

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y TEXTIL**



**“MANEJO AMBIENTAL Y ANALISIS QUIMICO DE MINERALES
EN LA COMPAÑÍA MINERA AURIFERA REAL AVENTURA SAC”**

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO QUIMICO

POR LA MODALIDAD DE EXPERIENCIA PROFESIONAL

PRESENTADO POR:

RICHARD MARTIN CARRION ZEVALLOS

LIMA-PERU

2008

En primer lugar dedico a Dios, este trabajo.

También se los dedico a mis queridos y amados padres: Elio y Teresa.

Por haberme inculcado valores que edifican mi vida, por su entereza y perseverancia.

A la memoria de mis siempre recordados abuelos: Marcial, Susana, Vicenta y Benigno.

A mis muy queridos hermanos: Tito, Milagritos y Giralda.

A mis sobrinos: Mariana Lucia, Elio Enrique, Sebastián, Franco Edu, Mateo y Diego.

A mi tía Zulma, por su cariño de madre hacia todos sus sobrinos.

También dedico este trabajo a mis compañeros de empresa:

Ing. Walter Sologuren, por la confianza depositada en mi persona.

Ing. Abel Astete, por el apoyo brindado a mi persona.

Ing. Ángel Perales Lozano, por su amistad inquebrantable y disciplina.

Yony Paz Cueva, por su responsabilidad y apoyo.

A mis demás compañeros. Víctor Hugo, Jesús, José, Abel, Mauricio.

A mis compañeros de promoción de la UNI: Mario, Eduardo.

A mis amigos: Eddy, Raúl, Toño, Charo, Eliseo, Felipe, Marta, Gloria.

Agradezco a Dios, infinitamente, el haber podido realizar este trabajo.

Agradezco a mis padres. Elio y Teresa por su amor.

Agradezco al Ing. Walter Sologuren, por la confianza depositada en mi persona.

Agradezco al Ing. Abel Astete, por haberme inculcado a realizar este trabajo.

Agradezco al Ing. Ángel Perales Lozano, por su amistad y confianza en mi persona.

Agradezco al Ing. Warren Reátegui Romero, por su apoyo incondicional de igual forma a todos mis compañeros de trabajo ya que sin su apoyo no hubiera sido posible realizar este trabajo.

RESUMEN:

La materia prima que procesa la Compañía Minera Aurífera Real Aventura S.A.C., está constituida por varios tipos de mineral tales como: pirita, cuarzo, galena, panizo, etc, de los cuales la pirita es el que contiene la mayor cantidad de oro (mineral valioso).

Las leyes de cabeza varían mucho de acuerdo a los diversos minerales que se adicionan a la tolva de gruesos

El proveedor de las muestras de mina del Laboratorio Químico es el Dpto. de Geología, de ellos depende mucho de que la representatividad de las muestras sean las correctas para que las leyes analizadas en el laboratorio coincidan con lo que ingresa a planta.

El Laboratorio se encarga de preparar las muestras para seguidamente fundirlas, copelarlas y separar el bullón (ensayos al fuego), luego atacar estos bullones con Ácido Nítrico para obtener el doré y finalmente pesarlos (ley de oro). Todo este proceso se realiza cumpliendo una serie de procedimientos, para así de esta manera evitar la contaminación de todos o algunas de estas. Esto nos permite realizar un trabajo seguro y de alta confiabilidad para el cliente.

En planta existen una serie de muestras sólidas o en solución, estas son muestreadas en puntos específicos para llevar un control permanente del proceso y sobre todo, la recuperación del oro sea máxima.

Las muestras sólidas como cabeza de molino y relaves son analizadas mediante ensayos al fuego. Mientras que las muestras en solución, rica y barren se analizan por medio de un equipo Espectrofotómetro de Absorción Atómica.

Otras soluciones como de los espesadores, agitadores y tanque de solución molino se analizan la cantidad de cianuro de sodio y cal, este análisis nos permite controlar el proceso de extracción, PH y sedimentación de las lamas.

En este informe también se detalla la manera como la mina hace un adecuado manejo ambiental, esto incluye el manejo de residuos sólidos, el manejo del agua y aire.

INDICE:**CAPITULO I: INTRODUCCION**

1.1.-Antecedentes.	1
1.2.-Ubicación y acceso.	2

CAPITULO II: ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA

2.1.-Órgano Empresarial.	3
2.2.-Estructura Orgánica de la Empresa.	4
2.3.-Descripción de las Líneas de Producción.	4
2.4.-Descripción de las instalaciones de la mina.	5
2.4.1.-Operaciones de minado.	5
2.4.2.-Descripción del yacimiento.	5
2.4.3.-Proceso de explotación.	7
2.4.4.-Instalaciones auxiliares de la mina.	8
2.4.4.1.-Plataforma de Compresoras.	9
2.4.4.2.-Casa de Lámparas.	9
2.4.4.3.-Red de aire comprimido.	9
2.4.4.4.-Taller de herramientas neumáticas.	9
2.4.4.5.-Sub-estación de energía eléctrica.	9
2.4.4.6.-Cancha de madera para sostenimiento.	10
2.4.4.7.-Tolva de mineral.	10
2.4.4.8.-Deposito de combustibles.	10
2.4.4.9.-Polvorin.	10
2.4.4.10.-Cercado de la Planta.	11
2.5.-Deposito de desmonte.	11
2.6.-Operaciones Metalúrgicas.	12

2.6.1.-Descripción del proceso.	12
2.6.1.1.-Almacenaje del mineral.	12
2.6.1.2.-Trituración del mineral.	12
2.6.1.3.-Molienda del mineral.	13
2.6.1.4.-Cianuración	13
2.6.1.5.-Precipitación. (Merryl Crowe).	14
2.6.2.-Disposición de los relaves.	15
2.7.-Laboratorio Químico.	16
2.7.1.-Muestreo del mineral.	17
2.7.2.-Tipos de muestreo.	17
2.7.2.1.-Muestreo selectivo.	18
2.7.2.2.-Muestreo por Grappillage.	18
2.7.2.3.-Muestreo al azar.	18
2.7.2.4.-Muestreo estratificado.	18
2.7.3.-Procedimiento de muestreo.	19
2.7.3.1.-La fragmentación.	20
2.7.3.2.-La homogenización.	20
2.7.3.3.-El muestreo.	20
2.7.4.-Errores de muestreo.	20
2.7.4.1.-Contaminación.	20
2.7.4.2.-Pérdida del material (muestra).	21
2.7.4.3.-Modificación de las propiedades químicas.	21
2.7.4.4.-Modificación de las propiedades físicas.	21
2.7.5.-Técnicas de reducción de la muestra.	22
2.7.5.1.-Método del muestreo manual.	22
2.7.5.1.1.-El roleo.	22
2.7.5.1.2.-Coneo y cuarteo.	23
2.7.5.2.-Tubo de muestreo.	23
2.7.5.3.-Cuarteador de JONES o de Chute.	23
2.7.5.4.-Método del damero.	24
2.7.5.5.-Método del muestreo mecanizado.	24

2.8.-Descripción del proceso en el Laboratorio Químico.	24
2.8.1.-Preparación de nuestras.	24
2.8.2.-Ensayos al fuego (FIRE assay).	25
2.8.3.-Ensayos por vía húmeda.	25
2.8.3.1.-Espectroscopia de Emisión y Absorción Atómica.	25
2.8.3.2.-Técnica de Espectroscopia Atómica con llama.	26
2.8.3.3.-Preparación de soluciones cianuradas de oro, para realizar las mediciones en el equipo de Absorción atómica	27
2.9.-Almacén General.	28
2.9.1.-Deposito de Cianuro de Sodio.	28
2.9.2.-Deposito de Cal.	28
2.9.3.-Otros reactivos.	29
2.9.4.-Deposito de Combustibles y Lubricantes.	29
2.9.5.-Aceite Lubricante Usado.	30

CAPITULO III: RELACIÓN PROFESIONAL CON LA EMPRESA

3.1.-Relación Profesional-Empleador.	31
--------------------------------------	----

CAPITULO IV: TRABAJO PROFESIONAL DESEMPEÑADO

4.1.-Tareas realizadas en el Laboratorio Químico.	32
4.1.1.-Preparación de muestras.	32
4.1.2.-Muestras de Planta.	32
4.1.2.1.-Cabeza de molino.	32
4.1.2.2.-Pulpas.	33
4.1.2.3.-Muestras de mina.	34
4.1.2.4.-Plan de muestreo.	35
4.1.2.5.-Diagrama de flujo en Preparación de Muestras.	35
4.1.2.6.-Muestras de Minas	36

4.1.2.7.-Muestras de Cabeza de Planta	37
4.1.2.8.-Muestras de Relave.	38
4.1.3.-Fundición.	39
4.1.3.1.-Fundamento teórico.	39
4.1.3.2.-Ensayo por fusión.	39
4.1.3.3.-Copelación.	41
4.1.3.4.-Consideraciones a tener en cuenta en la copelación.	42
4.1.3.5.-Preparación de copelas numero 8.	44
4.1.3.6.-Incuartición.	44
4.1.3.7.-Ensayos al fuego (FIRE ASSAY).	44
4.1.4.-Análisis por vía húmeda.	46
4.1.4.1.-Determinación de la concentración de cianuro libre por volumetría	46
4.1.4.2.-Determinación de la cal por volumetría.	46
4.1.4.3.-Determinación de la concentración de oro (Método Chidy).	46
4.1.4.-Determinación de la humedad del mineral.	47
4.1.4.5.-Procedimiento para medir la Ley de una Solución en el Equipo de Absorción Atómica.	48
4.1.4.6.-Formato de Reporte de las Leyes de las Soluciones de Planta determinadas por Absorción Atómica.	49
4.1.4.7.-Lectura de las Leyes en la Balanza Semi-analítica.	51
4.1.4.8.-Seguridad en el Laboratorio Químico.	52
4.2.- Manejo Ambiental.	53
4.2.1.-Introducción.	53
4.2.2.-Requisitos de la Política Ambiental de la Compañía.	53
4.2.3.-Visión, Misión y Política Ambiental de la Compañía.	54
4.2.3.1.-Visión de la Compañía.	54
4.2.3.2.-Misión de la Compañía.	54
4.2.3.3.-Política Ambiental de la Compañía.	54

4.2.4.-Manejo de Residuos Sólidos.	55
4.2.4.1.-Generalidades.	55
4.2.4.2.-Objetivos.	56
4.2.4.3.-Minimización y reaprovechamiento.	56
4.2.4.4.-Recolección y Almacenamiento temporal.	57
4.2.4.5.-Disposición final.	57
4.2.4.6.-Cancha de Residuos Domésticos. (Micro Relleno Sanitario).	57
4.2.4.7.-Descripción de etapas y actividades realizadas.	59
4.2.4.7.1.-Etapas de construcción.	59
4.2.4.7.2.-Desbroce.	59
4.2.4.7.3.-Levantamiento de información topográfica.	60
4.2.4.7.4.-Construcción de las vías de acceso y elementos auxiliares.	60
4.2.4.7.5.-Preparación y nivelación del suelo.	60
4.2.4.7.6.-Servicios auxiliares.	61
4.2.4.7.7.-Drenaje de lixiviados.	62
4.2.4.7.8.-Drenaje de gases.	62
4.2.4.7.9.-Acondicionamiento del área.	62
4.2.5.-Etapas de operación del Micro Relleno Sanitario.	62
4.2.5.1.-Almacenamiento de los Residuos Sólidos.	63
4.2.5.2.-Construcción de celdas.	63
4.2.5.3.-Manejo de gases.	63
4.2.5.4.-Manejo del lixiviado.	63
4.2.5.5.-Mantenimiento del Micro Relleno Sanitario.	63
4.2.6.-Etapas de cierre del Micro Relleno Sanitario.	64
4.2.6.1.-Saneado de la zona.	64
4.2.6.2.-Arreglos de suelos y recubrimientos.	64
4.2.6.3.-Revegetación de la zona.	64
4.2.7.-Generación y Segregación de los Residuos.	64

4.2.7.1.-Almacenamiento de los Residuos.	65
4.2.7.2.-Tratamiento de los Residuos.	66
4.2.7.3.-Recolección de los Residuos.	66
4.2.7.4.-Cuadro de reportes diarios de generación de residuos sólidos y su disposición final.	69
4.3.-Sistema de Tratamiento del Agua Potable.	71
4.3.1.-Objetivo.	71
4.3.2.-Descripción del sistema.	71
4.3.3.-Descripción de los componentes de la Red de Agua Potable.	72
4.3.4.-Parámetros de diseño.	74
4.3.5.-Cálculo de la cantidad de cloro a añadir al agua potable.	74
4.3.6.-Calibración del clorador.	76
4.3.7.-Determinación del cloro residual.	76
4.4.-Sistema de Tratamiento y Reuso de Aguas Residuales Domesticas.	77
4.4.1.-Generación de los efluentes domésticos.	77
4.4.2.-Tratamiento de efluentes.	77
4.4.3.-Sistema de tratamiento.	78
4.4.4.-Descripción del sistema.	79
4.4.5.-Dimensionamiento.	81
4.4.6.-Preparación de la Solución Madre de las Bacterias Lacto Bacilus.	82
4.5.-Diseño de la Planta de Tratamiento del Agua de Mina Nivel 2421.	83
4.5.1.-Introducción.	83
4.5.2.-Generación de la turbidez del agua de mina nivel 2421.	84
4.5.3.-Planteamiento de solución al problema generado por la turbidez.	84
4.6.-Fundamento teórico.	86
4.6.1.-Tratamiento Químico.	86
4.6.2.-Coagulación.	86

4.6.2.1.-Productos coagulantes.	88
4.6.3.-Floculación.	88
4.6.3.1.-La naturaleza del agua.	89
4.6.3.2.-Influencia de la variación del caudal.	89
4.6.3.3.-Influencia del gradiente de velocidad.	89
4.6.3.4.-Influencia del tiempo de floculación.	90
4.7.-Tratamiento Físico.	90
4.8.-Parte experimental.	91
4.8.1.-Tanque de igualamiento.	91
4.8.2.-Cálculo del caudal promedio.	92
4.8.3.-Pruebas realizadas con el agua de mina nivel 2421.	93
4.9.-Observaciones y conclusiones.	98
4.9.1.-Condiciones iniciales para la prueba del agua de mina nivel 2421.	99
4.9.2.-Pruebas de clarificación.	99
4.9.2.1.-Objetivo del ensayo.	100
4.9.2.2.-Procedimiento del ensayo de las jarras.	100
4.9.2.3.-Resultados de las pruebas realizadas.	102
4.9.2.4.-Proceso de Coagulación -Floculación.	107
4.9.2.5.-Adición de coagulantes.	107
4.9.2.6.-Cálculo de la dosis a añadir al agua de mina nivel 2421.	107
4.9.2.7.-Generación de la turbulencia para que reaccionen los productos Químicos coagulantes/floculantes.	108
CAPITULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	109
CAPITULO VI: BIBLIOGRAFIA	110
CAPITULO VII: APENDICE	111

CAPITULO I: INTRODUCCION

1.1.- Antecedentes.-

La mina Culebrillas es de tipo subterránea en la que se explota un yacimiento aurífero filoneano de vetas angostas discontinuas de rango meso termal con valores económicos de oro y plata. La ganga esta compuesta principalmente de cuarzo con presencia de pirita aurífera y cantidades menores de arsenopirita, galena y esfalerita.

La mina funciona desde 1995 y explotada de manera industrial desde 1996 por la Compañía aurífera Minera Real Aventura S.A.C. (CARASAC), con una producción inicial de planta de 30 TM/día, hoy en día produce 60 TM/día.

De conformidad con la Legislación Ambiental Peruana, **CARASAC**, cuenta con un Estudio de Impacto Ambiental aprobado el 9 de Agosto de 1995. Hasta la fecha las operaciones de mina y planta han sido auditadas por distintas firmas auditoras ambientales del Ministerio de Energía y Minas (**MINEM**), indicando que las operaciones mineras y de procesamiento se realizan de manera compatible con la Legislación Ambiental, haciendo adecuaciones de acuerdo a las observaciones que se han ido formulando.

En vista de que **CARASAC**, viene de implementar un Programa de Mejoras Continuas desde los finales del 2002, haciendo mejoras a sus instalaciones dentro de un marco de una política ambiental que considera el manejo ambiental como instrumento de gestión conformado por acciones técnicas y legales destinadas a establecer medidas que deben adoptarse a fin de prevenir en lo posible la alteración del ambiente y rehabilitar las áreas disturbadas o perturbadas por la

actividad minera para que alcancen características de un ecosistema compatible con un ambiente saludable y adecuado para el, desarrollo de la vida y la preservación de su entorno.

1.2.-Ubicación y acceso.-

El asiento minero se encuentra ubicado en el paraje denominado Culebrillas, dentro de la jurisdicción de los fundos Culebrillas y Atunpata, en el distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de la Libertad.

El área donde se desarrolla la Unidad Económica Administrativa Culebrillas es de 1687.23 hectáreas de superficie. El acceso por carretera se realiza siguiendo la ruta Lima-Trujillo (asfaltada), Trujillo-Huamachuco (asfaltada hasta Otuzco) seguido por la ruta Huamachuco- Puente Chagual-Chilcapampa-puente Culebrillas, Parcoy (afirmada). La distancia desde Trujillo es de 381 km.

Vía aérea se puede llegar hasta el aeropuerto de Puente Chagual desde las ciudades de Trujillo y Lima mediante avionetas, con tiempos de 45 minutos y 1 hora 40 minutos respectivamente. Desde Chagual la mina se encuentra a una distancia de 54 Km. aproximadamente.

CAPITULO II: ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA

2.1.- Órgano Empresarial.

Datos principales de la Empresa:

Nombre de la Empresa:

Compañía Aurífera Real Aventura S.A.C.

Razón Social: Compañía Aurífera Real Aventura S.A.C.

RUC: 20153091561

Dirección: (Oficinas Sucursales)

- **Avenida Paseo de la República Nro. 3127 - 2do. Piso, oficina 201.
(Lima- San Isidro)
Teléfono: 4413758-4421217.**
- **Jirón Coronel M. Gómez 409
(Trujillo- La Libertad)
Teléfono: 206281**

Ubicación de la Mina:

Distrito: Parcoy

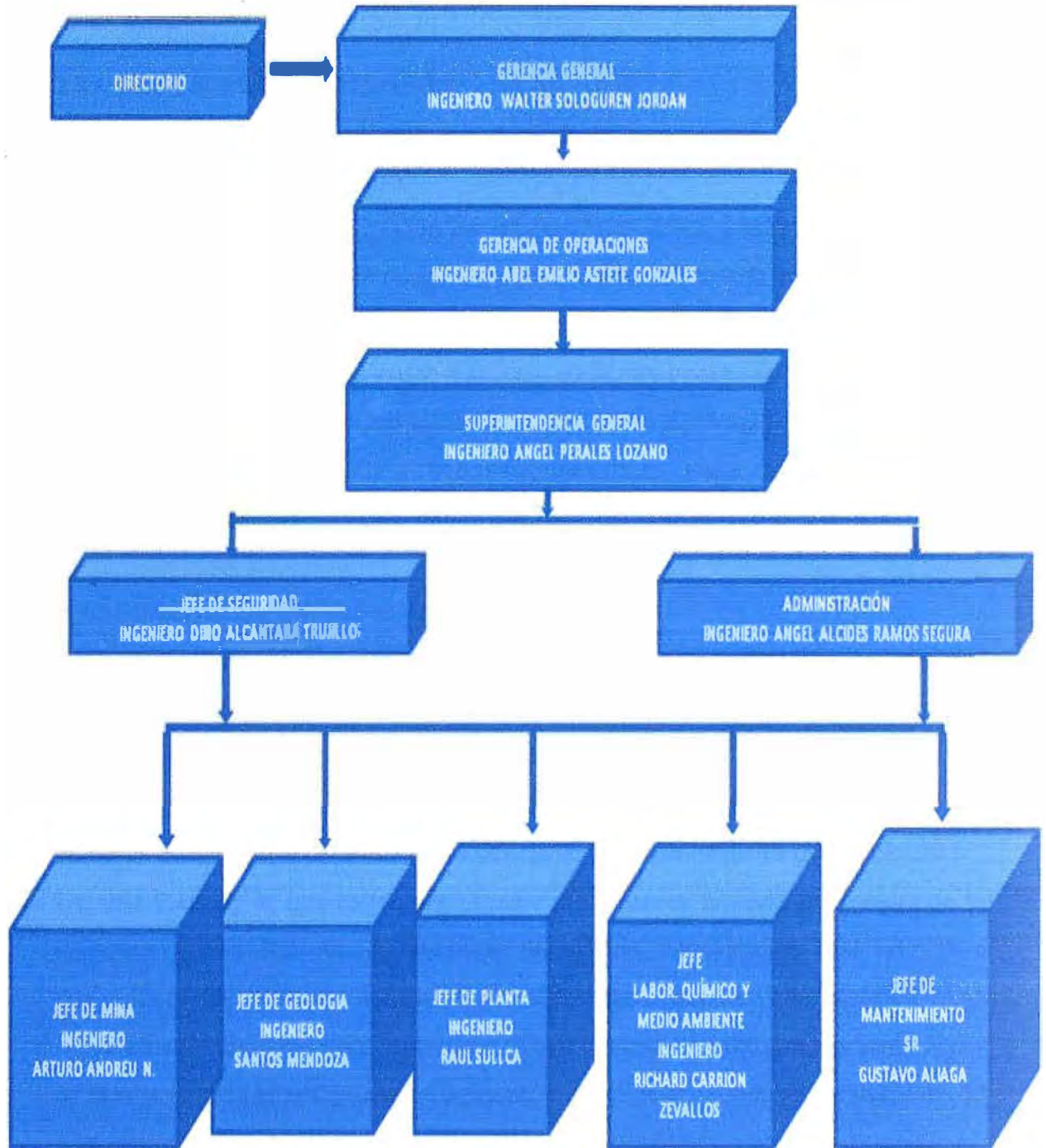
Provincia: Pataz

Departamento: La Libertad

Concesión: Metálica

Actividad: Explotación y Beneficio de Minerales Auríferos.

2.2.-ESTRUCTURA ORGÁNICA DE LA EMPRESA.-



2.3.-LINEAS DE PRODUCCIÓN.-

La mina cuenta con una Planta Concentradora, un Almacén General, Un Laboratorio Químico, Oficina de Administración, Oficina de Asistenta Social, un

Departamento Medico, además de los Departamentos de Mina, Seguridad y Geología y Mantenimiento General.

2.4.- DESCRIPCIÓN DE LAS INSTALACIONES.-

2.4.1-Operaciones de minado.-

La mina cuenta con bocaminas en los niveles 2625, 2580 y 2421, además de unas labores antiguas de pequeña magnitud como son las de la veta el inca, los niveles 2675 y 2686, sobre la veta Lorito: los niveles 2800 y 2830 y algunos otros cateos superficiales en estructuras como Porvenir. Adicionalmente en el Norte sobre la veta Virgen María, existen dos cortadas : Los niveles 2385 y 2336, además de una labor antigua en la cota 2425 a poca distancia sobre el lecho del río Parcoy y una pequeña labor aislada: Carmen, en la cota 2622, en la quebrada Chauchabamba.

2.4.2.-Descripción del Yacimiento.-

Todas las labores, excluyendo aquellas practicadas sobre la veta Virgen Maria se encuentran concentradas en los alrededores del nivel 2625.

Las vetas con mayor reconocimiento en interior mina: Picaflor, El Inca y Lorito se encuentran en la zona de enclave en el intrusito granodiorítico, presentando cambios estructurales debido a la diferencia de litología intrusito-meta volcánico.

La veta Picaflor es una estructura potente aflorante en la parte intermedia de la quebrada Culebrillas, donde presenta un rumbo nor-noroeste con un bajo buzamiento hacia el este-sureste. Si bien es una estructura que presenta cajas relativamente bien definidas, el relleno es casi exclusivamente ganga y panizo, por lo menos en toda la parte desarrollada con el nivel 2625, donde presenta clavos de muy pequeña dimensión distribuidos erráticamente.

Esta estructura, sin embargo, conforme profundiza cambia de buzamiento, haciéndose mas tendida, alcanzando 30°, con una potencia superior a los 50 metros. Al mismo tiempo, conforme profundiza, la mineralización aparece en forma de vetillas, con clavos un poco más uniformes y de mayores dimensiones que los observados en la parte superior, cercana al afloramiento. No es posible, sin

embargo, definir aun su potencial por el escaso desarrollo alcanzado hasta la fecha. En la zona de los clavos mineralizados, el mineral esta constituido por pirita aurífera, con presencia de algo de arsenopirita y cantidades subsidiarias de galena y esfalerita. Muy ocasionalmente se observa la presencia de pequeños granos de calcopirita. La ganga esta constituida casi exclusivamente por cuarzo con cantidades menores de calcita y arcillas propias de la alteración hidrotermal, habiendo presencia de sericita y caolinita, con algo de cloritización.

En las cercanías de la veta Picaflor se han encontrado vetillas como El Inca y Rosita que corresponden a vetas tensionales de poca potencia, normalmente no mas de 0.30 mt., pero con leyes económicas. Ambas vetas han sido reconocidas en las inmediaciones de la veta Picaflor, habiéndoselas explorado con algunas labores de pequeña magnitud. La veta El Inca en el interior mina tiene una potencia de 0.30 mt. a 0.80 mt. y su buzamiento es casi horizontal, el relleno es cuarzo, pirita y galenas masivas que en algunos lugares alcanza hasta 1.65 mt. de potencia.

Hacia el techo de la veta Picaflor, a una distancia de unos 100 mt, se encuentra otra veta, aparentemente paralela a la anterior, conocida como Lorito y a unos 100mts adicionales se encuentra la veta El Porvenir, también hacia el techo de la anterior.

En cambio, al piso de Picaflor, a unos 400 mt. de distancia, en el intrusito granodioritico, se encuentra la veta Virgen Maria con un comportamiento estructural y un afloramiento notable de 0.70 mt.

La veta El Inca en interior mina tiene una potencia de 0.30 mt. a 0.80 mt. y en algunos lugares alcanza hasta 1.65 mt., su buzamiento es casi horizontal y el relleno es de cuarzo, pirita y galenas masivas.

En cotas inferiores existen estructuras que cruzan transversalmente la veta El Inca pareciendo con relleno de panizo y fragmentos pequeños de cuarzo de arrastre.

En todos los casos, la roca intrusita encajonate esta fuertemente sericitizada y caolinizada; asimismo, la caja techo es granodioritica con venillas de cuarzo fuertemente oxidado, mientras que la caja piso en algunos lugares tiene enclaves meta volcánicos.

2.4.3.-Proceso de explotación.-

La explotación de minerales auríferos se realiza mediante el método de niveles y subniveles, mientras que la explotación se realiza con el método square set y relleno, realizando cortes horizontales debido a las características que presenta el yacimiento.

