



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

ESCUELA DE GEOLOGÍA Y MINAS

“ESTUDIO MINERALOGICO PARA LA DETERMINACIÓN DE ORO REFRACTARIO EN LOS DISTRITOS MINEROS DE PORTOVELO, BELLA RICA Y SAN GERARDO”

*Tesis de grado previa a la obtención
del Título de Ingeniero en Geología y
Minas*

AUTOR:

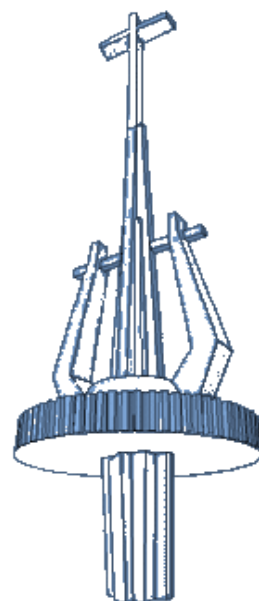
Galo Antonio Carrión Gonza

DIRECTOR:

Mgs. Ing. Víctor Sanmartín G.

CENTRO UNIVERSITARIO LOJA

2010



Mgs. Ing.

Victor Sanmartin

**DOCENTE INVESTIGADOR DE LA ESCUELA DE GEOLOGÍA Y MINAS
DE LA UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA**

CERTIFICA:

Haber dirigido y revisado minuciosamente el presente trabajo de investigación, realizado por el señor Galo Antonio Carrión Gonza, previo a la obtención del título de Ingeniero en Geología y Minas. La cual reúne la suficiente validez técnica e investigativa, por lo cual autorizo su presentación ante el Honorable Consejo de Escuela para los fines consiguientes.

Loja, 28 de julio de 2010.

.....
Mgs. Ing. Victor Sanmartin G.

DIRECTOR DE TESIS

AUTORÍA

Las ideas, investigaciones, cálculos, análisis, resultados y conclusiones del presente trabajo de investigación son de única responsabilidad del autor.

f.).....

Galo Antonio Carrión Gonza

CESIÓN DE DERECHOS

Yo, Galo Antonio Carrión Gonza, declaro ser autor del presente trabajo y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones legales.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 67 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado que se realicen a través, o con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la universidad”.

Aceptando lo anterior firma:

f.).....

Galo Antonio Carrión Gonza

DEDICATORIA

Este trabajo investigativo lo dedico con mucho cariño y afecto a mi madre y a la memoria de mi padre, por ser el apoyo incondicional durante el camino de mi vida y porque con su sacrificio impulsaron la culminación de mi meta, a mis hermanos por ser la alegría e inspiración y por guiarme día a día en el camino del saber.

AGRADECIMIENTO

Expreso todo mi agradecimiento al Mgs. Ing. Victor Sanmartin en calidad de Director de Tesis e Ing. John Soto, Director de la Escuela de Geología y Minas por su tiempo y aporte técnico para la elaboración de la misma.

A mis profesores, quienes con sus conocimientos supieron guiarme y dirigirme en este trabajo investigativo y por brindarme la ayuda desinteresada para la realización de la tesis.

A la Compañía Minera Valarezo COMIVARIV S.A. por permitirnos utilizar sus laboratorios para realizar los Análisis Químicos por medio del equipo de espectroscopia de absorción atómica.

El autor

CONTENIDOS

CERTIFICACIÓN	I
AUTORIA	II
CESIÓN DE DERECHOS	III
DEDICATORIA	IV
AGRADECIMIENTO	V
CONTENIDOS	VI
RESUMEN	X
CAPITULO I	1
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 ANTECEDENTES	2
1.2 OBJETIVOS	4
1.2.1 GENERALES	4
1.2.2 ESPECÍFICOS	4
CAPITULO II	5
2. DESCRIPCIÓN FÍSICO – GEOGRAFICA DE LA ZONA DE ESTUDIO	5
2.1 DISTRITO MINERO PORTOVELO	5
2.1.1 UBICACIÓN	5
2.1.2 ACCESO	5
2.1.3 CLIMA	5
2.1.4 VEGETACIÓN	6
2.1.5 RELIEVE	7
2.1.6 HIDROGRAFÍA	7
2.1.7 POBLACIÓN	7
2.2 DISTRITO MINERO BELLA RICA	8
2.2.1 UBICACIÓN	8

2.2.2	ACCESO	8
2.2.3	CLIMA	8
2.2.4	VEGETACIÓN	9
2.2.5	RELIEVE	9
2.2.6	HIDROGRAFÍA	9
2.2.7	POBLACIÓN	9
2.3	DISTRITO MINERO SAN GERARDO	10
2.3.1	UBICACIÓN	10
2.3.2	ACCESO	10
2.3.3	CLIMA	10
2.3.4	VEGETACIÓN	11
2.3.5	RELIEVE	11
2.3.6	HIDROGRAFÍA	11
2.3.7	POBLACIÓN	11
CAPITULO III		12
3.	DESCRIPCIÓN GEOLOGICA DE LOS SECTORES DE ESTUDIO	12
3.1	DISTRITO MINERO ZARUMA – PORTOVELO – MINAS NUEVAS	12
3.1.1	GEOLOGÍA REGIONAL	12
a)	ROCAS METAMÓRFICAS	12
b)	GRUPO SARAGURO (Eoc-Mios)	13
c)	UNIDAD PORTOVELO (Oli?pv)	13
d)	ROCAS INTRUSIVAS	13
3.1.2	GEOLOGIA LOCAL	14
3.1.3	ESTRUCTURA	14
3.1.4	ALTERACIÓN HIDROTERMAL	15
3.1.5	MINERALIZACIÓN	15
3.2	GEOLOGÍA REGIONAL DE LOS DISTRITOS MINEROS BELLA RICA Y SAN GERARDO	16
a)	ROCAS INTRUSIVAS	16
b)	UNIDAD PALLATANGA (KPa)	16
c)	FORMACIÓN LAS TRANCAS (OliLT)	17

3.3	DISTRITO MINERO BELLA RICA	18
3.3.1	GEOLOGÍA LOCAL	18
3.3.2	ALTERACIÓN	18
3.4	CAMPO MINERO SAN GERARDO	19
3.4.1	ESTRUCTURA	20
3.4.2	ALTERACIÓN	20
3.4.3	MINERALIZACIÓN	20
CAPITULO IV		21
4.	MATERIALES Y MÉTODOS	21
4.1	PESO ESPECÍFICO	21
4.2	ÁNGULO DE REPOSO	21
4.3	POTENCIAL HIDRÓGENO pH	22
4.4	COMPOSICION MINERALOGICA	22
4.5	MOLIENDA DEL MINERAL	23
4.6	ANALISIS GRANULOMÉTRICO	23
4.7	CIANURACIÓN	24
4.7.1	PROCEDIMIENTO	25
4.7.2	DETERMINACION DE CIANURO RESIDUAL	26
4.7.3	DETERMINACION DE CAL RESIDUAL	26
4.8	FUSIÓN COPELACIÓN	27
4.8.1	PROCEDIMIENTO	27
4.9	ANALISIS QUÍMICO	27
4.10	BALANCES METALURGICOS DEL Au	28
4.11	ELABORACION DE SECCIONES PULIDAS	28
4.12	DISEÑO EXPERIMENTAL	30
CAPITULO V		32
5.	RESULTADOS Y DISCUCIÓN	32
5.1	PESO ESPECÍFICO DE LAS MUESTRAS	32
5.2	ÁNGULO DE REPOSO	33
5.3	POTENCIAL HIDRÓGENO	33

5.4 ANALISIS GRANULOMÉTRICO _____	34
5.5 COMPOSICION MINERALOGICA _____	36
5.6 ANALISIS QUÍMICO DE Au _____	38
5.7 DESCRIPCIÓN DE ORO OCLUIDO EN SULFUROS MINERALES _____	38
5.8 ENSAYOS DE CIANURACIÓN _____	41
5.9 CONSUMO DE CAL Y CIANURO EN EL PROCESO _____	44
5.10 CURVAS CINETICAS DE CIANURACIÓN _____	48
5.11 BALANCE METALURGICO PARA EL ORO Y RENDIMIENTO _____	50
5.12 EVALUCION DE LOS RESULTADOS DE REFRACTABILIDAD INDIRECTA _____	52
CAPITULO VI _____	53
6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES _____	53
6.1 CONCLUSIONES _____	53
6.2 RECOMENDACIONES _____	57
BIBLIOGRAFIA _____	59
ANEXOS _____	61
Anexo 1. Geología regional del Distrito Minero Portovelo.	
Anexo 2. Geología regional de los Distritos Mineros de Bella Rica y San Gerardo.	
Anexo 3. Deducción de ecuación para la determinación del ángulo de reposo.	
Niveles críticos para la interpretación del análisis químico de suelos en la Región Costa de Ecuador.	
Anexo 4. Determinación del d80.	
Anexo 5. Determinación de consumo de cianuro y cal.	
Anexo 6. Cálculo de Balances Químicos.	
Anexo 7. Diagrama para la determinación visual de porcentajes de minerales en las rocas	

RESUMEN

En los diferentes distritos mineros de nuestro país se ha utilizado técnicas poco eficientes para la recuperación de metales, solo se han enfocado a la recuperación de oro y plata de la mena, quedando de esta manera la mayor parte de sulfuros los cuales son desechados a las relaveras.

La presente investigación pretende precisar cuál es la refractabilidad de los minerales auríferos, presentes en los relaves; para lo cual se estudio los yacimientos en los distritos mineros de Portovelo, Bella Rica y San Gerardo, como los más representativos. Se realiza esencialmente el análisis de los fragmentos mineralizados que se encuentran en los relaves, su Análisis Físico – Químicos, Mineralógicos y de Cianuración.

Se puede recalcar que para llegar a los resultados nos enfocamos en los 2 últimos análisis, para esto se realizaron 3 ensayos de cianuración de los relaves (a una granulometría con un pasante del 80% a malla # 200) y 3 ensayos de cianuración más con el material pretratado con tostación (a 400 y 700°C), estos ensayos se los realizo por distrito, dándonos un total de 18 cianuraciones.

Los relaves de los tres distritos fueron analizados para determinar su composición mineralógica y las muestras del proceso final de cianuración fueron preparadas sobre las formas de secciones pulidas y con ayuda de un microscopio electrónico se observo y se determino los minerales presentes en los relaves.

Como resultado de esta investigación se pudo determinar que el metal precioso se encuentra en partículas finas que no han sido liberadas después de la molienda, la identificación de los minerales encajantes (con los cuales el metal precioso está directamente asociado) es un factor crucial para la determinación del tratamiento que se debe aplicar para recuperar el oro del mineral, a continuación se presentan los minerales encajantes más comunes que fueron estudiados: pirita, arsenopirita, calcopirita, minerales de hierro, galena, y sulfuros. En la observación de oro ocluido en sulfuros minerales en los tres Distritos, se realizo tanto en los

relaves sin tratamiento como en los que existió tratamiento este análisis se realizó en las secciones pulidas observándose que en el Distrito Portovelo el oro se encuentra ocluido en la limonita, en el Distrito Bella Rica se observó oro encapsulado dentro de limonita y hematita, y en el Distrito San Gerardo se observó oro ocluido en la limonita y en contacto con arsenopirita y hematita.

CAPITULO I

1. INTRODUCCIÓN

La lixiviación es la extracción de un soluto contenido en una matriz solida mediante un solvente, disolver el oro en una solución de baja concentración de cianuro y en presencia de oxígeno disuelto es el método ampliamente utilizado en la industria minera. Al paso del tiempo la explotación de los recursos naturales obliga cada vez la explotación a profundidades mayores, en el caso del oro, este se asocia a sulfuros, donde el término refractario se aplica a minerales auríferos que no permiten obtener recuperaciones óptimas porque se encuentra ocluido en la red cristalina principalmente de la piritita y arsenopiritita.

Los distritos mineros ubicados al sur del Ecuador como el de Portovelo, Bella Rica y San Gerardo pertenecientes a las provincias de El Oro y Azuay, han venido utilizando técnicas poco eficientes y de muy bajo rendimiento para la recuperación de metales, mas aun si la mineralogía permite suponer la necesidad de aplicación de tecnologías limpias como la biolixiviación; por tal razón esta investigación tiene como objetivo efectuar el análisis químico y mineralógico con la finalidad de evaluar los porcentajes de oro refractario en los relaves que se generan en los distritos antes mencionados. El análisis químico y mineralógico nos permitirá analizar a mediano plazo la implantación de técnicas para mejorar y manejar sustentablemente los materiales desechados de las plantas de procesamiento de las distintas plantas de beneficio de la minería artesanal y de pequeña minería.

Sin lugar a duda, las leyes de mineral enfocan gran interés en la recuperación de oro de estos relaves; el beneficio económico es reconocido por quienes laboran en el sector, pero ven inconsistente los rendimientos alcanzados, obligándose a acumular pasivos ambientales esperando encontrar la forma rentable de recuperación conservando el medio ambiente. En el estudio se realizaron los ensayos de laboratorio como son: Análisis Físicos, Químicos, Mineralógicos y ensayos de lixiviación con cianuro.

1.1 ANTECEDENTES

En el Ecuador existen gran cantidad de residuos minerales con características refractarias (A. Guevara) y contenidos importantes de oro, que han sido acumuladas por varias plantas industriales en diversas zonas mineras del país. Un ejemplo de esto son las plantas ubicadas en las zonas de Portovelo, San Gerardo y Bella Rica, donde el procesamiento de mineral se efectúa empleando trapiches chilenos para la molienda, canalones para la concentración gravimétrica y amalgamación del concentrado, finalmente el proceso termina con la cianuración de las colas.

El distrito aurífero de Portovelo está localizada en el cinturón volcanogénico de Mullepungo y comprende los yacimientos de: Portovelo, Zaruma, Minas Nuevas y Ayapamba. Son yacimientos auríferos de tipo argentífero polimetálico, vetiformes, de tipo epitermal constituidos de metales base de cobre, plomo y zinc y de metales preciosos oro y plata. Según el criterio de algunos especialistas estos yacimientos son del subtipo adularia-sericita (A. Paladines, 2005).

Bella Rica es un yacimiento de tipo aurífero-polimetálico, de origen hipotermal, localizado al sur de la cordillera Occidental, es de tipo filoniano, las vetas están localizadas en lavas andesíticas y microbrechas de formación Macuchi. La andesita es fino granular, compuesta de plagioclasas y máficos, cuando no esta silicificadas se presentan fuertemente meteorizadas (A. Paladines, 2005).

Así mismo el Distrito de San Gerardo comprende las áreas de Pinglio y Pinglio I; en las cuales afloran rocas volcánicas y volcano sedimentarias de la formación Macuchi (A. Paladines, 2005).

La Universidad Técnica Particular de Loja dispone del Laboratorio de Beneficio de Minerales y de mineralogía que cuentan con la infraestructura adecuada para desarrollar la presente investigación cuyo objetivo principal es el estudio mineralógico y de lixiviación para la determinación de oro refractario dentro de los sulfuros de los relaves, para el mejoramiento de las técnicas de extracción del mismo y su uso adecuado, de esta manera se facilitara la recuperación del mineral

que se encuentra presente en los diferentes materiales que proceden de las actividades mineras en las distintas zonas mineras mencionadas anteriormente.

1.2 OBJETIVOS

1.2.1 GENERAL

- Determinar la refractabilidad de oro de los minerales sulfurosos de los relaves generados en los Distritos Mineros de Portovelo, Bella Rica y San Gerardo.

1.2.2 ESPECÍFICOS

- Muestreo y caracterización de los minerales.
- Observación y determinación microscópica de los minerales presentes en los relaves.
- Determinación granulométrica y propiedades físico – mecánicas de las muestras.
- Análisis mineralógico en secciones pulidas y documentación de los diferentes minerales auríferos.
- Análisis de cianuración para la validación cualitativa de la refractabilidad, incluido el pretratamiento de tostación.

CAPITULO II

2. DESCRIPCIÓN FÍSICO-GEOGRÁFICA DE LA ZONA DE ESTUDIO

2.1 DISTRITO MINERO PORTOVELO

2.1.1 UBICACIÓN

Portovelo región minera, enclavada en las estribaciones de la Cordillera Occidental de los Andes, al pie de la cordillera de Vizcaya y bañada por el Río Amarillo, está situada al sur este de la Provincia de El Oro. Dentro de la cual las zonas mineras están ubicadas a lo largo de los ríos Amarillo, Salado, Calera y en las poblaciones de Zaruma y Portovelo (ver grafico 1 – Mapa ubicación).

2.1.2 ACCESO

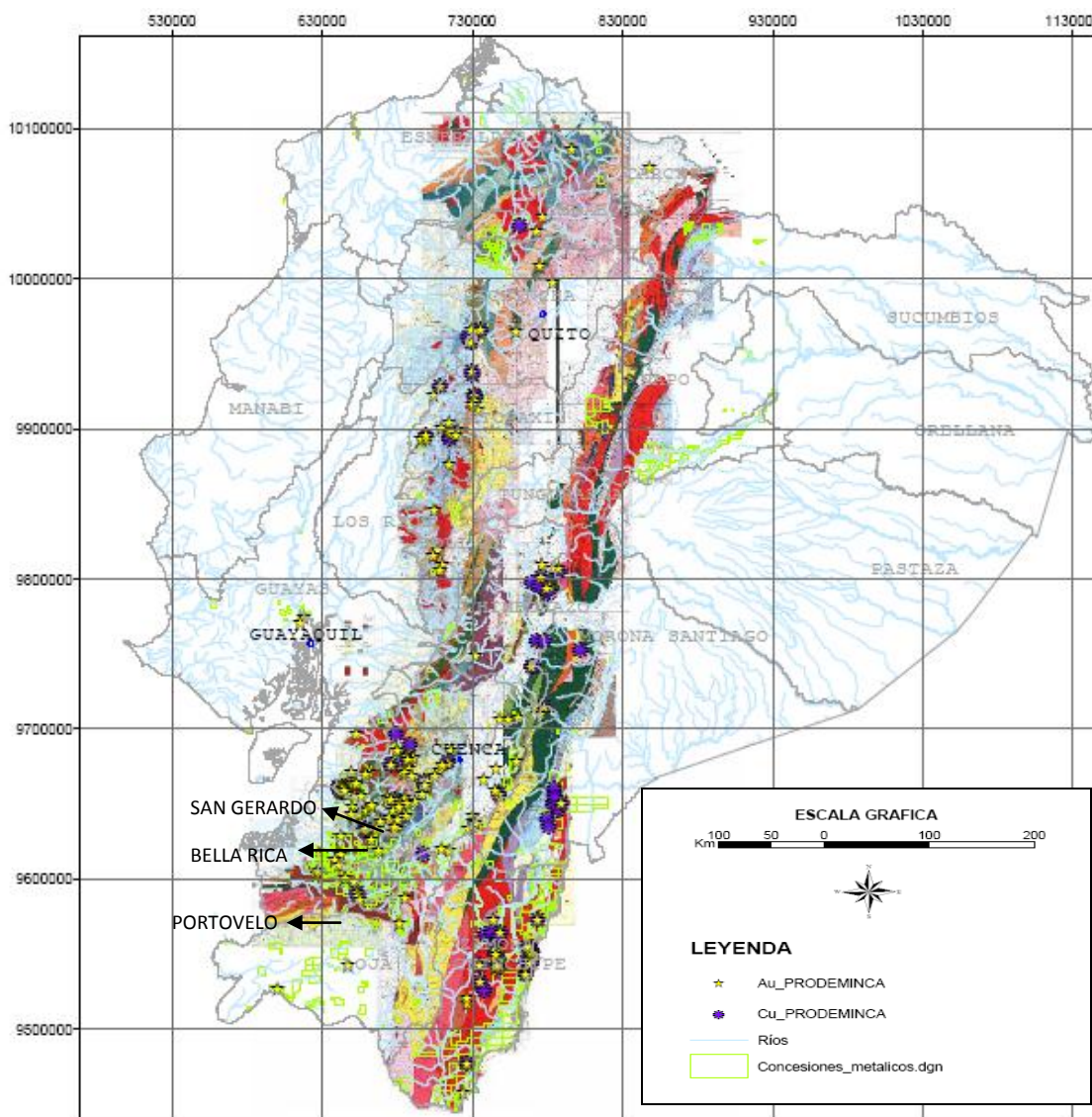
El acceso se lo puede hacer por las rutas: desde la costa por una vía de primer orden por Machala-Piñas-Portovelo. Por la sierra desde Loja por la vía de primer orden hasta el sector de las Chinchas, tomando un desvío de tercer orden que pasa por Zambí hasta Portovelo (antigua vía a la costa) y por vía de primer orden desde Loja-Veracruz-Chaguarpamba-Balsas-La Avanzada-Piñas-Portovelo.

