, contiene oro fino liberable durante la molienda, bajo contenido de cianocidas). La lixiviación por agitación ha permitido lograr excelentes recuperaciones superiores al 95%, en tiempos de agitación relativamente cortos.
3. De los resultados de análisis químico, demuestran que el mineral de Namibia es apto para ser tratado por Cianuración.
4. Al realizar una molienda final al mineral, se obtiene una mejor disolución del oro, ya que las partículas se encuentra mas liberadas. Sin embargo una molienda fina puede resultar antieconómica, si se compara su costo con el aumento que puede lograrse en las recuperaciones, y en su consumo excesivo de cianuro; por lo que para escoger la molienda más adecuada se debe

considerar sólo las mejores recuperaciones obtenidas, si no también el menor consumo de cianuro.

4. Un tiempo de 6 - 8 horas considerado en las pruebas de cianuración, ha sido suficiente para alcanzar valores de recuperación para el oro relativamente constantes. Para tiempos superiores los valores de recuperación experimenta un leve aumento por lo que no se recomendable cianurar las 24 horas.

6. Observando los resultados de los ensayos de velocidad de agitación, se puede opinar que se incrementa notoriamente la extracción del oro al incrementar la velocidad, además acelera la cinética y fundamentalmente aumenta la presencia de oxígeno en la pulpa lixiviante.

7. Los resultados obtenidos en los ensayos de concentración de cianuro, muestran que se puede incrementar la disolución del oro al aumentar la concentración de cianuro hasta 750 mg/l posteriormente para concentraciones superiores decrece la disolución.

Este fenómeno se debe a que el cianuro se hidroliza y además porque la velocidad de disolución del oro esta controlada por la concentración de oxígeno y su difusión

hacia la superficie de ataque, el aumento en la concentración libre no acelera la reacción.

8. Se deduce que a una dilución de 1/3 (sól/líquido), es la más conveniente, ya que no presenta molestias en la disolución del oro, reduce el consumo de cianuro y además en la que mejor recuperación se obtuvo.

9. Se puede concluir que a altas concentraciones de CaO produce bajas recuperaciones de oro, se debe mantener en un punto más bajo en un rango de 200 mg/l.

10. Adicionando pequeñas cantidades de PbO , tiene un efecto catalizador en la disolución del oro, reduciendo el tiempo de agitación y disminuyendo el consumo de cianuro de sodio. La rápida disolución del oro en presencia de este acelerante, puede deberse a que se deposita una película protectora de PbO en la superficie de ciertos cianocidos, retardando así su reacción con las soluciones cianuradas.

11. El consumo de cianuro de sodio, disminuye notablemente, casi un 40% cuando se realiza una aireación previa a la pulpa. Este fenómeno se debe a que se incrementa la cantidad de oxígeno disuelto en la pulpa que va a ayudar a disolver el oro y además va a

Bloquear a algunas cianuridas que consume el cianuro agotándolo.

10.2. RECOMENDACIONES

10.2.1. RECOMENDACIONES SOBRE EL PROCESO

Este estudio tiene como objetivo primordial el contribuir y aportar a la investigación del mineral aurífero de Nambija.

1. Se debería complementar con el estudio, realizando investigaciones minuciosas y separadas con cada proceso de concentración: Gravitacional, Flotación, Amalgamación, Tioureación, Magnética y si es posible la extracción mediante solventes.

2. Sería muy importante completar con estudios más profundamente sobre la extracción del oro con Carbón activado, precipitación con zinc en polvo y otros procedimientos de extracción, ya que de otra forma el estudio quedaría incompleto.

10.2.2. RECOMENDACIONES DE SEGURIDAD EN LA CIANURACION

El ácido cianhídrico, el cianuro de sodio y todos los cianuros son de las sustancias más venenosas que se conocen, pero pueden manejarse sin peligro si se trabaja con precauciones adecuadas.

Para evitar la intoxicación por ácido cianhídrico y cianuros, deben tomarse las precauciones siguientes.

1. Se debe comprobar que el lugar de trabajo no este contaminado de ácido.
2. Cuidar constantemente que el pH no baje de 8 (por seguridad trabajar a un pH de 10 en adelante).
3. Se recomienda trabajar con todos los implementos de seguridad (mascarilla absorbente de ácido, guantes, de goma, guardapolvo, etc) y además el sitio de trabajo debe tener una muy buena ventilación.
4. Si la piel o la ropa se ha puesto en contacto con el cianuro de sodio, se recomienda lavar con agua abundante jabón la parte afectada, retirar enseguida la ropa y lavar la piel con agua, con amoníaco diluido y enjuagarse de nuevo con agua.
5. Cuando se maneja cianuro de sodio sólido, debe usarse guantes de algodón secos, y cuando se maneja soluciones de cianuro, guantes de caucho. Debe evitarse el contacto con heridas abiertas.

Las manos deben lavarse bien con agua y jabón después

de manejar el cianuro.

6. Terminantemente prohibido, comer, tomar y fumar en el lugar donde se trabaja con cianuro.
7. Para destruir los residuos de cianuración se debe poner hipoclorito de sodio o sosa diluida en agua en agua en grandes cantidades.
8. El cianuro debe estar en un sitio sumamente seguro y bien etiquetado.
9. En caso de envenenamiento con cianuro, debe llamarse inmediatamente un médico, y a la víctima debe hacerse que inhale con cuidado NITRATO DE AMILO

CAPITULO XI

BIBLIOGRAFIA

- ARENAS A. F., "Hidrometalurgia del Oro y la Plata",
Universidad del Norte, Antofagasta Chile,
1983.
- AGUIRRE L. RODAYO G., "Metalurgia. Curso de Capacita-
ción Minera" Quito, Junio 1988.
- ARRAY T., "Concentración de Minerales", Universidad de
Concepción, Chile, 1973.
- BRUNBLAY R.H., "Análisis Cuantitativo", Tercera Edición,
México; Compañía Editorial Continental
S.A. 1980.
- CALVERT E., "Química General Aplicada a la Industria
con Prácticas de Laboratorio", Tomo II,
Tercera Edición; 1962.
- MORALES R.M., "Guía de Laboratorio", Universidad de
Concepción, Chile.
- KRESHKOV A. YAROSLAUTSEV A., "Curso de Química Anali-
tica, Análisis Cualitati-
vo", Moscú, Editorial Mir
1985.
- LENAHAN N.C. MURPHY S. de L., "Assay And Analytical
Practice in The South
Africa Mining Industry",
The south Institute of
Mining and Metalurgy,
Monograf Serie M6 Johan-
nesburg, CTP book Printer

Cape.