La mina cuenta con los siguientes equipos:

1 Compresora Atlas Copco, ubicada en la bocamina nivel 2421.

1 Compresora Sullivan, ubicada en la bocamina Picaflor (nivel 2625).

1 Compresora Atlas Copco XAMS355, ubicada en la bocamina nivel 2421.

1 Compresora IR, ubicada en la bocamina Picaflor (nivel 2625).

20 maquinas perforadoras.

5 winches de arrastre.

3 winches eléctricos.

1 pala neumática EIMCO 12 B.

Los equipos que se emplean se indican a continuación:

TABLA 2.1: RELACIÓN DE EQUIPOS USADOS EN LA MINA

EQUIPOS	CFM
Compresora Atlas Copco	750
Compresora Sullivan	750
Compresora Atlas Copco XA	120
Compresora IR	900
20 maquinas perforadoras	90 c/u
5 winches de arrastre	
1 winche de 40 HP	eléctrico
1 winche de 30 HP	eléctrico
1 winche de 20 HP	eléctrico
18 carros mineros U35	
6 carros mineros U24	

RELACIÓN DE EQUIPOS USADOS EN LA MINA

EQUIPOS	CFM
Ventilador eléctrico	10000
Ventilador eléctrico	5000
Ventilador eléctrico	3500
Ventiladores neumáticos	
1 Pala neumática EIMCO 12 B	
1 volquete mina-planta	

Además se trabaja con una contrata externa, que tiene 7 volquetes para transportar el mineral.

El mineral extraído de la mina es almacenado en una tolva principal que se encuentra en la superficie y desde allí es trasladada utilizando un volquete hacia la tolva principal de la planta de beneficio, que cuenta con una parrilla de 8". La producción diaria es de 60 TM/ día.

2.4.4.- Instalaciones auxiliares de la mina.-

Todas las labores, excluyendo aquellas practicadas sobre la veta Virgen Maria se encuentran concentradas en los alrededores del nivel 2625. Esta, durante las primeras etapas de exploración y explotación de la mina, sirvió de túnel de extracción de mineral por lo que cercana a la bocamina se han construido una serie de facilidades para la operación de mina, tales como plataforma de compresoras, subestación para energía eléctrica, deposito de madera, talleres de reparación de equipos neumáticos, deposito de combustibles, casa de lámparas, tolva de mineral y polvorín. Además se tiene previsto la construcción de un comedor y nuevos talleres.

La boca de entrada del nivel 2580 se encuentra ubicada próxima y por debajo del nivel 2625, constituyendo parte de la misma zona, al igual que las labores de las vetas Inca, Lorito y Porvenir.

2.4.4.1.-Plataforma de compresoras:

La plataforma esta constituida por una loza de concreto con un canal de recolección de derrames que drenan hacia una trampa de grasas. La red de aire comprimido se encuentra enterrada entre la loza y la carretera de acceso. Cuenta con iluminación y se encuentra enmallada hacia la parte posterior que da a la quebrada.

2.4.4.2.-Casa de lámparas.-

La edificación fue construida de material metálico y planchas de fibrocemento, cuenta con abastecimiento eléctrico subterráneo y esta provisto de una ventana de despacho de lámparas, tiene un espacio para reparaciones de lámparas, etc.

2.4.4.3.-Red de aire comprimido.-

La red consiste en una tubería metálica de 8" de diámetro colocada al borde de la plataforma, debidamente sujeta y estabilizada con anclajes y cables que conducen a un pulmón, para luego ingresar a la mina hasta el inclinado 940 donde la tubería se reduce a 6 "

2.4.4.4.-Taller de herramientas neumáticas.-

La edificación fue construida de elementos metálicos, piso de loza de concreto y recubierto con malla metálica y esta ubicada al borde de la plataforma de compresoras. Cuenta con bancos de trabajo y estantería debidamente acondicionada, iluminación y alimentación de aire comprimido de la red principal.

2.4.4.5.-Sub-estación de energía eléctrica.-

La subestación es auto soportada y cerrada de acuerdo a normas, cuenta con cables de alimentación en alta tensión de 5 kv subterráneos y salida de 440 V entubada y subterránea, así como con protección contra rayos y puesta tierra.

2.4.4.6-Cancha de madera para sostenimiento.-

El depósito se ubica a un costado de la plataforma frente a la bocamina y cuenta con tabiques para clasificar los tipos de madera.

2.4.4.7.-Tolva de mineral.-

Con una capacidad de 80 TM esta construida de concreto y forrada con madera. Cuenta con una parrilla de rieles con abertura de 8 “, debidamente techada e iluminada. El acceso se realiza mediante una escalera de gato ubicada en una esquina, con arnés de seguridad y línea de vida. La descarga se realiza mediante un shute metálico con compuerta, provisto de un piso de inspección con acceso mediante escalera de gato.

2.4.4.8.- Depósitos de combustibles.-

Un tanque metálico con descarga controlada mediante válvula de 600 galones de capacidad fue instalada como depósito de combustible en una galería de 7'x7' provisto de sostenimiento. La galería tiene un tabique frontal de contención y el piso y parte de las paredes fueron recubiertas con geomembrana para formar la contención secundaria. Tiene línea a tierra independiente para el tanque y otra para el vehículo cisterna de abastecimiento, el mismo que para la descarga se ubica sobre una loza de cemento horizontal con canaleta de recolección y descarga a la trampa de grasas de la plataforma de compresoras.

2.4.4.9.-Polvorín.-

El polvorín cuenta con doble puerta metálica con ventilación a través de una chimenea con septas y parrilla en la boca. Tiene dos cámaras para almacenamiento de 500 cajas de explosivos, sobre pisos de madera, con sostenimiento adecuado y geomembrana de protección en el techo y paredes para evitar se humedezca el explosivo. Tiene además otra cámara con puerta individual para almacenamiento de mechas y una subcamara lateral dentro de ella con estantería de madera para almacenamiento de fulminantes. Cuenta con línea

decauville y un carrito forrado en madera para transporte de material explosivo hacia el interior del polvorín.

2.4.4.10.-Cercado.-

El acceso a la zona industrial que incluye todas las facilidades previamente descritas cuenta con una garita de control con vigilante y portón enmallado. Toda el área industrial se encuentra cercado con postes metálicos y malla cocada de 2"x2".

Además cuenta con una contrata, encargada de la seguridad en toda la mina, teniendo 4 puestos de vigilancia, las 24 horas del día. El primero ubicado el entrada a la unidad, el segundo ubicado cerca a los campamentos, el tercero ubicado en la bocamina nivel 2421 y el cuarto en la bocamina nivel 2625.

2.5.-Disposición de Desmonte.-

El material de desmonte principalmente es compuesto de roca intrusita de composición cuarzo-diorítica y granodiorítica y su composición mineralogiíta se compone aproximadamente en 40 % de plagioclasas, 25% de cuarzo, entre 4 y 25% de sericita, entre 1 y 9 % de carbonatos, menos de 1% de óxidos de fierro, marcando una notoria ausencia o mínima presencia de sulfuros, los que se presentan como piritita en trazas o con porcentajes hasta 1.5% y arsenopiritita en trazas.

Desde 1996, SVS Ingenieros, ha realizado varios estudios en la que se ha ido evaluando el potencial de generación de drenaje ácido sobre material de desmonte en minas vecinas a UP Culebrillas compuestas de rocas con características litológicas y mineralógicas similares. Los resultados mostraron que estos materiales por tener bajo contenido de sulfuros y la presencia de aluminosilicatos (plagioclasas y sericita) y algo de carbonatos no tienen potencial de generación de drenaje ácido de roca o son auto neutralizantes y no tienen un potencial neto de drenaje ácido de roca, lo que se denomina desmonte no reactivo.

El desmonte extraído de las labores de mina actualmente es almacenado en las inmediaciones de las bocaminas (Nv 2421 y 2625) de manera temporal, para luego ser trasladado para su disposición definitiva a un lugar adyacente a la terraza aluvial. El depósito definitivo será habilitado para recibir un total estimado de 19500 m³ de desmonte no reactivo.

El depósito será construido de manera que se integra a la terraza aluvial, conformando un talud estable protegido por una estructura de gaviones la que será una prolongación de las estructuras de protección ribereña que se está construyendo en la actualidad.

2.6.-Operaciones Metalúrgicas.-

En el presente acápite se describe de manera suscrita la descripción del proceso metalúrgico que se lleva en la Planta de Beneficio “Culebrillas” y los depósitos de relaves.

2.6.1.-Descripción del proceso.-

2.6.1.1.-Almacenaje del mineral.-

El mineral extraído se almacena en una tolva de 420 TM, ubicada cercana a la bocamina correspondiente, desde donde es trasladado a la planta de beneficio mediante volquetes por una carretera afirmada. A distancia entre los niveles 2421 y 2625 hasta la planta beneficio es de 200m y 3 Km, respectivamente. En planta de beneficio el mineral es almacenado en una tolva de gruesos de 65 TM de capacidad, provista con una parrilla de 8 pulgadas de luz.

2.6.1.2.-Trituración del mineral.-

El mineral de 8” pasa a una chancadora primaria de quijada Pioner de 10”x16” y a una chancadora secundaria giratoria Kueken de 18” en circuito cerrado con una zaranda vibratoria de 3'x6', equipada con una malla con abertura de 1/2”, para luego ser almacenado en una tolva de finos de 50 TM de capacidad.

Para el control de polvos se cuenta con atomizadores hidráulicos instalados en la chancadora primaria y secundaria, así como cubiertas en las fajas y zaranda.

2.6.1.3.-Molienda.-

El mineral de la tolva de finos es alimentado a un molino de bolas de 4'x4' que recibe el mineral chancado a través de la faja Nro. 3 y 4. En este punto se le agrega solución cianurada alcalina. El producto de dicho molino es bombeado a un hidrociclón D-6" cuyo producto grueso retorna al molino de 4'x4' y el rebose (overflow) se deriva al circuito de espirales. Estos separan los pesados y los medios que pasan al molino de remolienda de 3'x5', mientras que el relave pasa directamente al espesador Nro. 1 en un 30% al cajón de descarga del molino de 3'x5' y en un 70% al cajón debajo de los espirales. De este cajón la pulpa es bombeada a un ciclón D-4" cuyo producto grueso se conduce al molino de 3'x5' y el fino al espesador Nro. 1. El producto de la remolienda pasa a un nido de 2 ciclones de 3". El overflow es conducido al espesador Nro. 1, mientras que el underflow retorna al molino, cerrando el circuito. El líquido separado en el espesador Nro. 1 constituye la solución rica que pasa luego a precipitación.

El producto del molino 3'x5' es bombeado a un ciclón D-6 cuyo producto fino también se conduce al espesador Nro. 1 y el grueso a un clasificador de espiral, que a la vez separa 3 productos: concentrados, medio y relave. El concentrado medio se dirige al molino de 3'x5', una parte del relave se dirige al cajón de descarga del molino de 3'x5' y otra al cajón debajo de los espirales. En esta sección se agregan los reactivos como cianuro y cal para iniciar la lixiviación del oro.

2.6.1.4.-Cianuración.-

La etapa de cianuración se inicia en la molienda primaria con la adición de cianuro de sodio 0.500 kg/TM de concentración (disolvente) y cal 2 kg/TM de concentración (regulador de pH) y continua, al termino del circuito de molienda antes descrito, en dos tanques agitadores Mil Fima No. 1 y No. 2 de 8'x16'. La agitación busca continuar la disolución del oro contenido, reteniendo la pulpa un

tiempo adicional, luego del cual es descargada al circuito de decantadores, donde se separa la solución molino, mientras que los sólidos son bombeados al espesador Nro 2, La descarga del espesador pasa luego al circuito de filtrado y el líquido recuperado regresa a los decantadores. El queque se repulpa con agua fresca para ser bombeado a la cancha de relaves donde se decanta la solución que es recirculada hacia la planta. Los sólidos se almacenan siguiendo el talud del muro construido con gaviones utilizando un ciclón D-6.

2.6.1.5.-Precipitación (Merryl Crowe).-

El proceso de Merrill-Crowe es quizás la práctica más común en la Metalurgia Extractiva del Oro y Plata, y por consiguiente también, el tratamiento de los precipitados provenientes de estas plantas.

Los principales objetivos de la fundición de estos precipitados es poder obtener lingotes de dore, mediante el control adecuado de varios parámetros con el fin de lograr altos contenidos de Oro y Plata en las barras y mínimas cantidades valiosas en las escorias formadas.

La solución proveniente de los espesadores, llamada solución rica, pasa a un sistema de clarificación y de aireación con el fin de eliminar el oxígeno disuelto. Esta solución es bombeada a un cono mezclador donde se adiciona zinc en polvo y acetato de plomo para precipitar el oro. La solución pobre se recircula hacia la planta donde se le alimenta en las etapas de lavado en contra corriente.

Cabe mencionar que la solución barren que sale del espesador número cinco, medida en el Laboratorio Químico es mayor que 0.1, esta solución se recircula hacia el espesador número uno, para nuevamente seguir todo el circuito de planta.

Además la planta cuenta con una poza de contingencia, de dimensiones: largo 10 metros, 5 metros de ancho y 2 metros de profundidad, cuya función evitar que cualquier derrame dentro de la planta, sea de soluciones, relaves, van hacia esta poza de contingencia, de esta manera evitaríamos cualquier contaminación al ambiente.

TABLA 2.2: Consumo de reactivos

Reactivos	kg/TM
Cianuro	0,464
Cal	1,436
Zinc	0,014
Acetato	0,0120
Celite	0,012

2.6.2.-Disposición de relaves.-

El relave es descargado por el filtro, repulpado y conducido desde la planta hasta el deposito de relaves a través de una tubería de PVC, de 4" de diámetro y 200 m de largo aproximadamente, por una gradiente de 3%.

El relave se ha ido depositando contra una presa de contención inicial trapezoidal de 3 m de alto, con una base y una cresta de 6m y 3m de ancho respectivamente, formada con gravas arenosas compactadas y fue recrecido según el método aguas arriba mediante bermas construidas con el mismo relave a manera de 3 celdas escalonadas, llamados depósitos Nros. 1, 2 y 3, del cual las características e indican en la tabla siguiente:

TABLA 2.3: CARACTERISTICAS DE LOS RELAVES.

Celda	Área(m²)	Pondaje(m²)	Taludes(V:H)
Deposito Nro. 1	2544	127	1:2
Deposito Nro. 2	2291	115	1.2
Deposito Nro. 3	2133	107	1:1.5

El agua de pondaje es evacuado por un rebose a través de la cresta hacia un canal que conduce a un pozo de decantación desde donde se recircula mediante bombeo hacia la planta de beneficio para utilizarla nuevamente en el proceso.

En Agosto del 2003, se realizo un Estudio de Estabilidad Física de las Canchas de Relaves, por la cual se han efectuado obras correctivas, las cuales son:

Construcción de un contrafuerte estabilizador conformado por dos bermas, uno inferior y otro superior, conformado por un filtro de arena gravosa y relleno con grava limosa.

Construcción de una presa de tierra de grava limosa para el cierre del almacenamiento en el lado Norte del Deposito Nro. 1

Construcción de una poza de almacenamiento de flujos del dren del talón.
Cunetas de coronación.

Defensa ribereña con muros de gaviones.

El material del relave esta compuesto de cuarzo (60-70 %), sericita (20%), plagioclasas (8%), feldespatos de potasio (2%), carbonatos (3.5%), pirita (5%) y arsenopirita.

2.7.-Laboratorio Químico.-

La empresa cuenta con un laboratorio químico para los análisis de oro de las muestras de mina y planta, conformado por los siguientes ambientes:

Un ambiente donde se realiza la preparación de la muestra: el secado, chancado y pulverizado, debidamente ventilado.

Un ambiente donde se realiza la fundición, provisto de una torre de lavado de gases.

Una sala de ataque químico de las muestras, provisto de una campana.

Un ambiente de absorción atómica.

Un ambiente donde se ubica la balanza (6 decimales).

Un ambiente para la oficina.

Un depósito de materiales.

2.7.1.-Muestreo del mineral.-

Los procedimientos de muestreo implican ciertas técnicas, las cuales es necesario tener en cuenta a fin de obtener en forma adecuada y con el menor error posible la porción de un todo que tendrá la responsabilidad de representar a la cantidad total. El Balance Metalúrgico resulta una característica fundamental común a todas las operaciones metalúrgicas eficientes. Como es sabido se usa no solo para determinar la distribución de los diferentes productos de una planta concentradora y los valores que contienen, sino que también se usa para controlar las operaciones, puesto que los valores de recuperación y la ley que se obtiene son indicadores de la eficiencia del proceso. Lógicamente un buen balance metalúrgico (parcial o total) se deberá sustentar en un buen procedimiento de muestreo y una confiable preparación y análisis de muestras.

La importancia en que una muestra sea representativa radica en la influencia que proporcionan los resultados de ensayos que se practiquen. Sobre ello y las discrepancias en el material pueden conducir a conclusiones erróneas afectando con ello la interpretación de los resultados. Por lo tanto, si la muestra obtenida no representa con exactitud al mineral que proviene de un flujo o de un total de la muestra, los análisis a los resultados de los ensayos obtenidos a partir de estas muestras tendrán escaso o ningún valor.

La muestra necesaria para los ensayos es función de las reglas de muestreo que imponen una cantidad de muestra mínima para respetar al carácter representativo en función de la heterogeneidad de la materia y de la granulometría máxima de los granos, en caso de que esta cantidad tenga que ser grandes cantidades de muestra, se pondrá atención a que la reducción granulométrica primera no sea menor al límite de la malla de liberación.

2.7.2.-Tipos de muestreo.-

Los diferentes tipos de muestreo de materiales que se presentan como fragmentos sólidos, pueden ser reagrupados en 4 categorías:

2.7.2.1.- Muestreo selectivo.-

El operador elige las cantidades y los sitios de toma de muestras, después de hacer una estimación de los que seria más representativo del lote. Este método es muy subjetivo, pues el operador puede estar inconscientemente influenciado.

2.7.2.2.- Muestreo por Grappillage.-

Consiste en tomar unas cantidades pequeñas y más o menos iguales en diferentes puntos repartidos al azar o en intervalos regulares en la superficie del lote. Este tipo de muestreo tampoco esta libre de críticas ya que no se debe olvidar el grave problema que genera una heterogeneidad vertical dentro del lote, de la misma manera el hecho de que se pierden los fragmentos mas gruesos si las paleas de material van desbordándose.

2.7.2.3.- Muestreo al azar.-

Como el nombre lo indica, la toma de muestras se realiza al azar del tiempo, (por ejemplo dentro de un flujo continuo sobre una faja transportadora), del lugar (punto de toma sin alguna coordenada) o de la cantidad de numero de sub lotes y cantidad de las tomas.

Se podrá notar que este tipo de muestreo, aunque muy rudimentario, permite obtener resultados satisfactorios.

2.7.2.4.- Muestreo estratificado.-

El lote se encuentra subdividido en cualquier número de fracciones o estratos y cada estrato ha sido objeto de un muestreo por separado.

Este método se presenta en todos los casos como una solución de seguridad. Como todos los estratos han sido muestreados, se puede mezclar las muestras proporcionalmente a sus pesos respectivos y analizar la muestra así obtenida o se puede realizar de manera separada las muestras de cada estrato y calcular después la ley promedio del lote, calculando la media ponderada de los resultados. Es evidente que para obtener una muestra representativa del material a estudiar, hay que realizar un muestreo adecuado.

2.7.3.-Procedimiento de muestreo.-

Siempre que sea posible, las muestras se toman del material cuando ya se redujo hasta el tamaño más pequeño compatible con el proceso.

En la practica, el método mas satisfactorio para minimizar variables en la corriente de alimentación, tal como la variación en el tamaño de la partícula en la carga de la banda, el asentamiento de las partículas en la pulpa debido al cambio de velocidad, etc., es muestrear el material mientras este en movimiento en un punto de descarga en caída libre haciendo cortes en ángulos rectos a través de la corriente, ya que puede existir segregación o cambio de composición dentro de la misma.

Para obtener una muestra verdaderamente representativa, el muestreado debe:

Muestrear el caudal total.

Cortar el caudal en ángulos rectos respecto al flujo.

Viajar a través del flujo a una velocidad lineal.

Cualquier desviación a las reglas anteriores puede ser una muestra parcial, ya que rara vez el flujo que se va a muestrear es de una mezcla homogénea.

El flujo de material debe ser muestreado a intervalos lo suficientemente frecuentes para representar todas las fluctuaciones.

Cuando el cortador de muestreo se mueve continuamente a través de la corriente a una velocidad uniforme, la muestra tomada presenta una pequeña porción de la corriente total. Si el cortador se mueve a través de la corriente a intervalos regulares produce muestras cada vez mayores que se consideran representativas de la corriente en el momento que se tomo la muestra.

El muestreo depende de la probabilidad y mientras mas frecuente se tome la muestra incrementada, tanto mas exacta será la muestra final.

El plan de muestreo describe la sucesión de las operaciones que tienen como objetivo el obtener, a partir de un lote, una muestra representativa para los ensayos.

Se compone de tres operaciones principales:

2.7.3.1.- La fragmentación.-

Es la operación que reduce la granulometría del material para facilitar el muestreo, se hace a través de una chancadora de quijadas de 5”x5”.

Se debe de reducir el tamaño de las muestras que llegan al Laboratorio Químico, luego del chancado se pasa la muestra a través del cuarteador de Jones.

Para luego ser pulverizado en la siguiente etapa.

2.7.3.2.- La Homogenización.-

Es la operación que permite eliminar toda segregación y obtener una distribución espacial al azar de los constituyentes, se hace a través de un pulverizador centrífugo.

2.7.3.3.- El Muestreo.-

Antes de empezar hay que tener en cuenta que la muestra que se va a extraer tiene que ser representativa de todo un lote, ya sea de mina, geología o mina.

Acción de tomar una parte del lote que tenga características idénticas a las del conjunto.

2.7.4.-Errores en el muestreo.-

El procedimiento de muestreo debe ser por lo menos perfectamente conocido, si no controlado por el supervisor de turno, el deberá vigilar a que ningún error de muestreo, pueda ser introducido. Los principales errores imputables a la realización práctica de las operaciones en el muestreo son los siguientes:

2.7.4.1.-Contaminación.-

Numerosas precauciones deberán ser tomadas con el fin de evitar, en el muestreo, la introducción de materiales extraños al lote. Para el equipo utilizado deberá ser fácil de limpiar perfectamente, simple y resistente a la abrasión y la corrosión, los materiales de construcción (hierro, acero inoxidable, etc.) deberán ser adaptados a los productos tratados. Además, los aparatos que conforman el circuito de muestreo deben ser protegidos contra los contaminantes eventuales, provenientes

del medio ambiente, es necesario por ejemplo, estar muy atentos a los riesgos de contaminación por grasas lubricantes (mantenimiento del material, recipientes mal limpiados etc.).

2.7.4.2.-Pérdida de material.-

Dada la heterogeneidad de ciertos materiales y las diferencias entre ellos, en las propiedades químicas o físicas que podrían existir (por ejemplo los gramos mas gruesos y mas finos, o los gramos mas pesados o mas ligeros), los errores debido a la perdida de material valioso merece una atención particular.

Toda operación que implica la pérdida de una parte de la muestra o la eliminación de una categoría privilegiada de partículas debe ser evitada. La liberación de polvos o de materia quedando en el circuito de muestreo, son dos ejemplos de perdidas frecuentes.

2.7.4.3.-Modificación de las propiedades químicas.-

Independientemente de los problemas de contaminación enunciados anteriormente, las muestras pueden sufrir trasformaciones químicas importantes al filo de las operaciones de muestreo. Así las reacciones de oxidación, de sulfatación, de carbonatación, etc., pueden ocurrir espontáneamente, o ser favorables por las condiciones operatorias del muestreo. Es necesario, por ejemplo, estar atento entre el tiempo del muestreo en mina y el tratamiento de la muestra para los ensayos de laboratorio; en ciertos casos precauciones particulares deberán ser tomadas (conservación de la muestra a una granulometría muy gruesa, congelación, mantenimiento bajo nitrógeno o argón, etc.).

2.7.4.4.-Modificación de las propiedades físicas.-

En la medida en que el análisis se refiere a una propiedad física del material, el tipo de muestreo deberá ser elegido de tal modo que esta propiedad no sea modificada. Se constata frecuentemente un error, debido, por ejemplo al transporte que a las descargas sucesivas del lote o de las muestras que generan modificaciones de la granulometría.

En la lista de los errores mencionados mas arriba, no se ha tomado en cuenta los errores humanos, voluntarios o no. Sin embargo, dada la incidencia importante que puedan implicar estas operaciones, se impone que el muestreo y la preparación sean efectuadas por un personal calificado y de confianza.

2.7.5.-Técnicas de reducción de la muestra.-

Hay que respetar la muestra que llega al Laboratorio Químico, la muestra tiene que estar codificada indicando el lugar de procedencia.

La obtención de una muestra de laboratorio se puede realizar mediante diversas técnicas. Sin embargo, un requisito previo es una buena mezcla del material. Los métodos de muestreo comúnmente usados son el muestreo a mano y automático.

2.7.5.1.-Método del muestreo manual.-

El muestreo manual se lleva a cabo mediante el uso de tenazas o pinzas, tubos rasurados o rectos, roleos y por coneo y cuarteo.

2.7.5.1.1.-El Roleo.-

Generalmente el homogenizado y muestreo en el laboratorio se realiza por rolo sobre un paño (mantel) de plástico o jebe. Este paño varía de tamaño de acuerdo con el volumen de la muestra. Para muestras de varias decenas de kilogramos, el roleo es realizado por dos personas que sujetan el paño, que descansa en el suelo, por dos de sus extremos haciendo rodar el material de esquina a la otra. La operación se repite durante varios minutos. Cuando la muestra es pequeña, menos de 3 kg la operación puede ser realizada en un paño rodeador sobre una mesa y por una sola persona.

El homogenizado también se puede realizar con la ayuda de una pala. Tratándose del muestreo de grandes filas, el mineral es homogenizado por traspaleo o mediante rastrillos. Luego se toman las palas llenas de diferentes puntos localizados sobre la superficie del mineral.

2.7.5.1.2.- Coneo y cuarteo.-

Esta es una de las formas más antiguas de muestreo manual. Fue por muchos años el método estándar de muestreo en el occidente USA, especialmente para lotes de mineral cuyos valores fueron determinados entre compradores y vendedores. Para grandes lotes de mineral el primer corte (muestreo) es hecho por algún otro método y la muestra así obtenida posteriormente es reducida por coneo o cuarteo.

El método es aplicable a materiales con partículas de tamaño menor a 1 pulgada, consiste en construir un cono en el suelo, o sobre una mesa y aplastarla asemejándolo a una torta circular. La simetría del cono es muy importante. El tronco del cono se divide en cuatro partes iguales.

Dos fracciones opuestas se retiran cuidadosamente, juntando las dos fracciones restantes y construyendo con ellos un nuevo cono. El procedimiento se repite hasta obtener una muestra del tamaño deseado.