Por vía aérea se puede tomar las rutas Quito-Guayaquil-Loja y Quito-Guayaquil-Machala.

2.1.3 CLIMA

El clima en la zona es subtropical-semihúmedo, con dos estaciones bien marcadas: Una estación húmeda con fuertes precipitaciones durante los meses de diciembre a mayo y una estación seca en los meses de junio a noviembre. La temperatura oscila con un mínimo de 16°C a un máximo de 30°C, con una temperatura promedio anual de 22°C (DINAMI).

Grafico 1. Mapa de ubicación de los Distritos Mineros en estudio.



2.1.4 VEGETACIÓN

La vegetación se encuentra relacionada con la geología y topografía, siendo escasa en las áreas de afloramiento de las rocas metamórficas del grupo Tahuin al sur de la zona. Las rocas volcánicas del grupo Celica soportan suelos fértiles que llevan una vegetación más rica. La vegetación en la parte baja (vega del río) es caracterizada por arbustos y gramíneas que disfrutan de la humedad y fertilidad de la plana aluvial, la vegetación de las laderas está compuesta de pastizales

degradados. Los bosques nativos remanentes y los del monte alto son caracterizados por una gran diversidad de especies y sirven como bosques protectores del área.

2.1.5 RELIEVE

El relieve en el sector de Portovelo y Zaruma es accidentado que varían entre los 600 y 1.600 msnm. Hacia el norte de Zaruma asciende bruscamente hasta alcanzar la cordillera de Chilla con 3.500 msnm.

2.1.6 HIDROGRAFÍA

La cuenca del río Puyango con sus ríos tributarios La Calera, Amarillo y Pindo, ocupa una gran extensión cuyas fuentes se encuentra en los cerros, a 30 km al noreste de los poblados de Portovelo-Zaruma. Los tramos inferiores de la cuenca, primero denominado río Pindo y luego más abajo río Puyango, se ensancha hacia el suroeste, llega al Perú a 55 km de ambos pueblos mineros, y alcanza finalmente el mar hacia el Oeste (DINAMI).

2.1.7 POBLACIÓN

Según el VI censo de población y V de vivienda de 2.002 por el INEC, en los cantones de Portovelo existían 11.024 habitantes con una tasa de crecimiento de 0,7% y Zaruma existían 23.407 personas con una tasa de crecimiento de -0,1 respectivamente, lo que suma un total de 40.956 personas. Tomando en cuenta el crecimiento de la población y el saldo positivo de migración, la cifra para el año 2.010 debe acercarse a 60.000 personas.

2.2 DISTRITO MINERO BELLA RICA

2.2.1 UBICACIÓN

El distrito minero de Bella Rica y la población a ella asociada, se encuentran ubicadas en el Cantón de Ponce Enríquez, al sur de la Cordillera Occidental, provincia del Azuay en el Ecuador. En una montaña entre el río Siete al sur y el río Tenguel al norte, a una altura de 700 a 1.100 msnm. (ver grafico 1 – Mapa ubicación).

2.2.2 ACCESO

El acceso al Cantón Ponce Enríquez se lo realiza por una vía panamericana que une Machala – Ponce Enríquez – Guayaquil – mediante las siguientes rutas Guayaquil – Ponce Enríquez; Machala – Ponce Enríquez. Desde la ciudad de Loja se puede realizar por la vía Panamericana hasta el cantón Ponce Enríquez mediante la ruta Loja – Catamayo – Machala – Ponce Enríquez. Desde el cantón Ponce Enríquez hasta los yacimientos auríferos de Bella Rica se lo realiza mediante una vía terrestre lastrada de unos 15 km de longitud.

Por vía aérea mediante las rutas; Quito–Guayaquil, Quito – Machala, después se puede realiza mediante transporte terrestre hasta el cantón Ponce Enríquez.

2.2.3 CLIMA

El clima en el distrito de Bella Rica es tropical a subtropical húmedo, extendiéndose desde los 300 msnm hasta los 1.300 msnm, en las partes bajas con una temperatura de 23° a 36°C, en las partes altas con una temperatura de 16° a 20°C, con dos estaciones bien marcada en el año, una estación lluviosa durante los meses de diciembre a mayo y una estación seca en los meses de junio a noviembre (DINAMI).

2.2.4 VEGETACIÓN

La vegetación está relacionada con la estructura del suelo compuestos por potentes estratos de arcillas lateritas y por la abundante precipitaciones que existe en el lugar se extienden grandes árboles típicos de un bosque tropical, arbustos y en las partes más altas de cordillera Bella Rica matorrales.

2.2.5 RELIEVE

El relieve se caracteriza por ser muy pronunciado en las partes montañosas y cerca de la margen de los ríos tiende a formar valles en U desde unos 200 msnm hasta los 1.200 msnm en la cordillera de Bella Rica.

2.2.6 HIDROGRAFÍA

El distrito aurífero de Bella Rica es el aributario de dos cuencas Hidrográficas naciendo de esta cordillera los efluentes como Estero Guanache, río Nueve de Octubre y río Fermín que desembocan en el km 15 del río Siete en el sur, este río tiene 30 km de longitud y desemboca en el estrecho de Jambeli, siendo el principal portador de las aguas residuales de la Población de Ponce Enríquez y del área minera de Bella Rica (DINAMI).

2.2.7 POBLACIÓN

De acuerdo a las estadísticas mineras realizadas por la DINAMI en el año 2.005, en la población de Bella Rica existen 1.269 personas que trabajan dentro de esta actividad sumado las cargas familiares más las personas que habitan y se dedican a otras actividades como el comercio y servicio extras dan un total de 2.000 personas.

2.3 DISTRITO MINERO DE SAN GERARDO

2.3.1 UBICACIÓN

El distrito aurífero de San Gerardo se encuentra localizado en la Cordillera Occidental, en la parte septentrional del Área minera de Ponce Enríquez, en el extremo occidental de la provincia del Azuay en el cantón Pucara, se encuentra limitado al sur por la falla del río Tenguel, al norte por la falla del río Chico (ver grafico 1 – Mapa ubicación).

2.3.2 ACCESO

Se lo puede realizar mediante transporte terrestre hasta la entrada a la Parroquia de Shumiral por la vía panamericana desde Guayaquil–Machala–entrada a Shumiral. Desde la ciudad de Loja se puede tomar la ruta Loja–Machala–Ponce Enríquez.

Desde la entrada de Shumiral se continúa por una vía lastrada hasta los yacimientos auríferos de San Gerardo.

Por vía aérea se lo realiza desde la ciudad de Quito mediante las siguientes rutas; Quito – Guayaquil, Quito – Machala.

2.3.3 CLIMA

El clima en el distrito de San Gerardo es tropical a subtropical húmedo, extendiéndose desde los 300 msnm hasta los 2.500 msnm, en las partes bajas con una temperatura de 23° a 36°C, en las partes altas con una temperatura de 14° a 20°C, con una temporalidad de dos estaciones bien marcada en el año, una estación lluviosa con fuertes precipitaciones durante los meses de diciembre a mayo y una estación seca en los meses de junio a noviembre.

2.3.4 VEGETACIÓN

La vegetación está relacionada con la estructura del suelo, que existe en el lugar se extienden grandes árboles típicos de un bosque tropical, arbustos y en las partes más altas de cordillera Occidental matorrales.

2.3.5 RELIEVE

El relieve se caracteriza por ser muy pronunciado en las partes montañosas y cerca de la margen de los ríos tiende a formar valles en V, se extiende 100 msnm hasta los 2.500 msnm en la Cordillera Occidental.

2.3.6 HIDROGRAFÍA

El distrito aurífero de San Gerardo es el atributario de dos cuencas Hidrográficas naciendo de esta cordillera los afluentes como quebradas, esteros Guagua Coca y Cadial que desembocan al sur, en el río Tenguel (DINAMI).

2.3.7 POBLACIÓN

De acuerdo a las estadísticas mineras realizadas por la DINAMI en el año del 2.005, en el distrito minero San Gerardo existen 381 personas que trabajan dentro de esta actividad sumado las cargas familiares más las personas que habitan y se dedican otras actividades como el comercio y servicio extras dan un total de 1.000 personas.

CAPITULO III

3. DESCRIPCIÓN GEOLÓGICA DE LOS SECTORES DE ESTUDIO

3.1 DISTRITO MINERO ZARUMA – PORTOVELO – MINAS NUEVAS

Desde el punto de vista geológico-estructural el distrito minero de Portovelo-Zaruma se encuentra formado por una secuencia volcánico-alcálico dominado por andesitas (Unidad Portovelo), que forma una parte del Grupo Saraguro dominado por tobas dacíticas a riolíticas de edad Terciario Medio (Oligoceno) e intruido por stocks subvolcanicos de riolitas y cuerpos de granodiorita de edad Oligoceno Tardío y Mioceno Temprano. El principal rasgo estructural de la región es la Falla Piñas-Portovelo, lo cual separa el Grupo Saraguro del Complejo Metamórfico El Oro.

3.1.1 GEOLOGÍA REGIONAL

El distrito minero Zaruma – Portovelo – Minas Nuevas regionalmente está influenciado por las siguientes formaciones geológicas:

a) ROCAS METAMÓRFICAS

Interpretadas como la continuación al Norte del Complejo Metamórfico El Oro (Aspden et al., 1995; Feininger, 1978), probablemente subyacen la mayor parte del área. Estas rocas, aunque extensamente ocultas por rocas volcánicas más jóvenes al NE del sistema de Fallas Jubones, ocurren en ventanas erosionales, tales como San Pablo de Cebadas, Manu y en el río San Luis. Predominan rocas metasedimentarias incluyendo algunas de bajo grado (sub esquisto verde), tales pizarras y conglomerados con clivaje. Sin embargo, gneises, algunos graníticos conteniendo granate, ocurren en Manu y San Pablo de Cebadas, a lo largo de rocas de bajo grado. Cerca de El Cisne hay una profunda declinación del grado metamórfico hacia el Este, donde estratos con andalucita y biotita pasan a turbiditas no metamorfizadas.¹

¹ Litoestratigrafía del mapa geológico de la cordillera Occidental del Ecuador 3°- 4° S

b) GRUPO SARAGURO (Eoc-Mios) (Dunkley & Gaibor, 1997)

[Cordillera Occidental]. Cubre gran parte del sur de la Cordillera Occidental. El Grupo Saraguro (Baldock, 1982) es redefinido por Dunkley & Gaibor, 1997 como una secuencia de rocas volcánicas subaéreas, calcoalcalinas, intermedias a ácidas, de edad Eoceno medio tardío a Mioceno temprano, el grupo descansa inconformemente sobre, o está fallado contra, la Unidad Pallatanga y rocas metamórficas. Predominan composiciones andesíticas a dacíticas, pero son comunes rocas riolíticas.²

c) UNIDAD PORTOVELO (Oligocénico). (Pratt et al., 1997)

Aflora al norte de la Falla Piñas-Portovelo entre Zaruma y Huertas, en Salvias y en el Río San Luis donde sobreyace inconformemente al basamento metamórfico. Comprende lavas basalto-andesíticas y andesíticas, ricas en cristales (plagioclasa, anfíbol y augita), tobas andesíticas muy meteorizadas y tobas dacíticas. Datos geoquímicos limitados indican una composición andesítica de afinidad calco-alcalina. Estas rocas fueron antes consideradas como parte de la Unidad Celica y/o Formación Piñón, sin embargo, aquí se encuentran relacionadas con el volcanismo oligocénico del Grupo Saraguro.³

d) ROCAS INTRUSIVAS

Gabros y microgabros con textura común, ocurren como parte de la Unidad Pallatanga. Cuarzo dioritas y granodioritas /tonalitas están ampliamente esparcidas intruyendo las rocas metamórficas, las formaciones cretáceas, la Unidad Sacapalca y la parte baja del Grupo Saraguro. La intrusión mayor de Paccha que cubre un área de al menos 150 km², y esta localmente foliada, ha sido datada en 16,89 +/- 0,16 Ma (K/Ar). Stocks subvolcánicos de riolita y andesita porfirítica son

² Léxico estratigráfico del Ecuador. Sistema de información Geológica y Minera. Recopilado por Pablo Duque.

³ Léxico estratigráfico del Ecuador. Sistema de información Geológica y Minera. Recopilado por Pablo Duque.

comunes dentro del Grupo Saraguro y las formaciones más jóvenes (ver anexo 1, Mapa # 1)⁴

3.1.2 GEOLOGÍA LOCAL

La zona minera, está constituida por un sistema de vetas epi-mesotermiales con un tamaño (4 x 15 km) y una extensión vertical (1.400 m). La mineralización de esta zona está alojada en volcanitas intermedias a silíceas de la unidad Portovelo (Pratt et al., 1997) la cual se encuentra fallada contra las rocas metamórficas en la parte Sur a lo largo del sistema de fallas Piñas – Portovelo y que se superpone disconformante sobre el Complejo Metamórfico de El Oro. La Unidad está conformada por lavas andesíticas masivas porfídicas a basaltos andesíticos y brechas con tobas que presentan cristalizaciones intermedias. También incluyen tobas de “ash flow” riolíticas a dacíticas con intercalaciones sedimentarias menores.

Datos resientes indican edades de 21,5 – 28,4 Ma (Oligoceno más alto a mioceno muy temprano) que confirma la pertenencia de la Unidad Portovelo al Grupo Saraguro.⁵

3.1.3 ESTRUCTURA

La principal estructura del sistema es la Fallas Piñas – Portovelo, esta importante falla/cabalgamiento Este-Sureste tiene un gran descenso en el bloque Norte y separa al grupo Saraguro del Complejo Metamórfico de El Oro. También constituye el límite Sur del sistema de vetas auríferas. Mientras que al Oeste de Piñas la falla aparece con buzamiento alto, entre Piñas y Salati y al SE de Portovelo en un cabalgamiento vergente al Sur, buzando al Norte.

La falla con rumbo NE con una cantidad limitada de desplazamiento dextral está presente al sur de Portovelo y Norte de Zaruma. Estas forman un sistema conjugado de las estructuras de rumbo Noroeste.

⁴ Litoestratigrafía del mapa geológico de la Cordillera occidental del Ecuador 3°-4° S.

⁵ Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador, PRODEMİNCA. Vol. 4

3.1.4 ALTERACIÓN HIDROTHERMAL

La propilitización penetrativa es la asociación más extendida a escala regional. Mientras que la silicificación, argilitización y alteración filítica presentan una marca más localizada, principalmente confinada a las partes centrales del sistema mineralizado.

La alteración argílica penetrativa intermedia a avanzada y la silicificación intensa mas localizada ocupa un área que se ensancha hacia el norte desde Portovelo hacia Arcapamba.

3.1.5 MINERALIZACIÓN

La principal mineralización económica es el oro libre, oro asociado con sulfuros y sulfosales de plata con una media de la razón plata: oro alrededor de 8:1, los sulfuros principales son pirita, esfalerita, galena y calcopirita.

3.2 GEOLOGÍA REGIONAL DE LOS DISTRITOS MINEROS DE BELLA RICA Y SAN GERARDO

Litológicamente los Distritos Mineros como son Bella Rica y San Gerardo presentan las siguientes formaciones (ver anexo 2, Mapa # 2):

a) ROCAS INTRUSIVAS

Gabros y microgabros con textura variolítica común, ocurren como parte de la Unidad Pallatanga. Cuarzo dioritas y granodioritas /tonalitas están ampliamente esparcidas intruyendo las rocas metamórficas, las formaciones cretáceas, la Unidad Sacapalca y la parte baja del Grupo Saraguro. Stocks subvolcánicos de riolita afirica y andesita porfirítica son comunes dentro del Grupo Saraguro y las formaciones más jóvenes.

b) UNIDAD PALLATANGA (KPa) (Mc Court et al, 1997)

Secuencia de rocas máficas y ultramáficas de afinidad oceánica expuestas en una serie de lajas tectónicas a lo largo del borde oriental de la Cordillera Occidental y comprenden basaltos, micro gabros, tobas, areniscas volcánicas, peridotitas, websteritas y escasas lavas en almohadillas, todas fuertemente tectonizadas, en contacto fallado con las turbiditas de Yunguilla. Geoquímicamente, la unidad está formada por basaltos oceánicos toleíticos de afinidad MORB que son muy similares a rocas de la Costa, de la formación Piñón (Lebrat et al, 1987). La edad de la unidad no está determinada, pero la correlación con la formación Piñón implica que es Cretácica, pre-Senoniana. La Unidad Pallatanga se interpreta como alóctona; muy probablemente es una secuencia ofiolítica incompleta y desmembrada, que representa fragmentos de piso oceánico acrecionados al continente sudamericano en el Cretácico tardío.⁶

⁶ Léxico estratigráfico del Ecuador. Sistema de información Geológica y Minera. Recopilado por Pablo Duque.

c) FORMACIÓN LAS TRANCAS (Oli_{LT}) (Pratt et al, 1997)

Puede trazarse hacia el occidente desde el área tipo en Las Trancas hacia la planicie costera al sur de Ponce Enríquez. Baja hacia estratos progresivamente más antiguos cortando aproximadamente 1.5 km de tobas de Saraguro, hasta que yace directamente sobre la Unidad Pallatanga. Las litologías principales son tobas de lapilli líticas de composición andesítica /dacítica, brechas tobáceas, conglomerados, lutitas rojas y areniscas. Fragmentos metamórficos, incluyendo esquistos y gneisses, son comunes, al igual que moscovita.⁷

⁷ Léxico estratigráfico del Ecuador. Sistema de información Geológica y Minera. Recopilado por Pablo Duque.