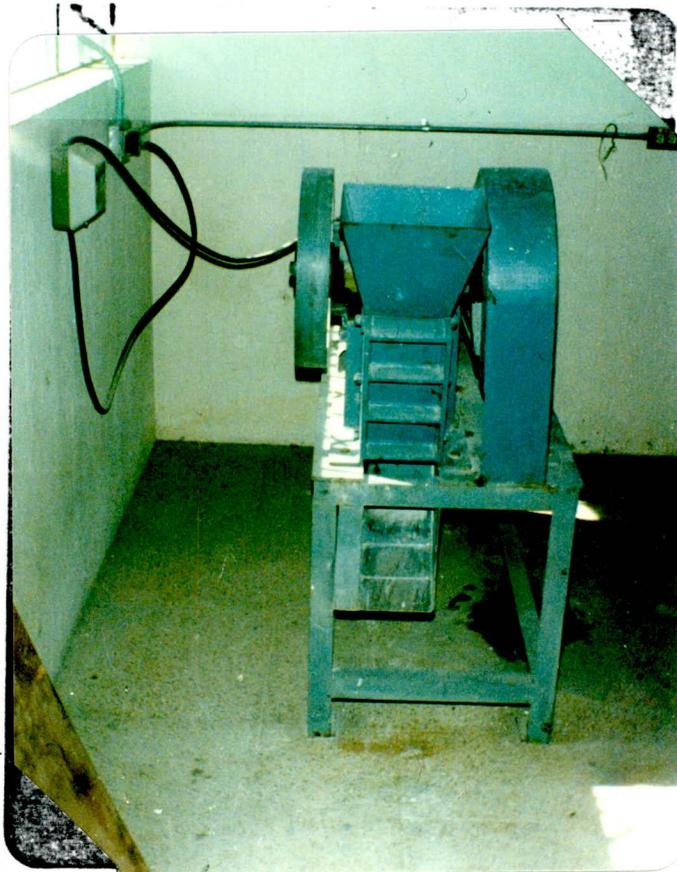
- NARANJO C., "Guía de Prácticas", Pontificia Universidad Católica del Ecuador.
- PIERRE B., "El Beneficio de los minerales"
- MARAS. J., "Metalurgia del Oro y la Plata", Edición Don Bosco, La Paz-Bolivia, 1981.
- MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA. "La Minería en España"
Dirección de Innovación Industrial y tecnológica.
- UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR., "Metalurgia Extractiva de los metales Preciosos", Quito-Ecuador 1988.
- SOCIETY OF MINING ENGINEERS OF THE AMERICA INSTITUTE OF MINING, METALURGIA AND PETROLEUM ENGINEERS, "SME Mineral Processing Handbook", Norman L. Weiss Editor-in Chief, Inc N y 1985.
- UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR., "Informe Técnico", Nro. 3, Nambija, 1985.
- NINERIA ECUATORIANA., "Organo de Difusión Técnico del INESIN" Nro. 1, julio 1988.
- ORO Y PETROLEO., "Informe Técnico", Nro. 1 1985
- POCE S., "Concentración del Oro por Gravimetría y Amalgación", Tesis de Grado, Universidad Central del Ecuador, Quito 1986.

- VIZCAINO M.E. ESTUPIÑAN M.R., "Cianuración de la Cordillera de Tunanza", U de Guayaquil, 1987.
- YANEZ S.J.E., "Cianuración del Mineral Aurífero de Portovelo" Universidad Central del Ecuador.
- DAZA N.L.A., "Recuperación del Oro de Nambija por el Método de Cianuración", Univ. Central del Ecuador, 1984.
- VAGUERO .N.C. "Empresa Nacional Adaro de Investigaciones Mineras. S.A" Ediciones Enadimsa serie S número C, Marzo 1977 Madrid
- PINAYA F.A. "Tratamiento Hidrometalúrgico de minerales complejos conteniendo Metales Preciosos (Oro y Plata)" Oruro Bolivia.
- VALENCIA J. ENDARA I. DOMINIQUE W. "Proposición de Reglamento Técnico para las plantas de cianuración y Amalgación en el Ecuador" INEMIN.
- KIRSCH. H., "Mineralogía Aplicada, para ingenieros, técnicos y estudiantes" Editorial Universitaria de Buenos Aires; Año 1973, traducido por Guillermo Calambres Canadá.