2.7.5.2.-Tubo de muestreo.-

Existe una variedad de tubos que se usa con el fin de muestrear, llamados Gun Samplers. La forma mas simple consiste de una pieza de tubo de 1.00 a 1,50 pulgadas de diámetro, con un extremo abierto y terminado en punta como la de una plumilla. El tubo tiene la longitud suficiente para alcanzar la base de la ruma del mineral a muestrearse, ello es introducido verticalmente un número de veces, con la finalidad de extraer una porción de mineral, la muestra es liberada mediante un simple movimiento.

Este tipo de muestreado es muy útil para grandes cantidades de muestras que se encuentran aglomeradas por la humedad y en consistencia pastosa.

2.7.5.3.-Cuarteador de Jones o de Chutes.-

Este muestreado es una caja abierta en forma de V en la cual están montados una serie de canales en ángulos rectos a lo largo de la línea central que presenta una serie de aberturas rectangulares de igual área que alimentan alternativamente 2 charolas colocadas a cada lado del muestreado.

El método de reducción de muestras consiste en verter las partículas en forma homogénea sobre un cortador de chutes, la cual divide la muestra en dos partes, aproximadamente iguales. El uso repetido del cortador de chutes permite obtener fracciones de $\frac{1}{2}$, $\frac{1}{4}$, $\frac{1}{8}$,... de la muestra original.

2.7.5.4.-Método de Damero.-

La muestra mineral con un peso mas reducido se esparce en una lona hasta formar un cuadrado de altura determinado. Se le divide en cuadrículas con la ayuda de una espátula y finalmente se extrae una porción de muestreo de cada cuadrícula formada, hasta obtener un pequeño compasito.

Será importante extraer con la espátula desde el fondo del mineral para reducir los efectos de segregación de finos.

2.7.5.5.-Método de Muestreo Mecanizado.-

El muestreo a maquina o automático, se efectúa mediante un cortador de muestra manejado mecánicamente y diseñado para captar una capa delgada de mineral o pulpa en caída, a intervalos de tiempo predeterminado.

Generalmente las maquinas de muestreo son estacionarias, ubicadas en la línea de la operación, con mecanismos de muestreo que están captando constantemente la muestra o con parte o accesorio del mismo en movimientos intermitentes para captar parte del material objeto de muestreo.

2.8.-Descripción del proceso en el Laboratorio Químico.-

2.8.1.-Preparación de las muestras.-

La preparación de muestras comprende básicamente las operaciones de presecado, trituración, mezclado, reducción, secado y pulverización.

Hay que tener en cuenta que la preparación de muestras de cabeza, relaves y de mina varían con respecto a la secuencia de cada operación, indicadas anteriormente. Los relaves por ejemplo, la preparación se inicia con un filtrado, luego secado, reducción y finalmente pulverizado.

Cada tipo de muestra es preparada de acuerdo a como se encuentra, ya sea por su tamaño, humedad y/o en solución.

La trituración se debe efectuar por medio de una chancadora hasta el tamaño especificado, en la totalidad de muestra, cuidando de no cambiar su calidad.

2.8.2.-Ensayos al fuego - Fire assay.-

El conocido procedimiento de ensayos al fuego es todavía la opción preferida por los laboratorios de todo el mundo.

Los análisis de oro y plata por la técnica de ensayo al fuego consiste en producir una fusión de la muestra mezclando fundentes adecuados que incluyen el óxido de plomo (litargirio), para obtener dos fases líquidas, un escoria vítrea constituida principalmente por silicatos complejos y una fase metálica constituida por plomo (producto de la reducción del litargirio), el cual colecta los metales nobles de interés (Au y Ag).

Los dos líquidos se separan en dos fases debido a su respectiva inmiscibilidad y gran diferencia de densidades, estas se solidifican al enfriar. El plomo sólido (con los metales nobles colectados) es separado de la escoria como un regulo. Este regulo de plomo obtenido es oxidado en caliente, en copela de magnesita y absorbido por ella, quedando en su superficie el botón de oro y plata, elementos que se determinan posteriormente por métodos gravimétricos o mediante espectroscopia de absorción atómica.

2.8.3.-Ensayos por vía húmeda.-

2.8.3.1.-Espectroscopía de Emisión y Absorción Atómica.-

Espectroscopía es la medición e interpretación de la radiación electromagnética absorbida, dispersada o emitida por átomos, moléculas u otras especies químicas. Estos fenómenos están asociados con cambios en los estados de energía que cada especie posee, estados energéticos característicos, la espectroscopia puede utilizarse para identificarlas.

La espectroscopia constituye la base del análisis espectro químico en el que la interacción de la radiación electromagnética con la materia se utiliza para obtener información cualitativa y cuantitativa acerca de la composición de una muestra, dentro del análisis espectro químico, la espectroscopia atómica estudia la absorción y emisión de la radiación por especies atómicas, iónicas y moleculares libres. Estas especies son examinadas en un medio gaseoso de alta energía, que constituye una fuente de vaporización, atomización-ionización-excitación.

2.8.3.2.-Técnica de Espectroscopia de Absorción Atómica.-

Cuando una solución es introducida por aspiración en una llama, la mayor parte de los componentes inorgánicos son vaporizados y convertidos en su forma elemental y los átomos son excitados térmicamente por la energía generada mediante reacciones químicas.

En un átomo en su estado de menor energía (estado fundamental), uno de los electrones de valencia correspondiente a un orbital externo es transferido a un estado electrónico de mayor energía. Al retornar al estado fundamental o a uno de menor energía, los átomos pierden su energía de excitación en forma de calor o como radiación electromagnética de longitud de onda característica.

La absorción de energía térmica generada en una llama seguida por la emisión de toda o parte de esa energía en forma de una línea espectral discreta se denomina emisión atómica.

La longitud de onda y la intensidad de las líneas de emisión constituyen la base del análisis cualitativo y cuantitativo por espectrometría de emisión atómica.

Los átomos neutros gaseosos en su estado fundamental pueden también absorber radiación a longitudes de ondas específicas correspondientes a las energías de las transiciones electrónicas en sus orbitas externas. Este fenómeno se denomina Absorción Atómica. La medición de la magnitud de esa absorción atómica constituye la Espectrometría de Absorción Atómica.

La fuente primaria de radiación luminosa es generalmente una lámpara de cátodo hueco del elemento de interés.

Los factores principales que determinan la magnitud de la emisión y absorción son:

- La distribución energética de niveles excitados.
- Las probabilidades de transición para Emisión y Absorción.
- El coeficiente de absorción atómica.
- Las características de la celda de Atomización.

2.8.3.3.-Preparación de Soluciones Cianuradas de Oro, para realizar las mediciones en el equipo de Absorción Atómica.-

Para concentraciones: 1 ppm y 10 ppm

Al (0.1% NaCN, 0.4% Cal) y llevar a 1 litro.

Técnica:

1. Pesar 1 gramo de NaCN y disolver en aproximadamente 200cc de agua destilada.
2. Pesar 4 gramos de Cal y disolver en 200 cc de agua destilada.
3. Filtrar y mezclar con la solución anterior.
4. Mantener el ph entre 10.5-11.

NOTA:

Para preparar soluciones cianuradas de oro entre 2.5 y 5 ppm en medio cianurado al 0.1% usar la formula de dilución:

$$C.V = C'.V' \quad \text{o} \quad C_i.V_i = C_f.V_f$$

C= Concentración

i= Inicial

V= Volumen

f=Final.

Nosotros usamos para la medición de las leyes de Oro de las soluciones de Planta, estándares de soluciones cianuradas de 1 ppm y 5 ppm.

El Equipo de Espectrofotómetro de Absorción Atómica es marca: Sensaa (GBS SCIENTIFIC EQUIPMENT), distribuido por: TECHLAB S.A.C.

2.9.-Almacén General.-

2.9.1.-Depósito para el Cianuro de Sodio.-

Se usa como deposito cerrado de cianuro un container metálico, debidamente acondicionado, de 6.10 mt. de largo, 2.40 mt. de ancho y 2.61 mt. de alto, instalado sobre una plataforma de concreto. El uso del container permite tener los reactivos seguros y bajo llave. El container fue acondicionado como deposito proporcionándole una ventilación adecuada y controlada permitiendo asegurar la no acumulación de gases cianhídricos al interior del mismo. Al colocar el cianuro sobre parihuelas al interior del container se evita que en ningún caso este entre en contacto con agua que lo disolviera.

Finalmente, al estar el cianuro envasado en fábrica en bolsas de polietileno sellado, se evita que la humedad del ambiente pudiera eventualmente solubilizarlo. Al estar contenido en un lugar elevado del terreno se evita que cualquier derrame del cianuro sólido pueda disolverse al contacto con el agua. Además, la loza de concreto donde se ubica cuenta con una canaleta de perimetral que drena a un tanque ciego cubierto para recolectar cualquier derrame que pudiera producirse.

Además el container posee un sistema de alarma para detectar cualquier fuga del ácido cianhídrico hacia el medio ambiente.

2.9.2.-Depósito de Cal.-

Los sacos de cal se almacenan en un container ubicado en la planta, cerca de la tolva de alimentación. Que tiene piso de concreto, muros de adobe y techo de calamina para protegerla tanto del viento como de la humedad.

Se usa cal viva, la misma que es hidratada al preparar la lechada de cal.

2.9.3.- Otros reactivos.-

Los demás reactivos como el zinc en polvo son colocados en un ambiente distinto al de la cal, en el mismo almacén de planta.

Los almacenes de mina y de planta consisten en ambientes amplios con pisos de concreto, muros de adobe y techo de calamina preparado con las condiciones que exige el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera.

2.9.4.- Depósito de Combustibles y Lubricantes.-

El requerimiento de combustibles para los vehículos y el equipo pesado para la etapa de operaciones se estima en 12300 galones mensuales. Para el almacenamiento de este combustible se emplea dos tanques de combustible existente de 6000 galones de capacidad, que cuentan con un depósito de contención de contingencia que consta de una poza cubierta con geomembrana de 13800 galones de capacidad.

Los tanques de almacenamiento de combustible están provistos de un sistema secundario de contención que tiene un volumen de almacenamiento equivalente al 110% de la capacidad de los tanques.

Los inventarios se mantienen al día y se verifica mediante una comparación de la cantidad del producto almacenado con lecturas del surtidor y registros de entregas. Para verificar si existen escapes o deterioro del sistema que pudiera causar un derrame, se hacen inspecciones periódicas de los tanques.

Para impedir el rebalse de los tanques se instalara un sistema de protección mediante un sistema de alarmas visible o audible que alerte al personal para detener el flujo de combustible hacia un tanque que ya esté lleno.

Los tanques que estén fuera de servicio serán inspeccionados para determinar si requieren de alguna medida correctiva. El procedimiento para el abandono de tanques será el siguiente (según el art. 120, D.S. N° 052-93-EM, Reglamento de Seguridad para el Almacenamiento de Hidrocarburos):

- Cualquier líquido o sedimento dentro del tanque será debidamente extraído y eliminado.

- Los humos dentro del tanque se reducirán a menos de 10% del límite inflamable menor.
- Se abrirá un acceso en la parte superior del tanque para permitir que sea llenado del todo con un material aceptable.
- Antes de la rehabilitación del lugar, se evaluarán las condiciones del suelo para determinar la magnitud del impacto que pudiera haber generado un eventual derrame del combustible al suelo. El suelo que se encontrase contaminado con petróleo, se extraerá y depositará en el pad de volatilización.

2.9.5.-Aceite lubricante usado.-

Se toma las siguientes medidas para controlar el aceite usado:

- Cada taller de mantenimiento tiene un recipiente para el aceite usado bien rotulado y puesto sobre una superficie impermeable que permite retener derrames.
- Se tiene a disposición salchichas para hidrocarburos o paños absorbentes para limpiar los derrames que podrían producirse.

Hay cilindros de aceite usado para el almacenamiento provisional de aceite usado proveniente de las instalaciones de mantenimiento, ubicados sobre una losa de contención secundaria, hasta el momento en que el aceite se traslada a los usuarios recicladores de este producto.

CAPITULO III: RELACIÓN PROFESIONAL CON LA EMPRESA

3.1.-Relacion Profesional – Empleador.

Condición de la relación Laboral

Documentos Probatorios:

Se adjunta documento que acredita que a la fecha me encuentro laborando en la Compañía Aurífera Real Aventura S.A.C.

CAPITULO IV: TRABAJO PROFESIONAL DESEMPEÑADO

TRABAJO PROFESIONAL DESARROLLADO:

Actualmente me vengo desempeñando en la **COMPAÑÍA MINERA AURIFERA REAL AVENTURA S.A.C.**, como Jefe del Laboratorio Químico y Jefe del Departamento de Medio Ambiente, desde el 14 de Junio del 2007 a la fecha, por la modalidad de contrato por tiempo indefinido.

4.1.-Tareas realizadas en el Laboratorio Químico.-

4.1.1.-Preparación de muestras.-

Existen dos tipos de muestras los cuales cada una sigue ciertos procedimientos, que a continuación se expone:

- Muestras de Planta (cabeza de molino, relaves, ciclón, espiral).
- Muestras de mina.
- Muestras de Geología.
- Muestras de terceros.
- Muestras Especiales.

4.1.2.-Muestras de Planta.-

Se clasifican en:

4.1.2.1.-Cabeza de Molino.-

El objetivo principal de esta preparación es saber con cuánto de ley el mineral ingresa a planta, necesario para poder hacer el balance metalúrgico respectivo.

El mineral de cabeza es aquel que ingresa a molienda y es muestreado en un balde (20 litros aproximadamente) de la tolva de finos cada turno de 12 horas.

PROCEDIMIENTO.-

- La muestra es procesada hasta +/- 1% humedad debido a que si esta muy húmeda, no se va a poder tamizar y cuartear correctamente.
- El tamizado primario se realiza en un cedazo de 3/8 de pulgada.
- Se trituran los gruesos en una chancadora de quijadas la cual tiene una tolva pequeña que tiene una capacidad aproximada de 10 kg.
- El homogenizado primario se realiza en una manta grande de plástico de 1,5x2 metros.
- La reducción primaria se hace con un cortador de Jones cuarteándolo hasta +/- 2 kg.
- Seguidamente se tamiza en una malla Nro 10.
- El chancado de gruesos se realiza en un mortero.
- Luego se homogenizan en una manta chica.
- Se reduce en un cuarteador de Jones hasta +/-200 gr.
- Se pone a secar en la estufa a no más de 150°C durante media hora.
- El pulverizado es mecánico, se lleva a cabo en una maquina pulverizadora de anillos con una capacidad máxima de muestra de 150 gr. (la muestra se coloca en tazones de acero inoxidable).
- Luego se homogeniza en un recipiente totalmente cerrado y limpio por el lapso de 3 minutos aproximadamente.
- Finalmente la muestra es ensobrada y la contra muestra embolsada, ambas previamente rotuladas con la fecha y el turno correspondiente de preparación. Listas para pasar a la sala de ensayo al fuego (fundición).

4.1.2.2.-Pulpas.-

La finalidad de estas preparaciones es determinar y ver como va el proceso en cada operación para poder optimizar la recuperación.

Las pulpas que se muestrean son: el relave general (espesador N° 5), el relave espiral (parte inferior de la torre espiral), nido de ciclones (parte superior de la torre espiral, mozley) y ciclón 2.

PROCEDIMIENTO.-

- Estas muestras de mineral molido en solución cianurada en medio básico (pH=12) son filtradas en un filtro-prensa.
- Luego son secados en la estufa a 105°C aproximadamente.
- Seguidamente con la ayuda de un objeto tubular desaseemos los grumos.
- Se homogenizan la muestra, para finalmente cuartearlo en su manta respectiva, reduciéndola hasta 150 gr. Aproximadamente, listo para ser pulverizado, con el tazón respectivo, exclusivamente para relaves.
- El descarte es utilizado para un relave de malla 200.

4.1.2.3.-Muestras de Mina.-

Estas muestras pueden ser de carros mineros, volquetes y de labor o tajo, este último sus leyes varían considerablemente de acuerdo al tipo de mineral ya sea: cuarzo, pirita masiva y/o cristalizada, galena, panizo, etc.

Según los datos estadísticos en el laboratorio nos indica que la pirita masiva es la que contiene mayor cantidad de Au.

PROCEDIMIENTO.-

El procedimiento para su preparación es el siguiente:

- Las muestras son copiadas y enviadas en bolsas de polietileno de 10x20 cm. por el Dpto. de Geología.
- Las muestras en el laboratorio son secadas, en un secador eléctrico marca: Shimaden, a una temperatura no mayor de 150°C, durante 1 a 1,5 hr. Aproximadamente, dependiendo del número de muestras 10, 15, 20, etc. La secadora eléctrica cuenta con 8 parrilas, en las cuales van colocadas unas bandejas que contienen el mineral a secar.

- Una vez las muestras secas se dejan enfriar por el lapso de 5 minutos, para luego ser trituradas en una chancadora de quijadas.
- Seguidamente son cuarteadas en un cortador Jones hasta 150 gr.
- Finalmente son pulverizadas, embolsadas con su etiqueta correspondiente, luego pasan a la sala de ensayos al fuego para su fundición respectiva.

4.1.2.4.-Plan de Muestreo.-

Procedimiento para seleccionar, extraer, conservar, transportar y preparar las porciones a separar de la población en calidad de muestras.

El proceso debe estar planificado, detallado y escrito y el plan de muestreo debe incluir:

- Donde realizar la toma de la muestra.
- Quien tiene que realizar la toma de la muestra.
- Que procedimiento debe seguirse en la toma de la muestra.

Requisitos del Plan de Muestreo:

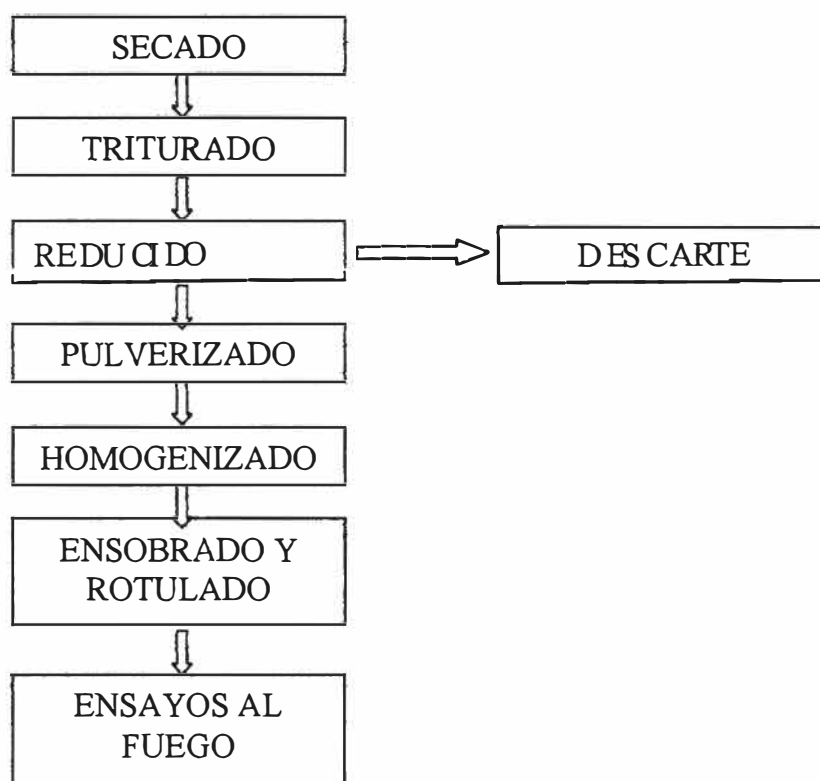
1. Informar sobre la naturaleza de la muestra y su matriz.
2. Informar sobre la instrumentación a usar en el muestreo.
3. Conocer el grado de homogeneidad de la muestra.
4. Indicar el número de sub muestras necesarias para una exactitud determinada.

4.1.2.5.- Diagrama de Flujo en la Preparación de Muestras.-

A continuación se muestran mediante diagramas de flujos las secuencias a seguir en la preparación de cada muestra, cabe indicar que de acuerdo a la procedencia de la muestra, esta sigue los pasos indicados en los diagramas.

Las muestras las recepcionamos en unas bolsas de polietileno bien cerradas, ellas deben venir, con un código que lo da ya sea mina, geología o un tercero.

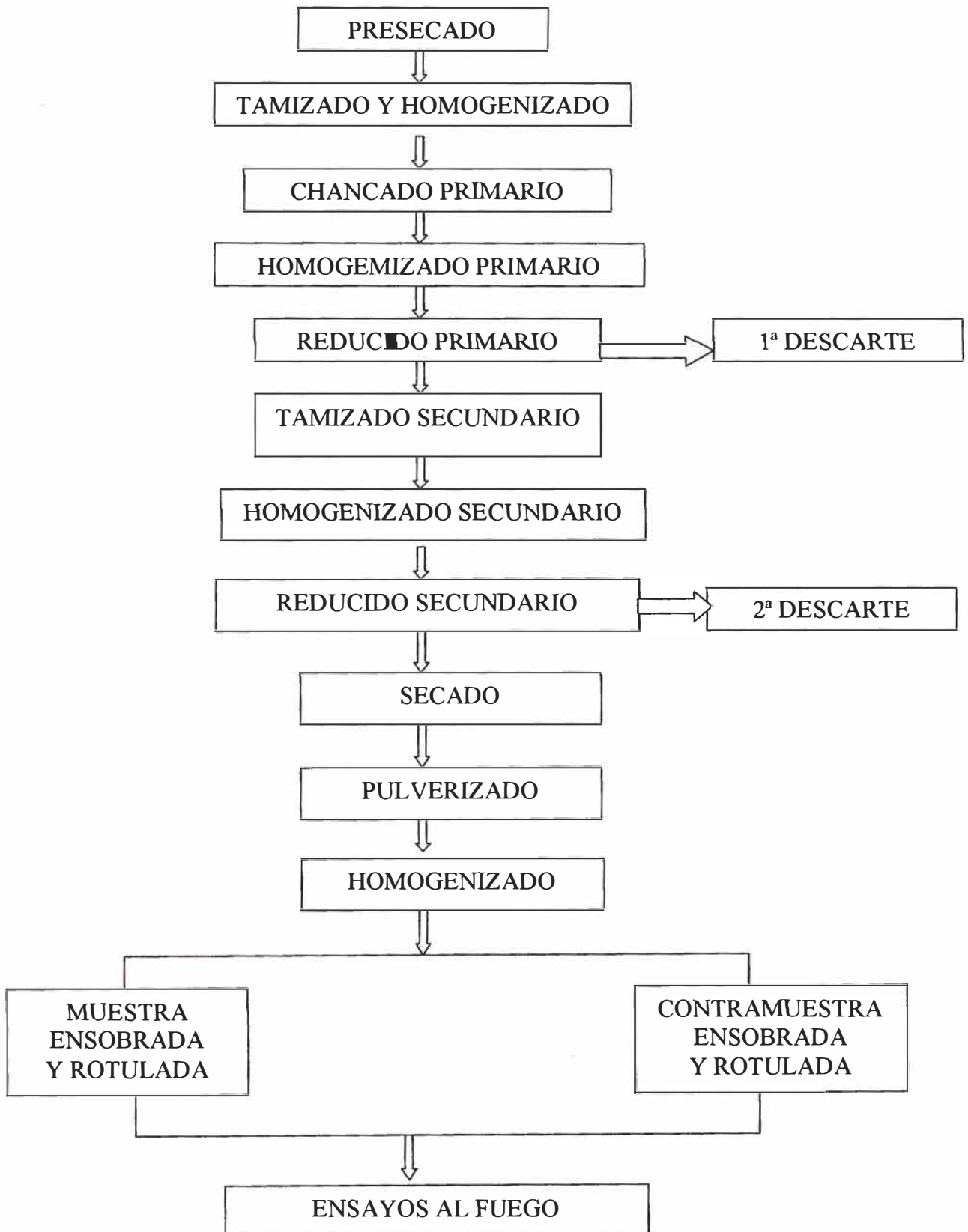
4.1.2.6.-MUESTRAS DE MINA.-

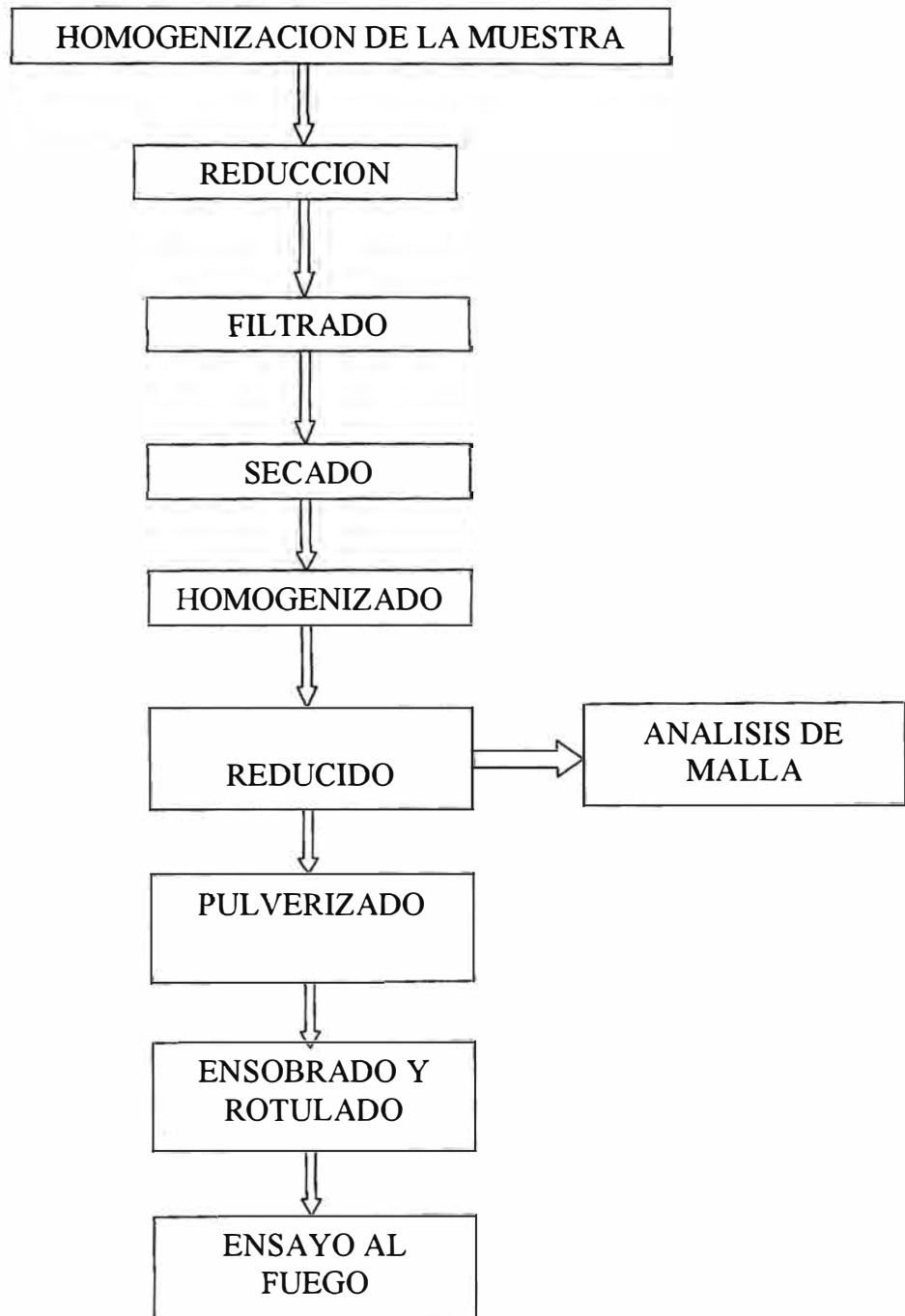


Comentario:

Estas muestras pueden ser de carros mineros, volquetes y de labor o tajo, este último sus leyes varían considerablemente de acuerdo al tipo de mineral ya sea: cuarzo, pirita masiva y/o cristalizada, galena, panizo, etc.