3.3 DISTRITO MINERO BELLA RICA

El sector meridional Bella Rica (elevaciones hasta 1200 msnm). Este sector está delimitado en el lado Sur por la Falla margarita y hacia el Sur-este está recubierto por volcánicos del Grupo Saraguro (Formación Las Trancas).

3.3.1 GEOLOGÍA LOCAL

El campo minero de Ponce Enríquez está situado en la Unida Pallatanga del Cretácico Medio temprano. La unidad comprende basaltos toleíticos lávicos, masivos y almohadillados (“pillowed”) con intrusiones básicas y cantidades subordinadas de volcanoclasticas, sedimentos pelágicos y rebanadas tectónicas de rocas ultramáficas, hacia el Este, está cubierta discordantemente por las rocas volcánicas subaéreas, de composición intermedia a silícea calco-alcalina de Grupo Saraguro (Eoceno Medio tardío a Mioceno Inferior).

Los basaltos de Bella Rica incluyen localmente lavas hialoclasticas e intrusiones de micrograbos subvolcanicos. Tanto las lavas como las intrusiones contemporáneas exhiben texturas variolíticas y subofíticas. Los basaltos de Bella Rica tienen contactos a lo largo de la Falla Margarita con una secuencia de areniscas turbidíticas, limolitas y argilitas del Cretácico Superior (Maastrichtiense) que han sido adscritas a la Unidad Yunguilla. En la secuencia en Bella Rica hay brechas hialoclásticas de flujo y abundante presencia de unidades volcanoclasticas.

3.3.2 ALTERACIÓN

Las volcanitas basálticas de Bella Rica muestran una alteración diastotermal submarina con el desarrollo de clorita, calcita, epidota y actinolita +/- esfena. Las brechas almohadillas y las hialoclastitas están más alteradas que las lavas masivas y las intrusiones básicas subvolcanicas. También se han sobreimpuesto localmente alteraciones hidrotermales (propilítica) estructuralmente controladas, comúnmente en forma de vetillas que crean “Stockworks” de epidota + actinolita + piritita + albita + cuarzo +/- clorita +/- calcita. Estas rocas se encuentran silicificadas, pero existe poca evidencia de sílice.

3.4 CAMPO MINERO SAN GERARDO

El campo minero San Gerardo está delimitado por varias fallas de rumbo NW-SE: Río Tenguel, en el Sur y Río Chico y Río Tenguelillo (afluente del Río Gala), en el Norte. Dentro de este sector la Unidad Pallatanga está caracterizada por una asociación ofiolítica compuesta principalmente por los Basaltos Bella Rica, localmente almohadillados, con hialoclastitas y cherts, intrusiones y rebanadas tectónicas de microgabros, gabros y rocas ultramáficas, paralelas al lado Sur de la Falla río Chico, existen cuatro unidades de brechas de techo de flujo de composición basáltica o basalto-andesítica, intercaladas con flujos basálticos masivos, estas brechas contienen fragmentos de cascara de almohadillas. Localmente la matriz y los fragmentos de basalto están silisificados, dando la impresión de una rosca de composición intermedia. Un grupo de bandas anastomosantes de serpentinas están situadas a lo largo de la zona de la falla río Chico.

Las rocas de la Unidad Pallatanga están localmente recubiertas de modo discordante por relictos exteriores de tobas de lapilli liticas y brechas tobáceas dacíticas y andesíticas relacionadas con el emplazamiento o complejos intrusivos-extrusivos calco alcalinos del Grupo Saraguro.

Al menos cuatro cuerpos de pórfido de cuarzo han sido reconocidos, las lomas Duran y Don Ernesto, estos cuerpos están fuertemente meteorizados y los complejos riódacíticos de San Gerardo y Don Ernesto están parcialmente cubiertos por una secuencia de sedimentos compuesta de lutitas, limolitas y conglomerados polimícticos. Los conglomerados comprenden clastos bien redondeados de andesita, riolita, obsidiana, chert, jaspe y cuarzo de veta, con diseminación de pirita en la matriz (<7%). En el Cerro Don Ernesto, la litología aparentemente varía entre toba dacítica de cristal cuarzo y toba de cristal-lítica riódacítica con cristales de cuarzo euhedrales y redondeados. Los stocks intrusivos relacionados con el magnetismo cenozoico tardío incluyen granodioritas, tonalitas, cuarzo-dioritas y dioritas horbléndicas mayormente de grano medio o textura porfídica.

3.4.1 ESTRUCTURA

Al NNE-SSW y N-S, en el campo minero de San Gerardo las fallas de segundo orden con este rumbo incluyen Estero, La Ensellada, Estero Coca y las quebradas Cachi y Fría. Los patrones de desplazamiento de las unidades, local y regionalmente, indican un movimiento dextral. Fallas como La Ensellada y Qda. Fría buzan 40-45° hacia el W(NW) y muestran movimiento dextral inverso.

La falla río Chico, contiene un relleno de serpentinita, es la estructura más importante para la interpretación y modelo de los controles de la mineralización aurífera del campo minero San Gerardo. La zona está compuesta por cinturones anastomosados de serpentinita, situado alrededor de cuerpos elipsoidales a lenticulares de microgranodiorita /cuarzodiorita horblendica. La falla principal que sigue el curso de agua es subvertical, con una dirección que varía entre NW-SE y EW y contiene rocas máficas y ultramáficas fuertemente cizalladas. La asociación litológica incluye serpentina y esquistos de clorita-serpentina.

3.4.2 ALTERACIÓN

Una asociación de alteración con clorita MgFe-illita-carbonato está relacionada con mineralización aurífera y superpuesta, a la alteración propilítica (clorita Fe-epidota) de las volcanitas máficas y sedimentos. Las volcanitas dacíticas se caracterizan por una alteración de sílice-carbonato-arcillas (illita-montmorillonita-grupo del caolín).

3.4.3 MINERALIZACIÓN

Las vetas comprenden asociaciones de cuarzo-carbonato auríferas multifase. Los contenidos de sulfuros son típicamente <1 % pero pueden llegar hasta 15% y a formar vetillas semi-masivas (de escala mm-cm; < 5 cm) en todos los sectores de esta área minera. Los sulfuros incluyen piritita y arsenopiritita con cantidades subordinadas de calcopiritita, esfalerita y más localizadamente estibnita, trazas de pirrotina, tennantita, galena y sulfoantimoniuros. El oro es frecuentemente libre.

CAPITULO IV

4. MATERIALES Y MÉTODOS

4.1 PESO ESPECÍFICO

El peso específico de un mineral es el cociente entre su peso y el peso de un volumen equivalente de agua a 4°C (condiciones de máxima densidad de agua), siendo un valor adicional.

Para la determinación del peso específico nos basamos en el método del Picnómetro:

$$Pe = \frac{P_2 - P_1}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$$

En donde:

P_e = Peso específico

P_1 = Picnómetro vacío y seco.

P_2 = Picnómetro con muestra.

P_3 = Picnómetro con agua.

P_4 = Picnómetro con muestra y agua.

4.2 ANGULO DE REPOSO

El ángulo medido en reposo para relaves, es aquel que se forma entre el borde del cono y la horizontal de la base, cuando el material se estabiliza por sí mismo. Sobre un plano (apilado). El ángulo formado entre la generatriz del cono y su base se denomina ángulo de reposo natural. Para la determinación se utilizó la siguiente fórmula:

$$* \alpha = \arctg \frac{2h}{d}$$

En donde:

α = Ángulo de reposo

h = Altura.

d = Base horizontal.

* ver anexo 3, Deducción de ecuación.

4.3 POTENCIAL HIDRÓGENO pH

El pH es el logaritmo negativo de la concentración molar (mas exactamente de la actividad molar) de los iones hidrógeno. Esto es:

$$\text{pH} = - \log [\text{H}^+]$$

Un pH menor de 7.0 indica una tendencia hacia la acidez, mientras que un valor mayor de 7.0 muestra una tendencia hacia lo alcalino y una tendencia igual a 7.0 es neutra.

El pH de los materiales se lo determino tomando como base el pH inicial de los ensayos de cianuración de los tres Distritos. Para lo cual se utilizo un pH-metro marca RADIOMETER COPENHAGEN.

4.4 COMPOSICIÓN MINERALÓGICA

Los minerales presentes en el material de los relaves de los tres distritos: Portovelo, Bella Rica y San Gerardo, un reconocimiento es a partir de las muestras, el cual se inicia con el deslamado, con la finalidad de eliminar los lodos y arcillas, los mismos que impiden visualizar los minerales bajo el microscopio (OLYMPUS SZ-PT), luego se lleva a la estufa (MEMMERT TV100) para secar por 30 minutos.

Una muestra representativa se observa, para realizar un reconocimiento y clasificación de los minerales presentes en cada una de ellas, tomando en cuenta la susceptibilidad magnética e indicadores comunes tales como: color, dureza, brillo, etc.

Para la determinación del porcentaje de los minerales presentes en las muestras, tomamos como base la tabla de Diagramas para la determinación visual de porcentajes de minerales (según R.D. Terry y G.V. Chilingar, Ver Anexo # 7).

4.5 MOLIENDA DEL MINERAL

La preparación de las muestras de relaves en los tres distritos mineros, comienza con la homogenización y el cuarteo; la molienda se realiza en un Molino de Bolas tipo batch con una velocidad crítica de 75 – 80 rpm con las siguientes condiciones:

- Peso de muestra (kg): 2,5
- Volumen de agua (l): 2,5
- Carga de molienda (kg): 11,07
- Dilución S/L: 1 : 1
- Tiempo optimo de molienda (J. Alulima, 2009):
 - Portovelo: 42 min.
 - Bella Rica: 65 min.
 - San Gerardo: 70 min.

Después se seco el material, molido para las determinaciones granulométricas.

4.6 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

La finalidad de este método es obtener la distribución por tamaño de las partículas. Para lo cual se utilizó el Vibrotamíz modelo Retsch con tamices normalizados y numerados, dispuestos en orden decreciente. Para realizar este análisis se hizo tamizados en húmedo y seco.

Se tomaron 250 gr. de muestra y se colocan sobre el vibrotamíz con un juego de 4 tamices (120, 230, 325 y 400 mallas), para realizar el tamizado por vía húmeda. El material pasante se dejo sedimentar durante 24 horas en una tina plástica, se evacua el agua, se seca y se pesa, y el material retenido es secado en la estufa a una temperatura de 100°C.

Con el material retenido seco se realiza un tamizado por vía seca pero con toda la serie de tamices (10, 18, 35, 60, 120, 230, 325, 400,-400 mallas y la base), estos son pesados vacíos y después con material por diferencia se saca el peso de la muestra. Luego se hace los cálculos respectivos y se grafica la curva granulométrica que nos ayudara a determinar el d80.

4.7 CIANURACIÓN

Uno de los métodos más utilizados para la lixiviación de oro y plata es la cianuración, que consiste en la disolución de los metales preciosos de un mineral molido en una solución alcalina diluida de cianuro. Se realizaron ensayos de cianuración por dos vías:

- Cianuración de los relaves sin tostación: se realizaron ensayos de cianuración con material a una granulometría de 200 mallas. El mineral no se somete a ningún otro tratamiento.
- Cianuración de los relaves previa a la tostación: aquí el material es pretratado y se mantiene una granulometría de 200 mallas. El material fue sometido a tostación antes de la cianuración en dos etapas:
 - Primera etapa: tostación en atmósfera oxidante a una temperatura de 400°C durante 3.0 horas.
 - Segunda etapa: tostación en atmósfera oxidante a una temperatura de 700°C durante 4.0 horas.

Se realizaron 3 ensayos por distrito, dándonos un total de 18 cianuraciones, con las siguientes condiciones de operación:

- pH: 10,0 – 10,5
- Peso de la muestra (g): 500
- Volumen de agua (ml): 1000
- Dilución de la pulpa L/S: 2:1 (33% de sólidos).
- Tamaño de grano: 200 mallas
- Tiempo de cianuración: 24 horas

Para realizar las cianuraciones y determinación de CN y CaO residuales se utilizaron los siguientes reactivos:

- Cal (CaO)
- Cianuro de Sodio (NaCN)
- Acido sulfúrico (H₂SO₄)
- Fenolftaleína
- Nitrato de plata (AgNO₃)
- Yoduro de potasio (KI)

4.7.1 PROCEDIMIENTO

En la celda de cianuración se colocan 1000 ml de H₂O con 500 g de material el cual está con una granulometría de 200 mallas. La disolución de la pulpa líquido a sólido es igual a 2/1 (33% de sólidos).

Se controla el pH inicial de la pulpa formada y se ajusta el pH a 10,00. Luego se agrega 1 g de Cianuro de sodio (esto es la concentración de 1 g de CN⁻ por 1 litro de agua).

En el control horario se toma muestras para el análisis durante las 24 horas; en cada tiempo establecido se toman 5 ml de muestras para controlar el consumo de cianuro; así mismo se toman 50 ml de la solución cianurada para determinar la ley de Au, que nos sirven para establecer la cinética de la cianuración en la recuperación del oro en tiempos programados a cada hora iniciada la lixiviación (1:15, 5:15, 9:15, 11:15 y 0:15 horas), estas muestras se envían al laboratorio para el análisis químico por absorción atómica.

Al final del ensayo se filtra al vacío la pulpa; las colas retenidas se secan y pesan; las soluciones cianuradas se envasan y mide el volumen. Se toman muestras de 30 g y 50 ml respectivamente y se someten análisis químicos por absorción atómica. Con los resultados se efectúa el balance metalúrgico.

4.7.2 DETERMINACION DE CIANURO RESIDUAL

Para determinar el consumo de cianuro por medio de colorimetría se toman 5 ml de solución cianurada y en un vaso de precipitación se agregan 3 gotas de yoduro de potasio (IK) que es el indicador, luego se titula con Nitrato de plata (AgNO_3) hasta el viraje de color amarillo claro. Con el gasto se hace los cálculos para determinar el cianuro residual, se resta de la concentración inicial de CN^- y el resultado es la cantidad de Cianuro de sodio (NaCN), que se debe adicionar a la solución.

$$\text{Gasto } x \text{ ml AgNO}_3 / 2 = y \text{ g CN}^-.$$

$$\text{Concentración CN}^- \text{ inicial} - y \text{ g CN}^- = \text{CN}^- \text{ consumido (adicionante).}$$

Donde:

2 = se utiliza porque la licuota de la solución cianurada es de 5 ml.

4.7.3 DETERMINACIÓN DE CAL RESIDUAL

Para determinar la Cal residual durante todo el proceso, se toma 5 ml de solución final, se colocan en un vaso de precipitación con 2 gotas del indicador Fenolftaleína este se torna de un color Fucsia luego se procede a titular con Acido sulfúrico (H_2SO_4) hasta un viraje incoloro, se mide el gasto, se realiza el cálculo respectivo, esta cantidad se le resta del contenido de la Cal total y el resultado es la cal consumida durante el proceso.

$$\text{Gasto } x \text{ ml H}_2\text{SO}_4 / 2 = y \text{ g Cal.}$$

$$\Sigma \text{ de cal en el proceso} - y \text{ g Cal} = \text{cal consumida durante el proceso.}$$

Donde:

2 = se utiliza porque la licuota de la solución cianurada es de 5 ml.

4.8 FUSIÓN COPELACIÓN:

Este pretratamiento para el análisis químico por Absorción Atómica sirve para determinar metales preciosos en ppm o %.

4.8.1 PROCEDIMIENTO:

Para realizar las copelaciones utilizamos 30 g de muestra y se adiciona la siguiente mezcla fundente.

Tabla 1. Mezcla fundente para la fusión copelación.

Sustancias	Cantidad/muestra (g)
Litargirio	50
Carbonato de sodio	27,5
Bórax	13
Harina	3

Se homogeniza bien la mezcla en un crisol, para luego llevarlo a un horno a una temperatura de 1000°C, por el lapso de 1 hora. Luego el material fundido es colocado en payoneras de acero previamente calentadas, para evitar el choque térmico.

Una vez frío el régulo, se procede a darle una forma de cubo, con la ayuda de un martillo para eliminar las escorias, este regulo se coloca en una copela y se somete a 900°C, en otra mufla con la finalidad de eliminar el plomo, obteniéndose así una perla, la cual es disgregada en agua regia para realizar las lecturas por absorción atómica.

4.9 ANALISIS QUIMICOS Au

Las perlas disgregadas en agua regia y bien etiquetada, junto con las muestras de solución líquida tomadas durante el proceso de cianuración a las diferentes horas, son analizadas mediante la espectroscopia de absorción atómica determinando el contenido de oro presente en los procesos de experimentación de los Distritos Mineros.

Con estos resultados se realizan los balances químicos de los ensayos y los datos obtenidos de las muestras cianuradas permiten determinar la cinética de cianuración (ver anexo # 8. Resultados de Análisis Químicos).

La espectroscopia de absorción atómica sirve para identificar los elementos químicos presentes en la materia y determinar sus concentraciones. La determinación de oro se la realizo en la Compañía Minera COMIVARIV S.A.

4.10 BALANCES METALURGICOS DE Au.

Los balances correspondientes a cada ensayo, se realizaron aplicando las siguientes fórmulas:

$$E = S + R$$

Donde:

E = mg de Au que entra en el proceso.

$Entrada (E)$ = peso de la muestra x ley de cabeza.

S = mg Au en solución final.

$Solución (S)$ = volumen solución final x ley solución final

R = mg Au en relave final.

$Relave (R)$ = peso relave final x ley de relave final

$$Recuperación = \frac{S}{E} \times 100 \text{ [%]}$$

4.11 ELABORACIÓN DE SECCIONES PULIDAS

Las muestras fueron preparadas sobre la forma de secciones pulidas para la observación al microscopio de luz reflejada. Para la preparación se utiliza 20 g de muestra que fueron mezclados con las siguientes sustancias:

Tabla 2. Sustancias utilizadas para la fabricación de secciones pulidas.

Sustancias	Cantidad/muestra (ml)
Resina	5
Endurecedor	2
Acetona	1

Esta mezcla la agitamos durante algunos minutos, cuidando de no dejar burbujas de aire, para luego ser sometida a una impregnación bajo vacío (Bomba marca BUEHLER), la cual elimina las burbujas acumuladas en las secciones.