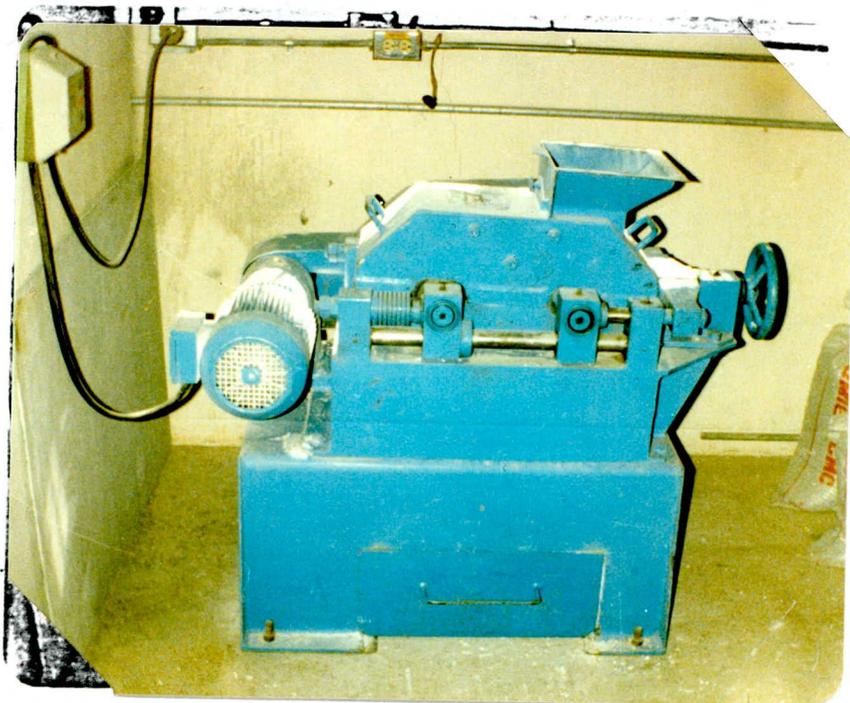
CAPITULO XII

ANEXOS

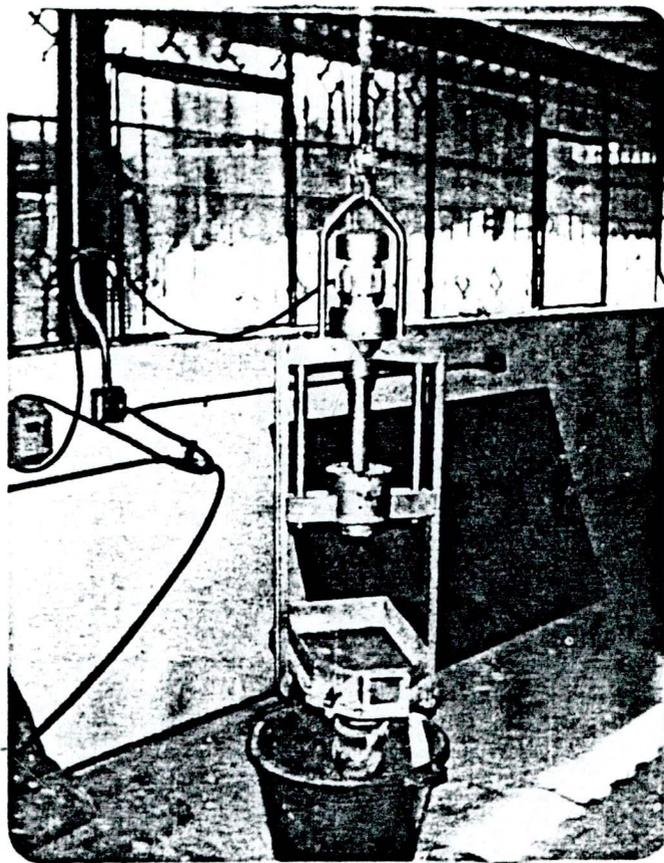
ANEXO I



TRITURADORA DE MANDIBULAS



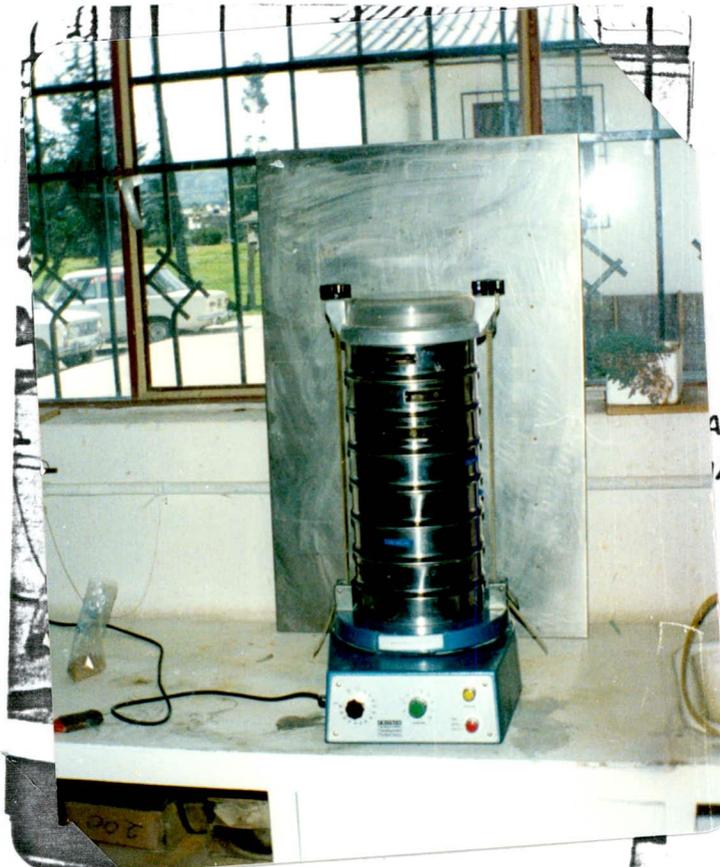
MOLINO DE RODILLOS



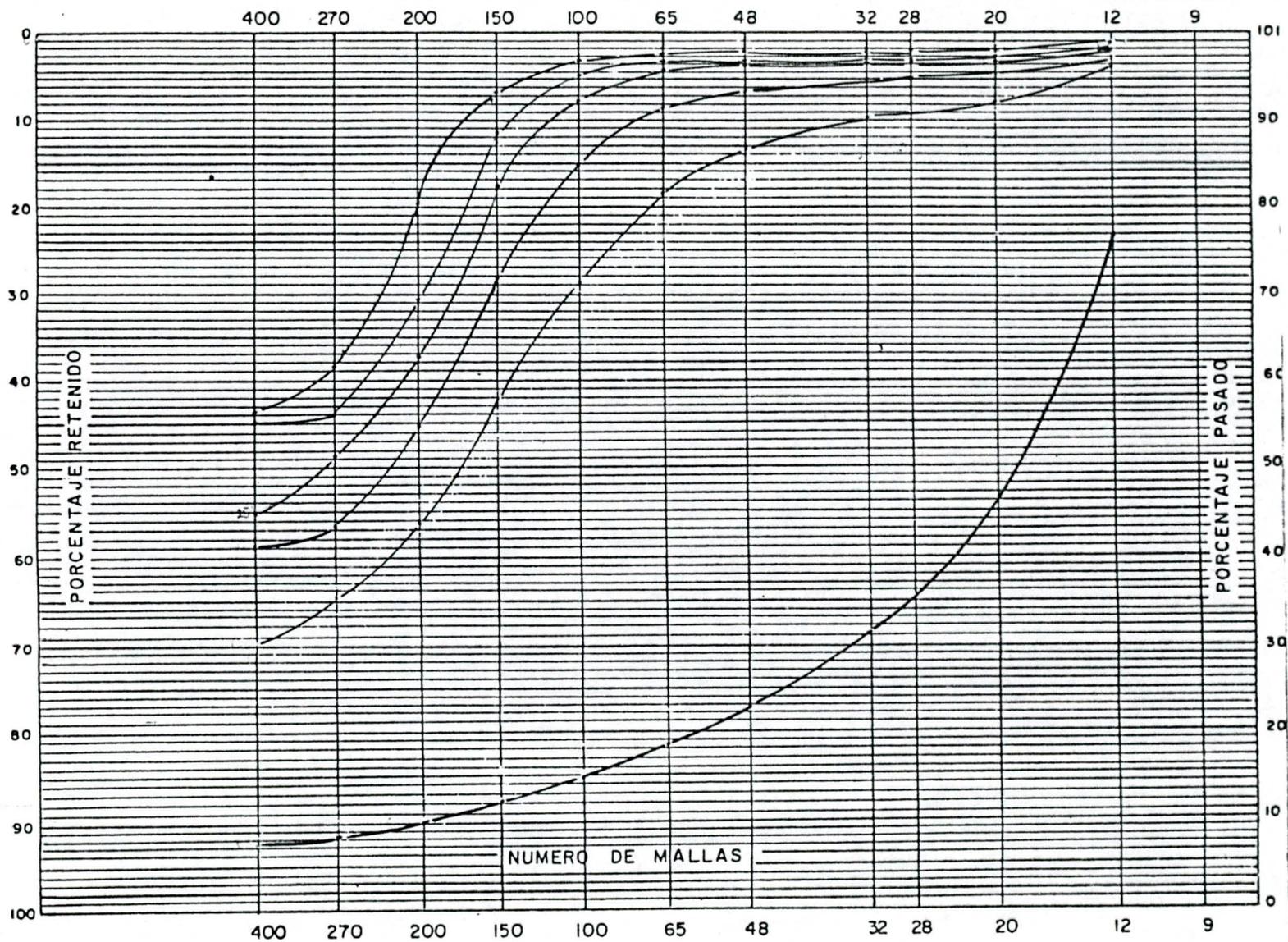
VIBRO TAMIZ

ANEXO 2

TAMIZADO
VIA HUMEDA



TAMIZADO
VIA SECA



ANEXO 3

EQUIPO DE
FLOTACION



ANEXO 4

EQUIPO DE CIANURACION



Muestra 194

Prueba N° 5519

Objetivos y condiciones de la prueba Flotar Oro y Pirita
Flotación Bulk no selectiva