Según los datos estadísticos en el laboratorio nos indica que la pirita masiva es la que contiene mayor cantidad de Au.

4.1.2.7.- MUESTRAS DE CABEZA DE PLANTA.-

4.1.2.8.-MUESTRAS DE RELAVE.-

4.1.3.-Fundición.-

4.1.3.1.-Fundamento teórico.-

El ensayo de oro (o plata), se basa en la propiedad que tiene el plomo, al estado de fusión, para colectarlos.

La aleación Pb-Ag-Au puede obtenerse por la adición de plomo metálico (ensayo por escoriación o por la reducción del litargirio por fusión).

Mediante el proceso de copelación el oro y la plata son separados del plomo que los colecta. Este último es oxidado y absorbido por la copela casi en su totalidad y una parte es volatilizada, quedando un botón de oro y plata.

La plata se separa (aparta) por disolución con ácido nítrico diluido dejando el oro para su cuantificación respectiva gravimétrica.

La plata se calcula por diferencia tomando en cuenta el peso de ambos metales y el peso de muestra utilizado para la determinación.

4.1.3.2.-Ensayo por fusión.-

En este procedimiento los minerales se funden a 950°C (más o menos 50°C) con reactivos que se clasifican como:

- Flujos ácidos, básicos o neutros.
- Agentes oxidantes, reductores, sulfurantes y desulfurantes.

Las muestras sólidas, se funden en mufla petrolera, la cual cuenta con un sistema de extracción de gases que se generan en la fundición, los gases son extraídos hacia una solución de lechada de cal, los lodos así captados son depositados en el depósito de relaves de la mina.

TABLA 4.1 REACTIVOS PARA EL ENSAYO

NOMBRE	FORMULA	PROPIEDADES
Silice	SiO ₂	Flujo ácido
Vidrio	XNa ₂ O-CaO.2SiO ₂	Flujo ácido
Borax	Na ₂ B ₄ O ₇ .10H ₂ O	Flujo ácido

NOMBRE	FORMULA	PROPIEDADES
Bicarbonato de sodio	Na_2HCO_3	Flujo básico, desulfurante
Carbonato de sodio	Na_2CO_3	Flujo básico, desulfurante.
Carbonato de potasio	K_2CO_3	Flujo básico, desulfurante.
Litargirio	PbO	Flujo básico, desulfurante.
Nitrato de potasio	KNO_3	Agente oxidante, desulfurante.
Harina	Agente reductor
Carbón	C	Agente reductor
Plomo	Pb	Agente reductor
Fierro	Fe	Agente reductor, desulfurante.
Cianuro de potasio	KCN	Agente reductor, desulfurante.
Sal	NaCl	Cubierta protectora.

Los reactivos deben tener las siguientes características:

Litargirio (Pb O).-Debe estar conforme a lo siguiente:

300 gramos deben contener un máximo de 0.02 gramos/tonelada (0.00002%) de Au y 0.4 gramos /tonelada (0.00004%) de Ag.

Plomo granulado.-Libre de Au y Ag.

Carbonato de sodio anhidro y comercial.

Bórax anhidro, comercial, granulado y tamizado hasta tamiz ITINTEC 149 μm (N°100).

Harina de uso común.

Nitrato de Potasio, de calidad técnica.

Acido Nítrico, libre de cloro.

Los reactivos que se utilizan en el ensayo varían de acuerdo con la composición de la muestra; si esta es acida (matriz sílica) debe usarse un fundente (flujo) básico como litargirio, carbonato de sodio, caliza u oxido de fierro; si la muestra es básica (presencia de óxidos de hierro, manganeso, calcio, zinc, cobre, etc.) debe usarse un flujo acido como sílice o bórax.

El reductor para obtener el plomo colector a partir del litargirio, se puede obtener del mismo mineral o adicionarlo como reactivo, lo que da lugar a clasificar los minerales en los tipos:

TABLA 4.2: TIPOS DE MINERALES

TIPO 1.-MINERALES QUE TIENEN PODER REDUCTOR
Son minerales que contienen sulfuros, arseniuros, antimoniuros, telurios, materia carbonosa, etc., que reducen parcialmente al litargirio durante la fusión.
TIPO 2.- MINERALES QUE TIENEN PODER OXIDANTE
Son minerales que contienen óxido férrico, bióxido de manganeso, etc., que oxidan al plomo y a los agentes reductores.
TIPO 3.- MINERALES NEUTROS
Son minerales que sílice, óxidos y carbonatos.

Los minerales **TIPO 1** se funden con reactivos oxidantes o desulfurantes.

Los minerales **TIPO 2 Y TIPO 3** son reductores.

Otro producto que se forma en el ensayo son las **ESCORIAS** y están compuestos por silicatos, boratos de óxidos metálicos y litargirio, se encuentran disueltos formando un sólido vítreo o terroso. Las escorias acidas son ricas en litargirio y pobres en sílice, bórax u otros constituyentes ácidos.

En términos generales deben ser fluidas, no atacar al crisol, homogéneas y separarse fácilmente del botón de plomo sin contener glóbulos metálicos.

El botón (regulo) de plomo debe pesar entre 20 a 30 gramos.

4.1.3.3.-Copelación.-.

La copelación es quizá el punto más importante del ensayo, consiste en una fusión oxidante en un vaso poroso. Si la temperatura es apropiada el plomo se oxida a óxido de plomo (PbO) y es **ABSORBIDO POR LA COPELA (98.5%) Y PARTE SE VOLATILIZA (1.5%)**.

En este proceso las copelas se calientan y se colocan los régulos, limpios de escoria, sobre estas. El plomo se funde y aparece en la superficie una espuma

negra que desaparece en 2 minutos, aproximadamente. Si la temperatura es correcta el plomo se vuelve brillante, cuando esto sucede se dice que los ensayos se han descubierto y se ha iniciado la oxidación del plomo.

Después del ensayo se han “descubierto” se permite la entrada del aire para facilitar la oxidación, la superficie del plomo se hace convexa y pasan de abajo pajitas de litargirio que indican que el botón se está moviendo, llamándose así por la apariencia que dan las pajitas de litargirio.

Hacia el final del proceso de copelación la temperatura debe elevarse para expulsar los últimos restos de plomo, procurando que dicha temperatura no sea tan alta para evitar pérdidas de plata.

Cuando se ha eliminado el plomo, el botón aparece girando y presenta una sucesión de colores, este fenómeno se llama “juego de colores”. Los colores desaparecen inmediatamente después y el botón se hace oscuro, posteriormente aparece brillante y plateado. Este último se llama **“BRILLANTEZ”**, comúnmente.

Los botones se dejan enfriar lentamente y al empezar a solidificarse **“RELANPAGUEAN”** debido al desprendimiento de calor latente de fusión, el cual eleva mucho la temperatura por un corto tiempo. A este fenómeno se le conoce también como **“GALLEO”**.

La superficie del botón de oro debe aparecer tersa y brillante, debe adherirse ligeramente a la copela por lo que la superficie interior será opaca. El botón debe presentar un color blanco de plata y ser esférico o semiesférico de acuerdo con su tamaño.

4.1.3.4.-Consideraciones a tener en cuenta en la copelación.-

Es importante considerar las siguientes observaciones en el proceso de copelación:

1. Cuando se hacen varias copelaciones al mismo tiempo debe empezarse primero por los botones más grandes, para compensar el tiempo de copelación.
2. Las copelas no deben moverse después de que se les ha puesto el plomo.

3. La temperatura debe regularse con el tiro, enfriadores o con la puerta de la mufla entre otros.
4. La temperatura de la copela debe estar sobre el punto de congelación del litargirio.
5. Los botones que contienen cobre pueden ser copelados a temperatura más baja que los que contienen plomo puro plata, ya que el óxido cúprico baja el punto de congelación del litargirio.
6. Terminada la copelación, las copelas se dejan por unos minutos más en la mufla. El tiempo dependerá del tamaño del botón.
7. Si la temperatura final es baja, se solidifica sin **“BRILLANTEZ”** reteniendo el plomo. A este fenómeno se conoce como **“ESCARCHADO”**. Un artificio práctico para reactivar el botón escarchado consiste en aumentar la temperatura de la mufla luego logrado esto se aumenta un trozo pequeño (más o menos 5 gramos) de plomo metálico sobre el botón escarchado.
8. Cuando el botón es de oro se necesita una temperatura final más alta que cuando es de plata.
9. Si el botón tiene mucho oro no hay **“GALLEO”**.
10. El botón puede contener aparte del oro y la plata, platino, paladio, iridio, rodio, osmio y rutenio.
11. Si el botón es opaco en su superficie exterior, es posible que contenga telurio o algún elemento del grupo del platino.
12. Los botones que contienen platino en cantidades considerables se aplastan y no relampaguean; son de color gris acero y opacos.

Terminado el proceso de copelación los botones se separan de la copela con pinzas para botones y se limpian con un cepillo de cerda dura antes de pesarlos.

Después de pesar el botón de oro y plata se procede con el apartado de esta última con ácido nítrico Q.P., diluido con agua destilada libre de cloruros en la proporción (1/5). Con el objeto de eliminar completamente la plata, se agrega

HNO_3 (1/1), y se calienta para asegurar la completa separación. El oro se lava con agua destilada caliente para eliminar el AgNO_3 , un mínimo de tres veces.

El oro se seca, se calienta y se pesa.

4.1.3.5.-Fabricación de copelas N° 8, para ser usadas en la fundición de las muestras.-

La función de las copelas es absorber el plomo que se encuentra en el litargirio (PbO), estas copelas las hacemos en la unidad, el Laboratorio Químico se encarga de fabricarlas.

Los ingredientes que llevan son cemento 50% y ceniza de hueso 50%, la ceniza de hueso absorbe el plomo y el cemento sirve para dar consistencia a la copela, se mezcla con agua.

Una vez preparada la mezcla esta se coloca en el molde de la copelera y se golpea para formar la copela, luego se coloca en las bandejas, después de un tiempo se le echa un poco de agua para endurecer la copela fabricada, de un día para otro ya esta dura la copela y lista para ser usada.

4.1.3.6.-Incuartición.-

Cuando el contenido de plata en el botón es semejante o menor que el oro, debe **AGREGARSE PLATA** (ya sea por copelación o fundiendo con soplete de poca) al botón para aumentar la relación **PLATA: ORO a 4:1**, aproximadamente, este proceso se denomina **INCUARTACION**.

4.1.3.7.-Fundición (ENSAYOS AFIRE ASSAY).-

También llamado, ensayos al fuego, el objetivo es determinar la cantidad de Au en gramos por tonelada de mineral, tomados de los diferentes puntos de muestreo en planta y mina.

Para estos ensayos se utiliza un horno o mufla a petróleo cuya capacidad es para 24 crisoles de 30 gramos de muestra. Estos crisoles son llenados primeramente con el fundente (100 gramos) que consiste de varias sustancias como Bórax (15%), carbonato de sodio (25%), Sílice (5%), Litargirio (55%).

Luego se adiciona a cada crisol la muestra correspondiente. Las muestras de mina 10 gr. a cada una, cabeza de molino 20 gr. a cada una por triplicado y relaves 20 gr. a cada uno por duplicado.

También se agrega nitrato de plata, harina y nitrato de potasio, estos 2 últimos, la cantidad adicionada es variable dependiendo del tipo de mineral (pirita, cuarzo, galena, etc.).

El nitrato de plata (1gr.) se le agrega con la finalidad de formar como mínimo una proporción plata-oro de 3:1 y así de esta manera el ataque químico con HNO₃ (1:6) sea efectivo llegando a disolver toda la plata, dejando el dore listo para calcinarlo y finalmente pesarlo.

La harina es un agente reductor constituido principalmente por carbohidratos como almidones y celulosa, estos hacen que el litargirio se reduzca a plomo metálico con la finalidad de captar más rápido al oro.

El nitrato de potasio tiene la propiedad de oxidar al mineral sulfurado no dejando que una parte del litargirio pase a forma el plomo metálico.

Es de esperar que el tamaño del regulo va a ser mayor al agregar harina, que al adicionar KNO₃.

Una vez preparadas las muestras en los crisoles, se homogenizan todos los ingredientes del fundente con la muestra, nitrato de plata, harina o nitrato de potasio, luego se procede a cargar 3n la mufla los crisoles.

Antes de cargar a la mufla los crisoles, esta tiene que calentarse a no menos de 900° C. Una vez ingresado los crisoles se dejan por espacio de 45 minutos, para luego ser descargados y/o vertidos en lingoteras y luego proceder a separar los régulos. Luego se entra a la etapa de copelación.

En la copelación los régulos son colocados en copelas Nro. 8 compuestas principalmente de magnesita, ceniza de hueso y cemento, estas tienen la función de absorber todo el plomo del regulo (Plumbato de calcio y magnesio) dejando solamente el billón o botón, esto se realiza en la mufla a 800°C. Es preferible que las copelas sean calentadas previamente antes de ingresar el regulo a cada una de estas, para evitar salpicaduras y no se contaminen las muestras. Ya, dentro se mantienen en la mufla durante 20 minutos hasta que el plomo sea totalmente

absorbido. Seguidamente se procede al ataque químico del billón para separar el oro de la plata y trazas de otros metales y dejar libre al oro, este ácido debe estar en solución (1:6) con la finalidad de que no lo parta al dore en pequeñas partículas, ya que impediría obtener un peso exacto.

4.1.4.-Análisis por vía húmeda.-

4.1.4.1.-Determinación de la cantidad de Cianuro Libre por Volumetría.-

En un matraz de 100 ml se agregan 12,5 ml de muestra más 3 gotas de yoduro de potasio (solución al 0,5% en volumen).

Se titula con nitrato de plata 0,026 M hasta el cambio de color.

Finalmente se calcula la concentración de cianuro libre.

Concentración de Cianuro (ppm) = (Volumen de Nitrato de Plata gastado en ml.) x 0.02.

Factor de conversión = 0.02.

El punto final de la titulación se produce cuando hay un cambio de color de blanco a un verde amarillo bien tenue.

4.1.4.2.-Determinación de la Cal por volumetría.-

En un matraz de 100 ml se agregan 12,5 ml de muestra, mas 3 gotas de fenolftaleína.

Se titula con ácido oxálico 0,045 M hasta el cambio de color, finalmente se calcula la concentración de cal.

Concentración de Cal (ppm) = (volumen ácido oxálico) x 0.02

Factor de conversión = 0.02.

El punto final de la titulación nos indica un cambio de color de rosado a blanco en la solución muestra.

4.1.4.3.-Determinación de la concentración de Oro (METODO CHIDY).-

Especialmente se analizan soluciones ricas y barren, se utilizan exactamente 100 y 200 ml de muestra respectivamente. A la muestra a analizar se le agrega 20 a 25 gr. de plomo granulado, enseguida se le adiciona 10 ml de ácido clorhídrico

concentrado, se deja hervir hasta evaporar la solución hasta que quede aproximadamente 50 a 75 ml.

La solución resultante se filtra, quedando útil los sólidos, para luego agregarle aproximadamente 1 gr. de nitrato de plata. Se prosigue a envolver con el mismo papel filtro y se lleva a copelación. Terminado esto, el billón obtenido (producto de la copelación) es atacado con ácido nítrico en solución (1:6), luego se lava 2 veces con agua destilada.

Finalmente se calcina el dore y se pesa en una balanza analítica para calcular la concentración de oro.

4.1.4.4.-Determinación de la humedad del mineral.-

Planta envía en unas bandejas al Laboratorio sus muestras de mineral húmedo, al comenzar cada guardia del día.

Nosotros calculamos la humedad del mineral de la siguiente forma:

El ensayo de humedad consiste en someter a la muestra a la acción del calor indirecto para evaporar el agua contenida en ella.

Hacemos uso de:

Una estufa, con termostato.

Bandejas de material no contaminante y suficientemente grandes como para contener 5 kg. de mineral aproximadamente.

Una balanza de sensibilidad 1 gramo.

PROCEDIMIENTO.-

Se toma una bandeja para humedad limpia, seca, se pesa y se anota el peso (A).

Se coloca la muestra húmeda, tal como ha sido recibida, en la bandeja, se pesa el conjunto y se anota el peso (B).

Se coloca en la estufa, 105°C más o menos, durante el tiempo necesario hasta que seque completamente (peso constante).

Se deja enfriar hasta temperatura ambiente y se pesa (C).

Se calcula con la siguiente fórmula, la humedad:

$$\% \text{ H}_2\text{O} = (\text{B}-\text{C}) / (\text{B}-\text{A}) \times 100$$

Donde: $\%H_2O$ = Porcentaje de humedad.

A = Peso en gramos de la bandeja.

B= Peso en gramos de la muestra húmeda y la bandeja.

C = Peso en gramos de la muestra seca y la bandeja.

Fecha: 05 -01-2008

Primera fundición.

B= 1700 gramos

C=1624 gramos $\%H_2O = (1700-1624) / (1700-594) \times 100 = 6.87 \%$

A=594 gramos

Saber la humedad del mineral, es muy importante, para descontar el agua al momento de calcular el tonelaje tratado en la planta.

4.1.4.5.-Procedimiento para medir ley de una solución en el Equipo de Absorción Atómica.-

1. Verificar que la presión del manómetro indique entre 50-60 psig.
2. Encender el equipo de Absorción Atómica.
3. Esperar 2 minutos mientras carga el equipo.
4. Encender la campana de extracción de gases.
5. Encender el fuego e ignición del Equipo de Absorción Atómica.
6. Introducir el tubo capilar en agua destilada (hace de blanco).
7. Serear y preparar para calibrar el equipo.
8. El equipo pide lectura de solución blanco, poner OK.
9. Sacar el capilar del agua destilada limpiarlo para introducirlo en las soluciones estándares.
10. Estandarizado: Introducir el tubo capilar en el estándar de 1 ppm (el equipo debe medir aproximadamente 0.050 de absorbancia) poner OK.
11. El sistema nos pide el estándar de 5 ppm (el equipo debe medir aproximadamente 0.25 de absorbancia), poner OK. El sistema pide las muestras a ser leídas.

12. Se procede a la lectura de las soluciones de baja ley y luego al final las de alta ley. Para medir la ley de cada solución hacer absorber con el capilar y poner OK.
13. Después de cada lectura limpiar el capilar y enjuagar en agua destilada para medir la siguiente lectura. Una vez medida todas las soluciones poner STOP.
14. Apagar el sistema de ignición del equipo y el extractor de gases. Pasar las leyes al cuaderno de reportes, luego apagar el equipo.
15. El reporte de las leyes es enviado a la Gerencia de Operaciones, Jefatura de Planta, Superintendencia de Planta.

4.1.4.6.-Formato de reporte de las leyes de las soluciones de Planta determinadas por Absorción Atómica.-

En Planta se trabajan dos guardias por día. Por cada guardia en la Planta, se reportan las siguientes leyes:

DIA REPORTE DE LEYES: 31/12/2007

GUARDIA: 2guardia, 30/12/2007.

RICA GUARDIA: 1.89 ppm

BARREN GUARDIA: 0.03ppm.

RELAVE GUARDIA: 0.07ppm

RICA PUNTUAL: 1.70ppm

BARREN PUNTUAL: 0.01ppm.

También se hacen mediciones a fin de mes de todo un circuito de la planta, dando los siguientes resultados:

DIA 31 DE DICIEMBRE DEL 2007

Espesador Nro. 5= 0.15 ppm.

Espesador Nro. 4=0.26 ppm

Espesador Nro. 3=0.57 ppm.

Espesador Nro. 2=1.23 ppm.

Espesador Nro. 1=2.43 ppm.

Agitador Nro. 3 =2.18ppm.

Poza de Contingencia= 0.43ppm.

Cuba de Sellos=1.07ppm.

Tanque Solución Molino=2.03ppm.

Tanque Pre-clarificador=0.02ppm

Tanque Solución Rica=1.97ppm

También se miden mediciones de barren puntuales:

DIA 31 DE DICIEMBRE DEL 2007

Barren de las 9 am =0.69ppm.

Barren 9:30 am = 0.22ppm

Barren 10am =0.13ppm

Barren 10:30 am=0.07ppm.

Barren 12:25pm=0.05ppm.

* 1ppm = 1gr/m³

Con este reporte de barren, el jefe de planta ya puede hacer pasar la solución a la siguiente etapa, tiene que llegar a tener un barren bien bajo en ley, menor de 0.1 ppm tal como se ve en el caso anterior.

Si su barren está muy alto es porque recién a arrancado precipitado, comienza a recircular la solución, y echar zinc en polvo para aumentar el precipitado y bajar la ley del barren.

Si el barren está muy alto, también puede deberse a que no ha habido un buen precipitado.

4.1.4.7.-Lectura de las leyes en la BALANZA SEMI -ANALITICA.-

La balanza usada es de marca: SARTORIUS.

La balanza cuenta con una precisión de hasta 6 decimales.

Solo se calculan en esta balanza las leyes de las muestras sólidas llegadas al Laboratorio Químico.

LEY (gramos /TM) = (lectura de la balanza) x1000/ (Peso de muestra)

Si se ha pesado 10 gramos de muestra, multiplicar la lectura por 100.

Si se ha pesado 5 gramos de muestra, multiplicar la lectura por 200.

Si se ha pesado 20 gramos de muestra, multiplicar la lectura por 50.

Ejemplo de cálculo:

Muestra Relave de Planta.

Peso de muestra = 20 gramos

Lectura de la balanza= 0.0207.

Ley = $0.0207 \times 1000 / 20 = 0.0207 \times 50 = 1.06$ gramos /TM.

Muestra de Geología.

Código 17394

Peso de muestra=10 gramos.

Lectura de la balanza=0.00904

Ley = $0.00904 \times 1000 / 10 = 0.0094 \times 100 = 9.04$ gramos /TM

Siempre se analizan la muestra de cabeza de planta por triplicado y las muestras de relave por duplicado.

4.1.4.8.-Seguridad en el Laboratorio Químico.-

1. Asegurarse que todos los frascos con reactivos presenten etiquetas que indiquen el contenido y su concentración.
2. Si la piel ha estado en contacto con ácidos o bases fuertes, lávese inmediatamente con abundante agua. Para el caso de un ácido, aplíquese una solución saturada de bicarbonato, si se trata de una base se recomienda emplear una solución al 5% de ácido acético.
3. Si se trabaja con sustancias volátiles, estas deben manipularse debajo de la campana.
4. No realizar experimentos no autorizados.
5. **AÑADIR SIEMPRE LOS ACIDOS SOBRE EL AGUA.**
6. No fume, no coma ni beba en el laboratorio.
7. Tirar los desechos sólidos al tacho de basura.
8. No huela directamente el reactivo, puede ser fatal.
9. Atender siempre lo que se está haciendo.
10. En caso de quemaduras lávese con una solución de ácido pícrico o aplíquese un ungüento de picrato de butesis.
11. Al final del trabajo dejar todo material limpio y ordenado.
12. Bajo ninguna circunstancia se pueden pipetear con la boca los reactivos.
13. No se deben llevar a la boca las etiquetas, tapas de los frascos.
14. En la sala de preparación de las muestras, usar obligatoriamente colocarse mascarillas respiradoras, para no inhalar el polvo que se genera al chancar las muestras.
15. Echar los residuos ácidos en una galonera una vez neutralizados, para luego ser dispuesto en la cancha de relaves.
16. Tener a disposición los **MSDS (cartillas de seguridad química)** de los productos químicos usados en el Laboratorio Químico.
17. El uso del Equipo de Absorción Atómica solo lo usara la persona autorizada, para realizar las medidas de las leyes de las soluciones.
18. En la sala de balanza. Al medir las leyes de los dores, hacerlo a puerta cerrada.

4.2.- Manejo Ambiental.-

4.2.1.-Introducción.-

La alta gerencia debe definir la política ambiental de la organización y garantizar que:

- a) Sea apropiada para la naturaleza, escala e impacto ambiental de sus actividades, productos o servicios.
- b) Incluya un compromiso de cumplimiento de mejoramiento continuo y prevención de la contaminación.
- c) Incluya un compromiso de cumplimiento con la Legislación y regulaciones ambientales pertinentes, así como con otros requisitos a los cuales la organización se someta.
- d) Provea el marco para establecer y revisar los objetivos y metas ambientales.
- e) Sea documentada, implementada, mantenida, y comunicada a todos los empelados.
- f) Este disponible, para el público.

4.2.2.-Requisitos de la Política Ambiental.-

Requerimientos que se deben cumplir:

- a) Debe ser definida por la alta gerencia.
- b) Debe ser apropiada a la naturaleza, escala e impacto ambiental de sus actividades, productos y servicios.
- c) Debe incluir un compromiso de mejoramiento continuo.
- d) Debe involucrar un compromiso de cumplimiento de la Legislación y regulaciones ambientales pertinentes y otros requisitos a los que se someta la empresa.
- e) Debe proveer el marco para establecer y revisar los objetivos y metas ambientales.
- f) Debe ser documentada.
- g) Debe ser implementada.

- h) Debe ser mantenida.
- i) Debe ser comunicada a todo el personal.
- j) Debe estar disponible para el público.

4.2.3.- Visión, Misión y Política Ambiental de la Compañía.-

4.2.3.1.- Visión de la Compañía.-

SER COMPETITIVOS A NIVEL NACIONAL EN MINERIA AURIFERA SUBTERRANEA.

4.2.3.2.- Misión de la Compañía.-

- RECONOCER EL ROL DE LA PERSONA EN LA CONSECUCION DE NUESTRAS METAS.
- TRABAJAR EN FORMA SEGURA Y CONEFICIENCIA, PRESERVANDO EL AMBIENTE, CON ESTANDARES DE CALIDAD Y EMPLEANDO TECNOLOGIA ACTUALIZADA.
- GENERAR RIQUEZA TANTO PARA LOSACCIONISTAS, COMO PARA LOS TRABAJADORES Y LA COMUNIDAD.