Este procedimiento no produjo buenos resultados, debido a la caducidad de los reactivos, por tal motivo se aplicó una metodología alternativa y diseñada en el laboratorio; la cual utilizó dos nuevas sustancias, solvente y acrílico en polvo, esta se mezcla con el material (relaves) a examinar más o menos en las mismas cantidades de 20 g. Utilizando para la impregnación bajo vacío, con un secado casi instantáneo (30 minutos), se debe mencionar que los recipientes utilizados fueron de vidrio.

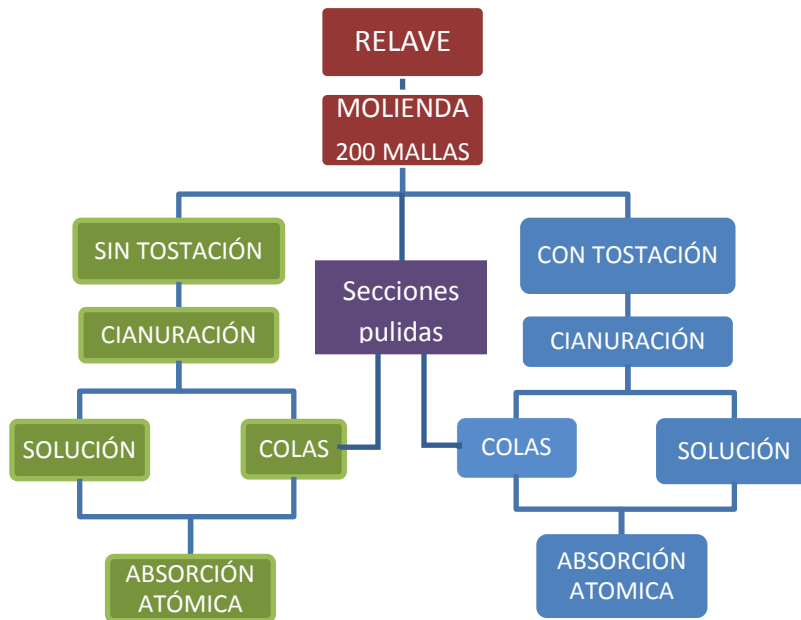
Cada una de las briquetas se pulió (METASERV), utilizando papel abrasivo en escalas decrecientes (# 120, 240, 400, 600, 800), entre cada fase de pulimiento se lava la muestra en un baño de ultrasonido con el fin de eliminar todos los granos abrasivos y no dañar el siguiente papel abrasivo. Para obtener un mejor resultado se pulió en el PETROPOL empleando paños, suspensiones abrasivas adiamantadas (METADI) y lubricantes especiales, este proceso nos permite obtener un pulimiento final sin rayas, manchas, imperfecciones y resina de la impregnación.

Las secciones pulidas fueron examinadas en el microscopio marca Olympus BH2-UMA en donde se pudo determinar fragmentos pequeños de oro refractario dentro de otros minerales.

4.12 DISEÑO EXPERIMENTAL

El diseño trata de facilitar la programación de los experimentos. Nuestro diseño experimental es en bloques, su finalidad es realizar una investigación descriptiva.

Grafico 2. Diseño experimental para el proceso de cianuración y elaboración de briquetas.



El material de los distritos es sometido a molienda para obtener una granulometría a 200 mallas, con este material se realizaron ensayos de cianuración por dos vías:

- Cianuración de los relaves sin tostación, para lo cual el material no se somete a ningún otro tratamiento.
- Cianuración de los relaves previa a la tostación, aquí el material fue sometido a tostación antes de la cianuración.

$$CN \cdot P \times 2 T \times 3 C = 6 \text{ cianuraciones}$$

$$CN \cdot BR \times 2 T \times 3 C = 6 \text{ cianuraciones}$$

$$CN \cdot SG \times 2 T \times 3 C = 6 \text{ cianuraciones}$$

$$\text{Total} = 18 \text{ cianuraciones}$$

En donde:

T = tratamiento con / sin tostación.

C = controles.

CN = cianuración.

Al final del proceso de cianuración se toma 50 ml de solución y 30 g de material (colas) y se someten análisis químicos por absorción atómica. Con los resultados se efectúan los balances metalúrgicos.

Así mismo se toman 20 g del material de los relaves de los tres Distritos antes del proceso y 20 g de las colas al final del proceso de cianuración para la elaboración de secciones pulidas, las mismas que fueron examinadas en el microscopio.

Briquetas P : 2 **TC** x 3 **M** = 6 briquetas

Briquetas BR : 2 **TC** x 3 **M** = 6 briquetas

Briquetas SG : 2 **TC** x 3 **M** = 6 briquetas

Total = 18 briquetas

En donde:

T = tratamiento con / sin tostación.

C = colas.

M = Material de los distritos antes del proceso.

CAPITULO V

5. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 PESO ESPECÍFICO DE LAS MUESTRAS

Entre los parámetros físicos se determinó el peso específico, en donde se puede observar que el material de los Distritos Portovelo y San Gerardo tienen los mismos valores de peso específico y el Distrito Bella Rica presenta un material más denso, cuyos resultados se indican a continuación.

Tabla 3. Peso específico de las muestras

Muestra	P_1 (gr)	P_2 (gr)	P_3 (gr)	P_4 (gr)	P_e (gr/cm³)
P	8,96	9,35	15,70	15,93	2,44
BR	8,96	10,04	15,73	16,41	2,70
SG	8,96	10,04	15,72	16,72	2,45

P = Portovelo.

BR = Bella Rica.

SG = San Gerardo.

P_1 = Picnómetro vacío y seco.

P_2 = Picnómetro con muestra.

P_3 = Picnómetro con agua.

P_4 = Picnómetro con muestra y agua.

P_e = Peso específico.

5.2 ANGULO DE REPOSO

El ángulo de reposo natural calculado demuestra que no existe mucha diferencia de inclinación en los tres relaves de los tres distritos, estos datos nos ayudan a determinar un acercamiento del talud natural del relave.

Tabla 4. Ángulo de reposo

Muestra	<i>h</i>	<i>d</i>	α
P	2,70	9,20	30°24'39.89
BR	2,40	8,50	29°27'13.22
SG	2,60	8,50	31°27'24.56

P = Portovelo.

BR = Bella Rica.

SG = San Gerardo.

h = altura.

d = base horizontal.

α = ángulo de reposo.

5.3 POTENCIAL DE HIDRÓGENO

Para el distrito Portovelo el material es prácticamente neutro (**PN**) con valor promedio 7.33 de pH; el material de Bella Rica se puede decir que es medianamente ácido (**M Ac**) con un valor promedio de 4.13 de pH, por el contrario San Gerardo presenta un material ligeramente alcalino (**L Al**) con un valor promedio de 7.64 de pH. Los datos se detallan en la tabla 5, se debe aclarar que el pH medido fue tomado al inicio de la cianuración antes de regularlo con cal.

Tabla 5. pH de las muestras.

Muestra	CIANURACIONES			pH (promedio)	*Interpretación
	1 CN	2 CN	3 CN		
P	7.26	7.15	7.58	7.33	PN
BR	4.05	4.15	4.19	4.13	M Ac
SG	7.55	7.79	7.57	7.64	L AI

P = Portovelo.

BR = Bella Rica.

SG = San Gerardo.

1 CN = 1. Cianuración.

* Ver anexo 3. La interpretación del pH se determina por valores, Tabla # 27.

5.4 ANALISIS GRANULOMETRICO

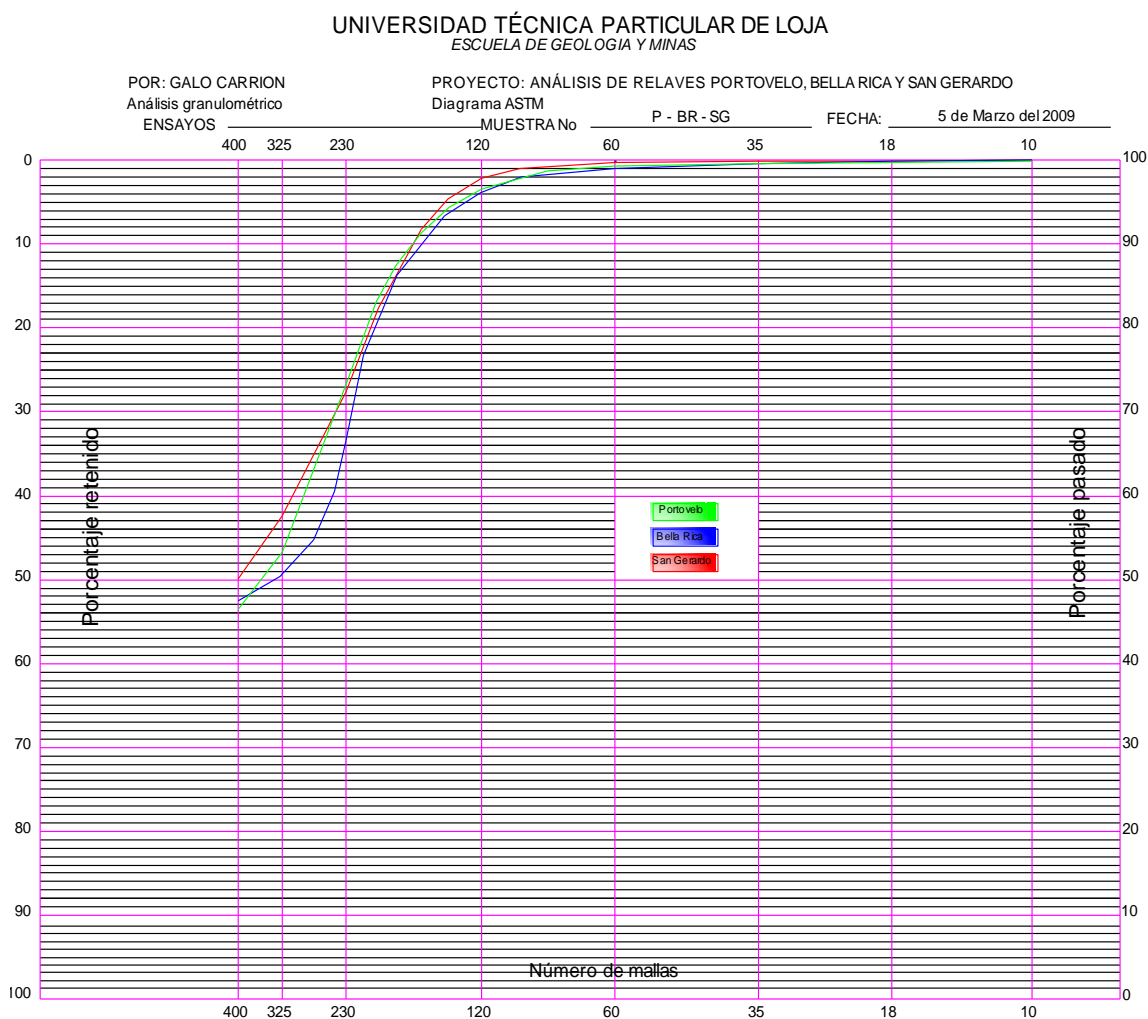
En el análisis granulométrico permitió conocer la distribución de tamaños de grano para los tres distritos, con los siguientes tiempos óptimos de molienda:

- Portovelo: 42 min. → d80 = 74 μ m
- Bella Rica: 65 min. → d80 = 74 μ m
- San Gerardo: 70 min. → d80 = 74 μ m

Se determino el d80 con 74 μ m (200 mallas) de tamaño de partículas a diferentes tiempos, obtenidos por ensayos anteriores en el laboratorio.

* Ver anexo 4, Determinación del d80.

Tabla 6. Análisis granulométrico



Tamices		Ensayo: P 42 min			Ensayo: BR 65 min			Ensayo: SG 70 min		
Abertura μ m	Mallas #	Peso (g)	Peso %	Retenido acumulado %	Peso (g)	Peso %	Retenido acumulado %	Peso (g)	Peso %	Retenido acumulado %
2000	+10	0.01	0.0040	0.0040	0.03	0.0121	0.0121	0.00	0.000	0.000
1000	+18	0.03	0.0121	0.0161	0.01	0.0040	0.0161	0.02	0.008	0.008
500	+35	0.06	0.0241	0.0402	0.07	0.0281	0.0442	0.00	0.000	0.008
250	+60	0.05	0.0201	0.0603	0.14	0.0562	0.1004	0.01	0.004	0.012
125	+120	7.98	3.2060	3.2662	9.61	3.8611	3.9616	5.32	2.141	2.153
63	+230	58.36	23.4462	26.7125	73.06	29.3543	33.3159	63.52	25.558	27.711
45	+325	49.03	19.6979	46.4103	37.10	14.9062	48.2221	36.31	14.610	42.321
37	+400	18.07	7.2597	53.6700	10.77	4.3272	52.5493	18.96	7.629	49.950
	- 400	2.27	0.9120	54.5820	5.75	2.3103	54.8596	1.34	0.539	50.489
	LAMAS	113.05	45.4180	100.0000	112.35	45.1404	100.0000	123.05	49.511	100.000
	SUMA	248.91	100.00		248.89	100.00		248.53	100.00	

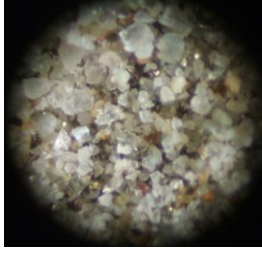
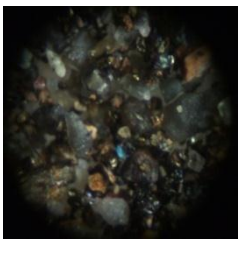
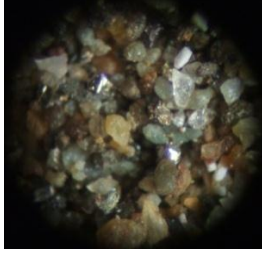
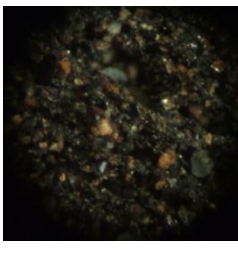
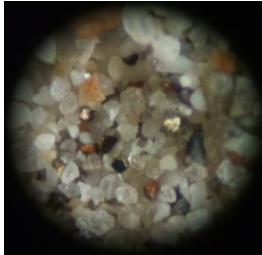
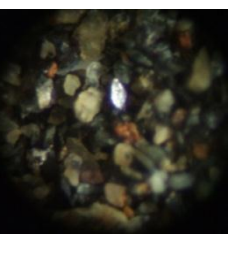
5.5 COMPOSICION MINERALOGICA

Del análisis mineralógico realizado para el Distrito Minero Portovelo el 80% del material lo conforman material ganga (cuarzo), 10 % sulfuros en mayor porcentaje la pirita y el resto del material está conformado por magnetita, limonita y hematita.

En el Distrito Bella Rica el 50 % se encuentra conformado por material ganga (cuarzo), 20 % por sulfuros con presencia en igual porcentaje de pirita y arsenopirita y el resto del material lo conforman el material secundario.

La mineralogía del Distrito San Gerardo está conformado por el 80 % material ganga (cuarzo), el 10 % lo conforman los sulfuros en el cual hay más presencia de pirita y el material secundario conforma el total de la muestra.

Tabla 7. Composición mineralógica

Dist.	Minerales		Conte. %	Foto			
Portovelo	Ganga 80% (Cuarzo)	Resinoso	50				
		Cristalino	30				
	Sulfuros 10%	Pirita	5				
		Calcopirita	2				
		Galena	1				
		Esfalerita	1				
		Bornita	1				
	Secundarios 9%	Magnetita	6			Minerales	Fracción Magnética
		Limonita	2				
Hematita		1					
Bella Rica	Ganga 50% (Cuarzo)	Cristalino	30				
		Resinoso	20				
	Sulfuros 20%	Pirita	7				
		Arsenopirita	7				
		Calcopirita	2				
		Enargita	2				
		Galena	1				
	Secundarios 29%	Esfalerita	1			Minerales	Fracción Magnética
		Magnetita	25				
Limonita		3					
San Gerardo	Ganga 80% (Cuarzo)	Resinoso	40				
		Cristalino	20				
		Lechoso	20				
	Sulfuros 10%	Pirita	4				
		Calcopirita	2				
		Arsenopirita	2				
		Galena	1				
	Secundarios 9%	Esfalerita	1			Minerales	Fracción Magnética
		Magnetita	6				
		Limonita	2				
		Hematita	1				

* Ver anexo 7, La interpretación se realizó con el diagrama de porcentajes.

5.6 ANALISIS QUÍMICO DE Au

Del material de los relaves, se realizó ensayos de fusión copelación, para determinar la ley de cabeza, ley de relave final y la concentración de oro en las soluciones de lixiviación química.

Tabla 8. Composición química

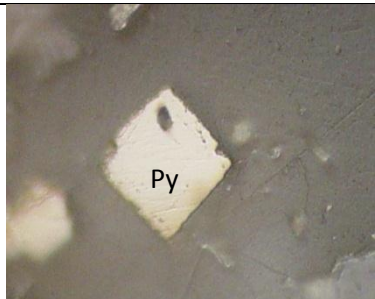
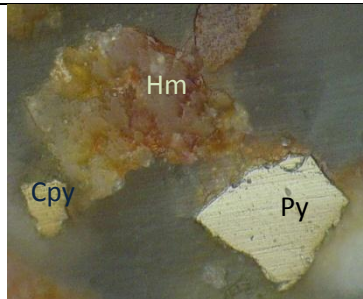
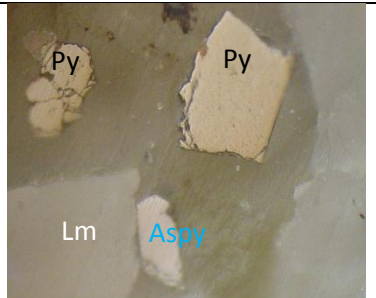
PROCEDIMIENTO	SECTOR	Cód. MUESTRA	LEY DE Au
Ley de cabeza (mg/Kg)	Portovelo	1 M P	1,56
	Bella Rica	1 M BR	2,28
	San Gerardo	1 M SG	6,12
Ley relave final de la cianuración (mg/Kg)	Portovelo	1 CN P	1,20
	Bella Rica	1 CN BR	1,12
	San Gerardo	1 CN SG	4,44
Ley relave final de la cianuración por tostación (mg/Kg)	Portovelo	1 CN T P	1,19
	Bella Rica	1 CN T BR	0,71
	San Gerardo	1 CN T SG	3,01
Ley solución final de la cianuración (mg/lit)	Portovelo	1 CN P	0,16
	Bella Rica	1 CN BR	0,49
	San Gerardo	1 CN SG	0,35
Ley solución final de la cianuración por tostación (mg/lit)	Portovelo	1 CN T P	0,15
	Bella Rica	1 CN T BR	0,78
	San Gerardo	1 CN T SG	1,48

5.7 DESCRIPCIÓN DE ORO OCLUIDO EN SULFUROS MINERALES

Las muestras presentan una granulometría muy fina. Los resultados finales de la composición mineralógica en las briquetas se detallan a continuación:

Dentro de las briquetas se pudo observar los diferentes minerales que se encuentra conformando el material de los relaves de los tres distritos mineros.