Molienda 25' 50 9.6

OPERACIONES	TIEMPO Min	SOLIDOS %	Ph	REACTIVOS UTILIZADOS			
				DF 250	IpXNa	Na ₂ SiO ₃	
Acondicionamiento	10'	33	9.7	40	50	1000	
Flotacion A	1'						
Acondicionamiento	5'		9.9	10	30		
Flotacion B	1'5"						
Acondicionamiento	5'		9.7	10	15		
Flotacion C	1'8"						
Acondicionamiento	5'		9.5	10	10		
Flotacion D	1'9"						

RESULTADOS	PESO		LEY		RECUPERACION	
	g	%	Au g/t	U ppm	Au %	
A	10.387	1.39	52.0	5.401	63.67	
B	25.379	3.41	32.5	.825	9.72	
A B	35.766	4.80	174.1	6.226	73.39	
C	25.257	3.40	30.8	.778	9.17	
A C	61.023	8.20	114.8	7.004	82.56	
D	29.407	3.95	37.0	1.088	12.82	
A D	90.430	12.16	89.5	8.092	95.38	
Ro	653.4	87.84	0.6	.392	4.62	
Allimentación	743.830	100.00	11.4	8.483	100.00	

Muestra 194

Prueba N° 5520

Objetivos y condiciones de la prueba

Flotar Oro y Piritita
Flotacion Bulk no selectiva

Molienda 30' 50 9.2

OPERACIONES	TIEMPO Min	SOLIDOS %	Ph	REACTIVOS UTILIZADOS			
				DF 250	IpXNa	Na ₂ SiO ₃	
Acondicionamiento	10'	33	9.5	40	50	1000	
Flotacion A	1' 6"						
Acondicionamiento	5'		9.3	10	30		
Flotacion B	1' 5"						
Acondicionamiento	5'		9.3	10	15		
Flotacion C	1' 3"						
Acondicionamiento	5'		9.3	10	10		
Flotacion D	1' 30"						

RESULTADOS	PESO		LEY		RECUPERACION	
	g	%	Au g/t	U. p.p.m.	Au %	
A	49.9	6.69	126.00	842.94	75.18	
B	42.3	5.67	15.70	89.02	7.94	
A B	92.2	12.37	75.34	931.96	83.12	
C	26.3	3.53	15.00	52.95	4.72	
A C	118.5	15.90	61.90	984.91	87.64	
D	20.4	2.74	26.00	71.24	6.35	
A D	138.9	18.63	56.69	1056.15	94.19	
Ro	606.5	81.36	.80	65.09	5.81	
Alimentación	745.4	100.00	11.21	1121.24	100.00	

Muestra 194

Prueba N° 5521

Objetivos y condiciones de la prueba Flotar Oro y Pirita
Flotación Bulk no selectiva

Molienda 35' 50 9.3

OPERACIONES	TIEMPO Min	SOLIDOS %	Ph	REACTIVOS UTILIZADOS			
				DF 250	IpXNa	Na ₂ SiO ₃	
Acondicionamiento	10'	33	9.6	40	50	1000	
Flotación A	1' 6."						
Acondicionamiento	5'		9.4	10	30		
Flotación B.	1' 5."						
Acondicionamiento	5		9.4	10	15		
Flotación C	1' 5."						
Acondicionamiento	5'		9.2	10	10		
Flotación D	1' 5."						

RESULTADOS	PESO		LEY		RECUPERACION	
	g	%	Au g/t	U ppm	Au %	
A	71.5	9.53	71.0	676.63	77.65	
B	37.5	5.00	20.0	100.00	11.47	
A B	109.0	14.53	53.45	776.63	89.12	
C	27.9	13.72	3.00	11.16	1.28	
A C	136.9	18.25	43.17	787.79	90.40	
D	27.3	3.64	1.50	5.46	.63	
A D	164.2	21.90	36.22	793.25	91.03	
Re	585.8	78.11	1.00	78.11	8.96	
Alimentacion	750.0	100.00	8.72	871.36	99.99	

Muestra 194

Prueba N° 5522

Objetivos y condiciones de la prueba Flotar Oro y Pirita

Molienda 25' 50 9.1

OPERACIONES	TIEMPO Min	SOLIDOS %	Ph	REACTIVOS UTILIZADOS		
				DF 250	IpX Na	Na ₂ SiO ₃
Acondiciona	10'	33	9.7	40	50	1000
Flotación A	1'					
Acondiciona	5'		9.8	10	30	
Flotación B	1' 5"					
Acondiciona	5'		10	10	15	
Flotación C	1' 8"					
Acondiciona	5'		10	15	10	
Flotación D	1' 9"					
Acondiciona	5'		9.7			
Limpieza	1'					
Acondiciona	5'		9.4	10		
Limpieza	1'					

RESULTADOS	PESO		LEY		RECUPERACION	
	g	%	Au g/t	U ppm	Au %	
C2	11.315	1.51	600.00	906.00	72.14	
R2	22.286	2.98	28.00	83.44	6.64	
CI	33.601	4.50	219.88	984.44	78.78	
RI	68.104	9.12	15.00	136.80	10.89	
CO	107.705	13.61	82.75	1126.24	89.68	
RO	645.500	86.39	1.5	129.59	10.32	
Alimentación	747.205	100.00	12.56	1255.83	100.00	

Muestra 194

Prueba N° 5523

Objetivos y condiciones de la prueba Flotar Oro y Pirita

Molienda 30' 50 9.0

OPERACIONES	TIEMPO Min	SOLIDOS %	Ph	REACTIVOS UTILIZADOS			
				DF 250	IpXNa	Na ₂ SiO ₃	
Acondiciona	10'	33	9.6	40	50	1000	
Flotación A	1' 5"						
Acondiciona	5'		9.8	10	30		
Flotación B	1' 5"						
Acondiciona	5'		9.9	10	15		
Flotación C	1' 3"						
Acondiciona	5'		9.8	10	10		
Flotación D	1' 4"						
Acondiciona	5'		9.6				
Limpieza	1'						
Acondiciona	5'		9.4	10			
Limpieza	1'						

RESULTADOS	PESO		LEY		RECUPERACION	
	g	%	Au g/t	U ppm	Au %	
C2	8.741	1.17	750.00	877.50	64.96	
R2	26.258	3.51	34.00	119.34	8.63	
CI	34.999	4.68	213.00	996.84	73.79	
RI	67.115	8.98	25.00	224.50	16.62	
CO	102.114	13.66	89.41	1221.34	90.41	
RO	645.700	86.35	1.50	129.53	9.59	
Alimentación	747.814	100.00	13.51	1350.87	100.00	

Muestra 194

Prueba N° 5524

Objetivos y condiciones de la prueba

Flotar Oro y Pirita

Molienda 35' 50 9.5

OPERACIONES	TIEMPO Min	SOLIDOS %	Ph	REACTIVOS UTILIZADOS			
				DF 250	IpX Na	Na ₂ SiO ₃	
Acondiciona	10'	33	9.9	40	50	1000	
Flotación A	1' 6"						
Acondiciona	5'		9.8	10	30		
Flotación B	1' 5"						
Acondiciona	5'		9.9	10	15		
Flotación C	1' 5"						
Acondiciona	5'		9.8	10	10		
Flotación D	1' 5"						
Acondicion	5'		9.7				
Limpieza	1'						
Acondiciona	5'		9.5	10			
Limpieza	1'						