4.2.3.3.- Política Ambiental de la Compañía.-

- La actividad minera, bajo el liderazgo de la Compañía Aurífera Real Aventura S.A.C., se desarrollara observando un estricto cuidado del ambiente, garantizando el desarrollo sostenido de su emplazamiento y entorno.
- Buscaremos mantener el equilibrio que deben guardar los ecosistemas en cuanto al impacto que pudieran producir efluentes líquidos, sólidos y gaseosos, niveles de ruido, tener un manejo responsable de productos

peligrosos, aguas servidas, desechos y la prevención de la flora, fauna y calidad del aire.

- Reconocemos el factor humano como fundamental, por lo, que tenemos como objetivo mejorar la calidad de vida de los trabajadores, sus familiares y la población en general, dentro de la unidad.
- Cumplir con las disposiciones legales vigentes con relación a un desarrollo sustentable, y una actuación responsable en cuanto a la conservación, remediación y protección del ambiente.
- Apoyar la investigación, desarrollo e implementación de proyectos con inversiones orientadas a nuevas alternativas tecnológicas que permitan reducir los impactos ambientales.
- Llevar a cabo programas intensivos de capacitación en materia de control ambiental, que permita desarrollar una cultura ecológica.

4.2.4- Manejo de Residuos Sólidos.-

4.2.4.1.-Generalidades.-

La Compañía, Aurífera Real Aventura S.A.C., tiene dos tipos de residuos sólidos, domésticos e industriales, siendo estos clasificados de la siguiente manera:

- **Residuos Domésticos Comprenden :**

Residuos Orgánicos.-

Restos de comida de los comedores.

Residuos Inorgánicos.-

Papeles, botellas de plástico, botellas de vidrio, cartones, latas.

- **Residuos Industriales: Comprenden:**

Residuos Industriales No Peligrosos.-

- Residuos Metálicos.
- Residuos de Fundición.

Residuos Industriales Peligrosos.-

- Relave Sólido.
- Residuos Inflamables.
- Residuos Tóxicos.
- Residuos de Hidrocarburos (aceite residual, guaiques impregnados de aceite).
- Copelas.
- Lámparas usadas.
- Fluorescentes.
- Pilas, baterías.

4.2.4.2.-Objetivos.-

- Planificar las actividades del manejo de residuos sólidos en nuestra compañía para seguir realizando la minimización de residuos, mejorando la recolección y efectuando una correcta disposición final de los mismos.
- Distribuir los recursos en mano de obra, materiales, equipos para realizar los diferentes trabajos requeridos en el manejo de los residuos sólidos.
- Hacer el seguimiento de las medidas de manejo de nuestros residuos en el manejo de nuestros residuos sólidos que se derivan de nuestros compromisos en el Estudio de Impacto Ambiental.
- Programar capacitaciones para educar a los trabajadores en general así como planear inspecciones a las distintas áreas de la empresa, mina y superficie a fin de practicar el orden y limpieza.

4.2.4.3.-Minimización y reaprovechamiento.-

Se continuara con la practica de las “**3 Rs** “consistente en: **REDUCIR, RECICLAR Y REUSAR** como la medida mas aceptable para minimizar y reaprovechar los residuos.

- **Reducción.-** Se esta consumiendo lo necesario, de preferencia los productos de empaque de mayor capacidad y aquellos con envase retornable. Ejemplo: envases de acido nítrico de 10 litros en lugar de 1

litro, bidones de ácido clorhídrico técnico de 20 litros en lugar de botellas de 1 litro, etc.

- **Reciclaje.-** Se están reciclando de cancha de chatarras todo lo que son tuberías metálicas, llantas usadas, restos de geomembranas, etc.
- **Reuso.-** Se continúa con el reuso de papeles para block de apuntes, los sobres usados para enviar correspondencias, etc.

4.2.4.4.-Recolección y Almacenamiento temporal.-

Se continuará con la renovación de los recipientes de almacenamiento temporal, pintado de acuerdo al residuo y debidamente rotulado.

Se continuara la mejora del ambiente para almacenar residuos peligrosos, especialmente los aceites residuales que son entregados a la Empresa Prestadora de Servicios de Residuos Sólidos: Compañía Industrial S.A. (CILSA), que esta acreditada ante DIGESA.

4.2.4.5.-Disposición Final.-

La Compañía cuenta con las siguientes obras, para realizar la disposición final de sus residuos:

4.2.4.6.-Cancha de Residuos Domésticos (Micro Relleno Sanitario):

El método empleado, para la construcción del Micro Relleno Sanitario Manual es el método del área, que consiste en excavar fosas, el material extraído servirá de cobertura en la etapa de operaciones. Se tiene previsto el desarrollo de una pequeña instalación tipo piloto para experiencias de compostaje y lombricultura.

Para las operaciones se utilizará un terreno dentro del área de propiedad de la empresa, en la Unidad Productiva Culebrillas. Se utilizara un área de 200 m² para este proyecto.

El área limita al norte y al oeste con una ladera de terreno eriazo y maleza, en tanto que al sur y este limita con el depósito Nro 1. Toda el área se encuentra dentro de la propiedad de la empresa.

El micro relleno se encuentra a más de 2 km. de distancia de las comunidades mencionadas en el cuadro adjunto, fuera del ámbito de influencia ambiental. La población más cercana es Parcoy, capital del distrito del mismo nombre, a más de 6 km. de distancia de la U.P. Culebrillas. La ciudad de Trujillo esta a 381 km..

TABLA 4.3.-Comunidades Campesinas en el Distrito de Parcoy.

Nombre de la Comunidad	Nro. de familias
El Calvario	108
San Isidro Labrador	51
Alfonso Ugarte	151
José de San Martín	124
Nombre de la Comunidad	Nro. de familias
Juan Velasco Alvarado	114
La Soledad	51
Señor de los Desamparados	135
LLacuabamba	281

La memoria de cálculo que se presenta a continuación resume el cálculo del volumen requerido por año, de donde también se obtiene el periodo de vida útil, de cinco años.

TABLA 4.4.-Calculo del Volumen y Vida Útil del Micro Relleno Sanitario.

	ppc	Nro.	Cantidad	Residuos para	Cantidad	Densidad
AÑO	kg/h/día	Trabajadores	kg/día	Relleno kg/día	t/año	
2007	0,5	250	125	77	28,105	0,3 t/m ³
2008	0,5	250	125	77	28,105	0,3 t/m ³
2009	0,5	250	125	77	28,105	0,3 t/m ³
2010	0,5	250	125	77	28,105	0,3 t/m ³
2011	0,5	250	125	77	28,105	0,3 t/m ³

	Volumen anual	m ³ /año	Volumen
AÑO	RS	RS+MC	requerido (m ³)
2007	93,68	112,42	56,21
2008	93,68	112,42	56,21
2009	93,68	112,42	56,21
2010	93,68	112,42	56,21
2011	93,68	112,42	56,21
	468,42	562,1	281,05

Nota: Se considera una densidad de 0,3 t/m³ para los residuos sólidos sin compactar y 0,5 para los residuos compactados.

4.2.4.7.-Descripción de etapas y actividades realizadas.-

Se divide en tres etapas: la primera es la construcción del Micro Relleno Sanitario manual, seguido de las operaciones dentro del mismo y posteriormente el cese de la vida útil se procederá al cierre del relleno.

A continuación se describen ambas etapas y las actividades involucradas para cada una:

4.2.4.7.1.-Etapa de construcción.-

El área de terreno destinado para la construcción del micro relleno sanitario se realizan una serie de actividades que se menciona a continuación.

4.2.4.7.2.-Desbroce.-

El área donde se ha construido el relleno estaba cubierta con plantas, mala hierba, se procedió a su retiro sin agravio de las especies vulnerables del terreno elegido, tampoco se ha maltratado el entorno circundante.

El área se encuentra bastante alejada de comunidades cercanas y del campamento tanto de empleados como de obreros.

4.2.4.7.3.-Levantamiento de información topográfica.-

Esta actividad consistió en el trazado del área mediante polígonos; el levantamiento de la información topográfica del terreno se realizara con la ayuda de una estación total.

4.2.4.7.4.-Construcción de las vías de acceso y elementos auxiliares.-

El terreno se encuentra cerca de una vía principal pero es necesaria la construcción de vías de acceso internas al relleno.

Este acceso interno no es más que la apertura de un camino afirmado, para ello se utilizará un tractor tipo oruga.

Canal de coronación.-

También se ha construido un canal de coronación para evitar el ingreso de la lluvia al relleno, es de sección trapezoidal, con un ancho máximo de 1 metro y una altura de 0,50 metros.

4.2.4.7.5.-Preparación y nivelación del suelo.-

Se realizó la nivelación del suelo de soporte y los cortes de los taludes, con retroexcavadoras, niveladoras, etc.

Impermeabilización del suelo.-

Sobre la base del terreno se colocará una capa de arena y grava fina, que luego será recubierta con geomembrana de 1,5 mm de espesor.

La geomembrana a utilizar será de Polietileno de baja densidad, cuyas especificaciones principales son excelentes propiedades de elongación del polietileno, que le permiten a la geomembrana un flexible acomodamiento a las superficies irregulares del terreno, lo, que evita el punzamiento del material.

Además se caracteriza por:

Baja permeabilidad.

Resistencia al intemperismo.

Resistente a álcalis y ácidos.
Termosellable.
Excepcionales características mecánicas.
Aprueba de rayos UV.
Larga duración (material inerte).
Gran resistencia a la abrasión.
Inmune a la agresión biológica.

Los cortes de los taludes se dejaron de tal manera que no causen erosión y puedan darle estabilidad al relleno, los cuales son verticales de hasta 3:1 (H/V) y los cortes serán de 1 a 3 metros. Las terrazas tendrán una pendiente de 2% hacia los taludes anteriores para conducir las aguas de lixiviado hacia los drenajes.

4.2.4.7.6.-Servicios auxiliares.-

Tomando en cuenta la distancia del relleno sanitario manual a las instalaciones de la U.P. Culebrillas es menor de 200 metros, no se construirán instalaciones sanitarias auxiliares para los operarios de esta zona. Los servicios sanitarios más cercanos están a 100 metros de distancia, cuyos efluentes serán tratados en el sistema de tratamiento de aguas residuales domésticas de la unidad.

Tampoco se ha previsto instalaciones de agua para este lugar; con fines de riego se aprovechara el punto de agua cercano de la zona experimental donde se prueba el uso de compost y la lombricultura.

Cercado; Señalización y otros servicios.-

Se ha instalado un sistema de aislamiento perimétrico (cercado), así mismo se ha previsto construir una caseta de vigilancia. Se ha colocado un letrero principal de señalización.

Para vestuarios, almacenes, servicios administrativos y otras facilidades se utilizarán los ambientes de la unidad productiva.

4.2.4.7.7.-Drenaje de lixiviados.-

En esta actividad se ha preparado el trazado por donde se ha ubicado el drenaje en el terreno; se construirán al pie de las plataformas de elevación los drenes horizontales en piedra con la finalidad de captar y canalizar los lixiviados, utilizando una línea de drenaje principal, Sobre las cuales se tienden líneas transversales o transeptos, cubriendo toda el área del relleno manual.

De esta manera se colectan los lixiviados para llevarlos a la planta de tratamiento de desagües.

La poza será de concreto armado (cemento clase V), impermeabilizado con material SIKA o similar, cuyas dimensiones son de 2.7x2.7 m², con una profundidad útil de 0.60 metros.

4.2.4.7.8.-Drenaje de gases.-

Para la canalización y evacuación de gases se construirán drenes verticales o chimeneas, las cuales se levantan desde el punto de intersección de los drenes.

Las chimeneas tienen una sección de 0.6x0.6 metros, y la altura será variable de acuerdo al crecimiento de las celdas. Se construirán con un armazón de madera tornillo tratado y malla de gallinero, y relleno de piedra (grava) de 6" de diámetro máximo.

4.2.4.7.9.-Acondicionamiento del área.-

En el perímetro de l relleno sanitario se sembraran plantas de eucalipto con la finalidad de hacer un efecto barrera en relación a la dirección del viento, para evitar que posibles malos olores sean emitidos.

4.2.5.-.-Etapas de operación.-

Los métodos de trabajo para el manejo de los residuos sólidos una vez depositados en el relleno sanitario se indican a continuación.

4.2.5.1.-Almacenamiento de los residuos sólidos.-

Consiste en colocar los residuos sólidos clasificados de una manera planeada y controlada, en el frente de trabajo.

4.2.5.2.-Construcción de celdas.-

Esparcir.-

Este trabajo consiste en adecuar los sólidos sobre el apoyo inclinado (talud) de la celda correspondiente, en capas no mayores de 1 metro de espesor.

Compactación.-

Los residuos sólidos son comprimidos por medio de pisones de madera pasando sobre ellos de 2 a 4 veces. Esta operación se hará siempre en dirección de abajo hacia arriba.

Cubrimiento.-

La cubierta será de una capa de tierra compactada de espesor, entre 15 y 30 cm. Se debe cubrir los residuos sólidos depositados en el día, tanto en el terraplén como en los taludes de la celda. Este material de cobertura se compactara de la misma forma que los residuos sólidos hasta obtener la compactación deseada.

4.2.5.3.-Manejo de gases.-

Al concluir las plataformas deberá de realizarse la combustión del metano mediante la instalación de quemadores.

4.2.3.4.-Manejo de lixiviados.-

Los lixiviados ingresarán a la poza de almacenamiento. Desde este tanque son evacuados a la planta de tratamiento de desagüe.

4.2.5.5.-Mantenimiento del Micro Relleno Sanitario.-

En la cobertura final del relleno se pueden llegar a presentar ciertos problemas ocasionado por la acción de las lluvias y vientos, como pueden ser depresiones,

grietas o erosión. Es menester mantener las reparaciones necesarias a fin de que la cubierta final este siempre protegiendo los residuos sólidos y evitar la emisión de posibles contaminantes al ambiente.

4.2.6.-Etapa de cierre del Micro Relleno Sanitario.-

4.2.6.1.-Saneado de la zona.-

Esta etapa consiste en la eliminación de vectores que podrían haberse desarrollado en la zona, esto se realiza a través de la fumigación.

4.2.6.2.-Arreglos de suelos y recubrimientos.-

Se cubrirán y nivelaran las plataformas con capas de tierra arcillosa compactada a fin de que no ingrese agua de lluvia que pudiera generar lixiviados. Asimismo se eliminarán los quemadores de gas, implementando sistemas de ventilación superficiales de 2" de diámetro

4.2.6.3.-Revegetación de la zona.-

Después de cubrir y nivelar la zona se procederá a revegetar la zona con plantas (hierba y arbustos) de la zona.

4.2.7.-Generación y segregación de la fuente residuos.-

Actualmente la Compañía Aurífera Real Aventura S.A.C. tiene una unidad de producción denominada Culebrillas que cuenta con 250 trabajadores, los cuales generan aproximadamente 0,5 kg/día de residuos sólidos, domésticos. Se tiene 48 kg/día de residuos orgánicos y 77 kg/día de residuos inorgánicos e inservibles.

Se han implementado procedimientos de segregación en la fuente de generación de los residuos sólidos, de acuerdo a cuatro tipos de residuos; para esto se ha capacitado a todo el personal, brindando facilidades técnicas para un almacenamiento primario, así como recolección y disposición diferenciada.

Para la segregación de los residuos se consideran cuatro grupos:

- **Residuos domésticos.-**

Comprenden los restos de alimentación, envases de plástico, envases de cartón, papeles, restos de cuero y ropa, retazos de tela, papel higiénico, entre otros. Los días de recojo son los lunes a sábado, y su disposición final se realiza en el relleno sanitario manual.

Los envases de plástico, cartón, latas, se están reciclando.

- **Residuos metálicos.-**

Comprenden los barrenos y clavos usados, restos de soldadura, retazos de alambre, pedazos de tubo, restos de calamina, restos de limadura, retazos de cable eléctrico. Se recolectan los jueves y se depositan en la cancha de chatarra.

- **Residuos inflamables.-**

Los trapos con restos de grasa y aceite, restos de mecha, restos de madera, trapos y papeles con solventes y pintura, restos de jebes y lonas y aserrín con petróleo. Se recolectan los viernes y se disponen en una celda para residuos inflamables.

- **Los residuos peligrosos.-**

Que comprenden baterías usadas, lámparas mineras usadas, cartuchos de impresora, baterías de reloj y calculadoras, envases de zinc en polvo, envases de cianuro, envases de cal, envases de ácidos, envases de bórax, los crisoles. Se recolectan los días sábados, su disposición final se hace en una celda de seguridad.

4.2.7.1.-Almacenamiento de los residuos.-

El almacenamiento de residuos sólidos, se realizan en 4 cilindros de colores (verde para domésticos, amarillo para residuos metálicos, rojo para inflamables, negro para peligrosos), cada uno con sus respectivas tapas.

En total se tienen 11 juegos de cilindros (de diferentes colores), distribuidos en las diferentes áreas del centro minero.

4.2.7.2.-Tratamiento de los residuos.-

De los residuos sólidos generados, se destinan 8 kg/día para la preparación del compost y obtención del humus, a través del compostaje y lombricultura respectivamente.

El área de compostaje, cuenta con un lecho de madera de 1,5x1,5x1,5 m, en dicho se almacena los residuos orgánicos y se cubre con maleza, después se riega y voltea semanalmente, el compost se obtiene a partir del tercer mes, luego es llevado al área de lombricultura.

El área de lombricultura cuenta con un lecho de 0,3x1x3 m, en ella se coloca el compost y se siembra las lombrices coloradas, transcurrido tres meses se obtiene el humus que sirve de abono orgánico para la reforestación de áreas erosionadas.

4.2.7.3.-Recolección de los residuos.-

En toda la unidad hay colocados unos letreros grandes, donde se indican los tipos de residuos y de acuerdo a eso, se clasifican estos, colocándolos en unos baldes de diferentes colores, el balde verde se depositan los residuos domésticos, el amarillo para residuos metálicos, el rojo para los inflamables y el negro para los peligrosos.

Los lunes, miércoles y sábados de 8 a 12 pm. Los residuos orgánicos e inorgánicos son transportados por el personal, para ello se usa una carretilla, se hacen 6 viajes, 20 kg por carretilla.

Se generan 125 kg de residuos orgánicos de los cuales 8 kg son para compostaje, 40 kg para alimento para animales, y 77 kg para el relleno sanitario manual.

- **Cancha de Residuos Peligrosos.-**

Capacidad 32 m³, para vida útil de 6 años, totalmente impermeabilizada con geomembrana, con tubería de colección de lixiviados, una poza de recolección de lixiviados, canales de escorrentía perimétricos, cerco perimétrico de malla metálica y letreros.

- **Cancha de Residuos no Peligrosos.-**

Capacidad de 8 m³ para vida útil de 5 años, hecho de piedra y cemento, con canales de escorrentía perimétricos, cerco perimétrico de malla metálica y letrero. Esta ubicado dentro del perímetro de la Cancha de Residuos Peligrosos.

- **Cancha de Residuos Tóxicos.-**

Capacidad de 10m³ para vida útil de 5 años, totalmente impermeabilizada con geomembrana, totalmente techada, con tubería de colección de lixiviados, una poza de recolección de lixiviados, canales de escorrentía perimétricos, cerco perimétrico de malla metálica y letreros de identificación y advertencia.

- **Pad de Volatilización.-**

Es una estructura rectangular construida sobre el suelo en un área de la unidad minera que tiene las siguientes características:

1. Impermeabilizada con geomembrana u otro material como asfalto o cemento.
2. Encima de la zona impermeabilizante debe tener una capa protectora de un pie de espesor para evitar dañar la capa subyacente.
3. Debe tener drenajes adecuados para evitar que la lluvia o agua de escorrentía entre en la zona de volatilización.
4. Tiene una zona colectora de drenaje interno para época de lluvias, la cual lleve a una poza igualmente impermeable, que pueda retener los flujos de lluvia interiores hasta la época seca para evitar que las aguas con sobrenadante oleoso escapen de la instalación y favorezca la evaporación posterior.
5. Los suelos contaminados con hidrocarburos volátiles se dispondrá en capas extendidas, las cuales deberán ser aradas mensualmente para favorecer la volatilización de los hidrocarburos.
6. Una vez ventilado suficientemente el suelo contaminado, generalmente en un plazo de seis meses, se comprobara por olor si ya no tiene

hidrocarburos y si es así, se procederá a remover las capas venteadas, que se dispondrán en la cancha de desmontes.

7. Las labores mensuales de arado, se harán con maquinaria, si se dispone, con un ripper de otra forma se hará a mano con pala por medio de obreros.

Se ha construido impermeabilizado totalmente con geomembrana, con base en pendiente, el cual tiene un área total de 24m² y una vida útil de 3 años.

La segregación en el origen, recolección, transporte, clasificación y disposición final de residuos orgánicos, inorgánicos y peligrosos se inicio en el año 2005 para lo cual se estableció el programa de recolección diario hacia el Micro Relleno Sanitario y los pozas de rellenos industriales.

El objetivo de esta implementación es garantizar el derecho a los trabajadores de la unidad de un Medio Ambiente adecuado, propiciando el desarrollo sostenible a través de la prevención de la generación, fomentando la reducción, reutilización, reciclado y otras formas de disposición sanitaria y ambiental apropiada de los residuos sólidos. Así como sensibilizar y educar a los trabajadores en el reconocimiento de los aspectos ambientales a fin de retomar hábitos y conductas saludables que permitan la minimización de residuos.

El problema crítico que actualmente afrontan las ciudades, es el manejo de los residuos sólidos desde la generación hasta su disposición final y la falta de instalaciones que reúnan criterios de Ingeniería Sanitaria y Ambiental a fin de que los residuos biodegradables, no recuperables y no aprovechables, sean dispuestos en forma permanente, de modo que no generen impactos ambientales negativos y no se extiendan al ambiente a través de la acción eólica o a los cuerpos de agua.

Nosotros llevamos un reporte diario de la cantidad y la fuente de los residuos que se generan en la unidad, los cuales se llenan en unos chek list, los cuales se muestran a continuación.

4.2.7.4.-Cuadro de reporte diario de generación de residuos sólidos y residuos peligrosos y su disposición final.-

TABLA 4.5 REGISTRO DE GENERACIÓN MENSUALDE RESIDUOS SÓLIDOS INDUSTRIALES PELIGROSOS Y SU DISPOSICION FINAL

MESES	RESIDUO	PROCEDENCIA	CANTIDAD	UNIDAD	DISPOSICION
JULIO	Copelas usadas	Laboratorio Químico	100	Kg.	Residuos Peligrosos
	Escoria	Laboratorio Químico	126	Kg.	Residuos Peligrosos
	Crisoles usados	Laboratorio Químico	419	Pza.	Residuos Peligrosos
AGOSTO	Copelas usadas	Laboratorio Químico	141	Kg.	Residuos Peligrosos
	Escoria	Laboratorio Químico	154	Kg.	Residuos Peligrosos
	Crisoles usados	Laboratorio Químico	443	Pza.	Residuos Peligrosos
SETIEMBRE	Copelas usadas	Laboratorio Químico	124	Kg.	Residuos Peligrosos
	Escoria	Laboratorio Químico	155	Kg.	Residuos Peligrosos
	Crisoles usados	Laboratorio Químico	480	Pza.	Residuos Peligrosos
OCTUBRE	Copelas usadas	Laboratorio Químico	121	Kg.	Residuos Peligrosos
	Escoria	Laboratorio Químico	155	kg	Residuos Peligrosos
	Crisoles usados	Laboratorio Químico	476	Pza.	Residuos Peligrosos
NOVIEMBRE	Copelas usadas	Laboratorio Químico	148	Kg.	Residuos Peligrosos
	Escoria	Laboratorio Químico	189	Kg.	Residuos Peligrosos
	Crisoles usados	Laboratorio Químico	605	Pza.	Residuos Peligrosos
DICIEMBRE	Copelas usadas	Laboratorio Químico	140	Kg.	Residuos Peligrosos
	Escoria	Laboratorio Químico	167	Kg.	Residuos Peligrosos
	Crisoles usados	Laboratorio Químico	552	Pza.	Residuos Peligrosos

TABLA 4.6 REPORTE DIARIO DE GENERACIÓN DE RESIDUOS SÓLIDOS Y SU DISPOSICIÓN FINAL(Kgs.)

DIA	ORGANICOS					INORGANICOS					
	ALIMENTO ANIMALES	GENERACION	COMPOS	GENERAC.	TOTAL ORGANIC.	RECICLABLES	GENERACION	NO RECICL.	GENERAC	TOTAL RESID. INOR.	TOTAL
17	17	Comedor	0	Comedor	17	0	Instalaciones Generales	0	Instalaciones Generales	0	34
18	20	Comedor	8	Comedor	28	10	Instalaciones Generales	60	Instalaciones Generales	70	98
19	25	Comedor	5	Comedor	30	8	Instalaciones Generales	55	Instalaciones Generales	63	93
20	16	Comedor	8	Comedor	24	4	Instalaciones Generales	70	Instalaciones Generales	74	98
21	14	Comedor	9	Comedor	23	5	Instalaciones Generales	0	Instalaciones Generales	5	28
22	19	Comedor	6	Comedor	25	7	Instalaciones Generales	60	Instalaciones Generales	67	92
23	13	Comedor	7	Comedor	20	4	Instalaciones Generales	80	Instalaciones Generales	84	104
24	15	Comedor	7	Comedor	22	4	Instalaciones Generales	50	Instalaciones Generales	54	76
25	15	Comedor	7	Comedor	22	3	Instalaciones Generales	90	Instalaciones Generales	93	115
26	15	Comedor	0	Comedor	15	4	Instalaciones Generales	70	Instalaciones Generales	74	89
27	15	Comedor	30	Comedor	45	7	Instalaciones Generales	50	Instalaciones Generales	57	102
28	15	Comedor	0	Comedor	15	0	Instalaciones Generales	0	Instalaciones Generales	0	15
29	15	Comedor	20	Comedor	35	8	Instalaciones Generales	60	Instalaciones Generales	68	103
30	14	Comedor	25	Comedor	39	9	Instalaciones Generales	70	Instalaciones Generales	79	118
31	0	Comedor	0	Comedor	0	0	Instalaciones Generales		Instalaciones Generales	0	0

4.3.-Sistema de tratamiento del agua potable.-

4.3.1.-Objetivo.-

El objetivo del tratamiento del agua, es que se produzca agua potable para el consumo humano de acuerdo a las recomendaciones del Ministerio de Salud y de la Organización Panamericana de la Salud (OPS/OMS).

Este sistema esta compuesto desde la captación de los dos Manantiales y conectados mediante una tubería de polietileno de 2" de diámetro, los mismos que descargan en un tanque de concreto de 4 metros cúbicos de capacidad. Este tanque cuenta en su parte superior con un desfogue para el caudal excedente, el mismo que retorna a la quebrada originaria, Quebrada El Chino.