Grafico 3. Mineralogía del material de los tres Distritos

Distrito Portovelo	Distrito Bella Rica	Distrito San Gerardo
		
Lente: x 80 Presencia de pirita, 56 µm.	Lente: x 80 Se puede observar pirita, calcopirita y hematita, 60 µm	Lente: x 80 Se puede observar pirita, arsenopirita y limonita, 60 µm

En el Distrito Portovelo se observó oro ocluido en la limonita, tanto en los relaves sin tratamiento como en los que existió tratamiento oxidativo.

Grafico 4. Mineralogía del Distrito Portovelo

Material Portovelo	Cianuración Sin Tostación	Material Con Tostación
		
Lente: x 80, Au 4 µm. El oro se encuentra dentro de limonita.	Lente: x 80, Au 5 µm. El oro se encuentra encapsulado dentro de limonita	Lente: x 80, Au >3 µm. Oro dentro de limonita.

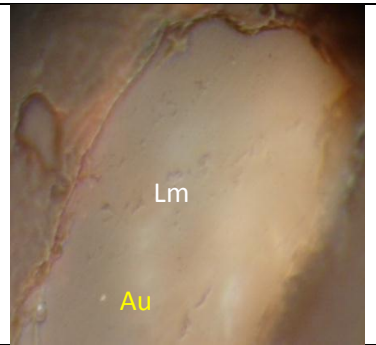
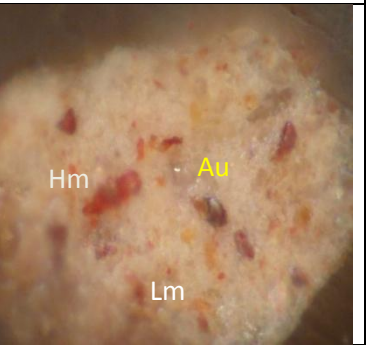
En el Distrito Bella Rica se observó oro encapsulado dentro de limonita y hematita, tanto en los relaves sin tratamiento como en los que existió tratamiento.

Grafico 5. Mineralogía del Distrito Bella Rica

Material Bella Rica	Cianuración Sin Tostación	Material Con Tostación
		
Lente: x 80, Au 4 μm . El oro se encuentra dentro de hematita.	Lente: x 80, Au 5 μm . El oro se encuentra en contacto con la limonita.	Lente: x 80, Au >3 μm . Oro encapsulado en hematita.

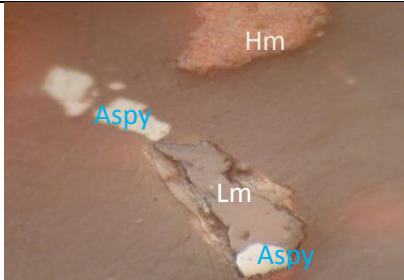
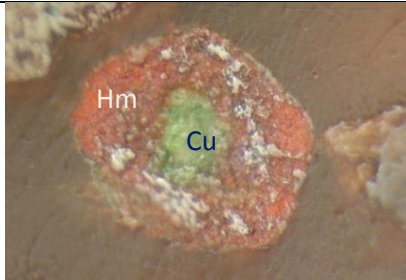
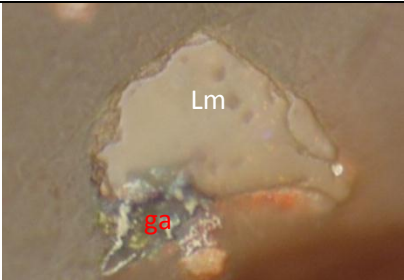
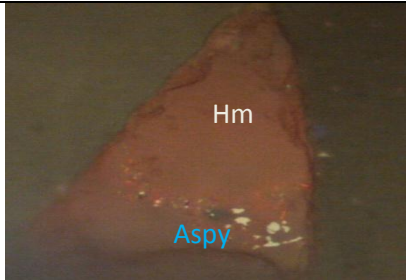
En el Distrito San Gerardo se observó oro ocluido en la limonita y en contacto con arsenopirita y hematita tanto en los relaves sin tratamiento como en los que existió tratamiento.

Grafico 6. Mineralogía del Distrito San Gerardo

Material San Gerardo	Cianuración Sin Tostación	Material Con Tostación
		
Lente: x 80, Au 5 μm . El oro se encuentra entre limonita y arsenopirita	Lente: x 80, Au 3 μm . El oro se encuentra encapsulado dentro de limonita	Lente: x 80, Au >3 μm . Oro dentro de limonita, presencia de hematita.

Dentro de las secciones pulidas en los tres distritos también se pudo observar otros minerales.

Grafico 7. Otros minerales.

<i>Distrito Minero Bella Rica</i>	<i>Distrito Minero San Gerardo</i>
	
Lente: x 80, tamaño 52 µm. Presencia de hematita, la arsenopirita se encuentra en contacto con limonita	Lente: x 90, tamaño 43 µm. Se puede observar el proceso de oxidación de la calcopirita: hematita con presencia de Cu.
<i>Distrito Minero Portovelo</i>	<i>Distrito Minero Bella Rica</i>
	
Lente: x 80, tamaño 57 µm. La limonita se encuentra en contacto con galena.	Lente: x 80, tamaño 60 µm. Hematita dentro de la cual se presentan partículas de arsenopirita.

5.8 ENSAYOS DE CIANURACIÓN

En las siguientes tablas se describe el control horario con las condiciones de operación las cuales se efectuaron las cianuraciones de los tres distritos.

- pH: 10,0 – 10,5
- Peso de la muestra (g): 500
- Volumen de agua (ml): 1000
- Dilución de la pulpa L/S: 2/1 (33% de concentrado).
- Tamaño de grano: 200 mallas (74 µm).
- Tiempo de cianuración: 24 horas

Para la cianuración de los relaves oxidados previamente con tostación el material fue tratado de la siguiente manera:

- Primera fase de tostación: 400°C durante tres horas.
- Segunda fase de tostación: 700°C durante cuatro horas.

Tabla 9. Cianuración de relaves del distrito de Portovelo sin oxidación (durante 24 H).

<i>Tiempo (hora)</i>	1 Cianuración			2. Cianuración			3. Cianuración		
	<i>pH</i>	<i>NaCN (g)</i>	<i>CaO (g)</i>	<i>pH</i>	<i>NaCN (g)</i>	<i>CaO (g)</i>	<i>pH</i>	<i>NaCN (g)</i>	<i>CaO (g)</i>
0:05	7,26	–	0,53	7,15	–	0,79	7,58	–	0,50
0:10	10,20	–	–	10,40	–	–	10,26	–	–
0:15	10,75	1,00	–	10,71	1,00	–	10,64	1,00	–
1:15	10,60	0,50	–	10,58	0,40	–	10,40	0,55	–
3:15	10,50	0,10	–	10,42	0,10	–	10,32	0,15	–
5:15	10,40	0,10	–	10,41	0,25	–	10,29	0,35	–
7:15	10,35	0,25	–	10,39	0,05	–	10,36	0,35	–
9:15	10,36	0,25	–	10,33	0,05	–	10,33	0,00	–
11:15	10,51	0,60	–	10,60	0,90	–	10,58	0,85	–
0:15	10,48	1,15	–	10,59	0,95	–	10,39	0,95	–

Tabla 10. Cianuración de los relaves del distrito de Portovelo (durante 24 H), oxidados previamente por tostación.

<i>Tiempo (hora)</i>	1 Cianuración			2. Cianuración			3. Cianuración		
	<i>pH</i>	<i>NaCN (g)</i>	<i>CaO (g)</i>	<i>pH</i>	<i>NaCN (g)</i>	<i>CaO (g)</i>	<i>pH</i>	<i>NaCN (g)</i>	<i>CaO (g)</i>
0:05	12,42	–	–	11,81	–	–	12,42	–	–
0:10	12,63	1,00	–	12,03	1,00	–	12,57	1,00	–
1:10	12,64	0,10	–	12,44	0,05	–	12,58	0,20	–
3:10	12,63	0,10	–	12,52	0,20	–	12,55	–	–
5:10	12,63	0,10	–	12,51	0,05	–	12,55	0,15	–
7:10	12,51	–	–	12,44	0,00	–	12,48	0,10	–
9:10	12,52	0,10	–	12,45	0,05	–	12,36	0,15	–
11:10	12,62	0,80	–	12,49	0,80	–	12,52	0,75	–
0:10	12,67	1,25	–	12,51	1,35	–	12,58	1,25	–

Tabla 11. Cianuración de relaves del distrito de Bella Rica sin oxidación (durante 24 H).

Tiempo (hora)	1 Cianuración			2. Cianuración			3. Cianuración		
	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)
0:05	4,05	—	3,98	4,15	—	3,75	4,19	—	3,55
0:10	10,23	—	—	10,27	—	—	10,36	—	—
0:15	10,20	1,00	—	10,40	1,00	—	10,30	1,00	—
1:15	10,12	0,25	—	10,20	0,60	0,18	10,13	0,70	—
3:15	10,14	0,75	—	10,15	0,44	—	10,07	0,60	—
5:15	10,12	0,60	—	10,14	0,55	—	10,02	0,35	—
7:15	10,12	0,40	—	10,14	0,50	—	10,14	0,40	—
9:15	10,17	0,40	—	10,22	0,40	—	10,18	0,45	—
11:15	10,37	0,80	—	10,39	0,95	—	10,40	0,95	—
0:15	9,91	0,50	—	10,29	0,55	—	10,03	0,55	—

Tabla 12. Cianuración de los relaves del distrito de Bella Rica (durante 24 H), oxidados previamente por tostación.

Tiempo (hora)	1 Cianuración			2. Cianuración			3. Cianuración		
	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)
0:05	5,03	—	5,97	6,20	—	5,99	5,88	—	5,95
0:10	10,18	—	—	10,16	—	—	10,19	—	—
0:15	10,24	1,00	—	10,21	1,00	—	10,22	1,00	—
1:15	9,80	0,35	0,81	9,74	0,30	1,30	9,79	0,33	0,99
3:15	9,82	0,40	0,97	9,88	0,30	0,67	9,85	0,35	0,81
5:15	9,85	0,40	0,72	9,89	0,20	0,51	9,86	0,29	0,63
7:15	10,00	0,20	0,23	9,90	0,20	0,50	9,85	0,20	0,39
9:15	10,00	0,30	0,25	9,76	0,25	0,87	9,78	0,28	0,62
11:15	10,20	1,05	—	10,09	0,90	—	10,14	0,98	—
0:15	9,98	0,50	—	10,27	1,00	—	10,11	0,90	—

Tabla 13. Cianuración de relaves del distrito de San Gerardo sin oxidación (durante 24 H).

Tiempo (hora)	1 Cianuración			2. Cianuración			3. Cianuración		
	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)
0:05	7,55	—	0,56	7,79	—	0,47	7,57	—	0,44
0:10	10,40	—	—	10,29	—	—	10,29	—	—
0:15	10,60	1,00	—	10,60	1,00	—	10,53	1,00	—
1:15	10,40	0,05	—	10,46	0,30	—	10,25	0,00	—
3:15	10,42	0,10	—	10,34	0,05	—	10,26	0,10	—
5:15	10,46	0,05	—	10,35	0,00	—	10,24	0,10	—
7:15	10,41	0,00	—	10,36	0,05	—	10,24	0,05	—
9:15	10,46	0,05	—	10,32	0,00	—	10,24	0,00	—
11:15	10,68	0,75	—	10,55	0,75	—	10,48	0,75	—
0:15	10,65	1,00	—	10,66	1,00	—	10,50	0,85	—

Tabla 14. Cianuración de los relaves del distrito de San Gerardo (durante 24 H), oxidados previamente por tostación.

Tiempo (hora)	1 Cianuración			2. Cianuración			3. Cianuración		
	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)
0:05	9,91	—	0,24	9,16	—	0,58	8,45	—	0,70
0:10	10,20	—	—	10,21	—	—	10,18	—	—
0:15	10,51	1,00	—	10,44	1,00	—	10,33	1,00	—
1:15	10,33	0,25	—	10,32	0,15	—	10,35	0,25	—
3:15	10,35	0,15	—	10,63	0,25	—	10,40	0,20	—
5:15	10,48	0,15	—	10,80	0,00	—	10,47	0,10	—
7:15	10,55	0,05	—	11,09	0,00	—	10,69	0,00	—
9:15	10,68	0,30	—	11,26	0,05	—	10,98	0,10	—
11:15	10,48	0,75	—	11,36	0,75	—	11,16	0,75	—
0:15	10,50	0,80	—	10,78	1,15	—	10,70	0,95	—

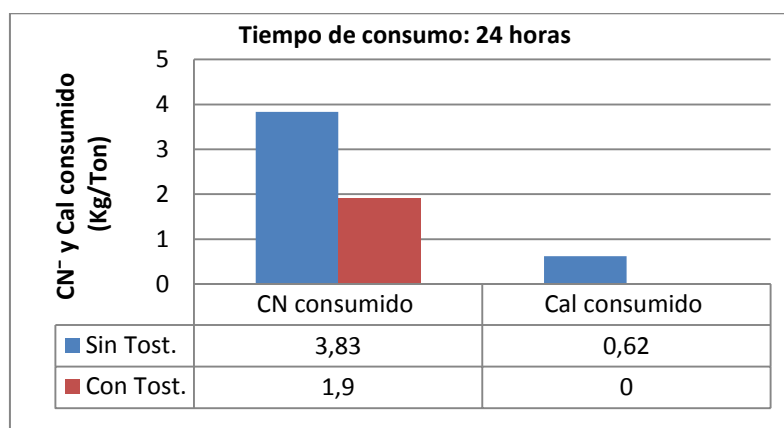
5.9 CONSUMO DE CAL Y CIANURO EN EL PROCESO

A continuación se presenta el consumo de cal y cianuro que se produjo durante los procesos de cianuración sin y con pretratamiento oxidativo.

Tabla 15. Consumo de Cianuro y Cal durante el proceso de cianuración sin y con tratamiento oxidativo del distrito de Portovelo.

PROCESO	PROMEDIO	
	g	Kg/Ton
<u>Sin tostación</u>		
Consumo de cianuro	1,92	3,83
Consumo de cal	0,31	0,62
<u>Con tostación</u>		
Consumo de cianuro	0,95	1,90
Consumo de cal	0,00	0,00

Grafica 8. Consumo de Cianuro y Cal durante las 24 Horas Distrito Portovelo.



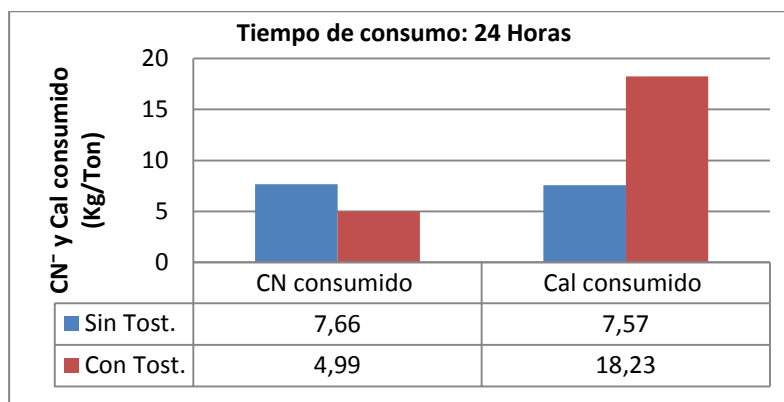
El valor promedio del consumo de cianuro en el Distrito Portovelo durante el proceso de cianuración sin pretratamiento oxidativo fue de 3,8 kg/ton, y con el proceso de tostación fue de 1,9 kg/ton, pudiéndose observar que el consumo de cianuro por el segundo proceso disminuye, esto se puede dar por la inactivación de agentes cianicidas, debido a que en la tostación los mismos forman óxidos que son solubles a pH ácidos, pero en este caso es alcalino.

El valor promedio del consumo de cal en el Distrito Portovelo es de 0,62 kg/ton con el material sin oxidar y con el material tostado no se produjo consumo durante el proceso, se podría decir que los sulfuros presentes en las muestras y sometidos al proceso de tostación pasan a sulfatos produciendo compuestos de carácter básico y a que los cationes en forma de óxidos generan protones.

Tabla 16. Consumo de Cianuro y Cal durante el proceso de cianuración sin y con tratamiento oxidativo del distrito de Bella Rica.

PROCESO	PROMEDIO	
	G	Kg/Ton
<u>Sin tostación</u>		
Consumo de cianuro	3,83	7,66
Consumo de cal	3,62	7,57
<u>Con tostación</u>		
Consumo de cianuro	2,49	4,99
Consumo de cal	9,12	18,23

Grafica 9. Consumo de Cianuro y Cal durante las 24 Horas Distrito Bella Rica.



El valor promedio del consumo de cianuro en el Distrito Bella Rica durante el proceso de cianuración sin pretratamiento oxidativo fue de 7,66 kg/ton, y con el proceso de tostación fue de 4,99 kg/ton, pudiéndose observar que el consumo de cianuro por el segundo proceso disminuye, esto se puede dar debido a la inactivación de agentes cianicidas, debido a que en la tostación los mismos forman óxidos que son solubles a pH ácidos, pero en este caso son alcalinos.

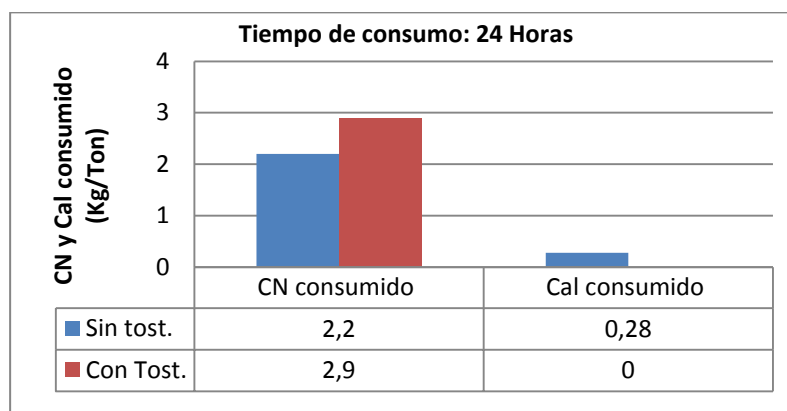
El valor promedio del consumo de cal en el Distrito Bella Rica es de 7,57 kg/ton con el material sin tostación y con el material tostado se produjo consumo de cal de 18,23 kg/ton, el consumo de cal se duplica, ya que luego del tratamiento de tostación seguramente ciertos iones metálicos como el arsénico, hierro y cobre característicos para este distrito minero, ya que podría estar generando mayor

cantidad de protones, acidificando la pulpa y por lo tanto aumentando el consumo de cal.