RESULTADOS	PESO		LEY		RECUPERACION	
	g	%	Au g/t.	g. ppm.	Au %	
C2	11.959	1.60	600.00	960.00	87.34	
R2	20.616	2.76	8.0	22.08	2.00	
C1	32.575	4.36	225.25	982.08	89.34	
R1	114.934	15.38	5.00	76.90	7.00	
C0	147.509	19.73	53.67	1058.98	96.34	
R0	600.000	80.27	0.50	40/35	3.65	
Alimentación	749.509	100.00	10.99	1099.115	99.99	

MUESTRA 194 LEY DEL RESIDUO 0.3 g/t
 ENSAYO 5510 LEY CALCULADA 10.6 g/t
 LEY DE CABEZA 21.58g/t VOLUMEN FINAL 5000 cc

SOLIDO/LIQUIDO 1:3
 PESO MUESTRA 750 g
 PESO FINAL 742 g

NaCN consumido 1.0 Kg/t
 CaO consumido 0.69 Kg/t
 NaCN libre 500 mg/l
 CaO libre 200 mg/l

HOR	DURACION	MUESTRA	Ph		TITULACION NaCN			TITULACION CaO			Au en 25ml	Au ml	Au % disuelto	Extraido %
			A	D	AgNO3 ml	NaCN residual mg/l	NaCN dosifica ml	H2SO4 ml	CaO residual mg/l	CaO dosifica ml				
			8.45	0.0 h	0	8.7	11.1			1125.00				
9.15	0.5	1	10.8	10.8	4.45	445	123.75	0.10	10	—	12.6	.504	1134	14.26
10.15	1.5	2	10.4	10.5	4.65	465	78.75	0.055	5.5	437.67	46.5	1.86	4197.6	52.79
12.15	3.5	3	11.4	11.4	5.15	515	—	0.40	40	—	75.5	3.02	6854.1	86.21
14.15	5.5	4	11.3	11.3	4.80	480	45.00	0.45	45	—	78.5	3.14	7199.6	90.55
8.45	24	5	10.0		2.65	265	—	0.25	25	—	83.5	3.34	7728.1	97.20
	LAVADO	6									35.3	1.41	7356.6	92.53

MUESTRA 194

LEY DEL RESIDUO 0.3 g/t

SOLIDO/LIQUIDO 1:3

NaCN consumido 0.86 Kg/t

ENSAYO 5513

LEY CALCULADA 20.97 g/t

PESO MUESTRA 750 g

CaO consumido 1.07 Kg/t

LEY DE CABEZA 21.58g/t VOLUMEN FINAL 5000 cc

PESO FINAL 744.7 g

NaCN libre 500 mg/l

CaO libre 200 mg/l

HORA	DURACION	MUESTRA	Ph		TITULACION NaCN			TITULACION CaO			Au en 25 ml	Au ml	Au % disuelto	Extraido %
			A	D	AgNO3 ml	NaCN residual mg/l	NaCN dosifica mg	H2SO4 ml	CaO residual mg/l	CaO dosifica mg				
9.15	0.0 h	0	8.2	10.6			1125.00			450.00				
9.45	0.5	1	10.4	11.4	4.75	475	56.25	0.20	20	405.00	16.4	.656	1476	7.85
10.45	1.5	2	11.3	11.3	4.85	485	33.75	0.70	70	—	60.0	2.400	5416.4	28.82
12.45	3.5	3	11.1	11.1	5.20	520	—	0.35	35	—	97.0	3.88	8806.4	46.85
14.45	5.5	4	10.9	10.9	5.00	500	—	0.30	30	—	130.0	5.20	11873.4	63.16
9.15	24	5	9.9		2.55	255	—	0.25	25	—	203.0	8.12	18573.4	98.81
	LAADO	6									75.0	3	15506.4	82.49

MUESTRA	194	LEY DEL RESIDUO	0.9 g/t	SOLIDO LIQUIDO	1:3	NaCN consumido	1.05 Kg/l
ENSAYO	5515	LEY CALCULADA	13.29 g/t	PESO MUESTRA	750 g	CaO consumido	0.54 Kg/t
LEY DE CABEZA	2158g/t	VOLUMEN FINAL	5000 cc	PESO FINAL	742.6 g	NaCN libre	500 mg/l
						CaO libre	200 mg/l

HORA	DURACION	MUESTRA	Ph		TITULACION NaCN			TITULACION CaO			Au en 25 ml	Au mi	Au % disuelto	Extraido %
			A	D	AgNO3 ml	NaCN residual mg/l	NaCN dosifica ml	H2SO4 ml	CaO residual mg/l	CaO dosifica ml				
			8.40	0.0 h	0	8.2	10.7			1125.00				
9.10	0.5	1	10.4	10.3	4.30	430	157.5	0.10	10	—	13.9	.556	1251	12.55
10.10	1.5	2	10.2	10.3	4.20	420	180.0	0.20	20	—	47.6	1.904	4297.9	43.13
12.10	3.5	3	10.1	10.1	5.00	500	—	—	—	—	91.7	3.668	8314.5	83.43
14.10	5.5	4	10.1	10.1	4.50	450	112.5	0.20	20		101.6	4.064	9297.2	93.29
8.40	24	5	10.0		3.50	350	—	0.20	20	—				
	LAVADO										40.6	1.624	8374.8	84.04

MUESTRA	194	LEY DEL RESIDUO	0.5	SOLIDO/LIQUIDO	1:3	NaCN consumido	0.72 Kg/t
ENSAYO	5525	LEY CALCULADA	13.31	PESO MUESTRA	750g	CaO consumido	1.5 Kg/t
LEY DE CABEZA	21.58	VOLUMEN FINAL	5000 cc	PESO FINAL	746.3g	NaCN libre	500 mg/l
						CaO libre	200 mg/l

HORA	DURACION	MUESTRA	Ph		TITULACION NaCN			TITULACION CaO			Au en 25ml	Au ml	Au % disuelto	Extraido %	
			A	D	AgNO3 ml	NaCN residual mg/l	NaCN dosifica mg	H2SO4 ml	CaO residual mg/l	CaO dosifica ml					
8 55	0.0 h	0	8.1	10.5			1125.00			450.00	450.00				
9.25	0.5	1	10.4	11.3	4.25	425	168.75	0.30	30	382.50	18.0	.72	1620	16.22	
10.25	1.5	2	11.2	11.2	5.10	510	—	0.40	40	—	54.0	2.16	4878	48.85	
12.25	3.5	3	10.8	10.8	4.85	485	33.75	0.40	40	—	87.8	3.51	7974	79.85	
14.25	5.5	4	10.8	11.5	4.90	490	22.50	0.25	25	393.75	93.0	3.72	8529.8	85.42	
8.55	24.0	5	10.7	—	3.60	360	—	0.45	45	—	104.0	4.16	9612.8	96.26	
	LAVADO	6									40.0	1.6	8356.8	83.69	