Dicho tanque tiene una tubería de descarga de 2" de diámetro hasta una bomba centrífuga de 5HP, para impulsar el liquido a través de dos filtros de arena y a cuya descarga se ha instalado un clorinador de flujo, antes de descargar en un tanque elevado de 10 metros cúbicos de capacidad y mediante 3 tuberías de polietileno de 2" de diámetro abastecen a todas las instalaciones de servicios higiénicos con que cuenta la unidad minera, así como para el abastecimiento de los lavaderos de los comedores de empleados y obreros de la unidad minera.

4.3.2.-Descripción del sistema de agua potable.-

El sistema actual, cuenta con una capacidad de tratamiento de 10 m³/día, consta de los siguientes elementos:

Captación de los Manantiales.

Tanque de Almacenamiento Primario.

Bomba de Alimentación de los Filtros.

Filtros de arena.

Dosificador de Cloro.

Tanque de almacenamiento de Agua Potable.

4.3.3.-Descripción de los componentes de la red de agua potable.-

- **La Captación 1.-**

Se encuentra ubicada en la ladera del Cerro Culebrillas siendo esta un manantial que brota entre dos rocas del cerro y forma parte de la cuenca que abastece a la Quebrada El Chino, cuyas aguas descargan en el Río Parcoy, sin haber ningún usuario adicional que haga uso del recurso.

Se ha construido una caja de concreto armado, con tapa del mismo material (1x1,5x2” de espesor) y un tubo de polietileno de 2” de diámetro de descarga. Para realizar la construcción, se procedió a limpiar la vegetación del área y recoger los detritos y fragmentos de rocas sueltas, así como arenas y lodos acumulados para lograr una superficie limpia, libre de todo objeto que pudiese perturbar la calidad del agua.

Las dimensiones son las siguientes:

Ancho	1,00 metro
Largo	1,50 metros
Altura	0,80 metros

Por encima del punto de toma se ha excavado un canal de coronación para evitar que cualquier escorrentía que pudiese provenir de la ladera del cerro pudiese contaminar el agua captada.

- **Captación 2.-**

Se encuentra ubicada en un punto donde confluyen dos pequeñas quebradas que forman la quebrada “ El Chino “ (por encima de la carretera hacia la bocamina 2421), cuyas descargan en el Río Parcoy, sin haber ningún usuario adicional que haga uso del recurso. Se ha construido una caja de concreto armado con tapa del mismo material (1x1, 5x2” de espesor) y un tubo de polietileno de 2” de diámetro de descarga.

La caja tiene las siguientes dimensiones:

Ancho	= 1 metro.
-------	------------

Largo = 1,50 metros.

Altura = 0,80 metros.

Por encima del punto de toma se ha excavado un canal de coronación para evitar que cualquier escorrentía que pudiese provenir de la ladera del cerro pudiese contaminar el agua captada.

- **Tanque de almacenamiento primario.-**

Desde los puntos de captación antes descritos se conduce el agua mediante una tubería de polietileno de 2" de diámetro hasta el tanque de almacenamiento primario, el cual es un tanque cisterna de concreto armado de capacidad de 4,5 m³ de capacidad, que cuenta con tapa sanitaria. Este tanque cuenta con sistema de rebose mediante una tubería de PVC de 2" de diámetro que conduce el excedente de agua a la quebrada originaria. Cuenta además con un sistema de control de nivel para permitir el encendido y apagado de la bomba centrífuga.

- **Bomba de alimentación de los filtros.-**

A la descarga del tanque de almacenamiento se ubica una bomba centrífuga de 5 HP marca Hidrostal, la abastece a los dos filtros de arena.

- **Filtros de arena.-**

Los dos filtros de arena que operan en forma paralela para atrapar cualquier sólido en suspensión que pudiera estar presente, son de acero forrado con fibra de vidrio reforzada con una resina de poliéster para garantizar que no se pueda oxidar. Cada uno de ellos tiene una capacidad de 1 m³ de medio filtrante y un área efectiva de filtrado de 1 m². El medio filtrante está constituido por partículas de cuarzo clasificado por mallas. La primera malla en el nivel inferior es de 25,5 cm de espesor de Grava de cuarzo 1/16" (200lt), la fracción inmediata superior es de 16cm de espesor de grava de cuarzo 1/8" (125 lt) y el inmediato superior es de 22,5 cm de grava de cuarzo 1/4" (175 lt).

Cada uno de los filtros tiene un sistema de válvulas para su auto limpieza mediante retroalimentación. El agua de lavado es descargada al depósito de

relaves de la planta de beneficio, evitar la degradación de la calidad del agua de la quebrada de El Chino.

- **Dosificador de cloro.-**

A la descarga de los filtros de arena se ha instalado un dosificador de cloro con bomba, marca Blue White, modelo C-360 equipado con motor eléctrico, manguera de succión y descarga, válvula check de descarga a la línea de 2,4 galones por hora de flujo y de 12,8 psi de presión. El dosificador viene equipado también con un comparador de pH y cloro.

- **Tanque de almacenamiento de agua potable.-**

El agua, una vez clorada, es almacenada en un tanque cisterna de concreto armado de 10 m³ de capacidad, conectado mediante una tubería de 3" de diámetro en la parte inferior, para abastecer a las redes de 2" de agua potable que distribuyen el recurso a las diferentes instalaciones de la unidad minera.

4.3.4.-Parámetros de diseño.-

Población actual	150 habitantes.
Dotación	80L/hab./día.
K1	1,30 (máximo diario)

4.3.5.-Calculo de la cantidad de cloro a añadir al agua potable.-

Hay que calcular el caudal que está ingresando a la poza de capitación podemos obtener en la siguiente tabla la cantidad en gramos de cloro que necesitamos, el volumen de solución madre que debemos preparar y las gotas por minuto.

Nosotros llevamos un control interdiario de la cantidad de cloro residual del agua potable, el cual se muestra a continuación:

TABLA 4.7: DOSIFICACIÓN DE CLORO

CAUDAL (Litros/seg.)	PESO DE CLORO (gramos)	VOLUMEN SOLUCION MADRE(litros)	GOTAS POR MINUTO.
0.30	115	15	12
0.40	140	18	15
0.50	170	22	18
0.60	208	27	22
0.70	240	31	26
0.80	277	36	30
0.90	308	40	33
1.00	346	45	37
1.20	408	53	44
1.50	524	68	56
1.80	624	81	67
2.00	693	90	74
2.25	770	100	83
2.50	862	112	92

Vertemos en un balde la cantidad de cloro obtenida a partir de la tabla, con un poco de agua para disolverla. Echamos esta mezcla en el clorador y rellenamos con agua hasta completar los litros de solución madre que recomienda la tabla.

La solución madre (concentración: 5000 ppm) es la mezcla de cloro y agua que introducimos en el clorador y que por goteo, desinfecta el agua. Regulamos el goteo contando las gotas por minuto y consideramos correcto si el clorador proporciona hasta cinco gotas más o menos de lo que indica la tabla. Si el goteo es el que indica la tabla, la solución madre durará aproximadamente siete días.

Esta tabla considera cloro en polvo al: 65%-70%. Si el cloro utilizado tiene otro porcentaje, para calcular el peso necesario haremos la siguiente operación (solo la última columna de la tabla variará):

$$\text{PESO} = \text{PESO (tabla)} \times 65 / (\% \text{CLORO}).$$

Por ejemplo:

Si el caudal de agua que ingresa al reservorio es de 0.83 litros/seg. Y se cuenta con cloro en polvo al 70%, comprobamos en la tabla que el caudal aproximado es

de 0.80, por lo que el goteo será de 30 gotas por minuto. Entonces preparamos una solución madre de 36 litros.

Si el cloro fuera de 65 %, usaríamos 277 gramos de cloro para preparar la solución madre.

Para saber el peso de cloro al 70% que debemos utilizar hacemos la siguiente operación:

$$\text{PESO} = 277 \times 65 / 70 = 257 \text{ gramos.}$$

Es decir emplearíamos 257 gramos de cloro en polvo al 70% para preparar la solución madre de 36 litros.

Una vez preparada la solución madre, regulamos el goteo para que proporcione 30 gotas por minuto en este caso.

4.3.6.-Calibración del clorador.-

Se debe el cloro residual en las piletas del comedor, comprobaremos si dosis añadida es la adecuada.

Si no encontramos el cloro residual necesario (0.2 ppm-1 ppm), debemos regular el goteo de cloro para aumentar este. Nunca debemos incrementar la dosis a más de tres veces la calculada por la tabla.

4.3.7.-Determinación del cloro residual.-

Usamos un KIT de medidor de cloro residual:

POCKET COLORIMETER, marca, HATCH

1.-Esperar entre 3 o 4 horas desde el inicio de la cloración. Es mejor dejar abiertas las piletas durante estas horas.

2.-Una vez transcurrido el tiempo necesario, rellenamos el frasco del equipo clorador con el agua de la piletta y añadimos el DPD. Agitamos y esperamos durante dos minutos hasta que tome un color rosáceo.

3.-Medir lo que indica el KIT de cloro.

4.- Llenar la tabla de Chek List, correspondiente.

TABLA 4.8: DETERMINACIÓN DE CLORO RESIDUAL

FECHA	CLORO (gramos)	LUGAR	CLORO RESIDUAL(ppm)
10-12-2007	40	Cocina Comedor	0.30
14-12-2007	40	Cocina Comedor	0.40
18-12-2007	30	Cocina Comedor	0.23
21-12-2007	50	Cocina Comedor	0.24
24-12-2007	30	Cocina Comedor	0.20
27-12-2007	40	Cocina Comedor	0.28
31-12-2007	40	Cocina Comedor	0.30

4.4.-Sistema de tratamiento y reuso de aguas residuales domésticas.-

De acuerdo a los registros históricos de la empresa respecto al uso de agua en estos campamentos, se determina una dotación de 80 litros por habitante/día. De esta manera, el consumo de agua para uso domestico es de 12 m³ diario, considerando que esta unidad opera durante todo el año, se tiene un total consumido de 4380 m³ agua.

4.4.1.-Generación de efluentes domésticos.-

El aporte al sistema de desagüe se estima en 80%, de esta manera se tiene una generación diaria de aguas residuales domesticas de 9.6 m³ (3504 m³ en todo el año).

4.4.2.-Tratamiento de efluentes.-

La planta de tratamiento de efluentes esta diseñada par cumplir con los estándares internacionales de efluentes líquidos en cuanto al contenido de coniformes fecales y totales, así como la demanda bioquímica de oxígeno. Cumple además con los estándares nacionales establecidos por DIGESA.

La planta de tratamiento de efluentes líquidos construida por JKM SAC se basa en el tratamiento de aguas residuales domésticas haciendo uso de bacterias aeróbicas y anaeróbicas. Adicionalmente, corrige el pH del líquido tratado y al añadir pequeña cantidad de cloro produce un efluente para ser utilizado en el programa de reforestación de la unidad.

El diseño de la planta de tratamiento de aguas residuales se basa en la destrucción de la materia orgánica contenida mediante la oxigenación del flujo en la primera etapa, en la que es sometida simultáneamente a la acción de bacterias del tipo lacto bacilus, las mismas que al actuar en un medio ácido desintegran la materia fecal, dejando un residuo orgánico inerte, con características adecuadas para ser utilizado como mejorador de suelos. Al actuar en un medio ácido, se logra además la destrucción de otras bacterias y virus que pudieran estar presentes.

En la segunda etapa, es toma como principio activo la acción de bacterias la acción de bacterias anaeróbicas nitrificantes, para lo cual se agrega una base para neutralizar el líquido tratado, tal como una lechada de cal, y lograr así un ambiente propicio para el desarrollo de este tipo de bacterias. Finalmente, al efluente de la planta se agrega cloro mediante el uso de pastillas en una canastilla flotante en tanque de 200 litros de capacidad, terminando con la destrucción de más bacterias y virus.

4.4.3.-Sistema de tratamiento.-

Para el diseño del sistema de lodos se consideran los siguientes parámetros de diseño:

Número de personas	150
Dotación	80 L/persona/día
Aporte de desagües	80%
Caudal promedio	0,11 L/s
K máximo de desagüe	2
DBO afluente	101 mg/L
DBO efluente	15 mg/L.
Sólidos suspendidos	1406,25 mg/L

Sólidos totales	1806,25 mg/L
Sólidos totales volátiles	1686,25 mg/L
Temperatura media	20°C
Conc. SS en el tanque	4000 mg/L
Conc. SSV en el tanque	3000 mg/L
Carga de DBO	0,96 Kg/día

Numero de unidades, 3 pares de tanques de aireación, en total son 12 tanques.

4.4.4.-Descripción del sistema.-

La planta consta de tres líneas de cuatro tanques de polietileno cada una, además de otras instalaciones complementarias que se describen a continuación. Se describe a continuación el tratamiento.

- **Primer tanque.-**

En este se inyecta aire mediante un soplador para agitar y exponer las aguas domésticas a la acción de las bacterias del tipo lacto bacillus. En este tanque impera un ambiente ácido, adecuado para el desarrollo de este tipo de bacterias; se logra la destrucción y decantación de la mayor parte de los residuos sólidos contenidos. Al ingreso se coloca una reja para evitar el ingreso de sólidos grandes flotantes (botellas vacías, bolsas, etc.).

- **Segundo tanque.-**

Esta conectado con el primer tanque por la parte inferior, por lo que actúa con el primero como vasos comunicantes. En este segundo tanque continua la acción de los lacto bacillus, logrando una adecuada destrucción de la materia fecal y permitiendo que cualquier sólido que hubiese discurrido hacia este tanque quede atrapado aquí, garantizando el ataque total de todos los sólidos.

- **Tercer tanque.-**

Al conectarse por la parte superior con el segundo tanque, no permite el paso de los sólidos a esta siguiente etapa. De igual manera, al tener una diferencia de nivel con el tanque anterior, se evita que los líquidos retomen al segundo tanque. Al interior del tubo de descarga se ha instalado una tubería de ½ pulgada de diámetro que permite el retorno de una porción de los líquidos al primer tanque. Este líquido es impulsado mediante un chorro de aire. En este tanque se añade además una solución de lechada de cal para regular el pH de los líquidos contenidos. Se logra de esta manera un ambiente reductor adecuado para la acción de las bacterias nitrificantes, las mismas que, en un ambiente anaeróbico, se encargan de liberar nitrógeno de las moléculas nitrogenadas, tales como el amoníaco y los nitratos y nitritos contenidos en la solución.

- **Cuarto tanque.-**

Se conecta con el anterior por la parte inferior, actuando por lo tanto como vaso comunicante con este. En este tanque continua la acción de las bacterias nitrificantes, predominando un ambiente anaeróbico. Ya en este tanque el efluente es cristalino, teniendo un rebose en la parte media superior, que permite regular la altura del tanque anterior. Se incluye al final una cámara de contacto de floración para un tiempo de 30 minutos, mediante un tanque de 200 litros de capacidad, en el cual se adiciona cloro sólido en pastillas.

- **Cajón de rebose.-**

La descarga del cuarto tanque es recolectada en un cajón de rebose, el mismo que tiene como objetivo regular el nivel de líquidos en los tanques anteriores, así como permitir agregar cloro al efluente final.

- **Soplador.-**

A fin de garantizar un buen aireamiento de las aguas residuales domesticas y evitar así los malos olores, se cuenta con un ventilador

(blower), el mismo que inyecta aire en el primer tanque, agitando los líquidos y oxigenándolos, y además permite una sangría, agitar el tanque de lechada de cal, evitando que la cal se decante.

- **Tanque de lechada de cal.-**

La planta cuenta además con un depósito para preparar la lechada de cal a ser utilizada como acondicionador de los líquidos a tratar en el tercer tanque. Este depósito cuenta con inyectores que permiten agitar la solución y lograr una buena disolución de la cal agregada.

4.4.5.-Dimensionamiento.-

Las dimensiones del tamiz para sólidos gruesos son:

- Área de paso 150 cm²
- Altura útil 15 cm.
- Ancho 10 cm.

Se utilizarán barras de acero de construcción de 3/8" de diámetro, separados a intervalos de 1".

Dimensiones de los tanques (cada una de las tres líneas cuenta con cuatro tanques similares, incluidos el tanque sedimentados y el de clarificación).

- Volumen de cada tanque 2,50 m³
- Volumen total de la línea 10 m³
- Volumen total de la planta 30 m³.

Requerimientos de aire:

- Cantidad de oxígeno 6,23 kg/día
- Equivalente 0,26kg/hora
- Aire a inyectar 22837 litros/día
- Ratio burbuja 0,05
- Cantidad total de aire 456736,3 litros/día
- Potencia de cada motor 2 HP

Dimensiones del lecho de secado:

-Población	150 habitantes
-Generación de lodos	50 litros/hab/año
-Periodo de limpieza	1 año
-Altura de lodos	0,5 metros
-Volumen de lodos	7,5 m ³ /año
(Población x generación x limpieza)	
-Área requerida	15 m ²
(Volumen de lodos/altura)	
-Largo	6 metros
-Ancho	2, 5, metros

Capas del lecho de arriba hacia abajo:

-Arena fina	150 mm
-Arena gruesa	10 mm
-Grava fina	100 mm
-Grava media	75 mm
-Grava gruesa	75 mm

Los lodos estarán en el lecho de secado por 30 días, lográndose una reducción del 50% del contenido de humedad, estos lodos así tratados serán dispuestos en el relleno sanitario para la eliminación adecuada de los residuos sólidos del campamento.

4.4.6.-Preparación de la Solución Madre de las Bacterias LACTOBACILUS.-

1. Tener preparado 6 litros de la Solución Madre conteniendo cepas de bacterias LACTOBACILUS, necesarias para el normal funcionamiento de la Planta. Se verificó el "pH" de esta solución en 3.9 a 25°C.
2. Se procede a preparar una solución activada en un depósito para lo cual se utilizó 2.35 litros de solución madre, 2.35 litros de melaza de caña y se completo con agua hasta un volumen de 23.5 litros. Se midió el "pH" de esta solución activada resultando en 4.9 a 21°C. Se procedió a almacenar

esta solución en un balde apropiado con tapa y colocado en un lugar fresco, seco y protegido de la luz.

3. La solución activada estará lista para adicionarse a la planta cuando su pH haya bajado hasta valores de 3.9 a 4.0; esto significa que las bacterias se han reproducido dando como resultado la producción de ACIDO LACTICO el cual hace disminuir el pH. Esto puede tomar aproximadamente entre cinco días a una semana.
4. Cuando la solución activada haya alcanzado el pH apropiado se adicionara a la entrada del SEGUNDO, TERCERO Y CUARTO TANQUES en una dilución de 01 en 2000, esto es UN LITRO de solución por CADA TANQUE.
5. Realizar la misma operación cada CINCO DIA hasta tres ocasiones, luego espaciar las adiciones cada DIEZ DIAS hasta comprobar que las bacterias se hayan establecido para lo cual se debe monitorear el pH en los tanques (debe estar cercano a 4). A su vez los olores emitidos deben ser cada vez menos desagradables; esto es una señal que las bacterias patógenas (no deseables) estén muriendo pues ellas son las responsables de los malos olores.
6. En el PRIMER TANQUE se debe mantener una AIREACION CONTINUA para que los micro-organismos provenientes de la materia fecal realicen un trabajo de transformación de la materia orgánica. NO SE DEBE ADICIONAR LA SOLUCION ACTIVADA EN ESTE TANQUE.
7. En esta primera fase se busca que las bacterias LACTOBACILUS se instalen en su medio acido apropiado por lo tanto AUN NO se debe adicionar CAL en ninguna etapa.

4.5-Diseño de la Planta de Tratamiento de Agua de Mina Nivel 2421.-

4.5.1.-Introducción.-

En la: “*COMPAÑÍA AURIFERA REAL AVENTURA S.A.C.*”, estamos conscientes de la importancia que tiene el agua en nuestras vidas, recurso natural

potencialmente renovable, pero; que si su contaminación llega a extremos que rebasen nuestra capacidad de recuperarla, puede resultar un líquido nocivo que represente un peligro para nuestra salud, llegando incluso a ser no apto para el uso industrial debido a su alto contenido de contaminantes.

El agua, por su naturaleza, es potencialmente vulnerable a la contaminación y por su vital importancia puede tener efectos en la salud humana y en el medio ambiente.

Los sólidos en suspensión, constituyen una de las fuentes más frecuentes de contaminación física de las aguas de origen minero. Estas se producen por la fuerza erosiva del agua que provoca, durante su circulación, el arrastre de las partículas sólidas.

4.5.2.-Generación de la turbidez del Agua de Mina del Nivel 2421.-

Dentro de la bocamina NV 2421, se genera un agua de mina que sale a la superficie con alto contenido de sólidos limosos en suspensión, no sedimentables por gravedad. Que dan al agua de mina una apariencia lechosa.

Esta turbidez es generada en los niveles de mayor altitud dentro de la mina, al echar el material resultado de la perforación mezclado con agua de mina interior, esta agua se hecha por una chimenea, hacia los niveles inferiores hasta llegar al nivel 2421 y salir fuera de la mina a través de la cuneta.

4.5.3.-Planteamiento de la Solución Problema Generado por la turbidez.-

El agua proveniente del nivel 2421 “Bocamina Nueva Esperanza” es tratada para separar sólidos en suspensión y usarla en la Planta Industrial de Cianuración. En un comienzo el Agosto del 2005, el volumen inicial de tratamiento fue de 156 m³/día (1,8 l/s), actualmente el caudal que sale por esta bocamina es de 10 litros por segundo aproximadamente.

El sistema fue diseñado teniendo en consideración el ingreso de flujo laminar en una sección variable de un canal de tal forma que la velocidad de ingreso a la zona de sedimentación constante y no mayor de 0,2 m/s con la finalidad de permitir la

quietud del flujo y origine la sedimentación de partículas finas las cuales sedimentaran en un canal mínimo de 16 metros de largo.

Este diseño se ha tenido en consideración para aguas de baja turbidez en la cual ya no seria necesaria la adición de algún coagulante, el volumen máximo de tratamiento fue de 240 m³/día (2,8 l/s).

El ingreso al decantador es por una tubería de 6" de diámetro, con un flujo proveniente de la bocamina, la descarga es por gravedad, sin necesidad de una bomba, hacia la poza Nro. 2 por medio de una tubería de 4" de diámetro, esta agua será utilizada en la Planta Industrial de Concentración, específicamente en el proceso de cianuración. La poza Nro. 2 tiene una válvula accionada por un control de nivel. El sistema también posee una tubería de rebose que descarga el agua en exceso a la quebrada.

Los lodos y arenas son evacuados a las relávelas con una tubería de 8" de diámetro y una pendiente mínima de 5%.

En la Planta de Cianuración no se genera ningún tipo de efluente puesto que la solución de relave que se almacena en la cancha de relaves es drenada hacia unas pozas para luego ser bombeada de regreso hacia la planta.

Las dimensiones y especificaciones del sedimentado se muestran en los planos, ver anexos.

Actualmente, el agua de mina ha aumentado su caudal por encima de los 800 m³/día y con una turbidez mucho mayor, que la que hubo en un comienzo por encima de los 500 ppm.

En vista de este problema, se están planteando y ejecutando alternativas, para solucionarlo, y de esta forma descargar un efluente por debajo de los limites permisibles y poder darle un uso industrial en la Planta de Cianuración.

El sistema a usar es, por medio de la adición de coagulantes y floculantes, al agua de mina.

En interior mina, se ha hecho una poza de decantación, a unos 30 metros de la poza de decantación, en la cuneta dosificamos los coagulantes y floculantes. A esa distancia los productos químicos algo habrán reaccionado, decantando algo de los sólidos en la poza de decantación y el resto se ira decantando en el trayecto en el

serpentín a la salida de la bocamina, al final se recibirá el agua en un tanque decantador al final antes de echar el agua a la quebrada del chino.

El tratamiento se realiza aplicando los productos químicos: **coagulante: Catiofast VFH y el floculante: Sedipiur AF.**

La limpieza de la poza va a ser periódica, y la lama seca, será analizada para ver si puede recuperar ciertos valores metálicos.

4.6.- Fundamento Teórico.-

4.6.1.-Tratamiento Químico.-

La clarificación de los efluentes con alto contenidos de sólidos en suspensión, es un proceso de separación sólido líquido. Dependiendo de la calidad del agua requerida o de las propiedades de los sólidos en suspensión pueden aplicarse la sedimentación y/o filtración. La eficiencia de estos procesos puede aumentarse por medio de la aplicación de compuestos químicos adecuados. Los sólidos en suspensión en la fase líquida pueden dividirse en dos grupos:

- **Sólidos sedimentables:** Son partículas que caerán desde la suspensión en condiciones de reposo en un periodo determinado, por acción de la gravedad.

- **Sólidos coloidales:** Son partículas que no caen de la suspensión bajo condiciones de reposo en un determinado tiempo. Su tamaño está alrededor de un micrón. En este tamaño de partículas las propiedades superficiales y las cargas eléctricas tienen efectos más importantes que el peso relativo de la partícula en el agua e impiden su sedimentación.

4.6.2.-Coagulación.-

Es un proceso químico que transforma las pequeñas partículas en grandes aglomerados, de manera que se facilite la sedimentación. El proceso global de coagulación incluye las etapas de desestabilización y floculación, que es la etapa de transporte provocando el crecimiento de las partículas aglomeradas.

Las impurezas presentes en el agua en forma de partículas en estado coloidal, tienen carga negativa, pero la dispersión coloidal (agua + coloide), no tienen carga eléctrica única. Las cargas originales de las partículas son equilibradas con las cargas de la fase acuosa, resultando una doble carga eléctrica en cada interfase entre el sólido y el agua. Las fuerzas de difusión y atracción electrostática dispersan la carga en el agua alrededor de cada partícula, en una capa difusa. Las fuerzas eléctricas de repulsión y las fuerzas de atracción de Van Der Waals interactúan con las partículas en la solución produciendo una barrera potencial que previene la aglomeración. Al proceso de vencer la barrera de repulsión para permitir que ocurra la aglomeración se le denomina desestabilización.

En una forma simplificada se puede considerar que la coagulación se realiza en las siguientes fases, sea en forma consecutiva o simultáneamente:

- **Hidrólisis de los coagulantes y desestabilización de las partículas en suspensión.**
- **Formación de compuestos químicos poliméricos.**
- **Adsorción de cadenas poliméricas por los coloides.**
- **Absorción mutua de coloides.**
- **Acción de barrido.**

Por adsorción, cuando existe una alta concentración de partículas en estado coloidal.

Por barrido, cuando existe una baja concentración de partículas en estado coloidal.

Es necesario insistir en las dos etapas fundamentales de la coagulación:

(a) La desestabilización de las partículas suspendidas en el agua.

(b) El transporte de ellas dentro del líquido para que contacten unas con otras estableciendo largas cadenas manométricas las que adsorben partículas en suspensión formando una malla tridimensional de coágulos porosos denominados “floculos”.

4.6.2.1.- Productos coagulantes.-

Los polielectrólitos son grandes moléculas orgánicas solubles en el agua, generalmente incorporan en su estructura sitios para intercambio iónico que dan a la molécula una carga iónica. Aquellas que tienen una carga iónica positiva son cationicas y las que tienen una carga negativa son aniónicas. Estas moléculas reaccionan con el material coloidal en el agua neutralizando la carga o enlazando partículas individuales para formar un precipitado visible o insoluble, esto es un floculo.