Tabla 17. Consumo de Cianuro y Cal durante el proceso de cianuración sin y con tratamiento oxidativo del distrito de San Gerardo.

PROCESO	PROMEDIO	
	g	Kg/Ton
<u>Sin tostación</u>		
Consumo de cianuro	1,10	2,20
Consumo de cal	0,14	0,28
<u>Con tostación</u>		
Consumo de cianuro	1,45	2,90
Consumo de cal	0,00	0,00

Grafica 10. Consumo de Cianuro y Cal durante las 24 Horas Distrito San Gerardo.



El valor promedio del consumo de cianuro en el Distrito San Gerardo durante el proceso de cianuración sin pretratamiento oxidativo fue de 2,2 kg/ton, y con el proceso de tostación fue de 2,9 kg/ton, pudiéndose observar que existe un incremento de consumo de cianuro durante el proceso con la muestra oxidada por tostación, esto se puede dar por la activación de agentes cianicidas.

El valor promedio del consumo de cal en el Distrito San Gerardo es de 0,28 kg/ton con el material sin pretratamiento oxidativo y con el material tostado no se produjo consumo durante el proceso, se podría decir que los sulfuros presentes en las muestras y sometidos al proceso de tostación pasan a sulfatos produciendo

compuestos de carácter básico y a que los cationes en forma de óxidos generan protones.

* Ver anexo 5, Determinación del consumo de cianuro y cal.

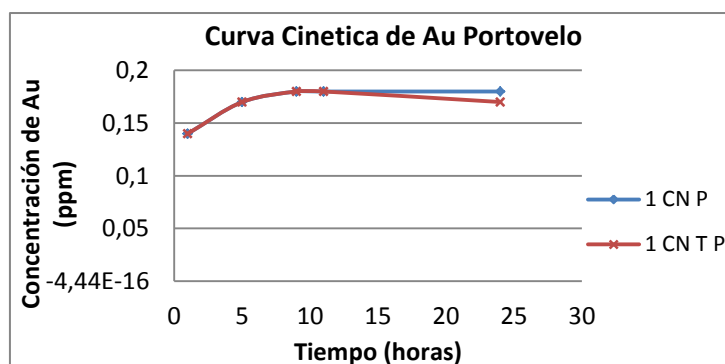
5.10 CURVAS DE CINÉTICA DE CIANURACIÓN

Estas curvas se corroboran con los resultados obtenidos en los rendimientos a partir de los balances químicos.

Tabla 18. Cianuraciones de los relaves del Distrito Portovelo

Tiempos (horas)	Ley de Au (ppm)	
	1. CN P (sin tratamiento)	1. CN T P (con tratamiento oxidativo)
1	0,14	0,14
5	0,17	0,17
9	0,18	0,18
11	0,18	0,18
24	0,18	0,17

Grafico 11. Curva Cinética de Au, Distrito Portovelo

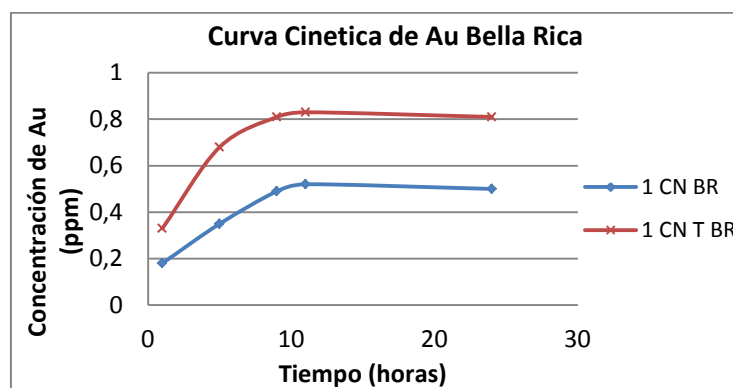


De las curvas de la cinética, en el gráfico # 11 podemos determinar que los resultados se mantienen con los dos tipos de materiales, pudiéndose observar que existe mejor lixiviación de oro a las nueve horas del proceso de cianuración con el material tostado y con el material sin tostar.

Tabla 19. Cianuraciones de los relaves del Distrito Bella Rica

Tiempos (horas)	Ley de Au (ppm)	
	1. CN BR (sin tratamiento)	1. CN T BR (con tratamiento oxidativo)
1	0,18	0,33
5	0,35	0,68
9	0,49	0,81
11	0,52	0,83
24	0,50	0,81

Grafico 12. Curva Cinética de Au, Distrito Bella Rica

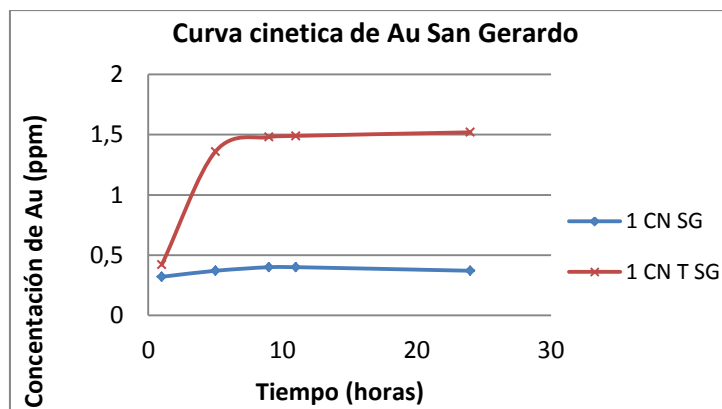


En este caso la curva de cinética del gráfico # 12 nos indica que la recuperación de oro es mejor con el material tostado, observándose notablemente una mejor lixiviación de oro a partir de las once horas y un incremento de la curva de la cinética en la cianuración con el material tostado. En los dos casos se puede decir que a partir de la hora doce esta curva empieza a ser constante.

Tabla 20. Cianuraciones de los relaves del Distrito San Gerardo

Tiempos (horas)	Ley de Au (ppm)	
	1. CN SG (sin tratamiento)	1. CN T SG (con tratamiento oxidativo)
1	0,32	0,42
5	0,37	1,36
9	0,4	1,48
11	0,4	1,49
24	0,37	1,52

Grafico 13. Curva Cinética de Au, Distrito San Gerardo



La diferencia de recuperación de oro es notoria en cuanto a la cinética que sigue el proceso (gráfico # 13) ya que se da una mejor lixiviación de oro con el material tostado durante todo el proceso de cianuración y la curva aumenta a las 24 horas y con el material sin tostar se da una mejor lixiviación de oro a las nueve horas y llegando a un punto que la curva se hace constante a partir de las doce horas.

5.11 BALANCE METALÚRGICO PARA EL ORO Y CÁLCULO DEL RENDIMIENTO

Se realizó ensayos de fusión copelación, para determinar la ley de cabeza y ley de relave final y con las soluciones cianuradas se realiza también por absorción atómica la ley de Au, los resultados sirven para calcular los balances metalúrgicos correspondientes a cada ensayo. La composición química del mineral estudiado, reveló la presencia de Au refractario.

El Au es refractario porque se encuentra ocluido dentro de otros minerales. Así en el Distrito Portovelo se observó oro ocluido en la limonita, en el Distrito Bella Rica se observó oro encapsulado dentro de limonita y hematita; y en el Distrito San Gerardo se observó oro ocluido en la limonita y en contacto con arsenopirita y hematita tanto en los relaves sin tratamiento como en los que existió tratamiento.

* Ver anexo 8, Resultados de Análisis Químicos.

Tabla 21. Balance químico para las cianuraciones de los relaves de Portovelo (P) con y sin tratamiento oxidativo.

Distrito	Cianuración	Entrada E (mg)	Solución S (mg)	Relave R (mg)	S+R (mg)	Rendimiento
P	<u>Sin tostación</u>	0,78	0,1664	0,5978	0,76	21,33%
	<u>Con tostación</u>	078	0,1568	0,5929	0,75	20,10 %

Para el Distrito Portovelo el rendimiento es de 21,33% con el material sin tostar y de 20,10% con el material tostado, observándose que los rendimientos son bastante similares en los dos casos, lo que nos indica que el tratamiento oxidativo no influye en la liberación de las partículas de Au.

Tabla 22. Balance químico para las cianuraciones de los relaves de Bella Rica (BR) con y sin tratamiento oxidativo.

Distrito	Cianuración	Entrada E (mg)	Solución S (mg)	Relave R (mg)	S+R (mg)	Rendimiento
BR	<u>Sin tostación</u>	1,14	0,5023	0,5596	1,06	44,06%
	<u>Con tostación</u>	1,14	0,7839	0,3547	1,13	68,76%

Para el distrito Bella Rica el rendimiento con el material sin tostar es de 44,06%, mientras que con el material tostado existe un incremento del 68,76%. Se puede ver claramente que hay una mejora significativa al tostar el material, ya que las partículas de Au podrían estar ocluidas en los sulfuros (pirita, arsenopirita, pirrotita).

Tabla 23. Balance químico para las cianuraciones de los relaves de San Gerardo (SG) con y sin tratamiento oxidativo.

Distrito	Cianuración	Entrada E (mg)	Solución S (mg)	Relave R (mg)	S+R (mg)	Rendimiento
SG	<u>Sin tostación</u>	3,06	0,3517	2,2112	2,56	11,49 %
	<u>Con tostación</u>	3,06	1,5244	1,5004	3,03	49,81 %

En el Distrito San Gerardo es notoria la diferencia en el rendimiento, con el material sin tostación que tiene un valor de 11,49 % con respecto al material

tostado que es del 49,81 %. Este aumento en el rendimiento se debe a que las partículas de Au están ocluidas en los sulfuros minerales.

* Ver anexo 6, Cálculo del balance químico.

5.12 EVALUACIÓN DE LOS RESULTADOS DE REFRACTABILIDAD INDIRECTA

- En el Distrito Portovelo se observo oro ocluido en la limonita, tanto en los relaves sin tratamiento como en los que existió tratamiento oxidativo. Asi mismo se pudo determinar para Portovelo un rendimiento de 21,33% y 20,10%, aproximadamente el 20%, en donde se puede observar que no influye la tostación, por lo tanto el oro está asociado algún oxido, se podría estimar un 80% de oro refractario de los relaves pero no asociado a sulfuros.
- En el Distrito Bella Rica se observo oro encapsulado dentro de limonita y hematita, tanto en los relaves sin tratamiento como en los que existió tratamiento. Bella Rica tiene un rendimiento del 44,06% y 68,76%, en donde $100 - 44,06 = 55,94\%$ este porcentaje se estima que es oro ocluido en los sulfuros y óxidos. $100 - 68,76 = 31,24\%$ este porcentaje es oro ocluido en algún oxido y se logra un 24% mejorar el rendimiento con tostación.
- En el Distrito San Gerardo se observo oro ocluido en la limonita y en contacto con arsenopirita y hematita tanto en los relaves con y sin tratamiento. Este distrito tiene un rendimiento del 11,49% y 49,81%, en donde $100 - 11,49 = 88,51\%$ este porcentaje es oro ocluido en los sulfuros y óxidos. $100 - 49,81 = 50,19\%$ es oro ocluido solo en óxidos. Y se logra un 38,32% mejorar el rendimiento con tostación.

CAPITULO VI

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 CONCLUSIONES:

Como resultados de la investigación realizados en los relaves de los Distritos Mineros de Portovelo, Bella Rica y San Gerardo se puede concluir lo siguiente:

- El peso específico para el Distrito Minero Portovelo es de 2,44 gr/cm³, para el Distrito Bella Rica el peso específico es más denso 2,70 gr/cm³ y para el Distrito San Gerardo es de 2,45 gr/cm³.
- El ángulo de reposo natural para los Distritos Mineros como son: Portovelo es igual a 30°24', Bella Rica 29°27' y San Gerardo 31°27', en donde podemos ver de que no existe mucha diferencia de inclinación del talud en los tres relaves de los tres distritos, estos datos nos ayudan a determinar un acercamiento del talud natural del relave.
- Para el distrito Portovelo el material es prácticamente neutro (**PN**) con valor promedio de pH 7.33; el material de Bella Rica se puede decir que es medianamente ácido (**M Ac**) con un valor promedio de pH de 4.13, por el contrario San Gerardo presenta un material ligeramente alcalino (**L Al**) con un valor promedio de pH de 7.64.
- El material relave, proveniente de los tres distritos, presenta una granulometría que tiene un d80 = 90 a 120 µm.
- Con un tiempo óptimo de molienda de 42 min para Portovelo, 65 min para Bella Rica y 70 min para San Gerardo se pudo obtener una granulometría

con un $d_{80} = 74 \mu\text{m}$ que corresponde a la malla # 200. Los cuales sirvieron para las pruebas de cianuración programadas.

- El consumo de cianuro en los tres Distritos durante el proceso de cianuración sin tostación se dio de la siguiente forma para Portovelo 3,8 kg/ton, para Bella Rica 7,6 kg/ton y para San Gerardo 2,2 kg/ton.
- El proceso de tostación y Cianuración produjo un consumo de cianuro de 1,9 kg/ton para el Distrito Portovelo, de 4,99 kg/ton para el Distrito Bella Rica y de 2,9 kg/ton para el Distrito San Gerardo.
- De los datos anteriores se puede concluir que el consumo de cianuro en el proceso de cianuración de los relaves tratados por tostación disminuyen en los Distritos Portovelo y Bella Rica debido a la inactivación de agentes cianicidas, ya que en la tostación los mismos forman óxidos que son solubles a pH ácidos pero en este caso tienen pH alcalino; mientras que en el distrito San Gerardo incrementa el consumo de cianuro debido a la activación de agentes cianurantes.
- El consumo de cal en las diferentes cianuraciones del relave sin tostación presentan los siguientes resultados para Portovelo es de 0,62 kg/ton, para Bella Rica un consumo de cal de 7,57 kg/ton y para San Gerardo de 0,28 kg/ton.
- Los ensayos de cianuración con el material tostado, nos presenta los siguientes resultados: para los Distritos Portovelo y San Gerardo no se produjo consumo de cal, para el Distrito Bella Rica el consumo de cal se produjo durante todo el proceso dándonos un valor de 18,23 kg/ton.
- Tomando en cuenta estos datos se podría decir que los sulfuros presentes en las muestras y sometidos al proceso de tostación pasan a óxidos y las sales se

convierten en activadores de OH^+ produciendo compuestos de carácter básico por lo cual no se produce consumo de cal durante el proceso de cianuración ya que los cationes en forma de óxidos generan protones en el caso de los Distritos Portovelo y San Gerardo. Y en el distrito Bella Rica el consumo de cal se duplica, ya que luego del tratamiento de tostación seguramente ciertos iones metálicos como el arsénico, hierro y cobre característicos para este distrito minero, ya que podría estar generando mayor cantidad de protones, acidificando la pulpa y por lo tanto aumentando el consumo de cal.

- La composición química del mineral estudiado, permite suponer la presencia de Au refractario, cuyos balances químicos dan los siguientes resultado:
 - Portovelo tiene un rendimiento con y sin tratamiento oxidativo de 21,33% y 20,10%, lo que quiere decir que no influye la tostación, por lo tanto el oro podría estar asociado algún óxido. Se estima un 80% de oro refractario de los relaves estudiados pero no asociado a sulfuros si no a la limonita.
 - Bella Rica tiene un rendimiento con y sin tratamiento del 44,06% y 68,76%, en donde el 55,94% podría ser oro ocluido en los sulfuros y óxidos, y el 31,24% sería oro ocluido en algún óxido y logrando un 24% mejorar el rendimiento con tostación.
 - San Gerardo tiene un rendimiento con y sin tratamiento del 11,49% y 49,81%, en donde el 88,51% de este porcentaje podría ser oro ocluido en los sulfuros y óxidos. Y el 50,19% es oro ocluido solo en óxidos. Se logra un 38,32% mejorar el rendimiento con tostación.
- Con los balances metalúrgicos y las cinéticas de cianuración se puede concluir que:
 - El Distrito Portovelo podemos determinar que los resultados se mantienen similares con los dos tipos de materiales, y la mejor lixiviación

de oro se logra a las nueve horas de lixiviación tanto con el material tostado como con el material sin tostar.

- El Distrito Bella Rica, en este caso la curva de cinética nos indica que la recuperación de oro es mejor con el material tostado, observándose notablemente una mejor lixiviación de oro a partir de las once horas y un incremento de la curva de la cinética en la cianuración con el material tostado. En los dos casos se puede decir que a partir de la hora doce esta curva empieza a ser constante.
- El Distrito San Gerardo la diferencia de recuperación de oro es notoria en cuanto a la cinética que sigue el proceso ya que se da una mejor lixiviación de oro con el material tostado durante todo el proceso de cianuración y la curva aumenta a las 24 horas y con el material sin tostar se da una mejor lixiviación de oro a las nueve horas y llegando a un punto que la curva es constante a partir de las doce horas.
- Se puede aplicar metodologías ácidas (químicas o bioquímicas), para mejorar estos rendimientos. Por ejemplo la biooxidación es una alternativa ampliamente difundida para la recuperación de minerales refractarios, tecnología limpia que no genera gases.
- El análisis mineralógico presenta:
 - Para el Distrito Minero Portovelo el 80% del material lo conforman material ganga (cuarzo), 10 % sulfuros en mayor porcentaje la pirita y el resto del material está conformado por magnetita, limonita y hematita.
 - En el Distrito Bella Rica el 50 % se encuentra conformado por material ganga (cuarzo), 20 % por sulfuros con presencia en igual porcentaje de pirita y enargita y el resto del material lo conforman el material secundario.

- La mineralogía del Distrito San Gerardo está conformado por el 80 % material ganga (cuarzo), el 10 % lo conforman los sulfuros en el cual hay más presencia de pirita y el material secundario conforma el total de la muestra.
- Las especies minerales encontradas fueron; mayoritariamente, material ganga (cuarzo), sulfuros como la pirita y algunos contenidos de esfalerita y galena. Este resultado, indica que el mineral de estudio Au presenta de igual modo, ciertas características refractarias al proceso de cianuración debido a su naturaleza pirítica.
- La distribución granulométrica del mineral en las secciones pulidas, presentan un tamaño de partícula menores a $74 \mu\text{m}$; en donde se pudo observar Au refractario con un tamaño menor a los $10 \mu\text{m}$ encapsulado en su mayoría dentro de limonita y hematita en el material de los tres Distritos Mineros.