MUESTRA 194
 ENSAYO 5529
 LEY DE CABEZA 21.58g/t

LEY DEL RESIDUO 0.1 g/t
 LEY CALCULADA 12.13 g t
 VOLUMEN FINAL 5000 cc

SOLIDO/LIQUIDO 1 3
 PESO MUESTRA 750 g
 PESO FINAL 744.6 g

NaCN consumido 0.57 Kg/t
 CaO consumido 2.24 Kg/t
 NaCN libre 750 mg/l
 CaO libre 200 mg/l

TITULACION NaCN			TITULACION CaO		
-----------------	--	--	----------------	--	--

HORA	DURACION	MUESTRA	Ph		AgNO3 ml	NaCN residual mg/l	NaCN dosifica mg	H2SO4 ml	CaO residual mg/l	CaO dosifica mg	Au en 25 ml	Au ml	Au % disuelto	Extraido %
			A	D										
8.55	0.0 h	0	8.1	10.3			1687.50			450.00				
9.25	0.5	1	10.1	10.7	7.05	705	101.25	—	—	450.00	16.5	.66	1485.0	16.32
10.25	1.5	2	10.3	10.8	7.00	700	112.50	0.10	10	427.50	55.0	2.20	4966.5	54.58
12.25	2.5	3	10.5	11.1	7.45	745	11.25	0.30	30	382.50	86.0	3.44	7811.5	85.84
14.25	5.5	4	11.5	11.5	7.60	760	—	0.65	65	—	96.0	3.84	8797.5	96.68
8.55	24	5	10.7		6.60	660	—	0.15	15	—	92.0	3.68	8533.5	93.78
	LAVADO	6									97.0	3.88	9025.5	99.18

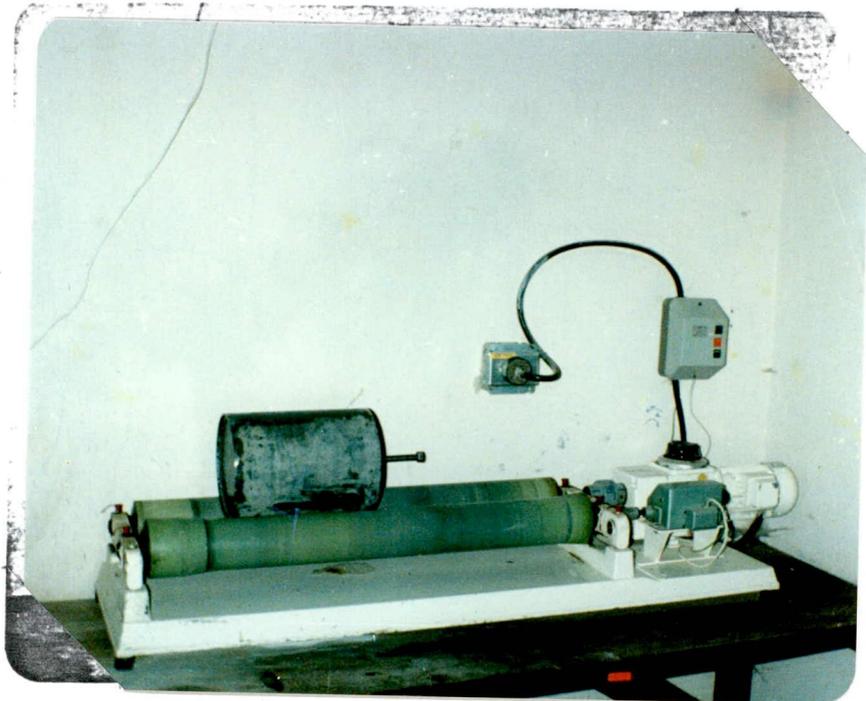
MUESTRA 194 LEY DEL RESIDUO 1.0 g/t SOLIDO/LIQUIDO 1:3 NaCN consumido 0.42 Kg/t
 ENSAYO 5530 LEY CALCULADA 18.18 g/t PESO MUESTRA 750 g CaO consumido 1.56 Kg/t
 LEY DE CABEZA 21.58g/t VOLUMEN FINAL 5000 cc PESO FINAL 746 g NaCN libre 375 mg/l
 CaO libre 200 mg/l

TITULACION NaCN TITULACION CaO

HORA	DURACION	MUESTRA	Ph		AgNO3 ml	NaCN residual mg/l	NaCN dosifica mg	H2SO4 ml	CaO residual mg/l	CaO dosifica mg	Au en 25 ml	Au ml	Au % disuelto	Extraido %
			A	D										
9.20	0.0 h	0	8.4	10.8			843.75			450.00				
9.50	0.5	1	10.5	11.4	3.15	315	135.00	0.50	50	337.50	14.5	.58	1305.0	9.57
11.20	1.75	2	11.2	11.2	3.90	390	—	0.30	30	—	71.0	2.84	6404.5	46.96
13.20	2.75	3	11.0	11.0	3.60	360	33.75	0.20	20	—	98.0	3.92	8905.5	65.30
15.20	3.75	4	10.9	11.6	3.55	355	45.00	0.15	15	416.25	107.0	4.28	9813.5	71.96
9.20	24	5	10.7		3.30	330	—	0.15	15	—	140.0	5.60	12980.5	94.53
	LAVADO	6									54.0	2.16	5290.5	38.80

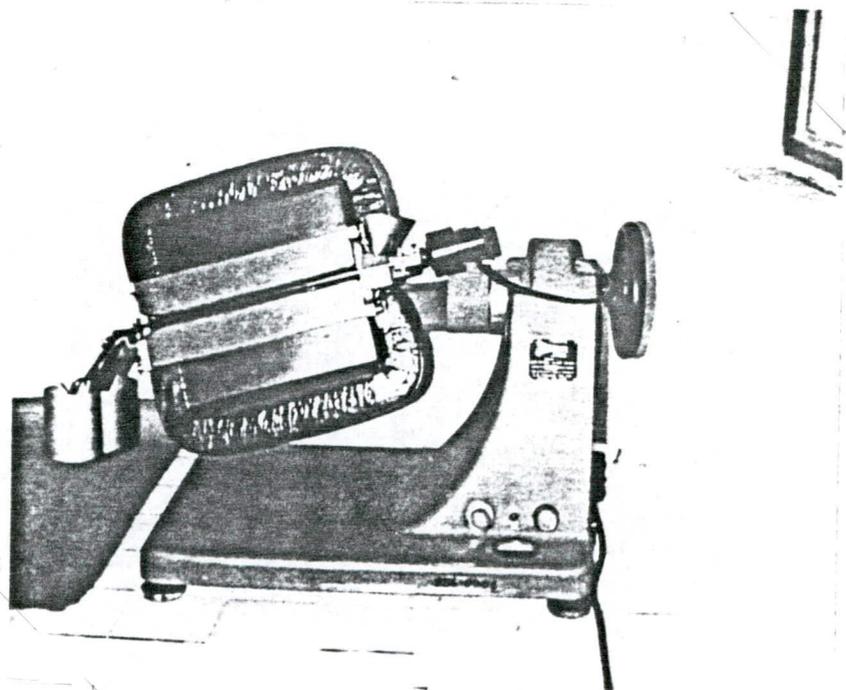
MUESTRA 194	LEY DEL RESIDUO 0.1 g/t	SOLIDO/LIQUIDO 1:3	NaCN consumido 0.42 Kg/t
ENSAYO 5531	LEY CALCULADA 12.82 g/t	PESO MUESTRA 750 g	CaO consumido 1.52 Kg/t
LEY DE CABEZA 21.58g/t	VOLUMEN FINAL 5000 cc	PESO FINAL 760.8 g	NaCN libre 500 mg/l
			CaO libre 200 mg/l