Los polielectrólitos catiónicos son poliaminas o aminas cuaternarias. Una poliamina se hidroliza en agua de la siguiente forma:



Cuando el ph es alto la reacción es forzada hacia la izquierda, y el polímero se vuelve no iónico. Por contraste, el efecto del ph sobre los polímeros cuaternarios no es significativo, por lo que permanecerán cargados positivamente en un amplio rango de ph.

Los polímeros aniónicos incorporan en su estructura a un grupo carboxilo:



El ion hidrógeno fuerza la reacción hacia la izquierda, de modo que los polímeros aniónicos se vuelven no iónicos cuando el pH es bajo.

La naturaleza iónica de los polielectrólitos es solo un factor que determina el desempeño de estos materiales como coagulantes y floculantes. Factores como la naturaleza polar de los enlaces no iónicos en la molécula, el tamaño y la geometría molecular tienen una función importante y, en muchos casos dominan a los efectos de la carga y de la densidad de la carga.

4.6.3.- Floculación.-

El objetivo principal de la floculación es reunir a las partículas desestabilizadas para formar aglomeraciones de mayor peso y tamaño que sedimentan con mayor eficiencia.

Los principales factores que influyen en la eficiencia de la floculación son:

- La naturaleza del agua.
- Las variaciones del caudal.
- La intensidad de agitación.
- El tiempo de floculación.

4.6.3.1.- La naturaleza del agua.-

La coagulación y , por consiguiente, la floculación son extremadamente sensibles a las características físico-químicas del agua cruda, tales como la alcalinidad, el pH y la turbiedad.

La concentración y la naturaleza de las partículas que producen turbiedad también tienen una notable influencia en el proceso de floculación, la velocidad de floculación depende también del tamaño inicial de las partículas.

4.6.3.2.- Influencia de la variación del caudal.-

Es conocido que al variarse el caudal, se modifican los tiempos de residencia y gradientes de velocidad de los reactores.

El floculados tipo hidráulico es algo flexible a estas variaciones, al disminuir el caudal aumenta el tiempo de retención y disminuye el gradiente de velocidad. Al aumentar el caudal, el tiempo de retención disminuye, el gradiente de velocidad se incrementa y viceversa.

En el floculados tipo mecánico, el efecto es más perjudicial debido a su poca flexibilidad, ya que la velocidad permanece constante, y el tiempo de residencia aumenta o disminuye, de acuerdo a como varíe el caudal.

4.6.3.3.-Influencia del gradiente de velocidad.-

Cuanto mayor es el gradiente de velocidad, mas rápida es la velocidad de aglomeración de las partículas. Mientras tanto a medida que los floculó aumentan de tamaño, crecen también las fuerzas de cizallamiento hidrodinámico que ejercen sobre ellos, inducidos por el gradiente de velocidad. Los floculó crecerán hasta un

tamaño máximo, encimadle cual las fuerzas de cizallamiento alcanzan una intensidad que los rompen en partículas menores.

La resistencia de los floculó depende de una serie de factores:

- De su tamaño, forma y compactación.
- Del tamaño, forma y naturaleza de las micro partículas.
- Del numero y forma de los ligamentos que unen a las partículas.

4.6.3.4.- Influencia del tiempo de floculación.-

En todos los modelos propuestos para la floculación, la velocidad de aglomeración de las partículas es proporcional al tiempo. Bajo determinadas condiciones existe un tiempo óptimo para la floculación, normalmente entre 20 y 40 minutos. A través de ensayos de prueba de las jarras, se puede determinar este tiempo.

El Coagulante y el floculante se añadirán mediante un dosificador de reactivos fabricado en acero inoxidable, para líquidos, marca Fima de 04 discos.

4.7-Tratamiento Físico.-

Se hace a través de dos pozas de decantación ubicada en interior mina, en esta poza se depositaran los sólidos con la ayuda de los productos químicos añadidos antes de la poza.

Las dimensiones de la poza son las siguientes:

3.89 metros de largo x 3.76 metros de ancho x 1.30 metros de profundidad, con un volumen de 19.014 metros cúbicos.

La segunda poza tiene las siguientes dimensiones: 2 metros de largo x 2 metros de ancho x 1 metro de profundidad, con un volumen total de 4 metros cúbicos.

El agua ingresa a ambas pozas, además de actuar en stand by cuando se hace el mantenimiento de cualquiera de ellas.

El mantenimiento (limpieza) se hace cada dos meses, la lama depositada es evacuada en sacos fuera de la mina, en carros mineros, para luego ser dispuestos en el depósito de relaves.

A la salida de la bocamina, hay unos serpentines desarenadores, para sedimentar los sólidos que aun no hubieran sedimentado en la poza de decantación ubicada en interior mina.

4.8.- Parte Experimental.-

4.8.1.-Tanque de Igualamiento.-

El TANQUE DE IGUALAMIENTO serviría para amortiguar las variaciones del caudal y así lograr un caudal aproximadamente constante. Tiene, entre otros, los siguientes propósitos:

- Superar los problemas operacionales causados por las variaciones del caudal.
- Proveer un control adecuado de pH para minimizar los requerimientos posteriores de dosificación en procesos de neutralización.
- Mejorar la eficiencia de los procesos de tratamiento biológico al controlar las cargas choque orgánicas.
- Permitir la descarga de caudales muy variables.
- Proveer un flujo continuo.

El igualamiento tiene las siguientes ventajas:

- Mejora la tratabilidad del agua residual.
- Minimiza cargas choque sobre el tratamiento biológico.
- Diluye sustancias inhibidoras.
- Estabiliza el pH.
- Mejora la eficiencia y por lo tanto la calidad del efluente.
- Reduce los requerimientos de área y las cargas para tratamiento posterior.

- Para un tratamiento químico hace más fácil la dosificación de los reactivos y mejora la confiabilidad y rendimiento del proceso.

El tanque de igualamiento se construiría solo en caso necesario, para lo cual hay que saber cómo varía el caudal.

4.8.2.- Cálculo del Caudal Promedio.-

El caudal promedio se determino, midiendo una longitud fija “L” mt., un ancho fijo “A “, tomando tres alturas de agua, de la cual se toma un promedio, “H” mt., tomando el tiempo “t” en segundos, que demora un objeto en recorrer la distancia “L” en metros:

$$Q = L \times A \times H / t \text{ (m}^3\text{/seg)}$$

El caudal se tomo varios días, se hizo corridas cada media hora, los resultados se muestran a continuación, en los siguientes cuadros.

Se gráfico tanto el caudal como el caudal acumulado, para ver como varía el caudal.

Cabe mencionar que el caudal aumenta considerablemente cuando se encuentran trabajando en el interior de la mina, ya que se bombea bastante agua en el lugar donde se genera el problema de la turbidez del agua.

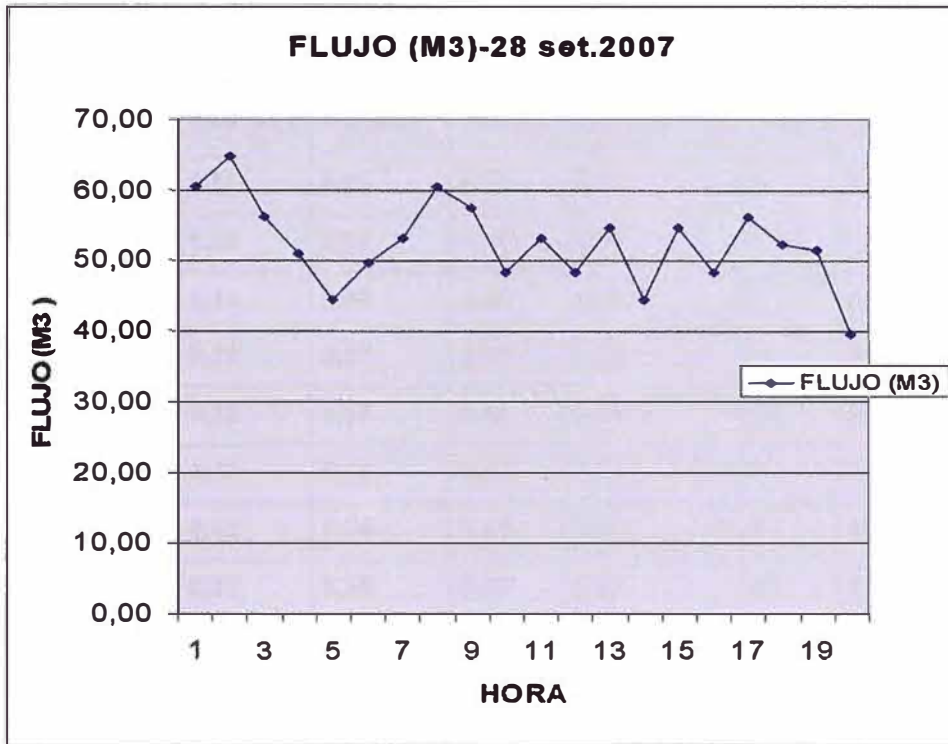
4.8.3.- Pruebas realizadas con el agua de mina nivel 2421.-

TABLA 4.9 CAUDAL PROMEDIO

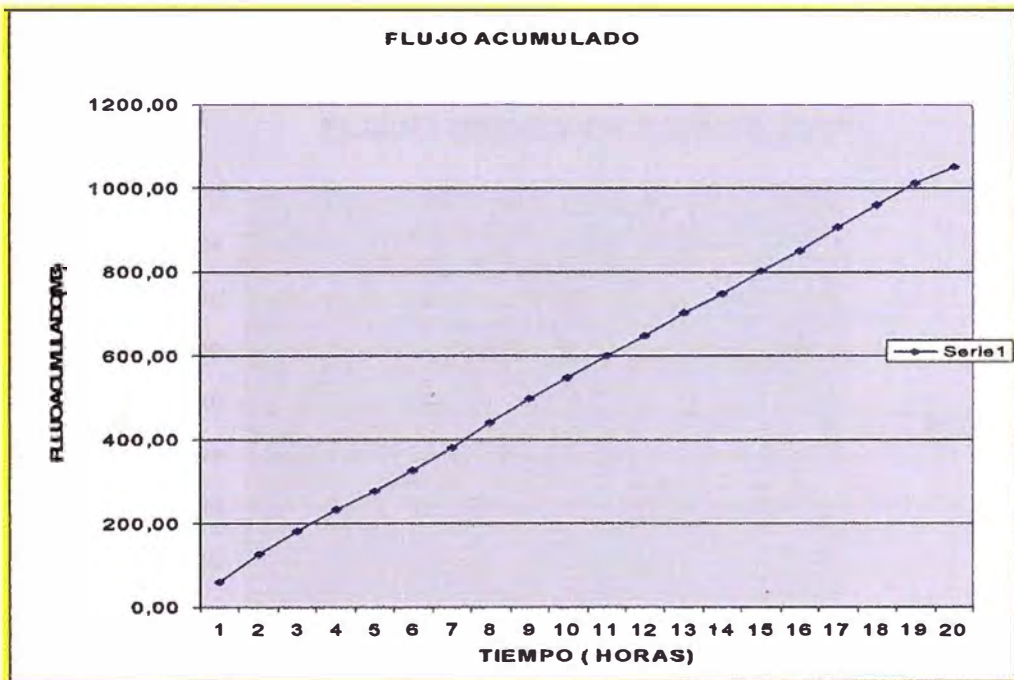
		ALTURA (MTS)			ALTURA	TIEMPO	CAUDAL	FLUJO	FLUJO
TIEMPO	INICIAL	INTERMEDIO	FINAL	PROMEDIO	(SEG)	(M ³ /SEG)	(M ³)	(M ³)	ACU.
9:00AM	0,14	0,13	0,15	0,14	10	0,0168	60,48	60,48	
9:30AM	0,13	0,16	0,16	0,15	10	0,0180	64,80	125,28	
10:00AM	0,14	0,13	0,12	0,13	10	0,0156	56,16	181,44	
10:30AM	0,14	0,12	0,13	0,13	11	0,0142	51,05	232,49	
11:00AM	0,13	0,11	0,10	0,11	11	0,0124	44,51	277,00	
11:30AM	0,14	0,13	0,11	0,13	11	0,0138	49,75	326,75	
12:00PM	0,14	0,12	0,11	0,12	10	0,0148	53,28	380,03	
12:30PM	0,16	0,13	0,13	0,14	10	0,0168	60,48	440,51	
13:00PM	0,15	0,14	0,11	0,13	10	0,0160	57,60	498,11	
13.30PM	0,14	0,12	0,11	0,12	11	0,0135	48,44	546,55	
14:00pm	0,15	0,12	0,10	0,12	10	0,0148	53,28	599,83	
14:30PM	0,14	0,12	0,11	0,12	11	0,0135	48,44	648,26	
15:00PM	0,14	0,13	0,11	0,13	10	0,0152	54,72	702,98	
15:30PM	0,13	0,11	0,10	0,11	11	0,0124	44,51	747,49	
16:00PM	0,14	0,12	0,12	0,13	10	0,0152	54,72	802,21	
16:30PM	0,16	0,11	0,10	0,12	11	0,0135	48,44	850,65	
17:00PM	0,14	0,14	0,11	0,13	10	0,0156	56,16	906,81	
17:30PM	0,15	0,13	0,12	0,13	11	0,0145	52,36	959,17	
18:00PM	0,16	0,14	0,13	0,14	12	0,0143	51,60	1010,77	
18:30PM	0,13	0,10	0,10	0,11	12	0,0110	39,60	1050,37	
PROM.						0,0139	50,04		

* FECHA 28 DE SETIEMBRE 2007

CAUDAL PROMEDIO= 0.0139 M³/SEG.



*** GRAFICA 4.1 DEL FLUJO DEL AGUA DE MINA CORTADA NIVEL 2421-28 SETIEMBRE 2007**

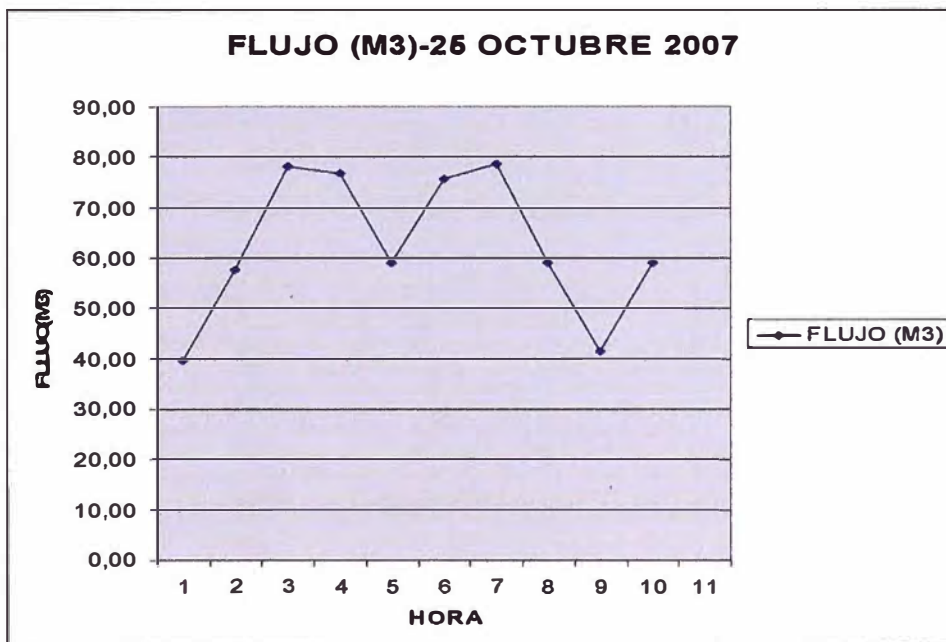


*** GRAFICA 4.2 DEL FLUJO ACUMULADO AGUA DE MINA CORTADA NIVEL 2421 / 28 SETIEMBRE 2007**

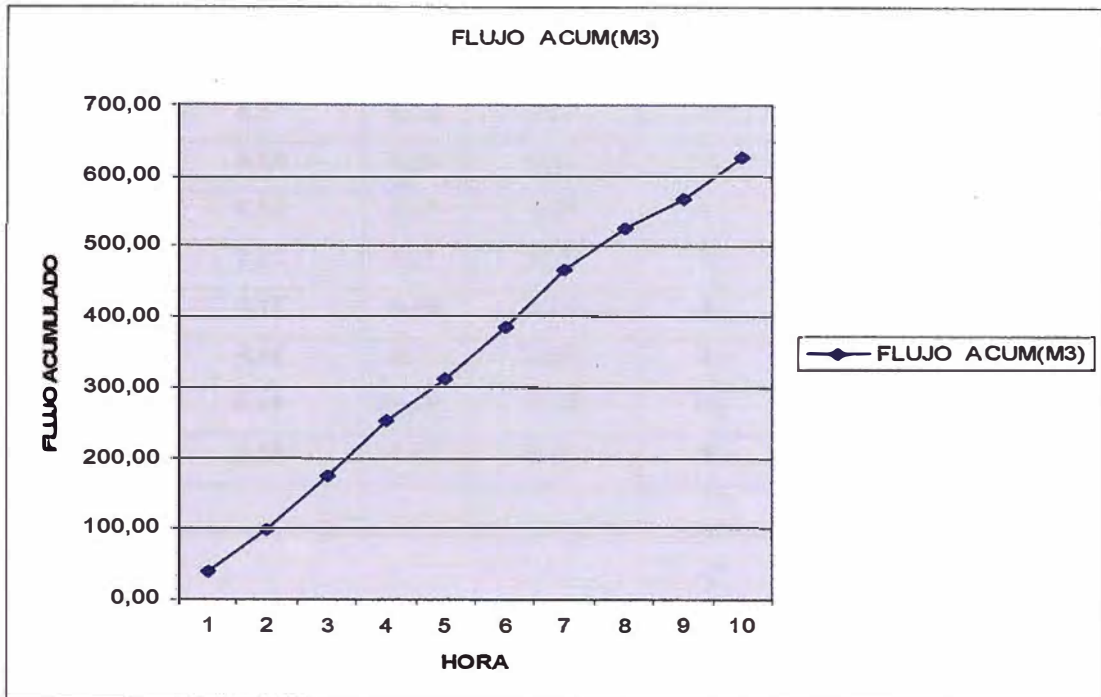
TABLA 4.9 CALCULO DE CAUDAL PROMEDIO

TIEMPO	L MTS	A MTS	ALTURA (MTS)			ALTURA PROMEDIO	TPO (SEG)	CAUDAL (M ³ /SEG)	FLUJO (M ³)	FLUJO ACUM(M ³)
			INICIAL	MEDIO	FINAL					
9:00	2	0,40	0,11	0,11	0,12	0,11	8	0,0110	39,60	39,60
9:30	3	0,40	0,10	0,12	0,14	0,12	9	0,0160	57,60	97,20
10:00	2	0,40	0,16	0,20	0,20	0,19	7	0,0217	78,17	175,37
10:30	2	0,40	0,15	0,17	0,16	0,16	6	0,0213	76,80	252,17
11:00	3	0,40	0,12	0,14	0,15	0,14	10	0,0164	59,04	311,21
11:30	3	0,40	0,13	0,14	0,15	0,14	8	0,0210	75,60	386,81
12:00	2	0,40	0,12	0,14	0,15	0,14	5	0,0219	78,72	465,53
12:30	3	0,40	0,11	0,15	0,15	0,14	10	0,0164	59,04	524,57
13:00	3	0,63	0,02	0,02	0,02	0,02	3	0,0116	41,58	566,15
13:30	3	0,63	0,03	0,04	0,06	0,04	5	0,0164	58,97	625,12
14:00										
PROM.								0,0137		

*** FECHA 25 DE OCTUBRE 2007 / CAUDAL PROMEDIO= 0.0137 M³/SEG.**



*** GRAFICO 4.3 DEL FLUJO-AGUA DE MINA NIVEL 2421-25 OCTUBRE 2007**



*** GRAFICO 4.4 DEL FLUJO ACUMULADO AGUA DE MINA NIVEL
2421-25 OCTUBRE 2007**

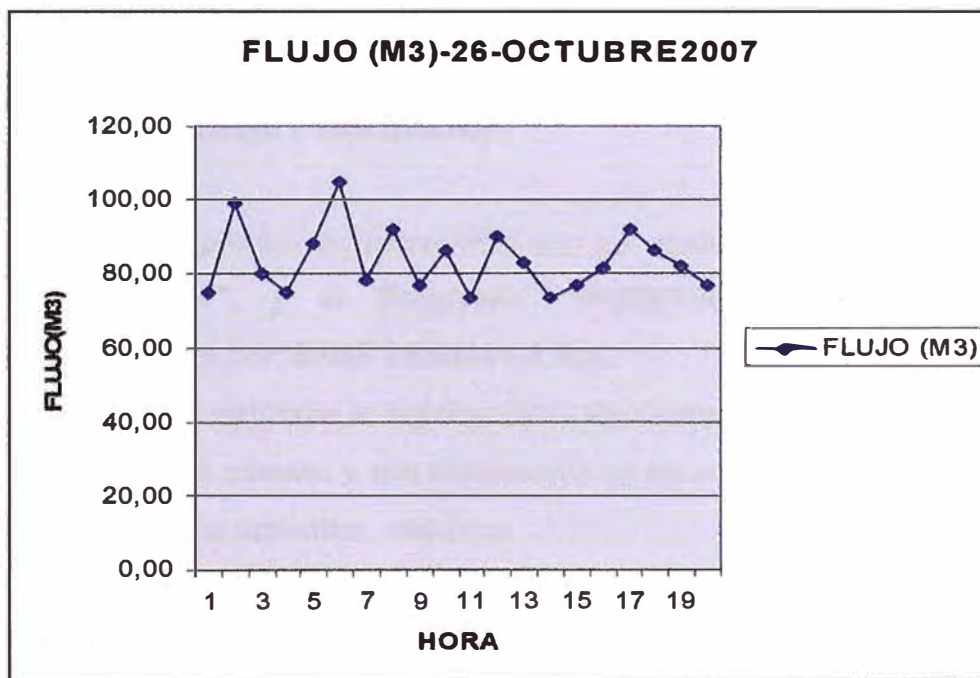
TABLA 4.10 CALCULO DE CAUDAL PROMEDIO

TIEMPO	ALTURA (MTS)			ALTURA PROMEDIO	TIEMPO (SEG)	CAUDAL (M³/SEG)	FLUJO (M³)	FLUJO ACU. (M³)
	INICIAL	INTERMEDIO	FINAL					
9:00AM	0,17	0,17	0,18	0,17	10	0,0208	74,88	74,88
9:30AM	0,16	0,19	0,20	0,18	8	0,0275	99,00	173,88
10:00AM	0,15	0,17	0,18	0,17	9	0,0222	80,00	253,88
10:30AM	0,17	0,17	0,18	0,17	10	0,0208	74,88	328,76
11:00AM	0,16	0,17	0,16	0,16	8	0,0245	88,20	416,96
11:30AM	0,17	0,17	0,17	0,17	7	0,0291	104,91	521,87
12:00PM	0,16	0,15	0,18	0,16	9	0,0218	78,40	600,27
12:30PM	0,17	0,18	0,16	0,17	8	0,0255	91,80	692,07
13:00PM	0,15	0,16	0,17	0,16	9	0,0213	76,80	768,87
13:30PM	0,16	0,16	0,16	0,16	8	0,0240	86,40	855,27
14:00pm	0,17	0,17	0,17	0,17	10	0,0204	73,44	928,71
14:30PM	0,17	0,15	0,18	0,17	8	0,0250	90,00	1018,71

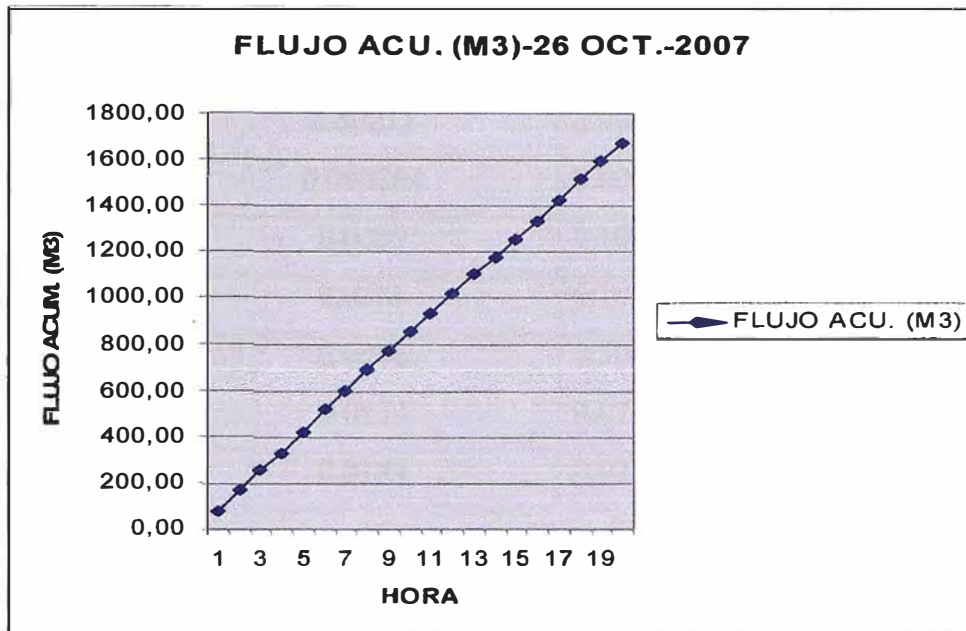
		ALTURA (MTS)		ALTURA	TIEMPO	CAUDAL	FLUJO	FLUJO ACU.
15:00PM	0,17	0,17	0,18	0,17	9	0,0231	83,20	1101,91
15:30PM	0,15	0,16	0,20	0,17	10	0,0204	73,44	1175,35
16:00PM	0,17	0,16	0,15	0,16	9	0,0213	76,80	1252,15
16:30PM	0,17	0,17	0,17	0,17	9	0,0227	81,60	1333,75
17:00PM	0,16	0,17	0,18	0,17	8	0,0255	91,80	1425,55
17:30PM	0,15	0,16	0,17	0,16	8	0,0240	86,40	1511,95
18:00PM	0,18	0,19	0,20	0,19	10	0,0228	82,08	1594,03
18:30PM	0,16	0,15	0,17	0,16	9	0,0213	76,80	1670,83
PROM.						0,0211		

* FECHA 26 DE OCTUBRE 2007

CAUDAL PROMEDIO= 0,0211 M³/SEG.