6.2 RECOMENDACIONES:

- El tamaño de partícula que se desea obtener esta en total dependencia de la calidad y tiempo de molienda, para lo cual es conveniente tener bien en claro los tiempos de molienda y sus curvas para poder reportar la malla de trabajo para determinar el d80.
- El proceso de lavado de la muestra debe ser realizado cuidadosamente de modo de no dañar el tamiz o producir perdidas del material al ser lanzado este fuera del tamiz.
- Para que los datos sean confiables verificar el estado limpio de los tamices en caso de ser utilizados limpiarlos con brocha y con el aire del compresor y en

cado se ser necesario las mallas mayores a 200 utilizar el limpiador de ultrasonido.

- Realizar la tostación del mineral a 400 °C durante 3.0 horas y a 700°C durante 4.0 horas, para conseguir una tostación homogénea y llegar al objetivo.
- Se recomienda antes de realizar el proceso de cianuración plantearse el control horario y las condiciones de operación que se tomaran en cuenta para efectuar la misma.
- Al determinar el consumo de Cianuración residual hay que tomar en cuenta el gasto correcto de solución titulante, para determinar bien el porcentaje de cianuro que hay que devolver a la solución cianurada.
- Dejar que repose la muestra para poderla tomar sin sedimentos, hasta que el líquido se encuentre claro para el momento de realizar las titulaciones este no altere el color del viraje.
- Al momento de realizar las secciones pulidas es importante tratar de homogenizar el material con la resina para evitar el aglomeramiento del mismo ya que existe el riesgo de que la superficie expuesta al análisis no sea representativa del material a estudiar.
- Al momento de observar las briquetas y determinar el oro refractario, realizar los análisis químicos correspondientes para complementar los estudios y la evaluación de los relaves.

BIBLIOGRAFIA

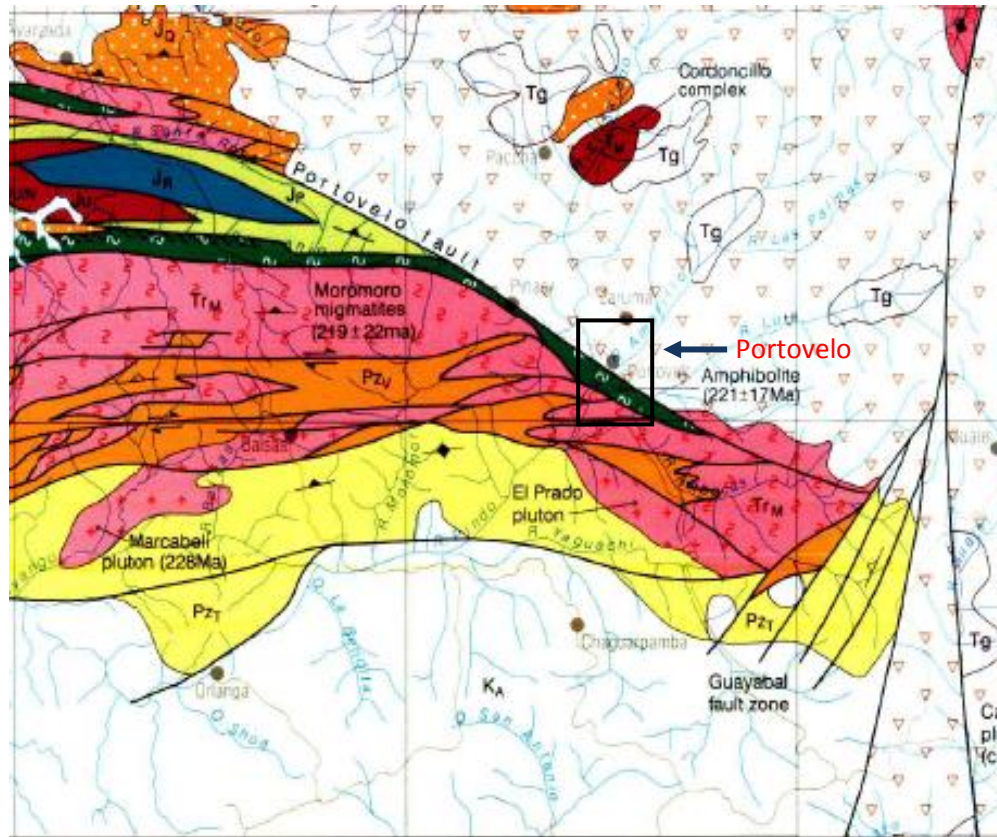
- ALULIMA Jorge, Rendimiento de la flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los subdistritos mineros de Portovelo – Zaruma, Bella Rica y San Gerardo, tesis, grado previo la obtención del título de ingeniero en Geología y Minas, Loja Ecuador 2009.
- CORNELIS Klein, Cornelius Hurlbut, “Manual de Mineralogía de Dana”, Editorial Reverté S.A., cuarta edición, septiembre del 2002.
- CHAPACA Galo & AVILA Margoth, Evaluación de las causas de refractariedad de un mineral aurífero de la zona de Bella Rica, escuela politécnica nacional, departamento de metalurgia extractiva. Quito, febrero 2003.
- DUQUE Pablo, “Breve Léxico Estratigráfico del ecuador”, Sistema de Información Geológica y Minera (SIM). Proyecto MEM BIRF 3655EC, Quito, 2002.
- GALAN HUERTOS Emilio, Mineralogía aplicada, editorial síntesis S. A, impresión en España 2004.
- GORDILLO Francisco, Bioxidación de tres concentrados auríferos con cultivos bacterianos nativos de los distritos mineros de la Cordillera Occidental de Los Andes al Sur del Ecuador. Ecuador. Julio 2007 / 2008.
- GUARTAN Medina José Arturo, TAMAY Granda José Vidal, Optimización del proceso de recuperación de Oro contenido en los relaves de molienda de la Planta Vivanco por el método de análisis químico y cianuración, tesis,

grado previo la obtención del título de ingeniero en Geología y Minas, Loja Ecuador 2002.

- GUEVARA A. & TORRE E, Importancia de los estudios mineralógicos en el procesamiento de minerales auríferos refractarios, escuela politécnica nacional, departamento de metalurgia extractiva. Quito.
- KIRK Raymon, OTHMER Donald, Enciclopedia de de tecnología química, Tomo X, primera edición en español, impreso en México, 1962.
- PALADINES Agustín, Los recursos no renovables del Ecuador, Quito Ecuador, primera edición, Editorial Universitaria, 2005.
- PALADINES Agustín, Zonificación y metalogénica de Ecuador, Quito Ecuador, INEMIN. 1989.
- PERRY Roberth, manual del Ingeniero Químico, sexta edición, tomo II.
- QUINTANA V, DIAZ X, Recuperación de oro refractario de sulfuros y sulfoalseniuros de hierro y cobre, escuela politécnica nacional, instituto de investigación tecnológica. Quito.
- UCP PRODEMINCA, “Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador, Depósitos Porfídicos y Epi-mesotermiales relacionados con intrusiones de las Cordilleras Occidental y Real”, Proyecto MEM BIRF 36-55 EC, Quito 2000.

ANEXOS

Anexo 1.



Mapa # 1. Geología regional de Portovelo – Zaruma⁸

⁸ Mapa de ocurrencias metálicas de la Faja Metamórfica El Oro, 80°00' - 79°23', 3°30' - 4°00', Escala 1:500.000, Mapas compilados por Martin Litherland basados en estudios de campo realizados bajo el proyecto Cordillera Real (1986-92). INEMIN, CODIGEM Y BGS.

LEYENDA ESTRATIGRÁFICA.

FAJA METAMORFICA CORDILLERA REAL Y ROCAS MAS JOVENES

PERIOD/EPOCH PERIODO/EPOCA	TERRANE TERRENO	LITHOLOGIES	LITOLOGIAS
QUATERNARY CUATERNARIO		Q _v , Q _s Continental volcanics (Q _v) Continental sediments (Q _s)	Volcánicos continentales (Q _v) Sedimentos continentales (Q _s)
		T _v , T _s Continental volcanics (T _v) Continental sediments (T _s)	Volcánicos continentales (T _v) Sedimentos continentales (T _s)
TERTIARY TERCIARIO		T _g , T _p Granodiorite/diorite (T _g) Porphyry (T _p)	Granodiorita/diorita (T _g) Porfido (T _p)
		T _g Gabbro, diorite	Gabro, diorita

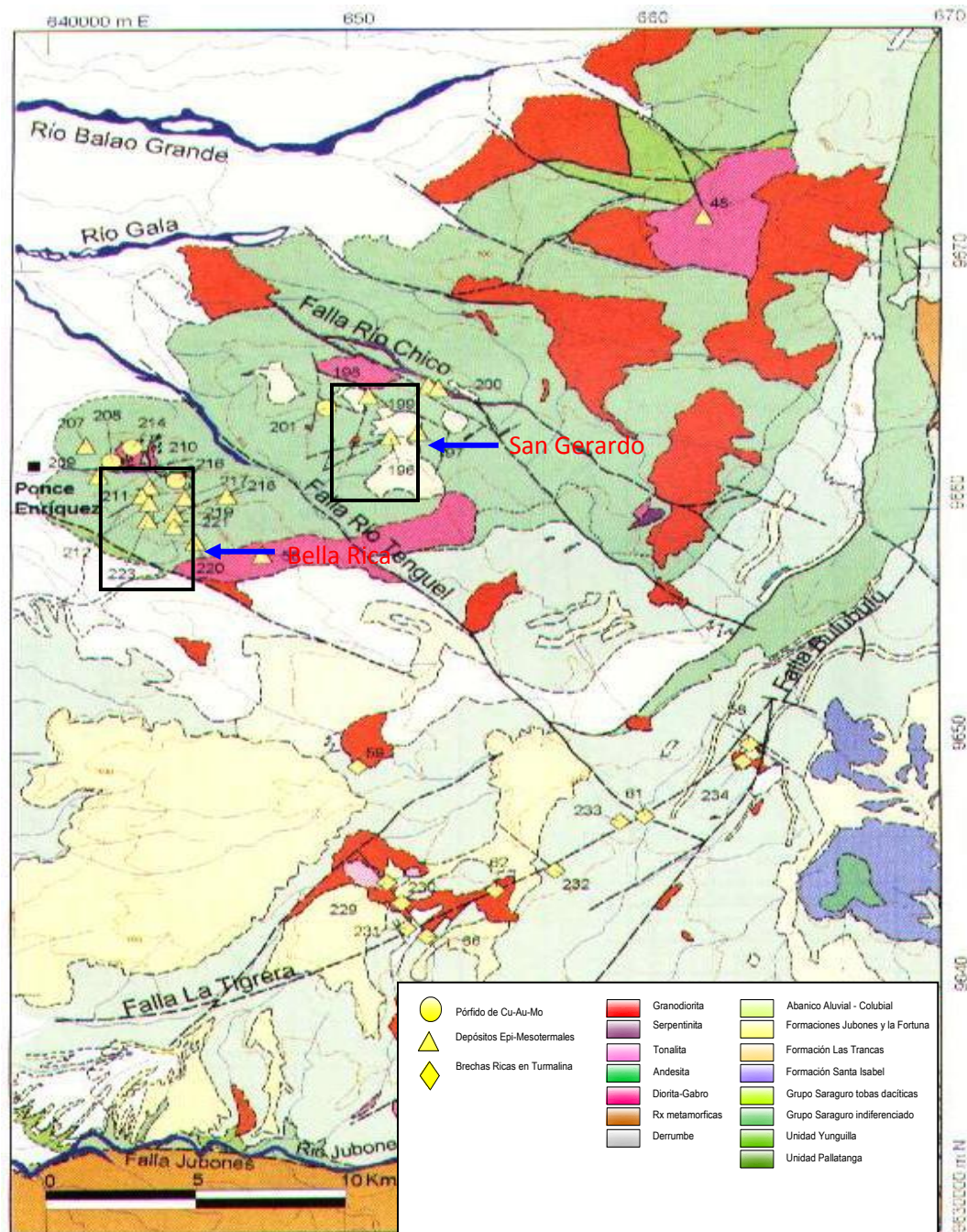
FAJA METAMORFICA EL ORO

JURASSIC- LOWER CRETACEOUS JURASICO CRETACICO INFERIOR	Ju	Serpentine, ultramafic complex	Serpentina, complejo ultramáfico
	J _R	Raspas unit: muscovite schists, blueschists, eclogites and greenschists	Unidad Raspas: esquistos muscovíticos, azules y verdes, eclogitas
	J _P	Panupali unit: greenschists	Unidad Panupali: esquistos verdes
	J _C	Palenque unit: pelitic phyllites and schists	Unidad Palenque: filitas y esquistos pelíticos
TRIASSIC TRIASICO		Piedras unit: basaltic amphibolites	Unidad Piedras: anfibolititas basálticas
PALAEOZOIC PALEOZOICO	Tr _g , Tr _u	Moromoro granites: gneissic or migmatitic granites and granodiorites (Tr _u = undeformed)	Granitos Moromoro: granitos y granodioritos gneisicos y migmatíticos (Tr _u = no deformados)
	Pz _v	La Victoria unit: semipelitic schists and gneisses	Unidad La Victoria: esquistos y gneis semipelíticos
	Pz _t	El Tigre unit: greywackes, semipelites and phyllites	Unidad El Tigre: grauwacas, semipelitas y filitas

Faja metamórfica Cordillera Real y rocas más jóvenes, Faja Metamórfica El Oro⁹

⁹ Mapa de ocurrencias metálicas de la Faja Metamórfica El Oro, 80°00'-79°23', 3°30'- 4°00', Escala 1:500.000, Mapas compilados por Martin Litherland basados en estudios de campo realizados bajo el proyecto Cordillera Real (1986-92). INEMIN, CODIGEM Y BGS.

Anexo 2.



Mapa # 2. Geología Regional de Bella Rica y San Gerardo¹⁰

¹⁰ Evaluación de distritos Mineros del Ecuador, Prodeminca, depósitos porfídicos y epi-mesotermiales relacionados con intrusiones de las cordilleras occidental y real, Vol. 4, Pág. 102,

Anexo 3.

Deducción de ecuación para la determinación del ángulo de reposo.

$$tg = \frac{a}{b}$$

$$b = \frac{d}{2}$$

$$tg \alpha = \frac{h}{\frac{d}{2}}$$

$$\alpha = \arctg \frac{2h}{d}$$

Tabla 24. Niveles críticos para la interpretación del análisis químico de suelos en la Región Costa de Ecuador.¹¹

INTERPRETACION	pH	Siglas
Muy Acido	0.0 – < 5.0	M Ac
Acido	5.0 – 5.5	Ac
Medianamente Acido	> 5.5 – 6.0	Me Ac
Ligeramente Acido	> 6.0 – 6.5	L Ac
Prácticamente Neutro	> 6.5 – 7.5	P N
Ligeramente Alcalino	> 7.5 – 8.0	L Al
Medianamente Alcalino	> 8.0 – 8.5	Me Al
Alcalino	> 8.5	Al
Neutro	7.0	N

¹¹ Fuente: INIAP. EESC. 2002.

Anexo 4.

Determinación del d80.

Tabla 25. Granulometría del relave Portovelo a los 42 minutos de molienda

# Malla	Abertura μm	Peso g	Peso %	Retenido Acumulado %	Pasante Acumulado %
1 = (+10)	2000	0,01	0,0040	0,0040	99,996
2 = (+18)	1000	0,03	0,0121	0,0161	99,984
3 = (+35)	500	0,06	0,0241	0,0402	99,960
4 = (+60)	250	0,05	0,0201	0,0603	99,940
5 = (+120)	125	7,98	3,2060	3,2662	96,734
6 = (+230)	63	58,36	23,4462	26,7125	73,288
7 = (+325)	45	49,03	19,6979	46,4103	53,590
8 = (+400)	37	18,07	7,2597	53,6700	46,330
-400	0	2,27	0,9120	54,5820	45,418
Lamas		113,05	45,4180	100,0000	0,000
Total		248,91			

Transformación de micrómetros a N° de Mallas

Coefficiente	Exponente	Respuesta	Unidades
7,399	0,029	75,29	micrómetros
Interpolación			
b	170	88	a
X		75,29	e
d	200	74	c
Resultado		197,2	mallas

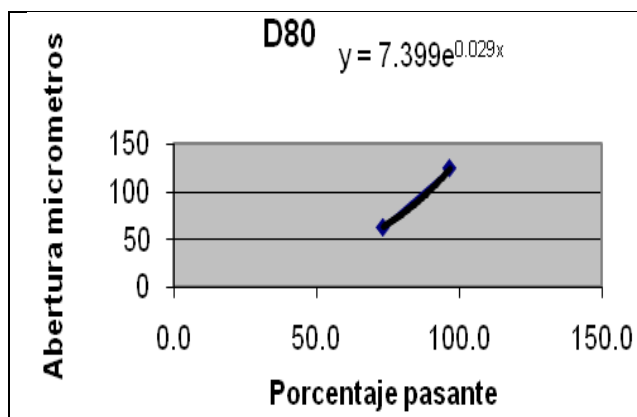


Tabla 26. Granulometría del relave Bella Rica a 65 minutos de molienda

# Malla	Abertura μm	Peso g	Peso %	Retenido Acumulado %	Pasante Acumulado %
1 = (+10)	2000	0,03	0,0121	0,0121	99,988
2 = (+18)	1000	0,01	0,0040	0,0161	99,984
3 = (+35)	500	0,07	0,0281	0,0442	99,956
4 = (+60)	250	0,14	0,0562	0,1004	99,900
5 = (+120)	125	9,61	3,8611	3,9616	96,038
6 = (+230)	63	73,06	29,3543	33,3159	66,684
7 = (+325)	45	37,1	14,9062	48,2221	51,778
8 = (+400)	37	10,77	4,3272	52,5493	47,451
-400	0	5,75	2,3103	54,8596	45,140
Lamas		112,35	45,1404	100,0000	0,000
Total		248,89			

Transformación de micrómetros a N° de Mallas

Coefficiente	Exponente	Resultado	Unidades
13,28	0,023	83,62	micrómetros
Interpolación			
b	170	88	a
X		83,62	e
d	200	74	c
Resultado		179.4	mallas

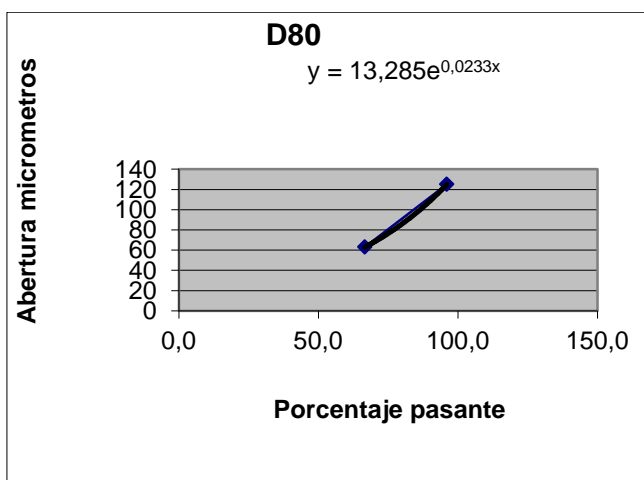
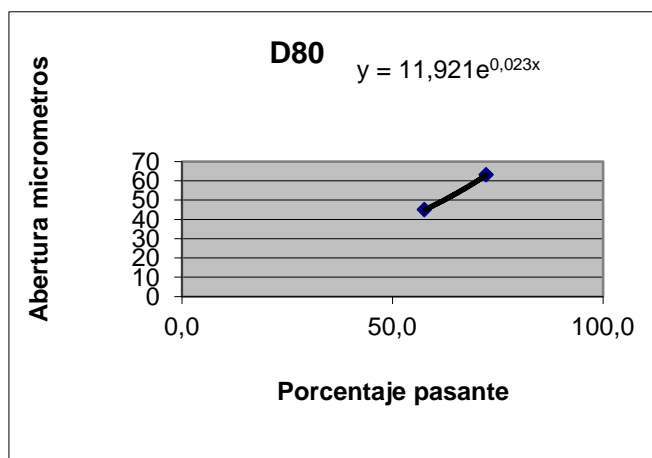


Tabla 27. Granulometría del relave San Gerardo a 70 minutos de molienda

# Malla	Abertura μm	Peso g	Peso %	Retenido Acumulado %	Pasante Acumulado %
1 = (+10)	2000	0,00	0,000	0,000	100,00
2 = (+18)	1000	0,02	0,008	0,008	100,00
3 = (+35)	500	0,00	0,000	0,008	100,00
4 = (+60)	250	0,01	0,004	0,012	100,00
5 = (+120)	125	5,32	2,141	2,153	97,80
6 = (+230)	63	63,52	25,558	27,711	72,30
7 = (+325)	45	36,31	14,610	42,321	57,70
8 = (+400)	37	18,96	7,629	49,950	50,10
-400	0	1,34	0,539	50,489	49,50
Lamas		123,05	49,511	100,000	0,00
Total		248,53			

Transformación de micrómetros a N° de Mallas

Coficiente	Exponente	Respuesta	Unidades
11,92	0,023	75,05	micrómetros
Interpolación			
b	170	88	a
X		75,05	e
d	200	74	c
Resultado		197,7	mallas



Anexo 5.