HORA	DURACION	MUESTRA	Ph		TITULACION NaCN			TITULACION CaO			Au en 25 ml	Au ml	Au % disuelto	Extraido %
			A	D	AgNO3 ml	NaCN residual mg/l	NaCN dosifica mg	H2SO4 ml	CaO residual mg/l	CaO dosifica ml				
			8.45	0.0 h	0	8.3	11.1			1125.00				
9.15	0.5	1	10.6	11.7	4.30	430	157.50	0.20	20	405.00	39.0	1.56	3510	36.51
10.15	1.5	2	11.3	11.3	5.15	515	—	0.40	40	—	64.0	2.56	5799.0	60.32
12.15	3.5	3	10.9	11.6	5.05	505	—	0.45	45	348.75	79.0	3.16	7213.0	75.03
14.15	5.5	4	11.3	11.6	4.95	495	11.25	0.90	90	—	86.0	3.44	7922.0	82.90
8.45	24	5	10.9		4.35	435	—	0.30	30	—	103.0	4.12	9538.0	99.22
	LAVADO	6									45.0	1.80	4421.0	45.98



MOLINO DE BOLAS

ANEXO 5



EQUIPO DE SEPARACION MAGNETICA

ANEXO 6



MESA CONCENTRADORA

ANEXO 7

TAMBOR
AMALGAMADOR



ANEXO 8



EQUIPO DE FILTRACION

ANEXO 9

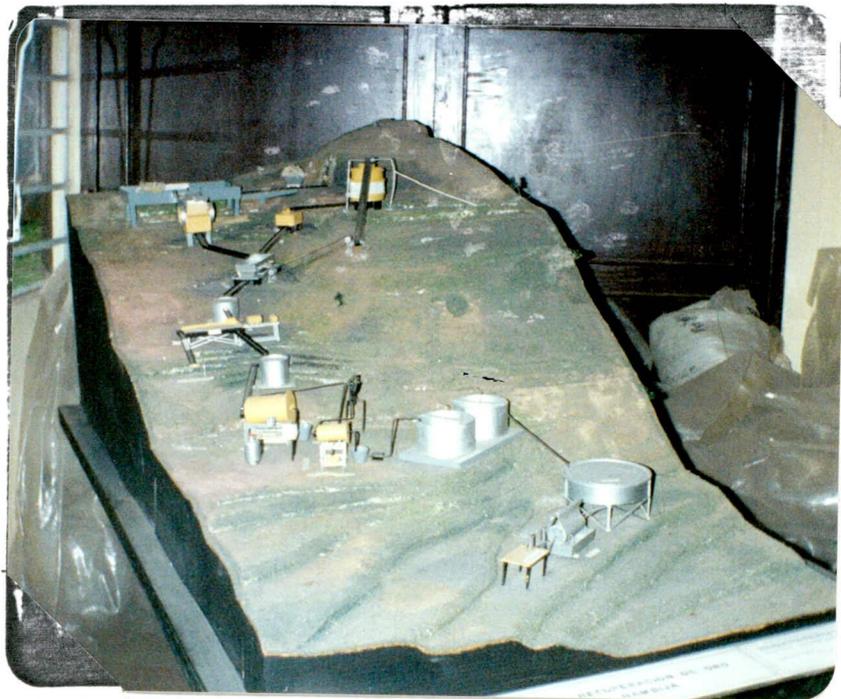


MICROCICLON
DE LABORATORIO

ANEXO 10



EQUIPO DE FUNDICION Y COPELACION



PLANTA DE BENEFICIO DEL MINERAL
AURIFERO DE NAMBIJA

I N D I C E

CERTIFICACION	ii
AUTORIA	iii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v

CAPITULO I:

INTRODUCCION

1.1. Introducción	2
1.2. Antecedentes	2
1.3. Objetivos	2

CAPITULO II:

RECOPIACION DE INFORMACION

2.1. Situación Geográfica de Naebija.....	6
2.1.1. Ubicación y Acceso	6
2.1.2. Extensión	8
2.1.2.1. El Tambo	8
2.1.2.2. El Arco	9
2.1.2.3. El Playón	9
2.1.2.4. Mapasingue Alto y Bajo	10
2.1.2.5. Brisas choferes	10
2.1.3. Orografía	11
2.2. Estudio Geológico Minero	13
2.2.1. Tipo de Yacimiento	13
2.2.2. Geomorfología	15
2.2.3. Geología Regional	15

2.2.4.	Geología Local	16
2.2.5.	Estimación de Reservas	17
2.2.5.1.	Escala de los Yacimientos	18
2.2.5.2.	Calidad de la Materia Prima	21
2.2.5.3.	Condiciones Técnicas-Mineras de Explotación del yacimiento	23
2.2.5.4.	Economía de la Región	24
2.3.	Análisis Técnico, Económico y Social de Nambija	24
2.3.1.	Aspectos técnicos	24
2.3.1.1.	Factores Regionales	24
2.3.1.2.	Factores Locales	26
2.3.2.	Aspectos Técnicos-Sociales	27
2.3.3.	Aspectos Económicos-Sociales	30
2.3.3.1.	Janchadores	30
2.3.3.2.	Cargadores	30
2.3.3.3.	Patrón	31
2.3.3.4.	Dependiente	31
2.3.3.5.	Coerciantes	32
2.3.3.6.	Accionistas	32

CAPITULO III:

FUNDAMENTOS DEL ORO Y DEL CIANURO

3.1.	Fundamentos Teóricos del oro	35
3.1.1.	Procesos de Formación de Yacimientos de Oro	35
3.1.1.1.	Pegmatitas	35
3.1.1.2.	Depósito de Minerales Hidrometal ...	36