* **GRAFICO 4.5 DEL CAUDAL, AGUA DE MINA
CORTADA NIVEL 2421-26 OCTUBRE 2007**



*** GRAFICO 4.6 DEL FLUJO ACUMULADO**

AGUA DE MINA-NIVEL 2421-26 OCTUBRE 2007

4.9.- Observaciones y conclusiones.-

Se realizaron pruebas en laboratorio, con los productos químicos, **coagulante:** “CATIOFAST”, y el **floculante:** “SEDIPUR”, ambos productos son comercializados por: **BASF PERUANA S.A.**

De las pruebas realizadas se concluye que para alcanzar una turbidez de 24 NTU, en 15 minutos y con disminución en las concentraciones de metales se han utilizado los siguientes reactivos:

CATIOFAST VFH 2ppm + SEDIPUR AF 205 2ppm.

Las concentraciones de metales (mg/lit), en el agua clarificada con dichos productos, son las siguientes:

Ion metálico	Concentración.(mg/l), solución clarificada	Limite Máximo Permisible (mg/l)
Cobre	0.00211	0.005 (Europa)
Cadmio	0.000204	0.0002 (LGA-Perú Clase V)
Hierro	0.0309	0.10 (Europa)
Plomo	0.0336	0.10 (Banco Mundial)
Manganeso	0.0956	0.50 (LGA-Perú)
Molibdeno	0.0134	0.07 (OMS)
Zinc	0.0159	0.02 (LGA-Perú Clase V)

En conclusión, el agua de mina de la bocamina NV 2421 clarificada con esos productos, cumplen con la LGA-Perú clase III.

4.9.1.-Condiciones iniciales para la prueba del Agua de Mina nivel 2421.-

CAUDAL PROMEDIO	=	380 m³/día
TURBIDEZ	=	954.8 NTU
PH	=	7.04
CONDUCTIVIDAD	=	-2.30 Rmv, mv
CONTENIDO DE SOLIDOS	=	200 mg/l

4.9.2.- Pruebas de clarificación.-

Las pruebas se realizaron, mediante las pruebas de las jarras. Después de la cual se ve que la dosis óptima de los productos es 2 ppm.

La dosis óptima de coagulantes- floculantes se puede encontrar experimentalmente mediante ensayos de laboratorio.

Estas pruebas pueden ser efectuadas:

- a) Mediante el uso de la prueba de las jarras, en donde se mide la turbiedad en el sobrenadante a una longitud fija después de un tiempo de floculación determinado.

- b) Mediante prueba de las jarras semejante al caso a) pero luego del periodo de floculación se pasa el líquido a través de un medio filtrante.
- c) En el tercer caso solo se pasa el agua turbia con el coagulante a través de un filtro piloto que contiene un medio filtrante. Por ser mas fácil el control de los parámetros y relacionarse mas con los procesos mas comunes de coagulación vamos a desarrollar la metodología de la prueba señalada en el punto a).

4.9.2.1.-Objetivo del ensayo.-

El objetivo de este ensayo es determinar la dosis de coagulante que produce la más rápida desestabilización de las partículas coloidales en la planta que permita la formación de un floc pesado y compacto que pueda ser fácilmente retenido en los sedimentadotes y no se rompa el floc.

4.9.2.2.-Procedimiento del ensayo de las jarras.-

- I) Determine la temperatura del agua cruda así como el color, la turbiedad, el pH, la alcalinidad y la dureza total. También el hierro y/o manganeso si son significativos.
- II) Añada los coagulantes al agua en dosis progresivas a cada vaso de precipitado en cualquiera de las formas siguientes:
 - a) Coloque el agua de la muestra en las seis jarras, las cuales se introducen debajo de los agitadores y se echan a andar estos a 100 rpm. Inyecte el coagulante con una pipeta de 2 a 10 ml., dentro del, líquido, junto a las paletas. No debe caer la solución del coagulante en la superficie del agua, pues esto desmejora la eficiencia de la mezcla rápida. La mezcla debe durar entre 30 y 60 segundos. El uso de pipetas puede producir errores en la dosificación, en más o en menos, cuando no se hace con mucho cuidado.
 - b) Por medio de una pipeta o bureta coloque las cantidades de coagulantes que se van a agregar, en seis vasos pequeños de precipitado. Succione el contenido de cada vaso con una jeringa médica provista de su aguja

hipodérmica. Retire dichas agujas de la jeringa y esta última, con sus dosis completa, se pone junto a la jarra correspondiente, cuidando que la solución penetre profundamente para que la dispersión sea más rápida. En esta forma se evitan imprecisiones en la cantidad dosificada, ocasionadas por el uso directo de la pipeta.

- c) Ponga previamente en las jarras las dosis de coagulantes requeridas y se vierte rápidamente el agua de la muestra en los mismos, mientras se hace girar las paletas a 100rpm, las que se señalan como objetivo. Esto produce una mezcla completa.
- d) Para evitar este inconveniente puede construirse un sistema de inyección de los coagulantes. Consiste en un bloque de madera colocado sobre el puente superior del aparato, el cual está perforado con huecos donde se introduce seis o doce jeringas, según el número de reactivos que se necesita. Cuando se requieren inyectar los coagulantes, todos los émbolos de las jeringas se bajan manualmente lo más rápido, posible, en 5 segundos.

Si el agua necesita alcalinización, esta debe hacerse previamente de la realización de la prueba de coagulación. El tiempo que se tarde en esto no es necesario contabilizarlo.

- III) Una vez hecha la mezcla rápida se disminuye la velocidad de rotación de las paletas de 30– 60 rpm (promedio 40 rpm) o en la velocidad que se seleccione como condiciones óptimas de floculación y se deja flocular el agua entre 5-10 min o el tiempo necesario en función de la altura o durante el tiempo teórico de detección para obtener en el ensayo condiciones similares a las cargas superficiales usadas en el proceso de sedimentación, que existen en la planta de tratamiento.
- IV) Luego del periodo de floculación, suspenda la agitación, extraiga las paletas, coloque los sifones para la toma de la muestra y deje sedimentar el agua el tiempo estimado necesario para que produzca la sedimentación. El tiempo requerido es generalmente de 5-15 minutos.

- V) Tome las muestras descartando los 10 primeros ml y colectando en vasitos de aproximadamente 30 ml y proceda a efectuar la medida de la turbidez en cada muestra. Si se requiere muestra para análisis adicional tómelas posteriormente a las tomadas para medir la turbidez.
- VI) Los resultados se grafican en papel aritmético, seleccionándose como dosis óptima a aquella que produce la menor turbiedad.
- VII) Los diversos datos de dosis óptima para cada turbiedad de agua cruda se analizan aplicando la teoría de los mínimos cuadrados para obtener las constantes “a y b” de una línea recta.

$$Y = a + b x$$

En la cual $y = \log$. De turbiedad del agua.

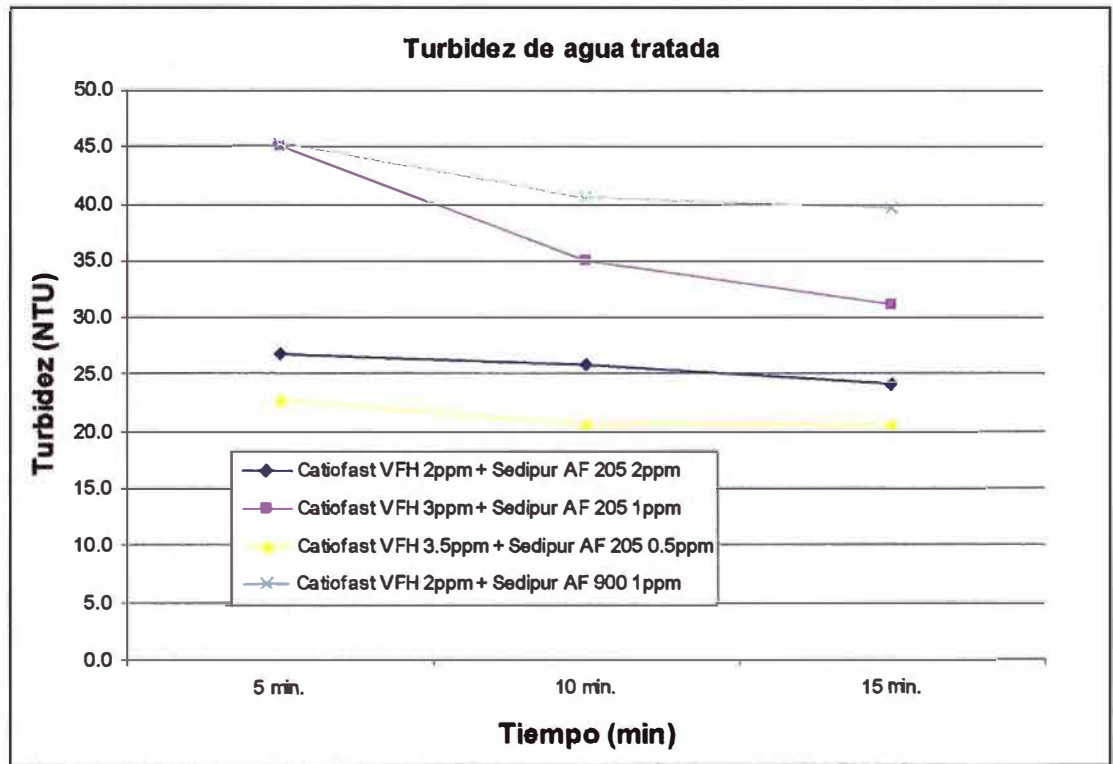
$x =$ dosis óptima de coagulante.

4.9.2.3.- Resultados de las pruebas realizadas.-

	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(2ppm)			
LUPROMIN C110(3ppm)	85.88	75.76	74.6
	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(2ppm)			
SEDIPUR AF 205(1 ppm)	34.20	31.72	31.21
	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(2.5ppm)			
SEDIPUR AF 205(1.5 ppm)	42.75	37.46	37.08

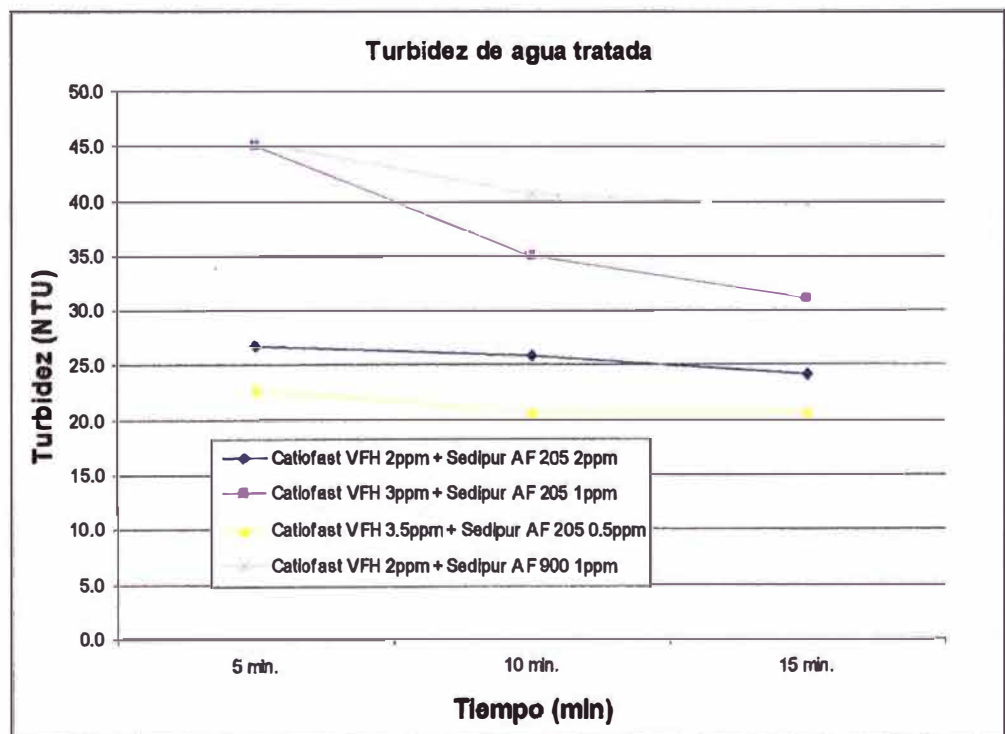
	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(3.5ppm)			
SEDIPUR AF 205(0.5 ppm)	22.73	20.58	20.52
	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(2ppm)			
SEDIPUR AF 205(1 ppm)	71.96	68.57	68.15
	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(2ppm)			
LUPROMIN C110(4ppm)	108.2	103.3	81.8
	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(2ppm)			
SEDIPUR AF 205(2ppm)	26.85	25.86	24.10
	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(3ppm)			
SEDIPUR AF 205(1ppm)	45.09	34.98	31.08
	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(2ppm)			
SEDIPUR AF 900(1ppm)	45.39	40.49	39.62
	NTU		
REACTIVO	5min.	10min.	15min.
CATIOFAST VFH(2ppm)			
SEDIPUR CF 305(2ppm)	73.39	64.96	60.85

GRÁFICA 4.7



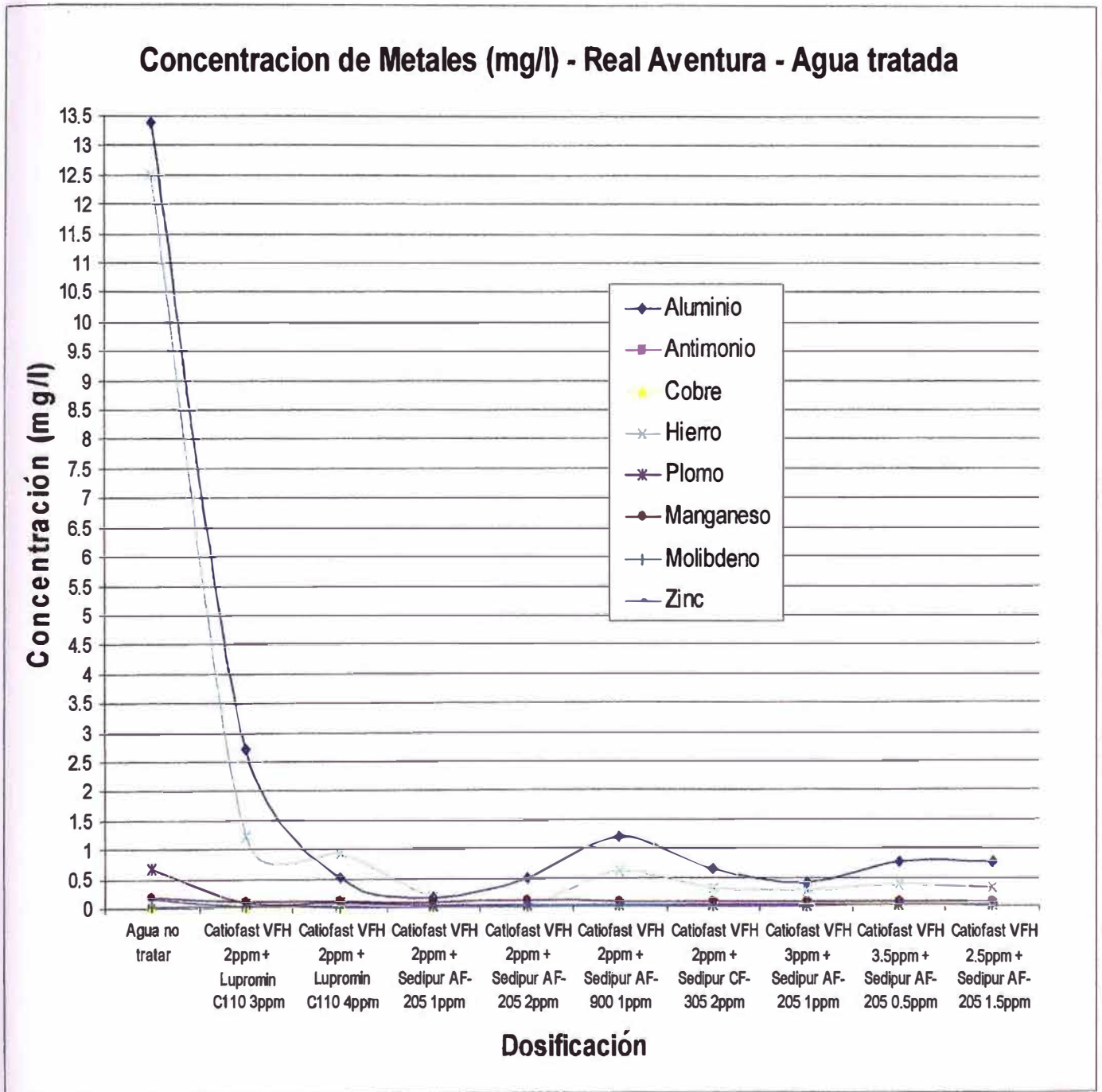
GRÁFICA 4.8

Pruebas de turbidez a diferentes concentraciones (10 pruebas)

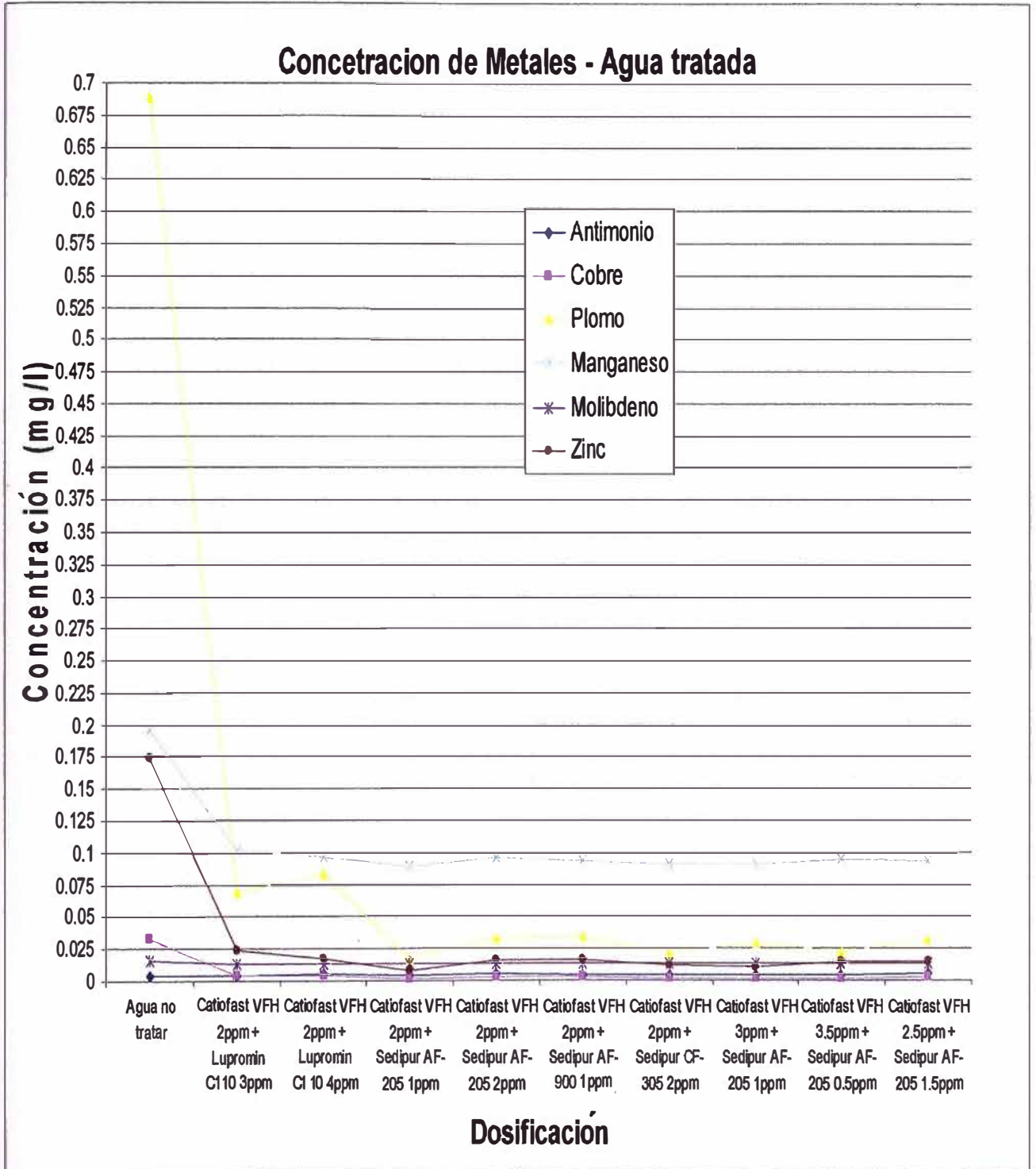


GRÁFICA 4.9

Pruebas de turbidez a diferentes concentraciones (10 pruebas)



GRÁFICA 4.10



4.9.2.4.-Proceso de Coagulación -Floculación.-

El proceso de coagulación-floculación se realiza en las plantas de tratamiento en tres pasos separados:

- I.- Adición de coagulantes.
- II.-Dispersión de los coagulantes (mezcla rápida).
- III.-Aglutinación de partículas (mezcla lenta).

4.9.2.5.-Adición de coagulantes.-

Los coagulantes deben añadirse en solución. Al aplicarlos en suspensión o en polvo, sin que las partículas del compuesto hayan tenido tiempo de disolverse, disminuye notablemente la efectividad del proceso, lo que se traduce en un desperdicio de dichas sustancias químicas.

4.9.2.6- Cálculo de la dosis a añadir al agua de de mina nivel 2421.-

La soluciones de ambos productos, para añadir al agua de mina se preparan al 0,1% (a 1 litro de agua se le añade 1 gramo del producto: coagulante o floculante), estas serian las soluciones matriz.

Como la dosis óptima es de 2ppm, se usa 2 gramos del producto por 1 m³ de agua a tratar.

Si el caudal promedio fuera de 1000 m³/día, entonces se necesita:

$$Q = 1000 \text{ m}^3/\text{día} \times 1\text{día}/24\text{horas} \times 1\text{hora}/60\text{min}$$

$$Q = 0,70 \text{ m}^3/\text{min.}$$

$$\text{Dosis óptima} = 2 \text{ gramos}/\text{m}^3$$

$$\text{Dosis} = 0,70\text{gr}/\text{m}^3 \times 2\text{gramos producto}/\text{m}^3$$

$$\text{Dosis} = 1,40\text{gramos producto}/\text{min.}$$

$$1\text{gramo producto}/\text{litro solución}$$

$\text{Dosis} = 1,40\text{litros solución al } 0,1\%/ \text{minuto}$
--

4.9.2.7-Generación de la turbulencia para que reaccionen los productos químicos coagulante/floculante.-

El dosificador a usar es uno de copas, el cual cuenta con tres bandejas, donde se añadirán los productos coagulantes/floculantes.

El dosificador es accionado por un motor, que hace accionar a unas copas que giraran alrededor de un eje, estas copas van extrayendo los productos, que se van añadiendo por una abertura para luego ser añadido al agua de ala cuneta.

Para generar la turbulencia, para que reaccionen los productos químicos, se hacen a través de unas pantallas colocadas en tal forma que cortan el curso del agua mina.

De esta manera el agua de mina habrá reaccionado a lo largo de la cuneta hasta antes de llegar a la primera poza de sedimentación, donde el agua ingresara al fondo de la poza, a través de un a tubería de 4" de diámetro, de polietileno, de están forma los sólidos sedimentaran al fondo de la poza.

El agua que ingresa a la poza de sedimentación principal, saldrá a lo largo de la cuneta, por rebose, para luego salir a través de la cuneta fuera de mina.

En un balde (cilindro) se prepara las soluciones coagulante/floculante al 0,1% (1 gramo de producto por 1 litro de agua), de acuerdo al caudal se añade la dosis optima de 2ppm (2 gramos /m³).

CAPITULO V: CONCLUSIONES

1. Se requiere una muestra representativa, que será preparada -100 mallas y con un peso mínimo de 100 gramos (oro diseminado).
2. Cuando no se conoce la proporción del contenido de plata respecto a la de oro, se hará un análisis será “POR INCUARTACIÓN”.
3. Si la proporción de plata y oro es conocida y guardan una relación de 3:1 como mínimo, LA INCUARTACIÓN no será necesaria.
4. Si se sospecha o se sabe de la existencia de oro nativo o metálico, será necesario la solicitud de análisis por “oro libre”.
5. Cuando varios resultados de la misma muestra ó muestras cercanas tienen valores cuantitativos muy diferentes, dicha variación podría ser un indicador de la presencia de oro nativo, de un proceso de partición erróneo ó de un error analítico.
6. En el área de preparación mecánica de las muestras, se ha implementado el uso de cuarzo y sílice para la limpieza de la chancadora de quijadas del laboratorio químico y así obtener un porcentaje mínimo de duplicados para el control de calidad.
7. Se ha establecido un registro de control diario del secado de las muestras para obtener un uso más eficiente de la energía eléctrica tanto en la secadora eléctrica como en la mufla eléctrica.
8. Se recomienda separar el área de preparación mecánica de las muestras, de las demás áreas para evitar la contaminación por polución.
9. La cantidad de oro extraído de la pirita cristalizada es menor de 10 gramos por tonelada de mineral
10. El caudal que ingresa a la planta de tratamiento del agua residual domestica actualmente es de 50 m³/día.
11. Hay que evaluar el costo de sacar el agua de mina que sale por la bocamina el nivel 2421 a través de una tubería, separada del desmonte que es la que genera la turbidez de esta agua.

CAPITULO VI: BIBLIOGRAFIA

- **MISARI, Fidel Sergio.** “Metalurgia del Oro”. 1era. Edición Noviembre 1993. Centro de Estudios y Promoción en Ciencias de la Tierra.
- **Programa Regional HPE / OPS/ CEPIS.** “Mejoramiento de la Calidad del Agua para Consumo Humano”. Centro Panamericano de Ingeniería Sanitaria y Ciencias del Ambiente (CEPIS). Manual III, Filtración rápida Julio, 1992
- **GARCIA, Cintia Mosler.** “Catálogo de Fuentes de Información de Ambiental en Internet”. Metepec, Edo. en México. Centro Panamericano de Ecología Humana y Salud División de Salud y Ambiente. Organización Panamericana de la Salud. Organización Mundial de la Salud. México, 1997
- **AURAZO, Margarita de Zumaeta.** “Manual para Análisis Básicos de Calidad del Agua de Bebida”. Organización Panamericana de la Salud. Centro Panamericano de Ing. Sanitaria y Ciencias del Ambiente (CEPIS). Lima, 2004
- **SAMAME Boggio, Mario Instituto.** Serie: Documentos del Perú Minero. Nro. 2: Minería y Medio Ambiente. Perú 1996
- **JARAMILLO, Jorge.** “Guía para el Diseño, Construcción y Operación de Rellenos Sanitarios Manuales”. Centro Panamericano de Ingeniería Sanitaria y Ciencias del Ambiente. División de Salud y Ambiente (CEPIS). Organización Panamericana de la Salud (OPS). Oficina Sanitaria Panamericana, Oficina Regional de la Organización Mundial de la Salud.
- **ROJAS, Jairo Romero.** “Tratamiento de Aguas Residuales”. 3ra- Edición. Febrero 2004

CAPITULO VII: APENDICE