Determinación del consumo de Cianuro y Cal

Cianuración Sin Tostación Portovelo

1. Cianuración Portovelo

CN residual a las 24 horas = 1,15 g

Cianuro consumido = Σ durante 24 horas - CN residual a las 24 horas
= 2,80 - 1,15
= 1,65 g

Consumo CN (Kg/t) = Cianuro consumido/peso muestra x 1000
= (1,65 g / 500 g) 1000
= 3,3 Kg/t

CaO residual a las 24 horas = 0,3 g

Cal consumido = Σ durante 24 horas - CaO residual a las 24 Horas
= 0,53 - 0,3
= 0,23 g

Consumo CaO (Kg/t) = Cal consumido / peso muestra x 1000
= (0,23 g / 500 g) 1000
= 0,46 Kg/t

2. Cianuración Portovelo

CN residual a las 24 horas = 0,95 g

Cianuro consumido = Σ durante 24 horas - CN residual a las 24 horas
= 2,75 - 0,95
= 1,8 g

Consumo CN (Kg/t) = Cianuro consumido/peso muestra x 1000
= (1,8 g / 500 g) 1000
= 3,6 Kg/t

CaO residual a las 24 horas = 0,3 g

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 0,79 - 0,3 \\ &= 0,49 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,49 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 0,98 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

3. Cianuración Portovelo

CN residual a las 24 horas = 0,95 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 3,25 - 0,95 \\ &= 2,3 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (2,3 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 4,6 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

CaO residual a las 24 horas = 0,3 g

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 0,50 - 0,30 \\ &= 0,2 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,2 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 0,4 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

Cianuración Sin Tostación Bella Rica

Consumo de Cianuro y Cal

1. Cianuración Bella Rica

CN residual a las 24 horas = 0,5 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 4,2 - 0,5 \\ &= 3,7 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (3,7 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 7,4 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

$$\text{CaO residual a las 24 horas} = 0,25 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 3,98 - 0,25 \\ &= 3,73 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (3,73 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 7,46 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

2. Cianuración Bella Rica

$$\text{CN residual a las 24 horas} = 0,55 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 4,44 - 0,55 \\ &= 3,89 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (3,89 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 7,78 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

$$\text{CaO residual a las 24 horas} = 0,2 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 3,93 - 0,2 \\ &= 3,73 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (3,73 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 7,46 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

3. Cianuración Bella Rica

$$\text{CN residual a las 24 horas} = 0,55 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 4,45 - 0,55 \\ &= 3,9 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (3,9 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 7,8 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

$$\text{CaO residual a las 24 horas} = 0,15 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 3,55 - 0,15 \\ &= 3,40 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (3,40 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 6,8 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

Cianuración Sin Tostación San Gerardo

Consumo de Cianuro y Cal

1. Cianuración San Gerardo

$$\text{CN residual a las 24 horas} = 1,00 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 2,00 - 1,00 \\ &= 1 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (1 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 2 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

$$\text{CaO residual a las 24 horas} = 0,45 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 0,56 - 0,45 \\ &= 0,11 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,11 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 0,22 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

2. Cianuración San Gerardo

CN residual a las 24 horas = 1,00 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 2,15 - 1,00 \\ &= 1,15 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (1,15 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 2,3 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

CaO residual a las 24 horas = 0,3

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 0,47 - 0,3 \\ &= 0,17 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,17 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 0,34 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

3. Cianuración San Gerardo

CN residual a las 24 horas = 0,85 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 2,00 - 0,85 \\ &= 1,15 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (1,15 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 2,3 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

CaO residual a las 24 horas = 0,3 g

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 0,44 - 0,3 \\ &= 0,14 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,14 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 0,28 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

Cianuración Con Tostación Portovelo

Consumo de Cianuro y Cal

1. Cianuración de relaves Tostados de Portovelo

CN residual a las 24 horas = 1,25 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 2,2 - 1,25 \\ &= 0,95 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,95 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 1,9 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

CaO residual a las 24 horas = 0,00 g

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

2. Cianuración de relaves Tostados de Portovelo

CN residual a las 24 horas = 1,35 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 2,15 - 1,35 \\ &= 0,8 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,8 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 1,6 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

CaO residual a las 24 horas = 0,00 g

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

3. Cianuración de relaves Tostados de Portovelo

CN residual a las 24 horas = 1,25 g

Cianuro consumido = Σ durante 24 horas - CN residual a las 24 horas
= 2,35 - 1,25
= 1,1 g

Consumo CN (Kg/t) = Cianuro consumido/peso muestra x 1000
= (1,1 g / 500 g) 1000
= 2,2 Kg/t

CaO residual a las 24 horas = 0,00 g

Cal consumido = Σ durante 24 horas - CaO residual a las 24 Horas
= sin consumo

Consumo CaO (Kg/t) = Cal consumido/peso muestra x 1000
= sin consumo

Cianuración Con Tostación Bella Rica

Consumo de Cianuro y Cal

1. Cianuración de relaves Tostados de Bella Rica

CN residual a las 24 horas = 0,5 g

Cianuro consumido = Σ durante 24 horas - CN residual a las 24 horas
= 3,3 - 0,5
= 2,8 g

Consumo CN (Kg/t) = Cianuro consumido/peso muestra x 1000
= (2,8 g / 500 g) 1000
= 5,6 Kg/t

CaO residual a las 24 horas = 0,25 g

Cal consumido = Σ durante 24 horas - CaO residual a las 24 Horas
= 8,95 - 0,25
= 8,7 g

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (8,7 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 17,40 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

2. Cianuración de relaves Tostados de Bella Rica

CN residual a las 24 horas = 1 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 3,15 - 1,0 \\ &= 2,15 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (2,15 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 4,3 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

CaO residual a las 24 horas = 0,3 g

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 9,84 - 0,3 \\ &= 9,54 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (9,54 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 19,08 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

3. Cianuración de relaves Tostados de Bella Rica

CN residual a las 24 horas = 1 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 3,43 - 0,9 \\ &= 2,53 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (2,53 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 5,06 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

CaO residual a las 24 horas = 0,28 g

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= 9,39 - 0,28 \\ &= 9,11 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (9,11 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 18,22 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

Cianuración Con Tostación San Gerardo

Consumo de Cianuro y Cal

1. Cianuración de relaves Tostados de San Gerardo

CN residual a las 24 horas = 0,8 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 2,65 - 0,8 \\ &= 1,85 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (1,85 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 3,7 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

CaO residual a las 24 horas = 0,35 g

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

2. Cianuración de relaves Tostados de San Gerardo

CN residual a las 24 horas = 1,15 g

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 2,2 - 1,15 \\ &= 1,05 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (1,05 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 2,1 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

$$\text{CaO residual a las 24 horas} = 0,6 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

3. Cianuración de relaves Tostados de San Gerardo

$$\text{CN residual a las 24 horas} = 0,95 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CN residual a las 24 horas} \\ &= 2,40 - 0,95 \\ &= 1,45 \text{ g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (1,45 \text{ g} / 500 \text{ g}) 1000 \\ &= 2,9 \text{ Kg/t}\end{aligned}$$

$$\text{CaO residual a las 24 horas} = 0,75 \text{ g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 24 horas} - \text{CaO residual a las 24 Horas} \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= \text{sin consumo}\end{aligned}$$

Anexo 6.

Cálculo de Balance Químico

Balance químico para 1. CN P

ENTRADA:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 500 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 1,56 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,5 \text{ Kg} \times 1,56 \text{ mg/kg} \\ = 0,78 \text{ mg} \end{array}$$

SOLUCION:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Volumen} = 1040 \text{ ml.} \\ \text{Ley Au} = 0,16 \text{ mg/lit.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 1,040 \text{ lit} \times 0,16 \text{ mg/lit} \\ = 0,1664 \text{ mg} \end{array}$$

RELAVE:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 498,17 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 1,20 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,49817 \text{ Kg} \times 1,20 \text{ mg/kg} \\ = 0,5978 \text{ mg} \end{array}$$

$$E = S + R$$

$$0,78 \text{ mg} = 0,1664 \text{ mg} + 0,5978 \text{ mg}$$

$$0,78 \text{ mg} = 0,76 \text{ mg}$$

$$\text{RENDIMIENTO} = \frac{0,1664 \text{ mg}}{0,78 \text{ mg}} \times 100$$

$$= 21,33\%$$

Balance químico para 1. CN T P

ENTRADA:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 500 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 1,56 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,5 \text{ Kg} \times 1,56 \text{ mg/kg} \\ = 0,78 \text{ mg} \end{array}$$

SOLUCION:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Volumen} = 1045 \text{ ml.} \\ \text{Ley Au} = 0,15 \text{ mg/lit.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 1,045 \text{ lit} \times 0,15 \text{ mg/lit} \\ = 0,1568 \text{ mg} \end{array}$$

RELAVE:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 498,24 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 1,19 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,49824 \text{ Kg} \times 1,19 \text{ mg/kg} \\ = 0,5929 \text{ mg} \end{array}$$

$E = S + R$

0,78 mg = 0,1568 mg + 0,5929 mg

$RENDIMIENTO = \frac{0,1568 \text{ mg}}{0,78 \text{ mg}} \times 100$

0,78 mg = 0,75 mg

= 20,10 %

Balance químico para 1. CN BR

ENTRADA:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 500 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 2,28 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,5 \text{ Kg} \times 2,28 \text{ mg/kg} \\ = 1,14 \text{ mg} \end{array}$$

SOLUCION:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Volumen} = 1025 \text{ ml.} \\ \text{Ley Au} = 0,49 \text{ mg/lit.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 1,025 \text{ lit} \times 0,49 \text{ mg/lit} \\ = 0,5023 \text{ mg} \end{array}$$

RELAVE:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 499,6 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 1,12 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,4996 \text{ Kg} \times 1,12 \text{ mg/kg} \\ = 0,5596 \text{ mg} \end{array}$$

$E = S + R$

1,14 mg = 0,5023 mg + 0,5596 mg

$RENDIMIENTO = \frac{0,5023 \text{ mg}}{1,14 \text{ mg}} \times 100$

1,14 mg = 1,06 mg

= 44,06%

Balance químico para 1. CN T BR

ENTRADA:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 500 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 2,28 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,5 \text{ Kg} \times 2,28 \text{ mg/kg} \\ = 1,14 \text{ mg} \end{array}$$

SOLUCION:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Volumen} = 1005 \text{ ml.} \\ \text{Ley Au} = 0,78 \text{ mg/lit.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 1,005 \text{ lit} \times 0,78 \text{ mg/lit} \\ = 0,7839 \text{ mg} \end{array}$$

RELAVE:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 499,71 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 0,71 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,49971 \text{ Kg} \times 0,71 \text{ mg/kg} \\ = 0,3547 \text{ mg} \end{array}$$

$$E = S + R$$

$$1,14 \text{ mg} = 0,7839 \text{ mg} + 0,3547 \text{ mg}$$

$$1,14 \text{ mg} = 1,13 \text{ mg}$$

$$\begin{aligned} \text{RENDIMIENTO} &= \frac{0,7839 \text{ mg}}{1,14 \text{ mg}} \times 100 \\ &= 68,76\% \end{aligned}$$

Balance químico para 1. CN SG

ENTRADA:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 500 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 6,12 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,5 \text{ Kg} \times 6,12 \text{ mg/kg} \\ = 3,06 \text{ mg} \end{array}$$

SOLUCION:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Volumen} = 1005 \text{ ml.} \\ \text{Ley Au} = 0,35 \text{ mg/lit.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 1,005 \text{ lit} \times 0,35 \text{ mg/lit} \\ = 0,3517 \text{ mg} \end{array}$$

RELAVE:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 498,01 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 4,44 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,49801 \text{ Kg} \times 4,44 \text{ mg/kg} \\ = 2,2112 \text{ mg} \end{array}$$

$$E = S + R$$

$$3,06 \text{ mg} = 0,3517 \text{ mg} + 2,2112 \text{ mg}$$

$$\text{RENDIMIENTO} = \frac{0,3517 \text{ mg}}{3,06 \text{ mg}} \times 100$$

$$3,06 \text{ mg} = 2,56 \text{ mg}$$

$$= 11,49 \%$$

Balance químico para 1. CN T SG

ENTRADA:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 500 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 6,12 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,5 \text{ Kg} \times 6,12 \text{ mg/kg} \\ = 3,06 \text{ mg} \end{array}$$

SOLUCION:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Volumen} = 1030 \text{ ml.} \\ \text{Ley Au} = 1,48 \text{ mg/lit.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 1,030 \text{ lit} \times 1,48 \text{ mg/lit} \\ = 1,5244 \text{ mg} \end{array}$$

RELAVE:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Peso} = 498,49 \text{ g.} \\ \text{Ley Au} = 3,01 \text{ mg/Kg.} \end{array} \right\} \begin{array}{l} = 0,49849 \text{ Kg} \times 3,01 \text{ mg/kg} \\ = 1,5004 \text{ mg} \end{array}$$

$$E = S + R$$

$$3,06 \text{ mg} = 1,5244 \text{ mg} + 1,5004 \text{ mg}$$

$$\text{RENDIMIENTO} = \frac{1,5244 \text{ mg}}{3,06 \text{ mg}} \times 100$$

$$3,06 \text{ mg} = 3,03 \text{ mg}$$

$$= 49,81 \%$$

Anexo 7.

Diagrama para la determinación visual de porcentajes de minerales en las rocas.

84

Geología práctica

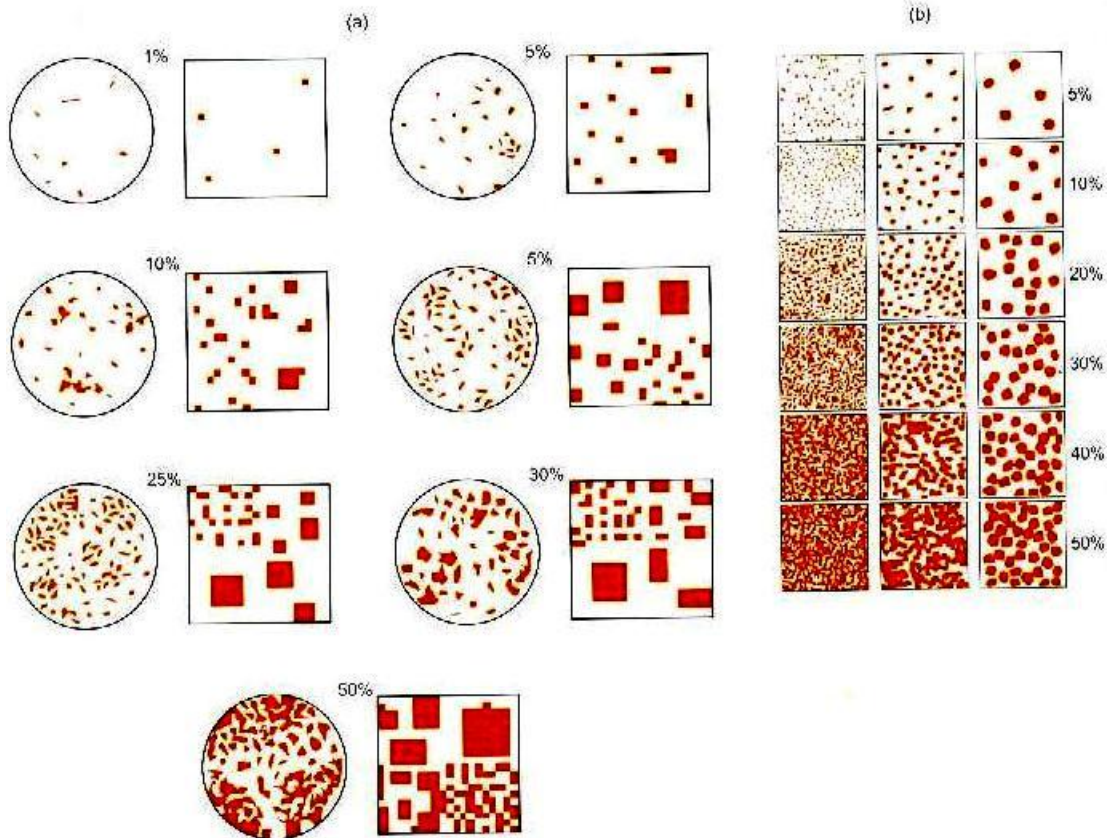


FIGURA 8.1 Diagramas de estimación de porcentajes en análisis modal. (a) Realizados por comparación visual (círculo) y mediante ordenador (cuadrados). (b) Estimación visual de porcentajes variando el tamaño de los componentes observados.