3.1.1.3.	Depósito Aluviales, Detríticos o Placeres	37
3.1.1.4.	Depósitos de Yacimientos de Minerales de Metamorfismo de Contacto.....	37
3.1.2.	Propiedades Físico-Químicas del oro.	40
3.1.2.1.	Propiedades Físicas	40
3.1.2.2.	Propiedades Químicas	41
3.2.	Fundamentos Teóricos de la cianuración del Oro	43
3.2.1.	Propiedades Físico-Químicas de la Cianuración	44
3.2.1.1.	Cobre	46
3.2.1.2.	Antimonio	48
3.2.1.3.	Carbón	48
3.2.1.4.	Plomo	49
3.2.1.5.	Zinc	49
3.2.1.6.	Cobalto y Níquel	49
3.2.1.7.	Hierro	49
3.2.1.8.	Telururos	51
3.2.2.	Disolución de los Metales Preciosos.	51
3.2.3.	Métodos de Cianuración	53
3.2.3.1.	Lixiviación por Precolación	53
3.2.3.2.	Lixiviación por Agitación Mecánica .	56
3.2.3.3.	Lixiviación por Agitación Neumática.	58
3.2.3.4.	Lixiviación en Pilas	60

CAPITULO IV

PREPARACION DE LA MUESTRA Y PRUEBAS DE ORIENTACION

4.1.	Reducción de la Muestra	63
4.1.1.	Trituración Primaria	63
4.1.2.	Trituración Secundaria	64
4.1.3.	Tamizado	64
4.1.4.	Homogenización	64
4.1.5.	Cuarteo	65
4.2.	Muestreo Mineralógico Químico	
	Granulométrico	67
4.2.1.	Muestreo Mineralógico	67
4.2.2.	Muestreo Químico	67
4.2.3.	Muestreo Granulométrico	67
4.3.	Análisis Mineralógico-Químico-	
	Granulométrico	68
4.3.1.	Análisis Mineralógico	68
4.3.2.	Análisis Químico	68
4.3.3.	Análisis Granulométrico	69
4.4.	Pruebas de Orientación	71
4.4.1.	Concentración por Flotación	71
4.4.2.	Concentración por Cianuración	74
4.4.2.1.	Constituyentes Minerales y la	
	Composición del Agua	74
4.4.2.2.	Duración de Contacto	76
4.4.2.3.	Concentración de Cianuro	76
4.4.2.4.	Dilución de la Pulpa	76
4.4.2.5.	Temperatura de la solución	77

4.4.2.6.	Presencia de Acelerantes y Retardantes	77
4.4.2.7.	Alcalinidad Protectora	78
4.4.2.8.	Tamaño de las Partículas	78
4.4.2.9.	Cantidad de aire Introducido	79
4.4.3.	Concentración Magnética	79
4.4.3.1.	Clasificación de los separados Magnéticos	81
4.4.4.	Concentración Gravimétrica	84
4.4.5.	Concentración por Tioureación	86
4.4.6.	Concentración por Amalgamación.....	89
4.4.7.	Procesos Experimentales	91
4.4.7.1.	Concentración por Flotación	91
4.4.7.2.	Concentración por Cianuración	96
4.4.7.3.	Concentración por Tiourea	103
4.4.7.4.	Concentración Gravimétrica	110
4.4.7.5.	Amalgamación	115
4.4.7.6.	Concentración Magnética	120

CAPITULO V

EXTRACCION DEL ORO POR CIANURACION

5.1.	Pruebas Unitarias en Celda de Cianuración tipo Wenco	129
5.2.	Factores que inciden en el proceso de Cianuración	130
5.2.1.	Determinación del Tiempo de Molienda	131

5.2.2.	Determinación de la Velocidad de Agitación	135
5.2.3.	Determinación de Dilución de la pulpa	139
5.2.4.	Determinación de la concentración de Cianuro	143
5.2.5.	Determinación de la Concentración de Alcali	147
5.2.6.	Adición de otros Reactivos	149
5.2.7.	Preaeración de la pulpa	153
5.2.8.	Determinación de la temperatura en el Proceso de Cianuración	153

CAPITULO VI

SEPARACION SOLIDO - LIQUIDO

6.1.	Pruebas Unitarias	156
6.2.	Filtración	157
6.2.1.	Filtración Batch	157
6.2.2.	Filtración Continua	161
6.2.3.	Filtro Clarificante	162
6.2.4.	Filtración Experimental en laboratorio	164
6.2.4.1.	Clarificación	164
6.2.4.2.	Tratamiento de minerales por Hidrociclo	166
6.2.4.3.	Ensayos de Sedimentación	172

CAPITULO VII

RECUPERACION DEL ORO AL ESTADO METALICO

7.1.	Pruebas Unitarias	180
7.2.	Cementación	180
7.2.1.	Clarificación	181
7.2.2.	Desaireación	181
7.2.3.	Ajuste de la concentración del Cianuro y Cal.....	182
7.2.4.	Adición del Zinc	182
7.2.5.	Refinación del Precipitado	183
7.3.	Adsorción	183
7.3.1.	Preacondicionamiento	183
7.3.2.	Cantidad absorbida	183
7.4.	Pruebas	184
7.4.1.	Cementación	184
7.4.2.	Adsorción con Carbón Activado	188
7.5.	Conclusiones	191

CAPITULO VIII

ANALISIS QUIMICO

8.1.	Iniciación a los Métodos de Análisis Químico	194
8.2.	Técnicas de Laboratorio	196
8.2.1.	Fundición	196
8.2.2.	Copelación	197
8.2.3.	Determinación Directa de Oro por Absorción Atómica	200

8.2.4.	Análisis de Campo "Prueba de Cassius"	202
--------	---------------------------------------	-----

CAPITULO IX

ASPECTOS INDUSTRIALES DE LA CIANURACION

9.1.	Tecnología	205
9.1.1.	Explotación	205
9.1.2.	Cámaras de Almacenamiento	205
9.1.3.	Trituradora de Mandíbulas	205
9.1.4.	Vibrotamiz	206
9.1.5.	Trituradora de Cono	206
9.1.6.	Molido de Rodillos	206
9.1.7.	Tanque Homogenizador	206
9.1.8.	Mesa Concentradora	207
9.1.9.	Disco Concentrador en Espiral	208
9.1.10.	Hidrociación	208
9.1.11.	Molino de Bolas	209
9.1.12.	Cilindro de Amalgamación	209
9.1.13.	Tanque de Cianuración	209
9.1.14.	Tanque Espesador	210
9.1.15.	Filtración	211
9.1.16.	Columnas de Adsorción con Carbón Activado	211
9.1.17.	Equipos para Fundir	212
9.2.	Seguridad Industrial y Protección del Medio Ambiente	214
9.2.1.	Impacto de la minería	214

9.2.2.	Protección Ambiental	215
9.2.3.	Intento para resistuir el terreno ..	217
9.2.4.	Mineria Metálica	218
9.2.5.	Recomendaciones para las plantas de Cianuración y de Concentración por Amalgamación	221
9.2.5.1.	Plantas de Cinauración	221
9.2.5.2.	Plantas para la Amalgamación	224

CAPITULO X

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

10.1.	Conclusiones Generales	226
10.1.2.	Conclusiones de la Cianuración	228
10.2.	Recomendaciones	231
10.2.1.	Recomendaciones sobre el proceso ...	231
10.2.2.	Recomendaciones de seguridad en la Cianuración	231

CAPITULO XI

BIBLIOGRAFIA	235
--------------------	-----

CAPITULO XII

ANEXOS

INDICE